

Mining Science and Technology

Горные науки
и технологии

Vol. 9 № 2
2024



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

<https://t.me/MinSciTech>



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

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

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

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

ГЛАВНЫЙ РЕДАКТОР

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

ЗАМЕСТИТЕЛИ ГЛАВНОГО РЕДАКТОРА

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

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

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

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

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

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

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

ОТВЕТСТВЕННЫЙ СЕКРЕТАРЬ

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

ПЕРИОДИЧНОСТЬ 4 раза в год

ОСНОВАН в 2016 году

РЕГИСТРАЦИЯ

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

Свидетельство о регистрации Эл № ФС77-62652.

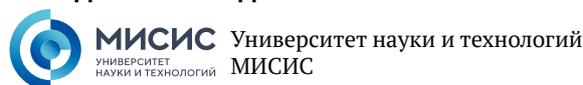
ИНДЕКСИРОВАНИЕ

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



Журнал открытого доступа.

УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ



АДРЕС УЧРЕДИТЕЛЯ И ИЗДАТЕЛЯ

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

КОНТАКТЫ РЕДАКЦИИ

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

Телефон: +7 (495) 955-00-77

e-mail: send@misis.ru



Контент доступен под лицензией
Creative Commons Attribution 4.0 License.



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

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

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

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

EDITOR-IN-CHIEF

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

DEPUTIES EDITOR-IN-CHIEF

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

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

EDITORIAL BOARD

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

EDITORIAL COUNCIL

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

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

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

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

EXECUTIVE SECRETARY

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

QUARTERLY

FOUNDED in 2016

REGISTRATION

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

INDEXATION

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

FOUNDER AND PUBLISHER



UNIVERSITY MISIS
University of Science and Technology
MISIS

CONTACT

4 Leninsky Prospect, Moscow 119049, Russian Federation

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

e-mail: send@misis.ru



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



СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Повышение эффективности целочисленных моделей для решения задачи долгосрочного планирования добычи на открытых горных работах путем установления переменных решений на основе параметрического анализа конечного контура карьера 74

К. Хасоздемир, С. Г. Эрчелеби

Влияние скорости детонации взрывчатых веществ на степень предразрушения горной породы при взрыве 85

С. В. Хохлов, Ю. И. Виноградов, В. А. Маккоев, З. А. Абиев

Теоретические аспекты технологии взрывной отбойки блочного камня 97

В. Н. Ковалевский, А. В. Мысин, В. И. Сушкова

ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Состав и минералогия гранитоидов Обь-Зайсанской складчатой области в связи с прогнозом радиоактивности подземных вод 105

В. П. Сухоруков, А. Ф. Сухорукова, Д. А. Новиков, А. С. Деркачев

СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА. ГЕОФИЗИКА

Определение модуля деформации и характеристик анизотропного поведения блочных массивов горных пород 116

О. Ахрами, Х. Джавахери Купаи, К. Ахангари

ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Современные направления повышения эффективности пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов 134

В. В. Морозов, Е. Г. Коваленко, Г. П. Двойченкова, И. В. Пестряк, С. П. Лезова

Повышение эффективности флотационного обогащения комплексных руд с использованием методов прямой потенциометрии 146

Т. А. Яковлева, А. О. Ромашев, Г. Н. Машевский

Сравнительные технологические исследования золотосодержащей руды месторождения Аркачан методами сухого обогащения и классической мокрой гравитации 158

А. И. Матвеев, И. Ф. Лебедев, В. Р. Винокуров, Е. С. Львов

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Геоэкологическая оценка разных типов почв криолитозоны Западной Якутии в условиях функционирования алмазодобывающих предприятий 170

А. С. Титов, А. С. Торопов

ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Анализ надежности элементов системы электроснабжения карьеров 183

Р. В. Клюев



CONTENTS

MINERAL RESOURCES EXPLOITATION

Enhancing the performance of integer models for addressing the long-term production planning problem in open pit mines by decision variable fixation based on parametric analysis of the final pit limit 74

K. Hasozdemir, S.G. Erçelebi

Effect of explosive detonation velocity on the degree of rock pre-fracturing during blasting..... 85

S.V. Khokhlov, Yu.I. Vinogradov, V.A. Makkoev, Z.A. Abiyev

Theoretical aspects of block stone blasting method..... 97

V.N. Kovalevsky, A.V. Mysin, V.I. Sushkova

GEOLOGY OF MINERAL DEPOSITS

Composition and mineralogy of granitoids of the Ob-Zaisan folded region in the context of the prediction of groundwater radioactivity..... 105

V.P. Sukhorukov, A.F. Sukhorukova, D.A. Novikov, A.S. Derkachev

MINING ROCK PROPERTIES. ROCK MECHANICS AND GEOPHYSICS

Determination of deformation modulus and characterization of anisotropic behavior of blocky rock masses 116

O. Ahrami, H. Javaheri Koupaei, K. Ahangari

BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Current trends of improving the efficiency of froth separation of diamond-bearing kimberlites 134

V.V. Morozov, E.G. Kovalenko, G.P. Dvoychenkova, I.V. Pestryak, S.P. Lezova

Enhancing flotation beneficiation efficiency of complex ores using ionometry methods 146

T.A. Yakovleva, A.O. Romashev, G.N. Mashevsky

Comparative processing studies of the Arkachan deposit gold-bearing ores using dry separation and classical wet gravity separation methods 158

A.I. Matveev, I.F. Lebedev, V.R. Vinokurov, E.S. Lvov

SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Geoenvironmental assessment of different types of cryolithic soils in Western Yakutia under the conditions of diamond-mining operations 170

A.S. Titov, A.S. Toropov

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Reliability analysis of open-pit power supply system components 183

R.V. Klyuev



РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-09-156>

УДК 622.015



Повышение эффективности целочисленных моделей для решения задачи долгосрочного планирования добычи на открытых горных работах путем установления переменных решений на основе параметрического анализа конечного контура карьера

К. Хасоздемир  , С. Г. Эрчелеби 

Стамбульский технический университет, г. Стамбул, Турция

 hasozdemir@itu.edu.tr

Аннотация

Важность стратегического планирования горных работ для обеспечения долгосрочной жизнеспособности горных проектов значительно возросла из-за сокращения числа месторождений богатых руд. Учитывая его многомерную и комбинаторную природу, разработка точного метода математической оптимизации для решения всей задачи остается сложной проблемой, особенно для блочных моделей в натуральную величину. Основная цель данного исследования заключалась в том, чтобы предложить метод, сочетающий стратегию вложенных контуров карьера с моделями целочисленного программирования (ЦП/ЦЛП) для преодоления вычислительных ограничений за счет снижения сложности задачи, сокращения времени решения и предоставления информации об альтернативных графиках добычи для крупномасштабных открытых разработок. Предложенный алгоритм стратегически устанавливает переменные решения на основе параметрического анализа конечного (проектного) контура карьера для упрощения ЦП-модели. Этот подход был применен к различным блочным моделям из MineLib, а результаты были сопоставлены со стандартными ЦП-решениями и результатами соответствующих исследований с использованием альтернативных алгоритмов. Применение предложенного метода продемонстрировало существенное сокращение времени решения (на величину до 95%) и возможность решения трудноразрешимых моделей.

Ключевые слова

открытые горные работы, долгосрочное планирование добычи, планирование добычи, оптимизация, целочисленное программирование, установка переменных решения, псевдопоток

Благодарности

Настоящее исследование является составной частью кандидатской диссертации, посвященной теме долгосрочного планирования добычи на открытых горных работах. Финансовую поддержку этому исследованию оказал Отдел научно-исследовательских проектов Стамбульского технического университета.

Для цитирования

Hasozdemir K., Ercelebi S.G. Enhancing the performance of integer models for addressing the long-term production planning problem in open pit mines by decision variable fixation based on parametric analysis of the final pit limit. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):74–000. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-09-156>

MINERAL RESOURCES EXPLOITATION

Research paper

Enhancing the performance of integer models for addressing the long-term production planning problem in open pit mines by decision variable fixation based on parametric analysis of the final pit limit

K. Hasozdemir  , S. G. Ercelebi 

Istanbul Technical University, Istanbul, Turkey

 hasozdemir@itu.edu.tr

Abstract

The importance of strategic mine planning to ensure the long-term viability of mining projects has increased significantly because of the limited availability of high-grade ore deposits. Given its high-dimensional and combinatorial nature, developing a precise mathematical optimization technique to solve the entire problem remains challenging, particularly for real-size block models. The primary objective of this study was to propose

a method that combines a nested pit strategy with integer programming (IP) models to overcome computational limitations by reducing the problem's complexity, decreasing solution times, and providing insights into alternative production schedules for large-scale open-pit mines. The proposed algorithm strategically fixes the decision variables based on parametric analysis of the ultimate pit limit to simplify the IP model. The approach was applied to various block models from MineLib, and the results were compared with standard IP solutions and findings from related studies using alternative algorithms. Applying the proposed method demonstrated significant reductions in the solution time (up to 95%) and the ability to solve intractable models.

Keywords

open-pit mining, long-term production scheduling, production scheduling, optimization, integer programming, fixing decision variables, pseudoflow

Acknowledgements

The present study is a component of a PhD dissertation focusing on the subject of long-term production planning in open-pit mines. Financial support for this research has been provided by the Scientific Research Projects Unit of Istanbul Technical University.

For citation

Hasozdemir K., Erçelebi S.G. Enhancing the performance of integer models for addressing the long-term production planning problem in open pit mines by decision variable fixation based on parametric analysis of the final pit limit. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):74–000. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-09-156>

Введение

Под добычей открытым способом понимается метод извлечения ценных материалов с/из-под земной поверхности путем карьерной (открытой) разработки с намерением получения финансовой выгоды за счет их последующей продажи. Экономическая устойчивость горнодобывающего проекта в значительной степени зависит от тщательного контроля этого процесса. Чтобы повысить управляемость этой процедуры, месторождение полезных ископаемых разбивается на дискретные элементы, известные как блоки, которые, как правило, имеют умеренные размеры и не обязательно имеют кубическую форму. Каждый отдельный блок в наборе данных имеет различные свойства (параметры), относящиеся к рудному телу, включая количество присутствующей руды, количество пустой породы (отходов), содержание ценного (промышленного) минерала (полезного ископаемого) в нем и ожидаемую ценность этого минерала после процесса извлечения. Для определения этих свойств (параметров) используются геостатистические подходы. Блочная модель, как показано на рис. 1, является

представлением рудного тела, разделенного на дискретные блоки. Такой подход к моделированию получил значительное распространение в области компьютерной оптимизации [1].

Планирование добычи на открытых горных работах (планирование карьерной разработки) включает в себя определение того, какие блоки в пределах конечного (проектной) контура карьера должны добываться каждый год и куда эти блоки должны транспортироваться, например, на мельницу/обогагательную фабрику, в отвал или на рудный склад, чтобы максимизировать чистую приведенную стоимость (ЧПС) [1]. Долгосрочное планирование добычи на открытых горных работах играет ключевую роль в оценке проектов по добыче полезных ископаемых. Важный вклад в эту область горных наук представлен в работе [2], в которой был разработан алгоритм, использующий теорию графов и динамическое программирование для определения конечного контура карьера, максимизирующий доход. Кроме того, при решении этой задачи планирования необходимо учитывать различные эксплуатационные ограничения.

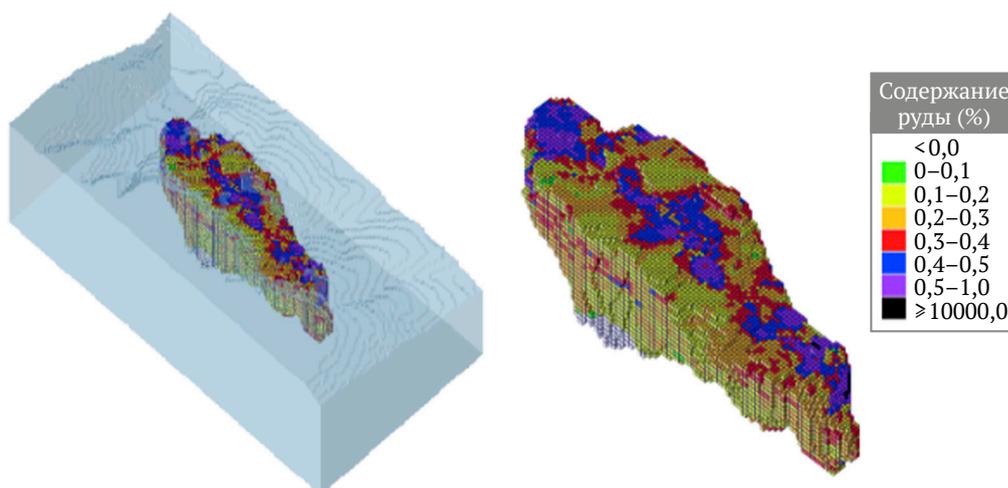


Рис. 1. Пример блочной модели

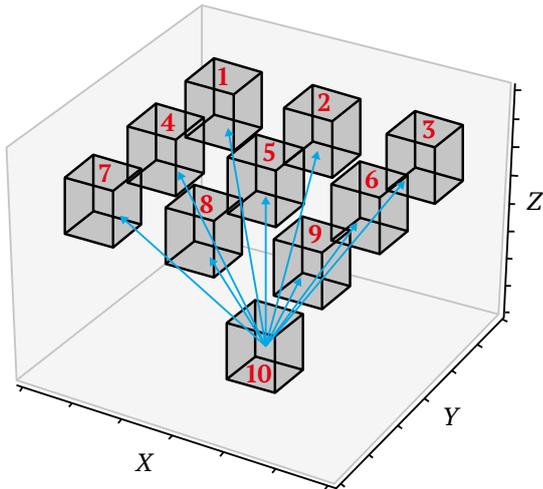


Рис. 2. Иллюстрация ограничений очередности

Один из вариантов ограничений, которые обычно называют ограничениями пространственной очередности, ограничениями геометрической последовательности или ограничениями угла откоса бортов карьера, используется для обеспечения устойчивости выемочных блоков путем предотвращения обрушения пород внутрь карьера. Иными словами, крайне важно, чтобы к извлечению конкретного блока переходили только после извлечения блоков, расположенных над ним. На рис. 2 показана реализация ограничений очередности, требующих выемки блоков с 1-го по 9-й либо на более ранних стадиях, либо одновременно с блоком 10.

$$\max Z = \sum_{t=1}^T \sum_{n=1}^N \frac{NV_n^t}{(1+r)^t} X_n^t. \quad (1)$$

Эта статья организована следующим образом. В разделе 1 представлена комплексная целочисленная модель программирования для решения задачи планирования открытых горных работ. В разделе 2 представлен обзор литературы, относящейся к данной теме. В разделе 3 статьи представлена блок-схема, описывающая предлагаемый метод, а также подробные спецификации образцов блочных моделей. Численные результаты применения предложенной методики представлены в разделе 4, где ее эффективность оценивается на основе наблюдаемого сокращения времени решения. В заключительном разделе перечисляются ограничения, присущие предлагаемой методологии, и представляются перспективные направления и возможности для дальнейших научных исследований.

1. Общая целочисленная модель программирования задачи планирования открытой разработки

Конечный контур карьера включает N блоков, а горизонт планирования составляет T временных периодов. Дисконтированный денежный поток в размере c_i^t единиц будет получен при добыче блока i в течение периода t ; r – ставка дисконтирования, а A представляет собой атрибуты блока, такие как тоннаж

руды и тоннаж отходов. Каждому блоку i присваивается значение q_i^a для каждого атрибута $a \in A$. u_i^t обеспечивает верхнюю границу количества тоннажа, который может быть извлечен за период времени t . Каждый блок i должен учитывать меньший набор блоков-предшественников S_i (см. рис. 2).

Целевая функция (критерий выбора):

$$\max \sum_{t=1}^T \sum_{n=1}^N \frac{c_i^t (x_i^t - x_i^{t-1})}{(1+r)^t}. \quad (2)$$

С соблюдением:

$$\sum_{i=1}^N q_i^a (x_i^t - x_i^{t-1}) \leq u_i^t, \quad i=1, \dots, N, t=1, \dots, T, a \in A, \quad (3)$$

$$x_i^{t-1} \leq x_i^t, \quad t=1, \dots, T. \quad (4)$$

$$x_i^t \leq x_i^j, \quad t=1, \dots, T, i=1, \dots, N, j \in S_i, \quad (5)$$

$$x_i^0 = 0, \quad (6)$$

$$x_i^t \in \{0, 1\}, \quad t=1, \dots, T, i=1, \dots, N. \quad (7)$$

Уравнение (2) является целевой функцией (критерием выбора) и нацелено на максимизацию чистой приведенной стоимости горнодобывающего предприятия. Уравнение (3) обеспечивает соблюдение ограничений по имеющимся производственным мощностям. Уравнение (4) обеспечивает соблюдение правила, согласно которому каждый блок должен быть когда-то извлечен – раз и навсегда. Наконец, ограничения очередности накладываются посредством уравнения (5). $x_i^0 = 0$ подразумевает, что ни один из блоков в конечном контуре карьера не извлекается ранее запланированного срока согласно установленному горизонту планирования в уравнении (6). Переменные решения модели являются двоичными, поэтому они могут быть равны 1, если блок i извлекается в период t , и 0 в противном случае – уравнение (7). Эта базовая формулировка задачи планирования карьерной разработки содержит двоичные переменные NT. Основная сложность при решении задачи планирования карьерной разработки заключается в том, что представляющая ее модель содержит множество блоков и периодов времени и каждая комбинация блоков и периода времени имеет связанные двоичные переменные решения для учета более реалистичных ограничений, требующих извлечения всех предыдущих блоков перед извлечением любых последующих блоков. Применение целочисленных моделей для решения задач долгосрочного и среднесрочного планирования добычи на открытых горных разработках иногда ограничено такими сложностями, как невозможность найти решение или длительное время, необходимое для его поиска, особенно при работе с крупномасштабными месторождениями полезных ископаемых. В данной работе предлагается гибридное решение, сочетающее методологию вложенных контуров карьера с подходом целочисленного (линейного) программирования (ЦП/ЦЛП) в качестве варианта устранения вышеупомянутых проблем.

Целью предложенного алгоритма является установление переменных решения модели целочисленного программирования (ЦП) с использованием вложенных конечных контуров (пределов, границ) карьера, полученных с помощью параметрического анализа. Такой подход дает эффективные результаты и снижает сложность задачи. В следующем разделе описаны этапы предложенного алгоритма.

2. Обзор литературы

Традиционный подход, используемый при решении задачи планирования карьерной разработки, предполагал разделение основной, главной задачи на более мелкие подзадачи, которые впоследствии решались по отдельности [3]. Подзадачи, обозначенные на рис. 3, включают в себя определение конечного контура карьера, построение вложенных контуров карьера на основе цены реализации руды и применение коэффициента корректировки дохода (RAF), установление очередей (промежуточных контуров/разносок бортов) карьера, как показано на рис. 4, и разработку плана-графика добычи [4, 5].

Несмотря на то что планировщики до сих пор применяют этот подход, у него имеются и ограничения.

- При объединении подзадач возможно, что оптимальные решения, полученные из этих подзадач, не приведут к оптимальному решению главной задачи.

- Временная стоимость денег (стоимость денег с учётом доходов будущих периодов) при оценке не учитывается.

- Использование фиксированного бортового содержания в процессе планирования отрицательно

сказывается на экономической надежности/устойчивости графика добычи.

Очереди (промежуточные контуры) карьера являются важнейшим компонентом в процессе долгосрочного планирования открытых горных работ, поскольку они играют жизненно важную роль в определении окончательного проекта рудника и рентабельности отработки. Они служат ориентиром для этапа предварительного планирования добычи, выделяя начальную и конечную точки процесса выемки. Кроме того, разноски бортов обеспечивают безопасность бортов карьера, помогают поддерживать требуемые уровни добычи руды и обеспечивают минимальную рабочую ширину для размещения горного оборудования и доступа в рудник для других видов работ.

Методика получения серии вложенных контуров карьера [6]:

1. Набор блоков, обозначаемый как B .

2. Набор B представляет собой конечный контур карьера при разработке месторождения.

3. Вложенные контуры карьера генерируются с использованием параметризации цен на металл и экономической блочной модели.

4. Параметризация соответствует последовательности N коэффициентов корректировки дохода (RAF) $0 < \lambda_1 < \lambda_2 < \dots < \lambda_N \leq 1$, что масштабирует цену металла, и каждому значению RAF соответствует отдельный контур карьера.

RAF – это переменная, которая при умножении на другие параметры оптимизации карьера, такие как цена металла, даст различные вложенные контуры карьера при разной факторизации.

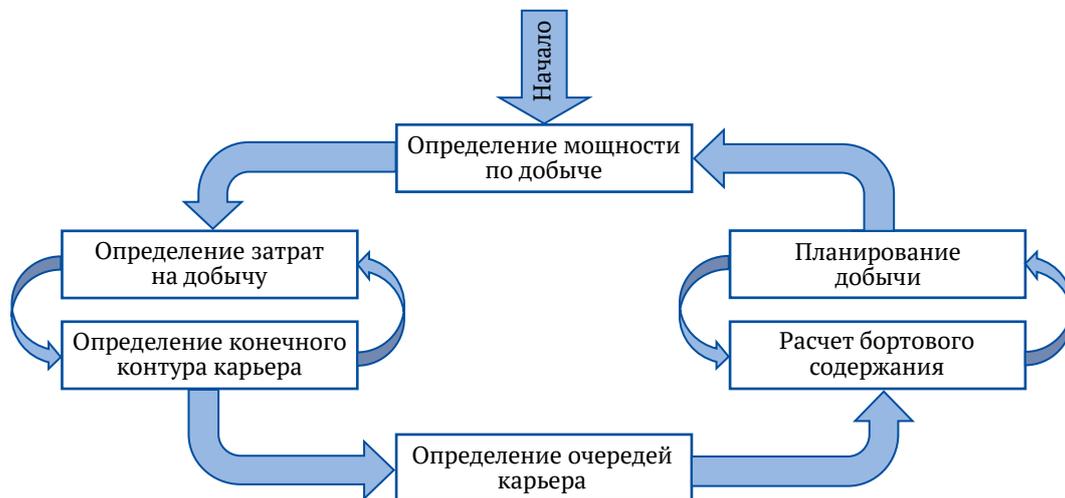


Рис. 3. Схематическое представление задачи планирования открытой разработки (карьером) [3]

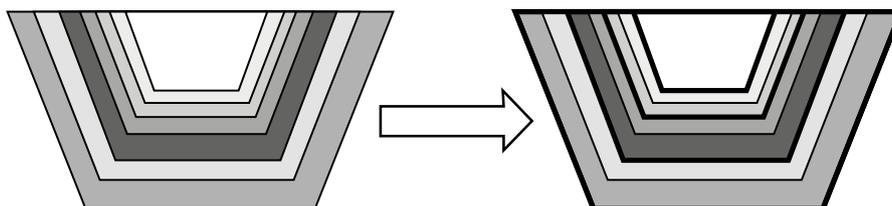


Рис. 4. Очереди (промежуточные контуры/разноски бортов) карьера (слева). Выбранные вложенные контуры карьера для долгосрочного графика разработки (справа)

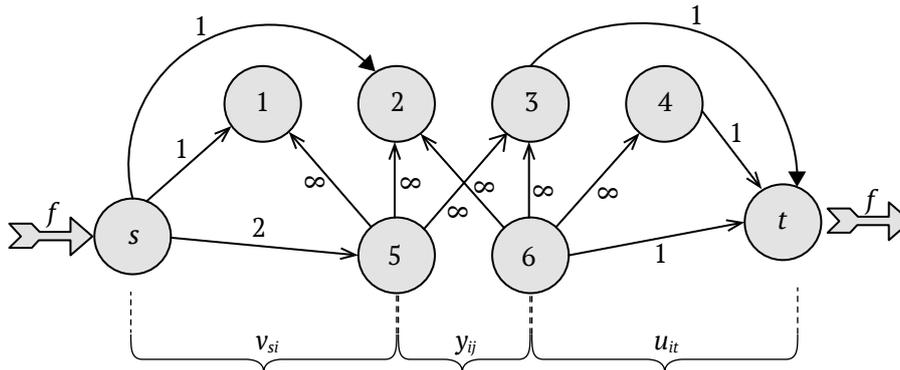


Рис. 5. Карьер: ракурс сети (с узлами и мощностями ребер)

В работе [7] было определено, что обозначение задачи определения конечного контура карьера может быть эквивалентно сформулировано как задача определения наиболее ценного пути в графе, обозначенном как $G = (S, E, W)$. S – число узлов, E – число ребер и W – вес ребер графа (рис. 5). Задача здесь состоит в том, чтобы найти набор узлов (набор задач) с максимальным значением, которые удовлетворяют условию очередности. Такая задача, как правило, решается с помощью алгоритмов поиска максимального потока (алгоритм Форда–Фалкерсона).

В [8] показано, что задача построения конечного контура карьера эквивалентна задаче максимального закрытия, которая, в свою очередь, может быть сведена к задаче минимального разреза (алгоритм Штёр-Вагнера). Это позволяет использовать известные эффективные алгоритмы максимального потока для нахождения конечного контура карьера. Математическая модель алгоритма максимального закрытия приведена ниже [9]. Целевая функция, заданная в уравнении (8), максимизирует суммарное значение закрытия, а ограничение (9) определяет ограничения очередности: x_i принимает значение 1, если узел i принадлежит закрытию, и 0 в противном случае (уравнение (10)):

$$\max \sum_{i \in N} c_i x_i. \tag{8}$$

С соблюдением:

$$x_i - x_j \leq 0, \quad j \in Z_i, \quad i \in N; \tag{9}$$

$$x_i \in \{0, 1\}, \quad i \in N, \tag{10}$$

где Z_i – множество преемников (последующих элементов) узла i ; c_i – значение узла i .

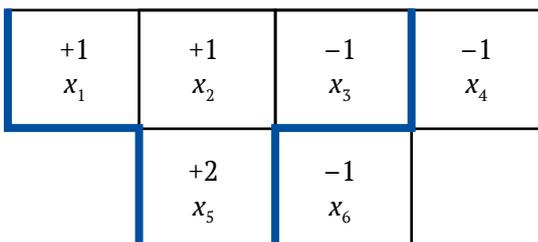


Рис. 6. Конечный контур карьера (выделенные линии)

В работах авторов [10–12] представлено решение задачи нахождения конечного контура карьера (рис. 6) с использованием устоявшихся эффективных алгоритмов для решения задачи минимального разреза. Эти исследования показывают, что алгоритм LG может быть использован в качестве алгоритма потока в сети, часто называемого алгоритмом псевдопотока. Авторы продемонстрировали процесс получения идеального потока в сети с использованием последовательности нормализованных деревьев решений. Эти исследователи также провели анализ времени, необходимого при использовании метода LG, и внесли усовершенствования, используя стратегии масштабирования, которые отличаются от тех, которые используются при разработке проектов разности бортов карьера. Их результаты показывают, что метод LG может быть применен для работы с временной сложностью (алгоритма) $O(mn \log n)$, где m представляет количество ребер графа, а n – количество узлов.

В работе [13] использовался алгоритм Бьенстока–Цукерберга для улучшения подхода релаксации Лагранжа, который используется при решении МЦП-моделей задачи планирования карьерной разработки. В [14] предложена комбинация алгоритма поиска максимального потока и генетического алгоритма в попытке решить эту задачу в условиях неопределенности. Сначала конечный контур карьера был определен с помощью алгоритма максимального потока на блочной модели, созданной по значениям, полученным из моделей рудных залежей относительно различных экономических значений. Затем с помощью генетического алгоритма подготовили планирование извлечения блоков в пределах этого конечного контура. Авторы применяли штрафные санкции за ограничения, которые не были соблюдены при применении алгоритма максимального потока. Они поделились своими результатами, применив предложенную модель к медно-золотому руднику. Некоторые исследователи пытались повысить устойчивость и адаптивность долгосрочных планов, используя стохастические методы для устранения неопределенностей в таких переменных, как содержание в рудах, перерабатывающие мощности и рыночные условия. Авторы работы [15] включили геологическую изменчивость и неопределенность содержаний в рудах в процесс оптимизации

планирования добычи с использованием условного моделирования и стохастического целочисленного программирования (СЦП). В [16] предложен комплексный подход к формированию планов-графиков в условиях геологической неопределенности для горно-обогатительных комбинатов с несколькими вариантами переработки и транспортировки.

В работах [17–20] для решения задачи планирования карьерной разработки используются метаэвристические подходы, такие как алгоритм запрещенного поиска, генетический алгоритм, алгоритм летучих мышей, алгоритм стаи серых волков, алгоритм светлячков и алгоритм роя частиц, а полученные результаты сравниваются с классическими методами.

3. Предлагаемый алгоритм улучшения времени решения

Предлагаемый метод направлен на достижение оптимальных или близких к оптимальным решений за более короткое время за счет сужения пространства решения задачи путем стратегического установления переменных решения ЦП-модели задачи планирования карьерной разработки. Процесс принятия решений, используемый для установления переменных решения в данном контексте, основан на вложенных контурах карьера, созданных в результате параметрического анализа конечного контура карьера. Традиционный подход предполагает представление экономической блочной модели месторождения полезных ископаемых в виде сети, основанной на теории графов. Затем эта сеть подвергается анализу с помощью алгоритмов максимального потока, чтобы найти конечный контур карьера, который соответствует объему добычи, приносящему наибольший доход. На следующем этапе блоки в пределах конечного контура карьера подвергаются анализу максимального потока. Этот анализ предполагает пересчет их экономической ценности на основе коэффициента корректировки дохода (RAF), в результате чего границы карьера постепенно сужаются (т.е. контур сокращается). Вышеупомянутые границы соответствуют вложенным контурам карьера.

В описанной выше процедуре подбор RAF заключается в последовательном увеличении его на 0,01, часто в диапазоне от 0,2 до 1, чтобы установить приблизительный расчет для 80 вложенных контуров (границ) карьера. Затем производится расчет количества руды и пустой породы, содержания ценного компонента и экономической ценности, получаемой в результате выемки материала в пределах этих вложенных контуров карьера. После этих вычислений выбираются контуры карьера, обеспечивающие годовую мощность по добыче, для представления долгосрочного плана добычи, а затем проводится определение для решения задачи планирования разработки карьера. Одна из существенных проблем, связанных с этим методом, касается значительного изменения размеров последовательных контуров карьера, которые определяются на основе коэффициента корректировки дохода. При достижении определенного порога эти контуры быстро изменяются в размерах. В результате количество материала, доступного между двумя последовательными контурами, обычно значительно превышает годовую мощность по добыче. В научной литературе эта ситуация известна как проблема разрыва. На рис. 8 представлена численная иллюстрация данной ситуации. Гистограмма, представленная на рис. 7, показывает, что параметрический анализ дает минимальный размер конечного контура карьера в 18 блоков, в то время как ближайший второй по величине контур карьера содержит 3049 блоков. Проблема разрыва связана с отсутствием подходящей границы (контура) карьера, которую можно было бы выбрать на начальный период при использовании традиционного метода планирования.

В данной работе предлагается гибридное решение, сочетающее методологию вложенных контуров карьера с подходом целочисленного (линейного) программирования (IP/ILP) в качестве устранения вышеупомянутых проблем. Целью предложенного алгоритма является установление переменных решения модели целочисленного программирования (ЦП) с использованием вложенных конечных контуров (границ) карьера, полученных с помощью пара-

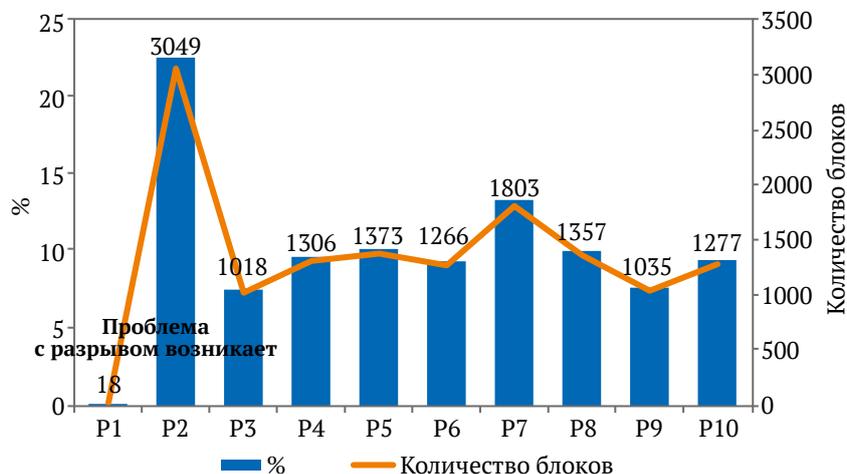


Рис. 7. Проблема разрыва, иллюстрируемая распределением блоков внутри вложенных контуров карьера

метрического анализа. Акт установления переменных решения в контексте целочисленного программирования означает предопределение определенных переменных решения, которые в конечном итоге диктуют планирование добычи на открытых горных работах в заранее определенных границах. Такой подход дает эффективные результаты за счет уменьшения сложности модели задачи. В следующем разделе описаны этапы предложенного алгоритма.

Алгоритм

1. Использование алгоритма псевдопотока Хохбаума для определения конечного контура карьера.

- Внешний (конечный) контур карьера на рис. 8 (все блоки в пределах внешнего контура карьера, полученного при $RAF = 1$).

- Формирование вложенных контуров карьера путем использования параметрического анализа блоков, расположенных в пределах конечного контура карьера, с применением RAF (см. рис. 8).

2. Расчет количества материала во вложенных контурах карьера, а также выявление потенциальных контуров карьера, которые могут обеспечить запланированную годовую мощность по добыче (см. рис. 8).

- Внутренний (начальный) контур карьера – это потенциальный контур для первого периода разработки (оранжевые блоки, полученные при $RAF = 0,2$). Второй контур карьера – это потенциальный контур для второго периода разработки (зеленые блоки, полученные при $RAF = 0,4$).

3. В каждый период времени фиксируются переменные решения блоков, расположенных за пределами вложенного контура карьера, который был определен как потенциальный контур на этот конкретный период (рис. 9, 10).

- Например, для $T = 4$ периода переменные x_{i1} серых блоков устанавливаются как 0, так как оранжевые блоки представляют потенциальный контур карьера для 1-го периода и приносят наибольший доход при достаточном количестве руды внутри них (см. рис. 9). Другой пример можно увидеть на рис. 10. Переменные x_{i2} серых блоков зафиксированы как 0, поэтому блоки, которые будут извлечены во время второго периода добычи, будут исходить в пределах зеленой границы (контура), поскольку руд достаточно для перерабатывающих мощностей, и они приносят наибольший доход.

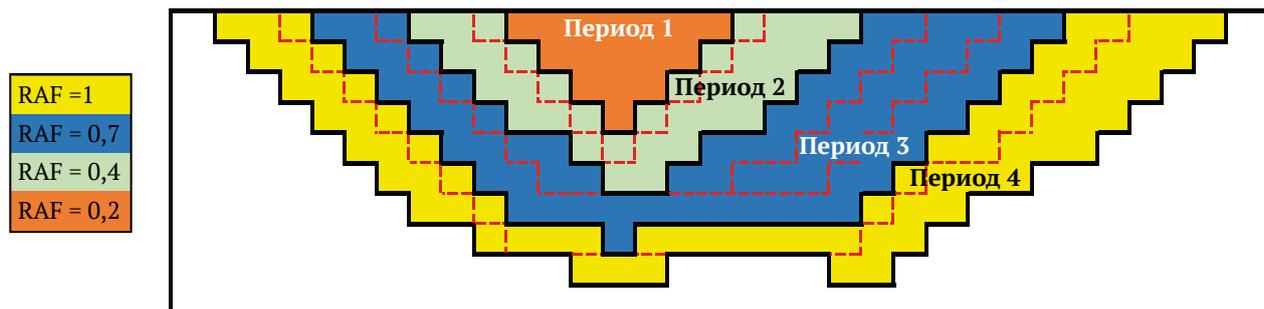


Рис. 8. 2D-разрез примеров вложенных контуров карьера (с возможными контурами по периодам)

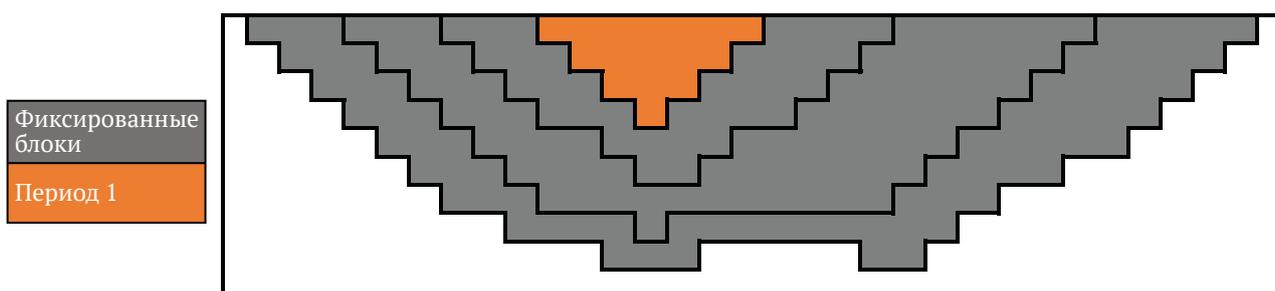


Рис. 9. Пример установления переменных для 1-го периода

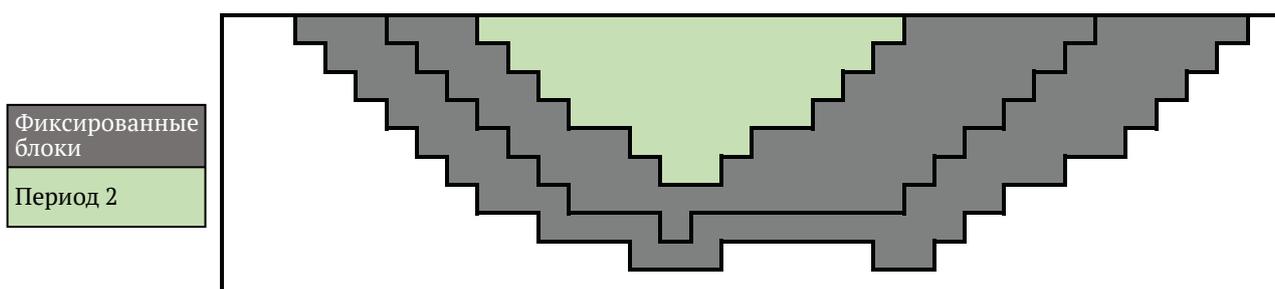


Рис. 10. Пример установления переменных для 2-го периода

4. Для установления переменных в контексте обилия руды в потенциальном контуре за определенный период времени применяется другая стратегия. В этой процедуре, если в контуре имеется избыточное количество руды, переменные решения для блоков в этом контуре устанавливаются как 1, так как ожидается, что эти блоки будут извлечены в последующие периоды, т.е. переменные x_{is} , связанные с розовыми блоками на рис. 11, фиксируются как 1 – это означает, что они будут извлечены в конце $T = 5$).

5. Окончательный процесс установления переменных осуществляется следующим образом: если количество руды в потенциальном контуре меньше, чем мощность по добыче руды, переменная решения для всех блоков в этом контуре устанавливается как 1, так как эти блоки могут быть извлечены в течение этого периода времени (синие блоки на рис. 11).

6. Решение задачи с уменьшенным размером, который получается при установлении переменных решения.

Блочные модели, приведенные в табл. 1, были получены из MineLib – набора данных, широко используемого в горнодобывающей промышленности.

4. Численные результаты, полученные предложенным методом

Предложенная методика сокращения времени решения задачи планирования карьерной разработки реализована на шести различных блочных моделях, полученных из MineLib. MineLib включает различные примеры блочных моделей, используемые для демонстрации работы различных алгоритмов, предлагаемых для решения задачи планирования карьерной разработки. Результаты представлены следующим образом. Сначала решения и результаты для блочных моделей пытались получить без установления переменных решения. После этого предложенный нами метод применялся к той же блочной модели, и исследовалось сокращение времени решения. Для решения ЦП-моделей используется решатель GUROBI. Релаксация разрыва оптимальности установлена как 1%, а верхняя граница времени работы – на уровне 36000 с. Решатель GUROBI использует метод барьеров для определения верхней границы ЦП релаксации. В табл. 2 приведены численные результаты предложенного метода и его сравнение со стандартной

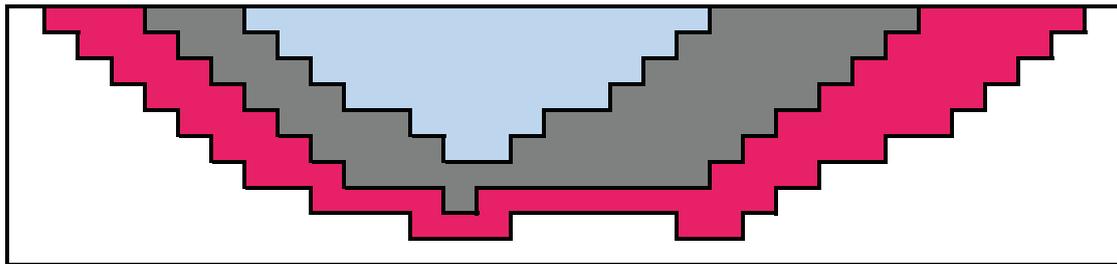


Рис. 11. Установление переменных в контексте обилия руды (розовые блоки) и недостатка руды (синие блоки)

Таблица 1

Характеристики блочной модели

| Блочная модель (алгоритм) | Количество блоков | Количество блоков в пределах конечного контура карьера | Количество двоичных переменных | Мощность добычи по руде, т | Учётная ставка | Периоды времени T |
|---------------------------|-------------------|--|--------------------------------|----------------------------|----------------|-------------------|
| zuck_small | 9400 | 8752 | 122 528 | 20 млн | 10% | 14 |
| kd | 14 153 | 13 258 | 132 580 | 10 млн | 10% | 10 |
| zuck_medium | 29 277 | 29 230 | 263 880 | 8 млн | 10% | 9 |
| marvin | 53 271 | 5324 | 69 212 | 20 млн | 10% | 13 |
| zuck_large | 96 821 | 96 821 | 968 210 | 3 млн | 10% | 10 |
| mclaughlin | 2 140 342 | 112 687 | 1 126 687 | 3,5 млн | 10% | 10 |

Таблица 2

Численные результаты

| Блочная модель (алгоритм) | Время решения стандартной ЦП-модели, с | ЧПС стандартной ЦП-модели | Разрыв оптимальности | Время решения предложенного алгоритма, с | ЧПС предложенного алгоритма | Разрыв оптимальности | Сокращение времени решения |
|---------------------------|--|---------------------------|----------------------|--|-----------------------------|----------------------|----------------------------|
| zuck_small | 2688 | 827,4 млн | 1,79% | 110 | 815,2 млн | 0,60% | -95% |
| kd | 2806 | 413,2 млн | 0,15% | 177 | 405,7 млн | 0,98% | -93% |
| zuck_medium | 23 110 | 721,3 млн | 1,7% | 428 | 706,3 млн | 0,88% | -98% |
| marvin | 1471 | 799,5 млн | 0,98% | 71 | 798,3 млн | 0,96% | -95% |
| zuck_large | Nstl | Nstl | Nstl | 2 221 | 76,9 млн | 0,08% | %inf |
| mclaughlin | Memory | Memory | Memory | 3 332 | 1031,2 млн | 0,16% | %inf |

ЦП-моделью. Аббревиатура «Nstl» означает отсутствие решения в заданный срок, а «memo» – ситуацию, когда методика вычислений для решения модели не поддерживается доступным объемом памяти компьютера (т.е. ситуацию ограниченности вычислительных ресурсов). «%inf» означает, что уменьшение времени решения не удалось измерить, поскольку стандартная ЦП-модель не смогла решить задачу в заданный срок или превышала возможности (объем) оперативной памяти компьютера.

Как видно из табл. 2, применяя предложенную методику к различным блочным моделям, мы смогли заметить значительное улучшение в продолжительности времени решения (т.е. сокращение этого времени). Это демонстрирует эффективность и практичность предложенного метода в реальных условиях. В то же время некоторые проблемы, которые не могут быть решены с помощью общей ЦП-модели, были решены с помощью предложенного метода, что свидетельствует об эффективности предложенного метода. При расчете ЧПС решения наблюдается некоторое снижение величины ЧПС, что является недостатком предложенной методики. Такая ситуация возникает из-за ограничения альтернативных вариантов решения с вложенными контурами (границами) карьера. Снижение чистой приведенной стоимости (ЧПС) может считаться приемлемым в контексте решения сложных блочных моделей значительного масштаба, решение которых является невыполнимым (традиционными способами). Дополнительным ограничением предложенного алгоритма является его зависимость от наличия ограничений на мощность по добыче руды. Решения, полученные с помощью этой методики, могут оказаться невыполнимыми при наличии ограничений на общую

мощность по добыче руды. Для устранения этого ограничения одним из возможных решений является включение методов релаксации в модель целочисленного программирования (ЦП-модель). Это позволит включить ограничения на общую мощность по добыче руды в целевую функцию с помощью множителей Лагранжа. Кроме того, можно использовать различные эвристические подходы для обеспечения соблюдения ограничений на общую мощность по добыче руды после решения модели целочисленного программирования (ЦП) с использованием предложенной стратегии.

Графические результаты блочной модели Марвина (Marvin) представлены на рис. 12, что позволяет сравнить предложенную методологию с традиционной ЦП-моделью. Очевидно, что аналогичные результаты могут быть достигнуты в более короткие сроки за счет установления (фиксирования) переменных. Результаты работы предложенного алгоритма дополнительно сравниваются с результатами, достигнутыми модифицированным алгоритмом TopoSort (Топосорт) в [11] и алгоритмом Bienstock & Zuckerberg (Бьенстока-Цукерберга) в [21], как показано в табл. 3. Результаты алгоритма TopoSort являются оптимальными и наиболее выполнимыми из известных результатов соответствующих блочных моделей. Алгоритм, предложенный Бьенстоком и Цукербергом, дает лучшую чистую приведенную стоимость (ЧПС); тем не менее эти результаты считаются невыполнимыми.

Судя по результатам, представленным в табл. 3, предложенная методология демонстрирует заметную эффективность в решении задачи планирования карьерной разработки, а также потенциал для повышения максимально достижимой ЧПС для определенных блочных моделей, как указывается в MineLib [22].

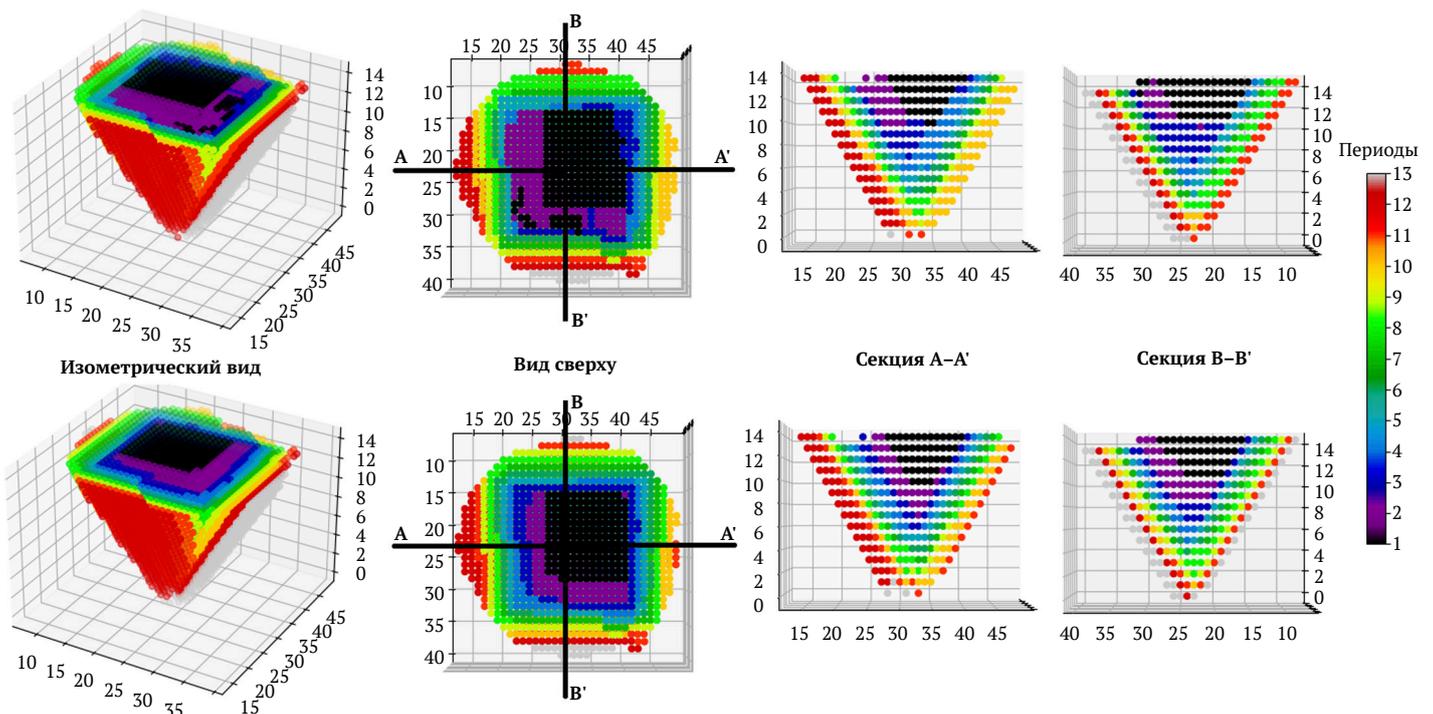


Рис. 12. Пример сравнения результатов планирования для блочной модели Марвина (Marvin) (результат обычной ЦП-модели (вверху), результат ЦП-модели с установленными переменными решения (внизу))

Таблица 3

Сравнение ЧПС предлагаемого алгоритма с другими исследованиями в данной области

| Блочная модель | TopoSort | Bienstock & Zuckerberg | Предлагаемый алгоритм |
|----------------|------------|------------------------|-----------------------|
| mclaughlin | 1073,3 млн | 1079,0 млн | 1031,2 млн |
| marvin | 820,7 млн | 863,4 млн | 798,3 млн |
| zuck_medium | 615,4 млн | 710,6 млн | 706,3 млн |
| kd | 396,8 млн | 409,4 млн | 405,7 млн |
| zuck_small | 788,6 млн | 854,2 млн | 815,2 млн |

Заключение и предложения по дальнейшим исследованиям

Открытые горные работы играют важную роль в социально-экономическом развитии стран и горных технологий, поскольку обеспечивают добычу ценных полезных ископаемых, которые необходимы для этого развития. Достижение рентабельности горных работ требует применения подхода, основанного на стратегическом планировании. В этом конкретном контексте многие исследователи предложили альтернативные подходы к решению проблемы планирования добычи полезных ископаемых открытым способом. Основная цель этой процедуры планирования – максимизация чистой приведенной стоимости. Методы, представленные в этой области, включают в себя алгоритмы максимального потока, линейное программирование, целочисленное программирование, динамическое программирование, метаэвристические методы и методы моделирования. Хотя эти стратегии доказали свою эффективность при работе с небольшими и средними по объему запасов рудными месторождениями, их действенность и эффективность ограничены, когда речь идет о крупных месторождениях полезных ископаемых. В данной работе представлен рекомендуемый альтернативный подход, направленный на преодоление проблем, связанных с реализацией существующих подходов в контексте крупных месторождений полезных ископаемых. Традиционно задача планирования карьерной разработки решается путем ручного выбора из вложенных контуров (границ) карьера, полученных в результате параметрического анализа месторождения полезных ископаемых, тех, которые соответствуют годовой мощности по добыче руды. Целью данного исследования является уменьшение объема задачи путем ограничения некоторых переменных решения модели целочисленного программирования

с помощью пределов (ограничений), полученных из традиционных подходов. Этот подход направлен на решение задач, связанных с блочными моделями месторождений полезных ископаемых, которые либо неразрешимы, либо требуют чрезмерного времени для решения в ограниченные сроки. Эффективность предложенного метода была продемонстрирована в ходе его применения к блочным моделям-образцам из современных литературных источников. Полученные результаты показывают, что предложенный метод не только значительно сокращает время решения, на величину до 95%, но и позволяет решать модели, которые ранее были неразрешимы из-за ограниченности вычислительных ресурсов. Хотя снижение ЧПС для некоторых моделей может показаться недостатком этого метода, он является значительным вкладом в горнодобывающую промышленность, поскольку за короткий период времени можно рассмотреть различные альтернативные варианты планов-графиков по добыче руд, исходя из изменяющихся мощностей по добыче и цен реализации руды.

Потенциал дальнейших исследований включает в себя включение в процедуру планирования таких параметров, как содержания ценных компонентов в рудах, вертикальная скорость разработки и минимальная ширина разработки, которые должны учитываться при проведении горных работ. Учет эксплуатационных факторов, таких как минимальная ширина разработки, может быть достигнут путем включения их в качестве соответствующих ограничений на этапе параметрического анализа предлагаемого метода. При таком подходе перед решением модели целочисленного программирования (ЦП) потенциальные контуры карьера для периодов должны будут удовлетворять заданным ограничениям. Кроме того, дальнейшие исследования могли бы изучить влияние методов, используемых для обеспечения соответствия ограничениям, определяемым общей мощностью по добыче. Кроме того, стоит рассмотреть возможность применения метаэвристических подходов в качестве потенциальных направлений будущих исследований. Эти методы, хотя и сложны для разработки жизнеспособного плана добычи на начальном этапе, могут быть применены в дальнейших исследованиях, где используются первоначальные результаты, полученные с помощью предложенного метода, а чистая приведенная стоимость (ЧПС) повышается за счет применения различных метаэвристических методов, таких как метод моделирования отжига, алгоритм запрещенного поиска и муравьиный алгоритм оптимизации.

Список литературы / References

1. Caccetta L., Hill S. An application of branch and cut to open pit mine scheduling. *Journal of Global Optimization*. 2003;27:349–365. <https://doi.org/10.1023/A:1024835022186>
2. Lerchs H., Grossmann I.F. Optimum design of open-pit mines. *Transactions, C.I.M.* 1965;LXVIII:17–24.
3. Dagdelen K., Johnson T.B. Optimum open-pit mine production scheduling by Lagrangian parameterization. In: *Proceedings of the 19th APCOM*. 1984;127–142.
4. Elkington T., Durham R. Integrated open pit pushback selection and production capacity optimization. *Journal of Mining Science*. 2011;47:177–190. <https://doi.org/10.1134/S1062739147020055>
5. Kumral M. Production planning of mines: optimization of block sequencing and destination. *International Journal of Mining, Reclamation, and Environment*. 2012;26(2):93–103. <https://doi.org/10.1080/17480930.2011.644474>



6. Jélvez E., Morales N., Askari-Nasab H. A new model for automated pushback selection. *Computers & Operations Research*. 2020;115:104456. <https://doi.org/10.1016/j.cor.2018.04.015>
7. Tolwinski B., Underwood R. An algorithm to estimate the optimal evaluation of an open-pit mine. In: *Proceedings of the 23rd International Symposium on the Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industries*. 1992;399–409.
8. Picard J.C. Maximal closure of a graph and applications to combinatorial problems. *Management Science*. 1976;22(11):1268–1272. <https://doi.org/10.1287/mnsc.22.11.1268>
9. Tachefine B., Soumis F. Maximal closure on a graph with resource constraints. *Computers & Operations Research*. 1997;24(10):981–990. [https://doi.org/10.1016/S0305-0548\(97\)00008-7](https://doi.org/10.1016/S0305-0548(97)00008-7)
10. Chandran B.G., Hochbaum D.S. A computational study of the pseudoflow and push-relabel algorithms for the maximum flow problem. *Operations Research*. 2009;57(2):358–376. <https://doi.org/10.1287/opre.1080.0572>
11. Hochbaum D.S. The pseudoflow algorithm: A new algorithm for the maximum-flow problem *Operations Research*. 2008;56(4):992–1009. <https://doi.org/10.1287/opre.1080.0524>
12. Hochbaum D.S., Chen A. Performance analysis and best implementations of old and new algorithms for the open-pit mining problem. *Operations Research*. 2000;48(6):894–914. <https://doi.org/10.1287/opre.48.6.894.12392>
13. Muoz G., Espinoza D., Goycoolea M. et al. A study of the Bienstock-Zuckerberg algorithm: applications in mining and resource-constrained project scheduling. *Computational Optimization and Applications*. 2018;69(2):501–534. <https://doi.org/10.1007/s10589-017-9946-1>
14. Paithankar A., Chatterjee S. Open-pit mine production schedule optimization using a hybrid of maximum-flow and genetic algorithms. *Applied Soft Computing*. 2019;81:105507. <https://doi.org/10.1016/j.asoc.2019.105507>
15. Ramazan S., Dimitrakopoulos R. Stochastic optimisation of long-term production scheduling for open pit mines with a new integer programming formulation. In: Dimitrakopoulos R. (ed.) *Advances in Applied Strategic Mine Planning*. Springer, Cham; 2018. Pp. 139–153. https://doi.org/10.1007/978-3-319-69320-0_11
16. Montiel L., Dimitrakopoulos R. Optimizing mining complexes with multiple processing and transportation alternatives: An uncertainty-based approach. *European Journal of Operational Research*. 2015;247(1):166–178. <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2015.05.002>
17. Alipour A., Khodaiari A.A., Jafari A., Tavakkoli-Moghaddam R. Production scheduling of open-pit mines using genetic algorithms: a case study. *International Journal of Management Science and Engineering Management*. 2020;15(3):176–183. <https://doi.org/10.1080/17509653.2019.1683090>
18. Elsayed S., Sarker R., Essam D., Coello C.C. Evolutionary approach for large-scale mine scheduling. *Information Sciences*. 2020;523:77–90. <https://doi.org/10.1016/j.ins.2020.02.074>
19. Senécal R., Dimitrakopoulos R. Long-term mine production scheduling with multiple processing destinations under mineral supply uncertainty, based on a multi-neighborhood Tabu search. *International Journal of Mining, Reclamation, and Environment*. 2020;34(7):459–475. <https://doi.org/10.1080/17480930.2019.1595902>
20. Tolouei K., Moosavi E., Tabrizi A.H.B. et al. Improving performance of open-pit mine production scheduling problems under grade uncertainty by hybrid algorithms. *Journal of Central South University*. 2020;27(9):2479–2493. <https://doi.org/10.1007/s11771-020-4474-z>
21. Bienstock D., Zuckerberg M. Solving L.P. relaxations of large-scale precedence constrained problems. In: Eisenbrand F., Shepherd F.B. (eds.) *Integer Programming and Combinatorial Optimization. IPCO 2010. Lecture Notes in Computer Science. Vol. 6080*. Springer, Berlin, Heidelberg; 2010. https://doi.org/10.1007/978-3-642-13036-6_1
22. Espinoza D., Goycoolea M., Moreno E., Newman A.N. MineLib: a library of open pit problems. *Annals of Operations Research*. 2013;206:93–114. <https://doi.org/10.1007/s10479-012-1258-3>

Информация об авторах

Курсат Хасоздемир – аспирант, стажер-исследователь, факультет горного дела, Стамбульский технический университет, г. Стамбул, Турция; ORCID [0000-0002-2710-9562](https://orcid.org/0000-0002-2710-9562); e-mail hasozdemir@itu.edu.tr

Селамет Гюрбюз Эрчелеби – доктор наук, профессор, факультет горного дела, Стамбульский технический университет, г. Стамбул, Турция; ORCID [0000-0001-8744-885X](https://orcid.org/0000-0001-8744-885X); e-mail ercelebi@itu.edu.tr

Information about the authors

Kursat Hasozdemir – PhD-Student, Research Assistant, Mining Engineering Department, Istanbul Technical University, Istanbul, Turkey; ORCID [0000-0002-2710-9562](https://orcid.org/0000-0002-2710-9562); e-mail hasozdemir@itu.edu.tr

Selamet Gürbüz Ercelebi – Dr. Sci., Professor, Mining Engineering Department, Istanbul Technical University, Istanbul, Turkey; ORCID [0000-0001-8744-885X](https://orcid.org/0000-0001-8744-885X); e-mail ercelebi@itu.edu.tr

| | | | |
|--------------------------------|------------|----------|------------|
| Поступила в редакцию | 11.09.2023 | Received | 11.09.2023 |
| Поступила после рецензирования | 03.02.2024 | Revised | 03.02.2024 |
| Принята к публикации | 26.02.2024 | Accepted | 26.02.2024 |



РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-11-177>

УДК 622.235

**Влияние скорости детонации взрывчатых веществ на степень предразрушения горной породы при взрыве**

С. В. Хохлов , Ю. И. Виноградов , В. А. Маккоев ✉, З. А. Абиев

Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация

✉ s215079@stud.spmi.ru

Аннотация

На многих карьерах по добыче строительного камня присутствует проблема повышенного выхода отсева после всех стадий дробления и измельчения, которая приводит к снижению экономической эффективности горных предприятий. Мелкая фракция образуется вследствие измельчения предразрушенной горной массы. Уменьшение интенсивности и размеров зон предразрушения приведет к решению поставленной проблемы. Для определения влияния детонационных свойств взрывчатых веществ на величину структурного ослабления массива, были проведены исследования по измерению скорости детонации, напряжений, возникающих при взрыве в массиве и лабораторные исследования микротрещиноватости методом рентгеновской компьютерной микротомографии. Размеры зон предразрушения с ростом скорости детонации с 2 до 5,2 км/с увеличиваются с 33 до 77 радиусов заряда. Зависимость количества вновь образованных взрывом микродефектов от скорости детонации взрывчатых веществ (ВВ) принимает вид экспоненты для ближней зоны и линейна для дальних от взрыва расстояний. По данным проведенных экспериментов, на ближних расстояниях (10R) плотность наведенной микротрещиноватости N находится в пределах ≈ 5 тыс. шт/см³, а с ростом скорости детонации увеличивается до $\approx 13,8$ тыс. шт/см³. На средних (40R) и дальних (70R) расстояниях значение N растет с ≈ 750 до ≈ 2400 шт/см³ и с 0 до ≈ 200 шт/см³ соответственно. Применяя ВВ с пониженной скоростью детонации, можно снизить «излишнее» воздействие на массив и тем самым уменьшить интенсивность предразрушения в зоне регулируемого дробления при взрыве. В результате исследования получены количественные параметры интенсивности и размеров зон предразрушения, что является дополнением предшествующих работ по качественному определению предразрушения.

Ключевые слова

предразрушение, дробление на щебень, напряжения при взрыве, микротрещина, плотность трещин, скорость детонации, выход мелочи

Для цитированияKhokhlov S.V., Vinogradov Yu.I., Makkoiev V.A., Abiyev Z.A. Effect of explosive detonation velocity on the degree of rock pre-fracturing during blasting. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(3):85–96. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-11-177>

MINERAL RESOURCES EXPLOITATION

Research paper

Effect of explosive detonation velocity on the degree of rock pre-fracturing during blasting

S. V. Khokhlov , Yu. I. Vinogradov , V. A. Makkoiev ✉, Z. A. Abiyev

Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation

✉ s215079@stud.spmi.ru

Abstract

At many quarries for the extraction of building stone there is a problem of increased output of fines after all stages of crushing and grinding, which leads to a decrease in the economic performance of mining enterprises. The fine fraction is formed by the crushing/grinding of prefractured rock mass. Reducing the intensity and size of the prefracture zones will lead to a solution to the problem at hand. To determine the effect of explosive detonation properties on the degree of structural weakening of a rock mass, studies were conducted to measure the detonation velocity, stresses generated by a blast in the rock mass, as well as laboratory studies of microfracturing by X-ray computer microtomography. The size of the prefracture zones increases from 33 to 77 charge radii with increasing the detonation velocity from 2 to 5.2 km/s. The dependence of the number of microdefects (microfractures) generated by a blast on the velocity of explosive detonation takes the form



of an exponent for the near zone and is linear for the distances far from the blast. According to the data of the experiments conducted at short distances (10R), the density of induced microfracturing N is within ≈ 5 thousand pcs/cm³, and with increasing the detonation velocity it increases to ≈ 13.8 thousand pcs/cm³. At medium (40R) and long (70R) distances, N increases from ≈ 750 to $\approx 2,400$ pcs/cm³ and from 0 to ≈ 200 pcs/cm³, respectively. Using explosives with a reduced detonation velocity allows reducing the “surplus” impact on a rock mass and thus reducing the intensity of prefracture in the zone of controlled crushing during a blast. The study allowed obtaining quantitative parameters of the intensity and size of the prefracture zones, which compose the supplement to findings of historical studies on qualitative determination of prefracture.

Keywords

prefracture, crushing to rubble, blast stresses, microfracture, fracture density, detonation velocity, fines yields

For citation

Khokhlov S.V., Vinogradov Yu.I., Makkoev V.A., Abiyev Z.A. Effect of explosive detonation velocity on the degree of rock pre-fracturing during blasting. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(3):85–96. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-11-177>

Введение

Сегмент производства нерудных материалов на российском рынке является неотъемлемой частью горной отрасли. Щебень – наиболее широко используемый продукт добычи и переработки нерудных строительных материалов, который используется для дорожного строительства, производства железобетонных изделий (ЖБИ), производства товарного бетона, прокладки и ремонта ж/д путей и др.

За последние годы объемы производства щебня достигают 22 млн м³ в год [1, 2]. Экономическая эффективность горных предприятий по производству щебеночной продукции напрямую зависит от объемов кондиционных фракций произведенного щебня, что опирается в вопрос качества продукции [3–5].

Проблема повышенного выхода некондиционной мелкой фракции при дроблении взорванной горной массы существует при производстве щебня и на данный момент [6]. До 30% объема конечного продукта уходит в отсеб, что приводит к уменьшению объемов кондиционных фракций и нерациональному природопользованию [7], которое отражается ростом площадей отсебных отвалов [8–10].

При измельчении материала в дробилках отсеб образуется при переработке предразрушенной взрывом горной массы [11], поскольку структурно ослабленные фрагменты с повышенной плотностью микротрещин имеют сниженные прочностные характеристики и при относительно малых воздействиях склонны рассыпаться на мелкие куски [12, 13].

Изменение детонационных характеристик взрывчатых веществ (ВВ) оказывает непосредственное влияние на размеры зон и степень предразрушения. Результаты проведенных ранее экспериментов [14] показывают, что с увеличением скорости детонации ВВ увеличивается зона предразрушения, в которой происходят изменения упругих и прочностных характеристик свойств массива горных пород с расстоянием от заряда ВВ.

Исходя из того что предразрушение это накопление микродефектов в среде, то дополнение подхода к определению трещиноватости и микротрещиноватости на основе многостадийной модели разрушения [15] приводит к необходимости изучения количественных параметров микротрещинообразования как функции от скорости детонации.

Цель работы заключается в определении зависимости количественного показателя плотности микротрещин от скорости детонации ВВ, которая влияет на величину напряжений, возникающих в горной породе при взрыве. Предложена соответствующая методика установления этой зависимости. Исследование необходимо для определения количественных параметров предразрушения и размеров зоны структурного ослабления.

1. Теория вопроса

При взрывном дроблении скальных пород образуется зона волнового предразрушения [16], в пределах которой возрастает наведенная микротрещиноватость. Накопление микродефектов в объеме как массива, так и отдельно рассматриваемого после взрыва куска горной массы приводит к структурному ослаблению породы и снижению ее прочности [11, 12]. Зона предразрушения получает преимущественное развитие в скальных породах, что неблагоприятно влияет на экономическую эффективность добычи строительного камня.

Рассматривая структурное ослабление прочности массива или отдельных кусков горной массы на различных расстояниях от взрыва, в качестве базовой модели разрушения горных пород используется многостадийная модель разрушения твердых тел. В соответствии с этой моделью каждый вновь образованный дефект в массиве предопределяется наличием более мелких дефектов. На первом этапе идет процесс случайного квазиравномерного накопления нарушений первого порядка. Стоит отметить, что массив горных пород вне зависимости от структурных характеристик всегда является анизотропной средой [17]. Неоднородность среды, как и наличие локальных разностей во внутренних нагрузках массива, приводит к тому, что на втором этапе формируются области высокой концентрации дефектов первого порядка. На заключительном этапе стадии, когда концентрация дефектов первого порядка превышает критический пороговый уровень, идет слияние нарушений, что приводит к образованию дефектов второго порядка [15]. Накопление дефектов происходит до момента разрушения – разделения исследуемого фрагмента на 2 и более кусков.

Зона структурного ослабления ограничивается областью наведенных взрывом микротрещин [18]. А наведение этих микротрещин (волновое предразрушение) зависит от величины напряжений, возникающих в горной породе [19].

Разрушение породы главным образом зависит от энергии волн напряжения [20], распространяющихся в среде [21, 22]. Одной из важнейших волновых характеристик, влияющих на величину напряжения, является импульс взрыва, который предопределяет все последующие фазы развития взрыва: деформацию породы, ее дробление и перемещение горной массы. Влияние взрывного импульса на характер разрушения рассмотрено в работах [23, 24].

Результат проведенных ранее исследований с взрыванием эталонного ВВ типа Аммонит № 6ЖВ [25] показал, что зависимость скорости смещения горной массы на различных расстояниях при взрыве от относительного расстояния имеет вид степенной функции (рис. 1). При этом стоит отметить, что работы были выполнены в условиях железистых кварцитов Оленегорского карьера.

Понятие предразрушения касается не только части массива, находящейся за зоной регулируемого дробления, а также и отдельных фрагментов горной породы после взрыва из зоны дробления. Это важно, поскольку эти куски имеют наведенную взрывом микротрещиноватость, которая способствует структурному ослаблению прочности этих кусков, и, как следствие, повышается выход некондиционных фракций при дроблении взорванной горной массы на щебень.

Определение зависимости величины структурного ослабления массива от напряжений, вызванных взрывом, позволит определить размеры зоны предразрушения и интенсивность трещинообразования.

2. Методы исследований

При определении параметров предразрушения горной породы был использован метод натурального эксперимента для определения напряжений, возникающих в горной породе при взрыве и для измерения скорости детонации ВВ. Метод лабораторных исследо-

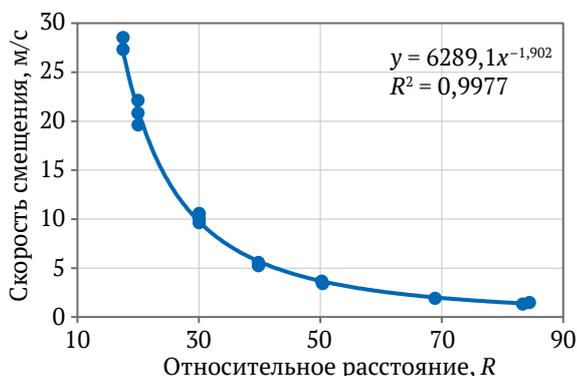


Рис. 1. График зависимости скорости смещения горной массы от относительного расстояния [составлено авторами]

ваний применялся для изучения природы образования микротрещин. Методы статистической обработки данных и анализа были применены для определения размеров зон предразрушения, а также для обработки данных и интерпретации [26], сопоставления результатов исследования.

2.1. Измерение напряжений

Измерение напряжений в горной породе, возникающих при взрыве на различных расстояниях с целью получения сведений о характере волновых процессов при взрывных работах, было осуществлено косвенным методом, посредством проведения экспериментальных взрывов с регистрацией ускорений смещения частиц горной массы измерительными преобразователями. Замер ускорений был проведен по известной методике [27–29] с взрыванием зарядов ВВ – Аммонита № 6ЖВ, Гранулита РП и Эмульсолита А-20 с регистрацией показаний ускорений смещения частиц массива на трех относительных расстояниях от взрыва – 10, 40 и 70 радиусов заряда.

Работы проводились на карьере по добыче известняка. Схема расположения скважин для каждого взрыва представлена на рис. 2. Оранжевым обозначена взрывная скважина, синим отмечены измерительные скважины для размещения датчиков. Приведенное расположение скважин обеспечивает точность измерений за счет отсутствия дополнительных границ раздела сред от взрывной скважины до каждого из датчиков.

Каждый акселерометр был закреплен на уровне центра заряда ВВ. Датчики были закреплены в скважинах алебастром с добавлением буровой мелочи для создания среды, максимально близкой по условиям к массиву.

Перевод ускорений в напряжения осуществлялся посредством интегрирования значений ускорения в значения скорости. Скорость учитывается при расчете звукового давления или напряжения. Звуковое давление представляется в виде разности между мгновенным давлением на пути распространения волны и собственно статическим. Волна напряжений в каждой точке волнового поля распространяется подобно скорости смещения частиц в этой же точке.

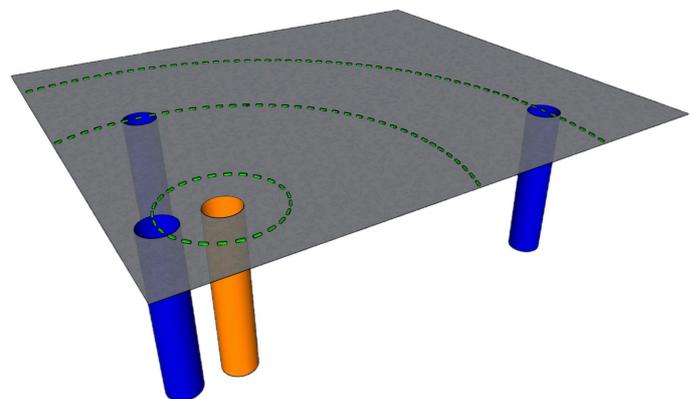


Рис. 2. Схема расположения скважин [составлено авторами]

Связующим параметром между давлением и скоростью смещения является волновое сопротивление среды или ее акустическая жесткость [30]. Приведенные параметры связаны между собой соотношением:

$$\frac{P}{U} = \rho C, \quad (1)$$

где P – звуковое давление, Па (МПа); U – скорость смещения частиц, м/с; ρC – акустический импеданс.

Связь между напряжениями, возникающими в горной породе и скоростью смещения при воздействии сейсмозрывной волны, устанавливается с помощью метода пересчета данных о массовых скоростях на параметры возникающих напряжений произведением расчета напряжения в горной породе по формуле:

$$\sigma_0 = \rho_0 C_p U_x, \quad (2)$$

где σ_0 – напряжения, возникающие в горной породе (давление сейсмозрывной волны), МПа; ρ_0 – плотность материала, кг/м³; C_p – скорость распространения продольной волны в массиве, м/с; U_x – скорость смещения породы в измеряемых пределах, м/с.

2.2. Измерение скорости детонации

При проведении полевых экспериментов, скорость детонации при каждом взрыве была измерена оборудованием компании MREL, а именно DataTrap II VoD Recorder. Измерение проводилось резистивным методом, при котором прибор измеряет и записывает величину электрического сопротивления специального зондового кабеля, уменьшающегося по мере распространения детонационной волны в заряде. Измерительный кабель представляет собой специальный коаксиальный кабель с центральной жилой и экранированием. Кабель размещается по всей длине скважины до начала зарядания. Обязательным условием является натянутое состояние кабеля при зарядке ВВ для исключения недостоверных результатов.

Регистрация значений сопротивления линии осуществляется с частотой 2,5 МГц. С известным собственным сопротивлением измерительного кабеля 10,8 Ом/м, штатное программное обеспечение осуществляет построение графика зависимости расстояния (м) от времени (мс). Пример графика приведен на рис. 3.

Скорость детонации определяется по следующей формуле:

$$D = \frac{\Delta l}{\Delta t}, \quad (3)$$

где D – скорость детонации, м/с; Δl – расстояние между концами средней линии замера на графике, м; Δt – разница значений времени, соответствующих взятым значениям расстояния, с.

Резистивный метод измерения скорости детонации взрывчатых веществ можно использовать при измерении скорости распространения детонационных волн в ВВ в том случае, если величина ударного импульса, воздействующего на кабель будет больше учетверенного значения коэффициента динамической вязкости материала внутренней изоляционной оболочки измерительного кабеля [31]. Данное условие соблюдается при правильном расположении кабеля по протяженности столба заряда ВВ.

2.3. Определение размеров зон предразрушения и степени микротрециноватости

После обуривания технологических и взрывных скважин в соответствии с методикой проводилось бурение инженерно-геологических скважин с отбором проб (керн) горной массы [32] до проведения взрывных работ, а затем после. Отбор проб до и после взрыва был произведен со скважин, находящихся на относительном расстоянии 40 и 70 радиусов заряда, а также на промежуточных расстояниях. Извлеченные образцы были доставлены в лаборатории для проведения дальнейших лабораторных испытаний.

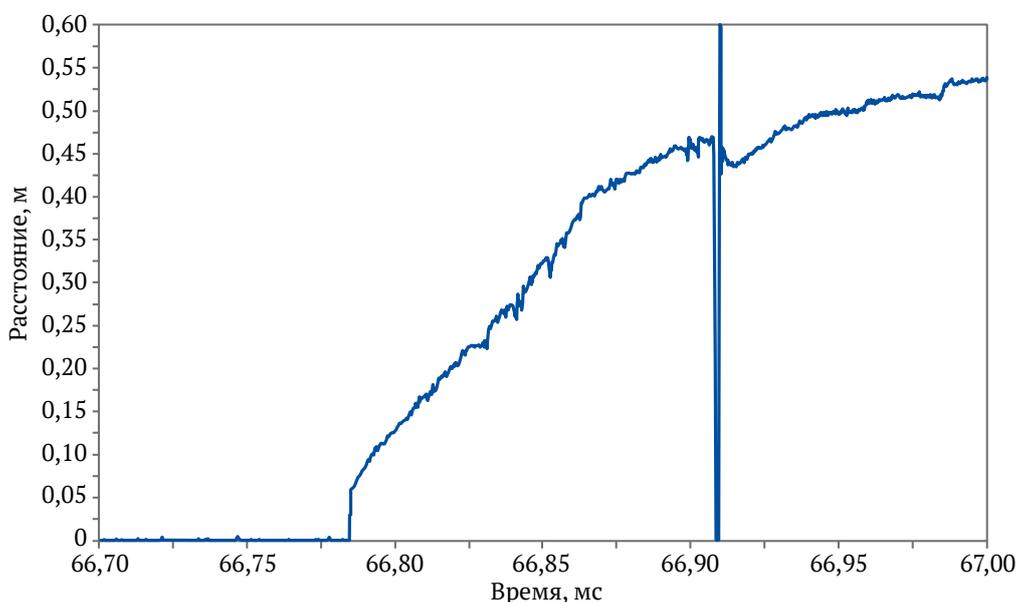


Рис. 3. График зависимости расстояния от времени при измерении скорости детонации [составлено авторами]

Для определения величины давления (напряжения) в горной породе, необходимого для начала накопительной стадии – образования микротрещин, использовался метод анализа акустической эмиссии (АЭ). Метод АЭ обеспечивает время регистрации с минимальной задержкой [33], что способствует получению достоверных данных по началу образования микротрещин. Подход хорошо себя зарекомендовал не только при статических испытаниях [34, 35], но также и при динамической нагрузке образцов [36, 37].

В процессе механического разрушения образцов горной породы отличительной особенностью является стадийность разрушения [38]. В неоднородном материале, которым является порода, закономерность смены стадий обусловлена прогрессией уровня дефекта согласно многостадийной концепции разрушения [39]. Исследователи [38, 40] различают 4 стадии деформирования образцов: I – начальная, при которой закрывается часть имеющихся дефектов; II – стадия линейных деформаций, на которой заново раскрываются «схлопнувшиеся» дефекты и образуются новые дефекты первого порядка; III – стадия упругопластических деформаций, при которых происходит интенсификация процесса формирования дефектов первого порядка (микротрещин) и начинается образование дефектов второго порядка; IV – стадия предразрушения, которая обусловлена накоплением макротрещин и предшествует разрушению образца [40].

В приведенном ключе стадия предразрушения отличается от понятия предразрушения в нашем исследовании, поскольку определяется с точки зрения начала неизбежного разрушения образца. В нашем же исследовании предразрушенная порода рассматривается как структурно ослабленная.

В породах типа мрамор, известняк и гранит активность эмиссии, свидетельствующая о начале процесса образования микротрещин, появляется при давлении 15–38% от предела прочности породы на одноосное сжатие [40]. Близкие значения приводятся другими авторами [41], которые демонстрируют величину порядка 25–30% от предела прочности на одноосное сжатие. Изменение состояния образца в соответствии со снижением скорости продольных волн начинается при напряжениях 10–15 МПа [42].

Примем минимальное значение 15% от разрушающего давления для начала формирования микротрещин.

Если качественное определение наличия микротрещин необходимо для определения размеров зоны волнового предразрушения, то количественный параметр необходим для обоснования степени предразрушения, которая определяется интенсивностью трещинообразования, что есть концентрация микротрещин на определенный объем (см^3).

Метод рентгеновской компьютерной микротомографии [43] был применен для получения количественных характеристик микротрещиноватости образцов. Реконструкция бинарных моделей рентгеновских изображений позволила осуществить пересчет микротрещин на объем материала [44]. Для проведения данного исследования был использован томограф SkyScan 1173, а данные были обработаны в специализированном программном обеспечении.

Данные по рентгеновской компьютерной микротомографии представлены в виде набора сечений по каждому образцу. Материал снимался со всего объема образца с частотой слоя 20 мкм. Так как разрешающая способность оборудования позволяет определить микротрещины с минимальной длиной 50 мкм, а средний размер зерна известняка составляет порядка 0,2 мм [45, 46], то было учтено количество только межзеренных и трансгранулярных микротрещин. Концентрация трещин была определена через их плотность – количество видимых микротрещин на единицу площади, после чего был осуществлен пересчет в плотность трещин как их количество на единицу объема ($\text{шт}/1 \text{ см}^3$).

3. Результаты

При взрывании зарядов ВВ были измерены ускорения смещения горной массы на различных расстояниях и скорость детонации при каждом взрыве. Средняя скорость детонации для Гранулита, Аммонита и Эмульсолита составила 2000 м/с, 4330 м/с и 5215 м/с соответственно.

Для расчета напряжений были учтены следующие показатели: ρ_0 – плотность материала, $\text{кг}/\text{м}^3$; C_p – скорость распространения продольной волны в массиве, м/с; U_x – скорость смещения породы в измеряемых пределах [30]. Скорость смещения частиц горной массы рассчитывалась с учетом разницы времени нарастания фронта волны напряжения от расстояния.

Как показано на рис. 4, зависимость напряжений при взрыве в горной породе от относительного расстояния, обозначаемого величиной радиуса заряда ВВ,

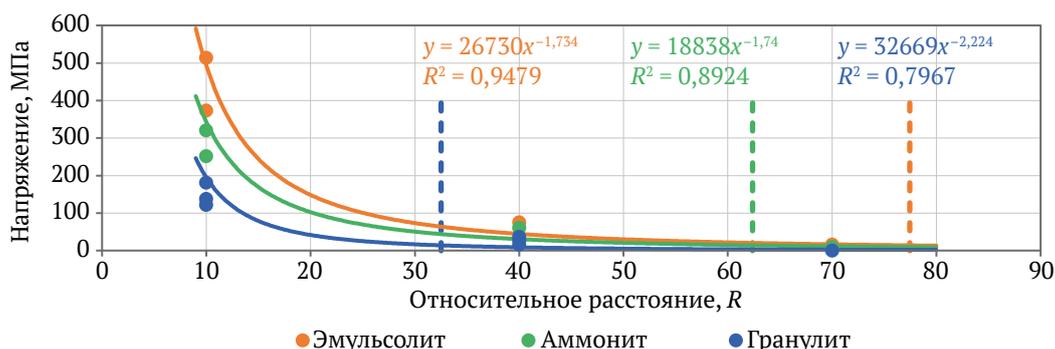


Рис. 4. График зависимости напряжений от расстояния [составлено авторами]

принимает вид степенной функции. Вертикальными линиями на графике обозначены границы зон образования микротрещин (зон предразрушения), которые находятся в пределах от 33 (для Гранулита) до 77 (для Эмульсолита) радиусов заряда. Эти границы определены исходя из величин напряжений (давления волны напряжения), представленных на графике, в соответствии с пределом прочности породы на одноосное сжатие 95 МПа. Максимальное зарегистрированное напряжение на 10 радиусах заряда – 515 МПа, а минимальное на 70 радиусах заряда – 0,4 МПа.

Зависимость времени нарастания импульса ускорения от расстояния приведена на рис. 5.

Образцы, изъятые до и после взрыва, были просканированы для получения объемной модели и последующего расчета плотности трещин. Результаты реконструкции бинарных моделей рентгеновских изображений образцов представлены на рис. 6.

Метод пересчета микротрещин позволил определить разницу их плотности до и после взрыва. На рис. 7 представлен пример обработки (определения количественных данных плотности микротрещин).

Согласно данным эксперимента до взрыва средняя плотность трещин составляла 1678 шт/см³. При-

веденное значение было принято за относительный ноль. Зависимость плотности микротрещин N от напряжений σ , возникающих в породе, представлена на рис. 8 и определяется выражением:

$$N = 35,389\sigma - 195,49. \quad (4)$$

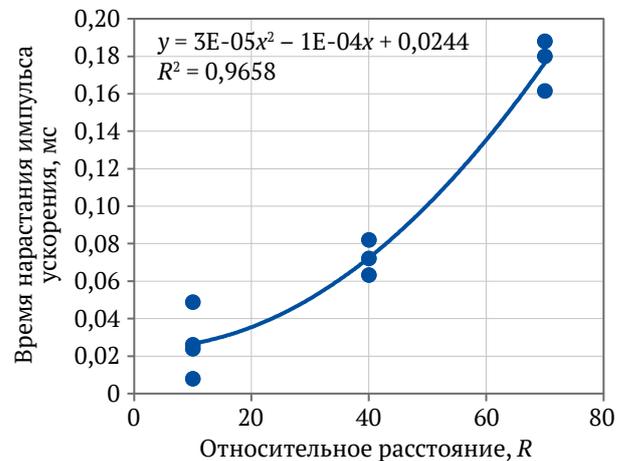


Рис. 5. График зависимости времени нарастания импульса ускорения от расстояния [составлено авторами]

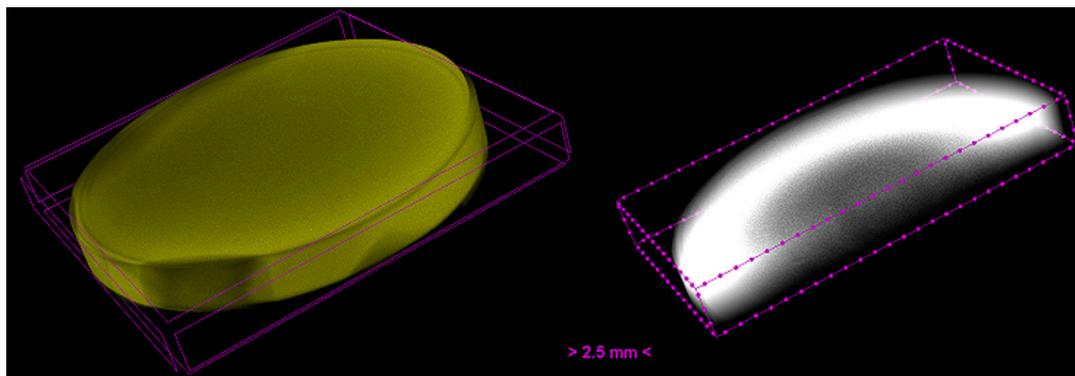


Рис. 6. Объемная модель образца [составлено авторами]

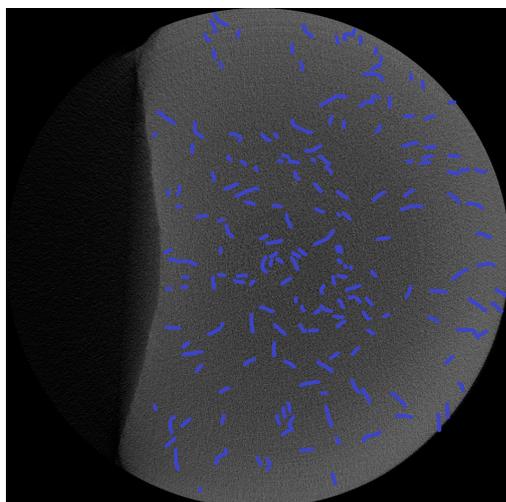


Рис. 7. Микротрещины на образце, изъятые после взрыва на относительном расстоянии 40R (отмечена синим) [составлено авторами]

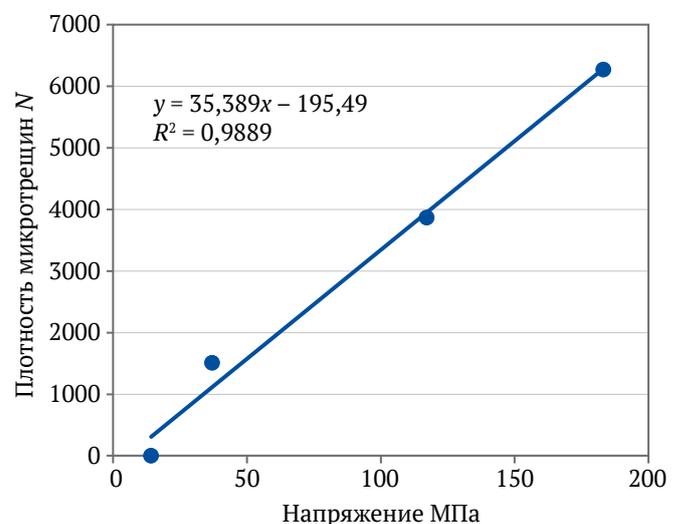


Рис. 8. График зависимости количества трещин в породе от напряжений [составлено авторами]

По полученным данным на рис. 9–11 составлены графики зависимости плотности образованных взрывом микротрещин от скорости детонации в породе типа известняк для различных относительных расстояний.

4. Обсуждение

Полученные зависимости представлены по значениям взрывов Аммонита № 6ЖВ, Гранулита РП и Эмульсолита А-20 для горной породы типа известняк с пределом прочности на одноосное сжатие 95 МПа. Были использованы различные типы ВВ со скоростью детонации, отличающейся минимум на 20% для возможности объективного сравнения полученных результатов.

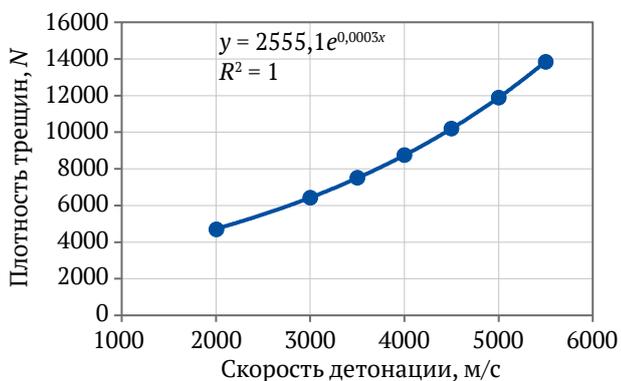


Рис. 9. График зависимости количества трещин от скорости детонации на 10R [составлено авторами]

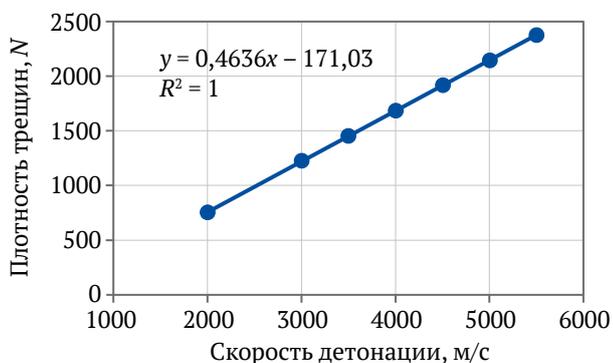


Рис. 10. График зависимости количества трещин от скорости детонации на 40R [составлено авторами]

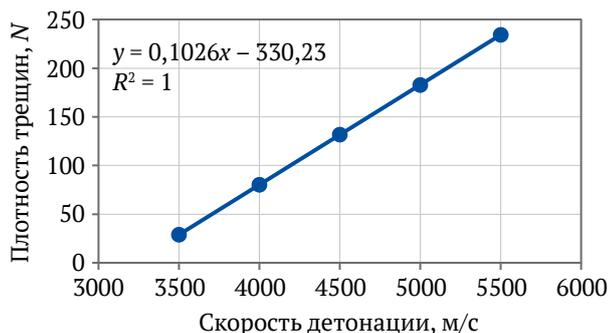


Рис. 11. График зависимости количества трещин от скорости детонации на 70R [составлено авторами]

Зависимость напряжений в породе, вызванных взрывом, от относительного расстояния для каждого типа ВВ имеет вид степенной функции, что согласуется с полученными ранее другими авторами данными. Граница зоны предразрушения при взрывании Эмульсолита находится на 77 радиусах заряда от взрывной скважины и уменьшается до 33 радиусов при взрывании Гранулита, что подтверждает факт влияния скорости детонации ВВ на размеры зон предразрушения. За пределами этих границ не наблюдается наведенной взрывом микротрещиноватости, о чем свидетельствуют результаты лабораторных исследований по определению плотности микротрещин на различных расстояниях. Этот факт обуславливает качественное определение предразрушения в массиве известняка, но большая часть исследования посвящена количественному определению плотности микротрещин в пределах зон разрушения и предразрушения.

На малых расстояниях (10 радиусов заряда) функции зависимости напряжений и плотности трещин от скорости детонации ВВ имеют экспоненциальный вид, а на средних и дальних (40 и 70 радиусов) – зависимость линейная. Это может говорить о том, что скорость детонации ВВ оказывает наибольшее воздействие на предразрушение породы преимущественно на ближних расстояниях. При этом с увеличением расстояния увеличивается и время нарастания импульса напряжения. Высокоамплитудный импульс напряжения малой продолжительности способствует переизмельчению породы на ближних расстояниях, но с отдалением от взрыва волна напряжения выполаживается, что ведет к более качественному дроблению с точки зрения добычи строительного камня.

Определение количественного показателя микротрещиноватости породы необходимо для расчета степени волнового предразрушения как массива целиком, так и отдельных кусков после взрыва. Безусловно, накопление микродефектов носит стохастический характер, но прослеживается нарастание плотности микротрещин во всем объеме образцов. Полученная зависимость плотности микротрещин от возникающих в породе напряжений от взрыва имеет линейный вид. В работах [47–50] было определено, что величина напряжений от взрыва влияет на величину структурного ослабления рассматриваемого фрагмента, что объясняется ростом плотности трещин. Но в приведенных исследованиях авторы не рассматривали количественные показатели трещиноватости, а значит, результаты настоящего исследования являются дополнением предшествующих работ.

Естественная микротрещиноватость также влияет на прочностные свойства породы [51], но в данной работе был рассмотрен вопрос волнового предразрушения породы взрывом. Плотность естественных микротрещин учитывалась как относительный ноль, поскольку существующие в породе микродефекты до взрыва влияют на параметры волны напряжений в породе, а эти параметры были изменены фактически.



Заключение

При отработке скальных пород на щебень наведенная взрывом микротрещиноватость оказывает негативное воздействие на качество конечного продукта.

Приведены результаты экспериментальных исследований по определению качественных и количественных параметров предразрушения горной породы при взрыве. Так, при увеличении скорости детонации ВВ с 2 до 5,2 км/с зона предразрушения увеличивается с 33 до 77 радиусов заряда. Зависимость количества вновь образованных микродефектов от скорости детонации ВВ принимает вид экспоненты для ближней зоны и линейна для дальних расстояний от взрыва. По данным проведенных экспериментов на ближних расстояниях (10R) плотность наведенной микротрещиноватости N находится в пределах ≈ 5 тыс. шт/см³, а с ростом скорости детонации увеличивается до $\approx 13,8$ тыс. шт/см³. На средних (40R) и дальних (70R) расстояниях значение N растет с ≈ 750 до ≈ 2400 шт/см³ и с 0 до ≈ 200 шт/см³ соответственно.

Установлено, что наибольшее влияние на форму и длительность взрывного импульса оказывает скорость детонации ВВ. С уменьшением скорости детонации уменьшается и пиковое давление головной части импульса, увеличивается длительность его нарастания, а низкоамплитудный импульс большой длительности способствует более качественному дроблению горной массы с наименьшим эффектом предразрушения.

Применяя ВВ с пониженной скоростью детонации, можно снизить «излишнее» воздействие на массив и тем самым уменьшить интенсивность предразрушения в зоне регулируемого дробления при взрыве. Это объясняется тем, что отдельные куски после взрыва будут в меньшей степени ослаблены и в результате выход отсева при дроблении скальных горных пород на щебень должен быть уменьшен.

В дальнейшем планируется рассмотрение других способов влияния на величину структурного ослабления породы в пределах зоны разрушения.

Список литературы / References

1. Ахтямов В. Ф., Хафизова Э. Н. Влияние отходов нерудного производства на свойства тяжелых бетонов. *Вестник Сибирской государственной автомобильно-дорожной академии*. 2018;15(2):261–268. <https://doi.org/10.26518/2071-7296-2018-2-261-268>
Akhtyamov V.F., Khafizova E.N. Influence of technological non-metallic production wastes on heavy weight concrete properties. *The Russian Automobile and Highway Industry Journal*. 2018;15(2):261–268. (In Russ.) <https://doi.org/10.26518/2071-7296-2018-2-261-268>
2. Хафизова Э. Н., Ахтямов В. Ф., Панченко Ю. Ф., Панченко Д. А. Мелкодисперсная составляющая отсева горных пород в тяжелых цементных бетонах. *Инновации и инвестиции*. 2019;(9):261–266. URL: <https://www.innovazia.ru/upload/iblock/398/gxovlpzi12czrbffn0jydg9ks8se85k/%E2%84%969%202019.pdf>
Khafizova E.N., Akhtyamov V.F., Panchenko I.F., Panchenko D.A. Micro-fine component of stone screening dust in heavy weight cement concrete. *Innovation & Investment*. 2019;(9):261–266. (In Russ.) URL: <https://www.innovazia.ru/upload/iblock/398/gxovlpzi12czrbffn0jydg9ks8se85k/%E2%84%969%202019.pdf>
3. Самуков А. Д. Комплексная переработка отходов щебеночных производств. *Экология и промышленность России*. 2019;23(7):15–19. <https://doi.org/10.18412/1816-0395-2019-7-15-19>
Samukov A.D. Complex recycling of crushed aggregates waste. *Ecology and Industry of Russia*. 2019;23(7):15–19. (In Russ.) <https://doi.org/10.18412/1816-0395-2019-7-15-19>
4. Ding X., Ao Z., Li X. et al. The mechanism of plugging open-pit mine cannon holes and the modification of plugging materials. *Sustainability*. 2023;15(5):4257. <https://doi.org/10.3390/su15054257>
5. Молдован Д. В., Чернобай В. И., Ястребова К. Н. Влияние композитного материала в конструкции забойки на ее работоспособность. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023;(9–1):110–121. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_91_0_110
Moldovan D.V., Chernobay V.I., Yastrebova K.N. The influence of composite material in the stemming design on its operability. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2023;(9–1):110–121. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_91_0_110
6. Кахаров З. В., Исломов А. С. Бетоны с заполнителями из продуктов дробления вторичного бетона. *Вестник науки*. 2023;3(5):820–825.
Kakharov Z.V., Islomov A.S. Concretes with aggregates from secondary concrete crushing products. *Vestnik Nauki*. 2023;3(5):820–825. (In Russ.)
7. Корнев А. В., Спицын А. А., Коршунов Г. И., Баженова В. А. Обеспечение пылевзрывобезопасности подземных горных выработок в угольных шахтах: методы и современные тенденции. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023;(3):133–149. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_3_0_133
Kornev A.V., Spitsyn A.A., Korshunov G.I., Bazhenova V.A. Preventing dust explosions in coal mines: Methods and current trends. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2023;(3):133–149. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_3_0_133
8. Шамаев М. К., Тоштеммиров У. Т. Добыча щебня и требования предъявляемые к их качеству. *Ta'lim va Rivojlanish Tahlili*. 2022;2(10):131–137.
Shamaev M.K., Toshtemirov U.T. Extraction of crushed stone and requirements for their quality. *Analytical Journal of Education and Development*. 2022;2(10):131–137. (In Russ.)
9. Ганина А. С., Студенок Г. А. Утилизация отходов песка из отсева дробления при производстве щебня. В: *Материалы международной научно-практической конференции «Уральская горная школа – ре-*



- зионам». Екатеринбург, 11 апреля 2022 г. Екатеринбург: Уральский государственный горный университет; 2022. С. 390–391.
- Ganina A.S., Studenok G.A. Disposal of waste sand from crushing undersizes (fines) in the production of crushed stone. In: *Proceedings of the International Scientific and Practical Conference "Ural Mining School – for Regions"*. Ekaterinburg, April 11, 2022. Ekaterinburg: Ural State Mining University Publ.; 2022. Pp. 390–391. (In Russ.)
10. Коршунов Г.И., Каримов А.М., Магомедов Г.С., Тюлькин С.А. Снижение аэротехногенного воздействия респираторной фракции пыли на персонал карьера при проведении массовых взрывов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023;(7):132–144. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_7_0_132
Korshunov G.I., Karimov A.M., Magamedov G.S., Tyulkin S.A. Reduction of respirable dust-induced impact on open pit mine personnel in large-scale blasting. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2023;(7):132–144. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_7_0_132
 11. Каменева Е.Е., Аминов В.Н., Шукин П.О. Постановка проблемы разработки и научного обоснования технологий дезинтеграции вскрышных и вмещающих горных пород различных генетических типов для получения строительного щебня. В: *Результаты исследований процессов дезинтеграции прочных горных пород с целью снижения энергозатрат и выпуска дополнительной продукции при переработке и обогащении руд и техногенного сырья. Сборник научных трудов*. Петрозаводск: ООО «VERSO»; 2016. С. 3–5.
Kameneva E.E., Aminov V.N., Shchukin P.O. Definition of the problem of development and scientific substantiation of technologies for disintegration of overburden and host rocks of different genetic types to obtain building crushed stone. In: *Findings of Research on the Processes of Disintegration of Strong Rocks in Order to Reduce Energy Consumption and Produce Additional Products in the Processing and Beneficiation of Ores and Technogenic Raw Materials*. Collection of scientific papers. Petrozavodsk: VERSO LTD Publ.; 2016. Pp. 3–5. (In Russ.)
 12. Tan N., Yang R., Tan Z. Influence of complicated faults on the differentiation and accumulation of in-situ stress in deep rock mass. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*. 2023;30(5):791–801. <https://doi.org/10.1007/s12613-022-2528-y>
 13. Kovalevich S., Zyryanov I., Chernobay V. Experience of drilling-and-blasting in diamond fields in Yakutia. *Journal of Mining Science*. 2023;58:953–965. <https://doi.org/10.1134/S1062739122060102>
 14. Кочанов А.Н. Изучение параметров зон предразрушения массива как основа совершенствования технологии взрывных работ. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 1996;(5):49–52.
Kochanov A.N. Study of parameters of rock mass prefracture zones as a basis for the improvement of blasting technology. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 1996;(5):49–52. (In Russ.)
 15. Герман В.И. Прогноз обрушений на рудниках по данным сейсмического мониторинга. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2014;(2):99–109.
German V.I. Rock failure prediction in mines by seismic monitoring data. *Journal of Mining Sciences*. 2014;(2):99–109. (In Russ.)
 16. Молдован Д.В., Чернобай В.И., Соколов С.Т., Баженова А.В. Конструктивные решения запираания продуктов взрыва во взрывной полости. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;(6–2):5–17. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_62_0_5
Moldovan D.V., Chernobay V.I., Sokolov S.T., Bazhenova A.V. Design concepts for explosion products locking in chamber. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(6–2):5–17. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_62_0_5
 17. Господариков А.П., Трофимов А.В., Киркин А.П. Оценка деформационных характеристик хрупких горных пород за пределом прочности в режиме одноосного сервогидравлического нагружения. *Записки Горного института*. 2022;256:539–548. <https://doi.org/10.31897/PMI.2022.87>
Gospodarikov A.P., Trofimov A.V., Kirkin A.P. Evaluation of deformation characteristics of brittle rocks beyond the limit of strength in the mode of uniaxial servohydraulic loading. *Journal of Mining Institute*. 2022;256:539–548. <https://doi.org/10.31897/PMI.2022.87>
 18. Кочанов А.Н., Одинцев В.Н. Теоретическая оценка радиуса области предразрушения пород при камуфлетном взрыве. *Взрывное дело*. 2015;(113/70):41–54.
Kochanov A.N., Odintsev V.N. Teoretical estimation of microfractured area radius after camouflet explosion. *Explosion Technology*. 2015;(113/70):41–54. (In Russ.)
 19. Менжулин М.Г., Шишов А.Н., Парамонов Г.П., Уваров А.Н. Кинетика накопления наведенной трещиноватости в гранитах под действием взрывных нагрузок. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 1999;(1):143–146.
Menzhulin M.G., Shishov A.N., Paramonov G.P., Uvarov A.N. Kinetics of accumulation of induced fracturing in granite under the action of blast loads. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 1999;(1):143–146. (In Russ.)
 20. Коршунов В.А., Павлович А.А., Бажуков А.А. Оценка сдвиговой прочности горных пород по трещинам на основе результатов испытаний образцов сферическими инденторами. *Записки Горного института*. 2023;262:606–618. <https://doi.org/10.31897/PMI.2023.16>
Korshunov V.A., Pavlovich A.A., Bazhukov A.A. Evaluation of the shear strength of rocks by cracks based on the results of testing samples with spherical indentors. *Journal of Mining Institute*. 2023;262:606–618. <https://doi.org/10.31897/PMI.2023.16>



21. Wei M., Dai F., Liu Y., Jiang R. A fracture model for assessing tensile mode crack growth resistance of rocks. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2023;15(2):395–411. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2022.03.001>
22. Аленичев И.А., Рахманов Р.А. Исследование эмпирических закономерностей сброса горной массы взрывом на свободную поверхность уступа карьера. *Записки Горного института*. 2021;249:334–341. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.3.2>
Alenichev I.A., Rakhmanov R.A. Empirical regularities investigation of rock mass discharge by explosion on the free surface of a pit bench. *Journal of Mining Institute*. 2021;249:334–341. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.3.2>
23. Кабетенов Т., Юсупов Х.А., Рустемов С.Т. Определение рациональных параметров скважинной отбойки с учетом времени действия взрывного импульса. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2015;(2):75–81.
Kabetenov T., Yusupov Kh.A., Rustemov S.T. Rational parameters of blasting, considering action time of explosion-generated pulse. *Journal of Mining Sciences*. 2015;(2):75–81. (In Russ.)
24. Боровиков В.А., Андреев А.А., Ефремовцев Н.Н. Особенности детонации гранулитов, включая малоплотные полистиролсодержащие составы. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2007;6(3):53–62.
Borovikov V.A., Andreev A.A., Efremovtsev N.N. Features of detonation of granulites including low-density polystyrene-containing compositions. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2007;(6–3):53–62. (In Russ.)
25. Виноградов Ю.И., Артемов В.А. Влияние диаметра заряда на коэффициент полезного действия взрыва. *Записки Горного института*. 2012;198:170–173.
Vinogradov Y.I., Artemov V.A. Blasting charge diameter influence on the blasting efficiency. *Journal of Mining Institute*. 2012;198:170–173. (In Russ.)
26. Вальков В.А., Виноградов К.П., Валькова Е.О., Мустафин М.Г. Создание растров высокой информативности по данным лазерного сканирования и аэрофотосъемки. *Геодезия и картография*. 2022;83(11):40–49. <https://doi.org/10.22389/0016-7126-2022-989-11-40-49>
Valkov V.A., Vinogradov K.P., Valkova E.O., Mustafin M.G., Creating highly informative rasters based on laser scanning and aerial photography data. *Geodesy and Cartography*. 2022;83(11):40–49. (In Russ.) <https://doi.org/10.22389/0016-7126-2022-989-11-40-49>
27. Должиков В.В., Рядинский Д.Э., Яковлев А.А. Влияние интервалов замедления на амплитуды волн напряжений при изучении модели взрыва системы скважинных зарядов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;(6–2):18–32. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_62_0_18
Dolzhikov V.V., Ryadinsky D.E., Yakovlev A.A. Influence of deceleration intervals on the amplitudes of stress waves during the explosion of a system of borehole charges. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(6–2):18–32. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_62_0_18
28. Артемов В.А. и др. Влияние соотношения глубины заложения заряда и массы ВВ на параметры сейсмозрывных волн в ближней зоне взрыва. *Взрывное дело*. 2009;(101/58):303–307.
Artemov V.A., Vinogradova E.Yu., Vinogradov Yu.I., Gendler S.G. Influence of parity between depth of charge placing and weight of explosive on seismoblast waves parameters in near zone of explosion. *Explosion Technology*. 2009;(101/58):303–307. (In Russ.)
29. Меньшиков П.В., Синицын В.А., Шеменев В.Г. Определение основных детонационных характеристик взрывчатых веществ с помощью измерительного оборудования DATATRAP II DATA/VOD RECORDER. *Проблемы недропользования*. 2016;(4):112–120. <https://doi.org/10.18454/2313-1586.2016.04.112>
Menshikov P., Sinizyn V., Shemenov V. Main detonation characteristics of explosives determination using the DATATRAP II DATA/VOD RECORDER measuring equipment. *Problems of Subsoil Use*. 2016;(4):112–120. (In Russ.) <https://doi.org/10.18454/2313-1586.2016.04.112>
30. Конурин А.И., Еременко А.А., Филиппов В.Н. Особенности оценки состояния массива горных пород при промышленных взрывах и геодинамических явлениях. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2017;(7):153–160.
Konurin A.I., Eremenko A.A., Filippov V.N. Assessment features for rock mass conditions under production blasting and geodynamic events. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2017;(7):153–160. (In Russ.)
31. Иляхин С.В., Маслов И.Ю., Брагин П.А. Элементарная теория измерительного кабеля при резистивном методе измерения скорости детонации взрывчатых веществ. *Известия Уральского государственного горного университета*. 2019;(4):104–108. <https://doi.org/10.21440/2307-2091-2019-4-104-108>
Ilyakhin S.V., Maslov I. Yu., Bragin P.A. Elementary theory of a measuring cable with a resistive method for measuring velocity of detonation of an explosive. *News of the Ural State Mining University*. 2019;(4):104–108. (In Russ.) <https://doi.org/10.21440/2307-2091-2019-4-104-108>
32. Родионов В.А., Карпов Г.Н., Лейсле А.В. Методологический подход к оценке взрывопожароопасных свойств сульфидсодержащих полиметаллических руд. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;(6–1):198–213. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_61_0_198
Rodionov V.A., Karpov G.N., Leisle A.V. Methodological approach to the need to assess the explosion and fire hazard properties of sulfide-containing polymetallic ores. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(6–1):198–213. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_61_0_198
33. Dong L., Zou W., Li X. et al. Collaborative localization method using analytical and iterative solutions for microseismic/acoustic emission sources in the rockmass structure for underground mining. *Engineering Fracture Mechanics*. 2019;210:95–112. <https://doi.org/10.1016/j.engfracmech.2018.01.032>



34. Потокин А.С., Пак А.К. Исследования акустической и электромагнитной эмиссий при одноосном сжатии образцов скальных горных пород. *НаукоСфера*. 2020;(11–2):86–91. <https://doi.org/10.5281/zenodo.4309468>
Potokin A.S., Pak A.K. Study of acoustic and electromagnetic emissions under uniaxial compression of hard rock samples. *Naukosfera*. 2020;(11–2):86–91. (In Russ.) <https://doi.org/10.5281/zenodo.4309468>
35. Rodríguez P., Celestino T.B. Application of acoustic emission monitoring and signal analysis to the qualitative and quantitative characterization of the fracturing process in rocks. *Engineering Fracture Mechanics*. 2019;210:54–69. <https://doi.org/10.1016/j.engfracmech.2018.06.027>
36. Бехер С.А., Попков А.А. Временные характеристики потока сигналов акустической эмиссии при развитии трещин в стекле при ударном нагружении. *Вестник ИжГТУ имени М.Т. Калашикова*. 2019;22(1):62–71. <https://doi.org/10.22213/2413-1172-2019-1-62-71>
Bekher S.A., Popkov A.A. Temporal characteristics of the flow of acoustic emission signals in the development of cracks in glass under shock loading. *Vestnik IzhGTU imeni M.T. Kalashnikova*. 2019;22(1):62–71. (In Russ.) <https://doi.org/10.22213/2413-1172-2019-1-62-71>
37. Hu X., Su G., Chen G. et al. Experiment on rockburst process of borehole and its acoustic emission characteristics. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2019;52:783–802. <https://doi.org/10.1007/s00603-018-1613-z>
38. Ghasemi S., Khamehchiyan M., Taheri A. et al. Crack evolution in damage stress thresholds in different minerals of granite rock. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2020;53:1163–1178. <https://doi.org/10.1007/s00603-019-01964-9>
39. Du K., Li X., Tao M., Wang Sh. Experimental study on acoustic emission (AE) characteristics and crack classification during rock fracture in several basic lab tests. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2020;133:104411. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2020.104411>
40. Шкуратник В.Л., Новиков Е.А., Ошкин Р.О. Экспериментальное исследование термостимулированной акустической эмиссии образцов горных пород различных генотипов при одноосном нагружении. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2014;(2):69–76.
Shkuratnik V.L., Novikov E.A., Oshkin R.O. Experimental analysis of thermally stimulated acoustic emission in various-genotype rock specimens under uniaxial compression. *Journal of Mining Sciences*. 2014;(2):69–76. (In Russ.)
41. Опарин В.Н., Усольцева О.М., Семенов В.Н., Цой П.А. О некоторых особенностях эволюции напряженно-деформированного состояния образцов горных пород со структурой при их одноосном нагружении. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2013;(5):3–19.
Oparin V.N., Usol'tseva O.M., Semenov V.N., Tsoi P.A. Evolution of stress–strain state in structured rock specimens under uniaxial loading. *Journal of Mining Sciences*. 2013;(5):3–19. (In Russ.)
42. Викторов С.Д., Кочанов А.Н., Одинцев В.Н. Предразрушение горных пород как стадия процесса разрушения при квазистатическом и динамическом нагружении. *Записки горного института*. 2007;171:153–157.
Viktorov S.D., Kochanov A.N., Odintsev V.N. Pre-destruction of rocks as a stage of fracture process under quasi-static and dynamic loading. *Journal of Mining Institute*. 2007;171:153–157. (In Russ.)
43. Пономарев А.А., Заватский М.Д. Методы применения компьютерной микротомографии в геологии. *Известия высших учебных заведений. Нефть и газ*. 2015;(3):31–35. <https://doi.org/10.31660/0445-0108-2015-3-31-35>
Ponomarev A.A., Zavatsky M.D. Methods of application of computer microtomography in geology. *Oil and Gas Studies*. 2015;(3):31–35. (In Russ.) <https://doi.org/10.31660/0445-0108-2015-3-31-35>
44. Котелева Н.И., Вальнев В.В., Королев Н.А. Технология дополненной реальности как средство технического обслуживания оборудования металлургических производств. *Цветные металлы*. 2023;(4):14–23. <https://doi.org/10.17580/tsm.2023.04.02>
Koteleva N.I., Valnev V.V., Korolev N.A. Augmented reality as a means of metallurgical equipment servicing. *Tsvetnye Metally*. 2023;(4):14–23. <https://doi.org/10.17580/tsm.2023.04.02>
45. Веттегрень В.И., Куksenko В.С., Щербakov И.П. Механизм и динамика разрушения горных пород под влиянием механического удара и электрического разряда. *Физика Земли*. 2016;(5):134–149. <https://doi.org/10.7868/S0002333716040116> (Trans. ver.: Vettegren V.I., Kuksenko V.S., Shcherbakov I.P. The mechanism and dynamics of rock fracture upon mechanical impact and electric discharge. *Izvestiya, Physics of the Solid Earth*. 2016;52(5):754–769. <https://doi.org/10.1134/S106935131604011X>)
Vettegren V.I., Kuksenko V.S., Shcherbakov I.P. The mechanism and dynamics of rock fracture upon mechanical impact and electric discharge. *Izvestiya, Physics of the Solid Earth*. 2016;52(5):754–769. <https://doi.org/10.1134/S106935131604011X> (Orig. ver.: Vettegren V.I., Kuksenko V.S., Shcherbakov I.P. The mechanism and dynamics of rock fracture upon mechanical impact and electric discharge. *Fizika Zemli*. 2016;(5):134–149. <https://doi.org/10.7868/S0002333716040116>)
46. Яшунский Ю.В. и др. Аутигенный калиевый полевой шпат из известняков верхнего карбона Московской области. *Бюллетень Московского общества испытателей природы. Отдел геологический*. 2016;91(6):49–61.
Yashunsky Yu. V., Novikov I.A., Shkurskii B.B. et al. Authigenic potassium feldspar from upper carboniferous limestone of Moscow Region. *Bulletin of Moscow Society of Naturalists. Geological Series*. 2016;91(6):49–61. (In Russ.)



47. Кочанов А.Н., Одинцев В.Н. Волновое предразрушение монолитных горных пород при взрыве. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2016;(6):38–48.
Kochanov A.N., Odintsev V.N. Wave pre-destruction of solid rocks under blasting. *Journal of Mining Sciences*. 2016;(6):38–48. (In Russ.)
48. Кочанов А.Н. Некоторые результаты исследований в области взрывного разрушения горных пород. В: *Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр: сборник статей 5-й конференции Международной научной школы академика РАН К.Н. Трубецкого*. Москва, 14–18 ноября 2022. М.: ИПКОН РАН; 2022. С. 112–115.
Kochanov A.N. Some research results in the field of blasting rock rupture. In: *Problems and Prospects of Integrated Development and Conservation of Earth's Subsoil. Collection of articles from the 5th Conference of the International Scientific School of K.N. Trubetskoy, Academician of the Russian Academy of Sciences*. Moscow, November 14–18, 2022. Moscow: IPCON RAS; 2022. Pp. 112–115. (In Russ.)
49. Шевкун Е.Б., Лещинский А.В., Лысак Ю.А., Плотников А.Ю. Взрывное рыхление пород на карьерах с большими замедлениями. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2020;(10):29–41. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-10-0-29-41>
Shevkun E.B., Leshchinskiy A.V., Lysak Yu.A., Plotnikov A.Yu. Long-period delay loosening blasting in open pit mines. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2020;(10):29–41. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-10-0-29-41>
50. Fan X., Jiang X., Liu Y. et al. Local stress distribution and evolution surrounding flaw and opening within rock block under uniaxial compression. *Theoretical and Applied Fracture Mechanics*. 2021;112:102914. <https://doi.org/10.1016/j.tafmec.2021.102914>
51. Ишейский В.А., Рядинский Д.Э., Магомедов Г.С. Повышение качества дробления горных пород взрывом за счет учета структурных особенностей взрываеваемого массива. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023;(9–1):79–95. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_91_0_79
Isheisky V.A., Ryadinskii D.E., Magomedov G.S. Increasing the quality of fragmentation of blasting rock mass ased on accounting for structural features of massif in the blast design. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2023;(9–1):79–95. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_91_0_79

Информация об авторах

Сергей Владимирович Хохлов – кандидат технических наук, доцент кафедры взрывного дела, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-1040-8328](https://orcid.org/0000-0003-1040-8328), Scopus ID [57199258554](https://scopus.com/authorid/57199258554), ResearcherID [AAG-5849-2019](https://orcid.org/AAG-5849-2019); e-mail khokhlov_sv@pers.spmi.ru

Юрий Иванович Виноградов – кандидат технических наук, старший научный сотрудник, доцент кафедры взрывного дела, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-9468-2214](https://orcid.org/0000-0001-9468-2214), Scopus ID [57208625767](https://scopus.com/authorid/57208625767), ResearcherID [AAG-5997-2019](https://orcid.org/AAG-5997-2019); e-mail vinogradov_yui@pers.spmi.ru

Вячеслав Алексеевич Маккоев – аспирант кафедры взрывного дела, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-3656-3625](https://orcid.org/0000-0003-3656-3625), Scopus [57428865400](https://scopus.com/authorid/57428865400); e-mail s215079@stud.spmi.ru

Заур Агадвович Абиев – ассистент кафедры взрывного дела, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-9789-1115](https://orcid.org/0000-0002-9789-1115), Scopus ID [57206657220](https://scopus.com/authorid/57206657220); e-mail Abiev_ZA@pers.spmi.ru

Information about the authors

Sergei V. Khokhlov – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor, Department of Explosive Engineering, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; ORCID [0000-0003-1040-8328](https://orcid.org/0000-0003-1040-8328), Scopus ID [57199258554](https://scopus.com/authorid/57199258554), ResearcherID [AAG-5849-2019](https://orcid.org/AAG-5849-2019); e-mail khokhlov_sv@pers.spmi.ru

Juriy I. Vinogradov – Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Associate Professor, Department of Explosive Engineering, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; ORCID [0000-0001-9468-2214](https://orcid.org/0000-0001-9468-2214), Scopus ID [57208625767](https://scopus.com/authorid/57208625767), ResearcherID [AAG-5997-2019](https://orcid.org/AAG-5997-2019); e-mail vinogradov_yui@pers.spmi.ru

Viacheslav A. Makkoev – PhD-Student (Eng.), Department of Explosive Engineering, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; ORCID [0000-0003-3656-3625](https://orcid.org/0000-0003-3656-3625), Scopus [57428865400](https://scopus.com/authorid/57428865400); e-mail s215079@stud.spmi.ru

Zaur A. Abiev – Assistant (Eng.), Department of Explosive Engineering, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; ORCID [0000-0002-9789-1115](https://orcid.org/0000-0002-9789-1115), Scopus ID [57206657220](https://scopus.com/authorid/57206657220); e-mail Abiev_ZA@pers.spmi.ru

Поступила в редакцию 02.11.2023

Received 02.11.2023

Поступила после рецензирования 08.01.2024

Revised 08.01.2024

Принята к публикации 18.02.2024

Accepted 18.02.2024



РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-187>

УДК 622.235



Теоретические аспекты технологии взрывной отбойки блочного камня

В. Н. Ковалевский  , А. В. Мысин  , В. И. Сушкова   ✉

Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация

✉ s235054@stud.spmi.ru

Аннотация

Добыча блочного камня является ключевым аспектом индустрии строительных материалов, важным для обеспечения строительства прочными материалами и при придании эстетических решений различным конструкциям и элементам дизайна. Однако при добыче камня (производстве буровзрывных работ) необходимо сохранить его целостность для последующей обработки и использования. В рамках исследования были рассмотрены условия, необходимые для применения технологии взрывной отбойки блочного камня из скальных горных пород, что актуально для повышения качества отбиваемых камнеблоков. Приведены рациональные параметры взрывной отбойки камнеблоков зарядами эластичными трубчатými (ЗЭТ) «Гранилен». Определен подход к предварительной оценке зоны нарушенности блочного камня при различных режимах взрывного нагружения. Рассмотрена взаимосвязь между расходом взрывчатых веществ (ВВ) и нарушенностью камнеблоков при возможных расстояниях между шпурами. Исследован механизм создания протяженной плоскости разрыва в массиве горных пород. Установлена определяющая роль волн напряжений при формировании протяженной магистральной трещины по линии шпуровых зарядов. Показана возможность локализации зоны наведенной трещиноватости за счет регулирования условий взаимодействия волн напряжений. Приведены результаты численного моделирования полей напряжений при взрыве одиночных и системы из двух зарядов ЗЭТ «Гранилен», что позволило оценить зоны наведенной трещиноватости и условий формирования магистральной трещины отрыва. Эффективность взрывной отбойки значительно возрастает за счет ориентации линии предполагаемого отрыва монолита параллельно плоскости наилучшего раскола, учитывая при этом анизотропию физико-механических свойств гранитов. Исследование подтверждает возможности повышения выхода товарных блоков при подборе рациональных параметров взрывной отбойки.

Ключевые слова

блочный массив, параметры буровзрывных работ, направленный расход, конструкция заряда, импульс взрыва, давление продукта взрыва, эпюры напряжений, динамический предел прочности, шероховатость, наведенная трещиноватость

Для цитирования

Kovalevsky V. N., Mysyn A. V., Sushkova V. I. Theoretical aspects of block stone blasting method. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):97–104. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-187>

MINERAL RESOURCES EXPLOITATION

Research paper

Theoretical aspects of block stone blasting method

V. N. Kovalevsky  , A. V. Mysyn  , V. I. Sushkova   ✉

Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation

✉ s235054@stud.spmi.ru

Abstract

Block stone excavation is a key aspect of the building materials industry, important for providing construction with durable materials and when giving aesthetic solutions to various structures and design elements. However, when excavating stone (using drilling and blasting), it is necessary to maintain its integrity for further processing and use. The conditions required for applying the method of blasting separation (split off) of stone blocks from hard rock mass were considered, which is important for improving the quality of blasted stone blocks. The rational parameters of stone block blasting with Granilen elastic tubular charges (Granilen ETCs) are presented. An approach to the preliminary assessment of stone block fracturing zone under various explosive loading regimes was determined. The relationship between the consumption of explosives and fracturing of stone blocks at possible blasthole spacing was considered. The mechanism of creating an extended rupture plane in a rock mass was studied. The decisive role of stress waves in the formation of an extended main rupture along the line of blasthole charges was established. It was shown that it is possible to localize the zone of induced fracturing by regulating the conditions for the interaction of stress waves. The results of numerical modeling of stress fields at blasting a single charge and a two-charge Granilen ETC system are presented, which made it possible to assess zones of induced fracturing and the conditions



for the formation of a main rupture. Blasting effectiveness increases significantly due to the orientation of the expected stone block separation line parallel to the plane of the best rupture, taking into account the anisotropy of the physical and mechanical properties of granites. The study confirms the feasibility of increasing the yield of commodity blocks when selecting rational blasting parameters.

Keywords

block rock mass, drilling and blasting parameters, directed flow, charge design, blast pulse, blast product pressure, stress diagrams, dynamic strength limit, roughness, induced fracturing

For citation

Kovalevsky V.N., Mysin A.V., Sushkova V.I. Theoretical aspects of block stone blasting method. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):97–104. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-187>

Введение

Добыча блочного камня является ключевым аспектом индустрии строительных материалов, важным для обеспечения строительства прочными материалами и при придании эстетических решений различным конструкциям и элементам дизайна. Однако при добыче камня (производстве буровзрывных работ) необходимо сохранить его целостность для последующей обработки и использования [1].

Некоторым месторождениям присуща высокая переменчивость физико-механических свойств на различных участках карьерного поля.

Природными отдельностями месторождений природного камня определяются объемы добываемых блоков и их выход из разрабатываемого массива [2]. Они обусловлены расстояниями между существующими трещинами, которые на гранитных массивах колеблются в широких пределах [3].

Выбор технологической схемы по отбойке монолитов определяется структурой массива, петрографическими особенностями, геометрическими размерами полезной толщины [4].

В связи с чем буровзрывная технология при разработке месторождений блочного камня остается востребованной и в настоящее время [5].

Как показывают исследования [6–8], основными параметрами буровзрывных работ при отделении камнеблоков от массива являются диаметр шпура, расстояние между шпурами, их глубина, мощность отделяемого монолита, тип заряда, его конструкция, масса, диаметр.

Выбор оптимального расстояния между шпурами зависит как от физико-механических свойств породы, так и от начальных параметров импульса взрыва: амплитуды начального давления во взрывной камере и длительности действия на квазистатической стадии, необходимых для формирования и роста магистральной трещины между шпурами, а также для обеспечения подвижки монолита [9].

При этом условия взрывания должны обеспечивать создание трещины в плоскости откола при минимальных нарушениях околошпурового пространства [10].

Для обеспечения процесса направленного трещинообразования необходимо, чтобы давление продуктов взрыва было бы больше величины критического растягивающего напряжения горной породы, а для сохранения законтурного массива требуется, чтобы давление продуктов взрыва в шпуре не превышало предела прочности на сжатие [11]. Эти условия достигаются выбором рационального расстояния между шпурами

и оптимальных параметров импульса взрыва [12, 13]. В частности, применение зарядов ЗЭТ «Гранилен» в полной мере позволяет выполнить эти требования [14].

Реализация направленного разрушения возможна при условии, когда давление газообразных продуктов в шпуре превышает величину динамического предела прочности породы на отрыв и сохранность массива в околошпуровой зоне требует не превышения этого давления над пределом прочности пород на сжатие [15–17].

Результаты исследований, представленные в работах [18, 19], свидетельствуют, что увеличение радиального воздушного зазора по отношению к радиусу заряда в 3–4 раза обеспечивает преобладающую роль в направленном разрушении квазистатическому давлению продуктов взрыва. Поэтому весьма эффективным способом управления интенсивностью волнового и квазистатического поля напряжений может служить регулирование объемной концентрации энергии заряда взрывчатых веществ (ВВ) в шпуре [20].

Применение зарядов ЗЭТ «Гранилен» предполагает реализацию вышеизложенных условий. Конструкция зарядов ЗЭТ «Гранилен» предусматривает возможность регулирования силовых и временных параметров взрывного импульса за счет изменения массы заряда в шпуре, его длины, использования зазора между зарядом и стенкой шпура, применения забойки, варьирования расстояния между шпурами.

Обоснованное рациональное значение параметров шпуровых зарядов позволяет обеспечивать минимальную шероховатость граней отбиваемого монолита и незначительную наведенную трещиноватость в околошпуровой зоне.

Методы и материалы

Как правило, отделение монолита от массива происходит при срабатывании близко расположенных шпуровых зарядов при их инициировании одновременно с помощью детонирующего шнура. В этом случае порода в плоскости расположения зарядов в контурных шпурах будет подвергаться в основном действию растягивающих напряжений [21–23].

Следовательно, для отрыва блока и его перемещения на величину $0,15–0,3$ м [24] необходимо выполнение следующих условий:

$$F \geq F_1 + F_2 + F_3, \quad (1)$$

где F – сила, вызывающая отделение и сдвигание монолита, Па; F_1 – сила, приводящая к отрыву монолита



от массива по площади S ($S = BH_{уст}$), Па, где B – длина монолита, м; $H_{уст}$ – высота уступа, м; F_2 – сила трения, Па; F_3 – сила, позволяющая учитывать угол падения пласта, Па.

Тогда

$$F = P_{п.д} N d_{шп} L_{шп}, \quad (2)$$

где $P_{п.д}$ – давление газообразных продуктов взрыва в шпуре, Па; N – число шпуров в ряду, шт.; $d_{шп}$ – диаметр шпура, м; $L_{шп}$ – глубина шпура, м;

$$F_1 = \sigma_p^d (BH_{уст} - Nd_{шп}L_{шп}), \quad (3)$$

где σ_p^d – динамический предел прочности на растяжение, Па;

$$\sigma_p^d = K_{oc} \cdot K_o \cdot K_d \cdot [\sigma_p^d], \quad (4)$$

где K_{oc} – коэффициент структурного ослабления массива, $K_{oc} = 0,2-0,4$;

$$K_o \approx \left(\frac{C_p}{C_{p.м}} \right)^2;$$

K_d – коэффициент динамичности (для гранитов $4-5,7$)¹; K_o – акустический показатель трещиноватости; $C_{p.м}$, C_p – скорости продольной волны в массиве и образце горной породы, м/с.

Сила, которую необходимо приложить на преодоление трения блока по подошве при его перемещении:

$$F_2 = F_{тр} = f_1 G \cos \alpha, \quad (5)$$

где $f_1 = \operatorname{tg} \alpha$ – коэффициент трения; G – масса монолита, кг:

$$G = \rho_{гн} BH_{уст} W, \quad (6)$$

где $\rho_{гн}$ – плотность горной массы, кг/м³; W – линия наименьшего сопротивления, м; F_3 – сила, позволяющая учитывать угол падения пласта, Па:

$$F_3 = G \sin \alpha. \quad (7)$$

Решение уравнений (1)–(7) позволяет получить выражение для расчета количества шпуров:

$$N = \frac{BH_{уст} [\sigma_p^d \rho_{гн} W (f_1 \cos a \pm \sin a)]}{d_{шп} L_{шп} (P_{п.д} + \sigma_p^d)}. \quad (8)$$

Протяженность отделяемого блока

$$B = \frac{N_{шп} + 1}{a}, \quad (9)$$

где a – расстояние между шпуровыми зарядами, м:

$$a = \frac{d_{шп} (P_{п.д} + \sigma_p^d)}{\sigma_p^d + \rho_{гн} W (f_1 \cos a \pm \sin a)}. \quad (10)$$

Выбирая тип ВВ (для нашего случая ЗЭТ «Гранилен 1,2») и используя формулу Нобля–Абеля [25], определяем массу ВВ, которую необходимо взорвать

¹ Дамбаев Ж. Г. Физические основы направленного разрушения горных пород и технологии шадящего взрыва при отбойке блочного камня. Автореферат дис. ... докт. техн. наук. Санкт-Петербург; 2000. 37 с.

в объеме шпура, чтобы создать требуемое давление продуктов детонации $P_{п.д}$ (11):

$$m_{вв} = \frac{\pi P_{п.д} T_0 L_{шп} d_{шп}^2}{4 \cdot 22,4 \cdot 10^{-3} n (P_0 T_{взр} + P_{п.д} T_0 \cdot 10^{-3})}, \quad (11)$$

где T_0 – начальная температура, $T_0 = 273$ К; n – число молей газообразных продуктов взрыва; $T_{взр}$ – температура продуктов взрыва, К; P_0 – атмосферное давление, Па, $P_0 = 0,1$ МПа.

При взрывном отделении монолита от массива трещины и сколы камня создаются в местах, в которых возникают импульсные реакции, интенсивность которых достаточна для скола породы и которая определяется конструкцией заряда, его мощностью, местоположением в отделяемом монолите [26–28].

При наличии пластовой трещины глубина размещенного заряда (эксцентриситет) определяется из выражения

$$h = \frac{H^2 + 4W^2}{6H}, \quad (12)$$

где H – высота монолита, м; W – ширина (мощность) монолита, м.

В случае отсутствия пластовой трещины глубина размещения заряда определяется из выражения

$$h = \frac{H^2 + 4W^2 + HWf'_d}{6(H + Wf'_d)}, \quad (13)$$

где f_d и f'_d – коэффициенты динамического трения в верхней и нижней вершинах монолита. Для приближенных расчетов можно принять $f_d = 0,25$; $f'_d = 0,5$.

Оптимальная ширина (мощность) монолита определяется из выражения

$$W = \sqrt{\left(\frac{3h_z + 6m^2}{H} \right)^2 + 16 \left(2 - \frac{3h_z + 6m}{H} \right) - \frac{3h_z + 6m}{H}} f_d, \quad (14)$$

где h_z – высота заряда, м; m – недобур, м.

На основании приведенной методики были рассчитаны параметры буровзрывных работ для отделения монолита с использованием зарядов ЗЭТ «Гранилен-2», которые представлены в табл. 1. Наряду с определением основных параметров БВР важнейшим условием для добычи качественных камнеблоков являются точность оконтуривания отделяемого монолита и обеспечение минимального радиуса наведенной трещиноватости в околешпуровой зоне.

Значения этих отклонений определяются коэффициентом сближения зарядов, равным

$$n = \frac{a}{W}, \quad (15)$$

где a – расстояние между шпурами, м; W – ширина монолита, м.

Следовательно, минимальные величины шероховатости граней монолита могут быть достигнуты при оптимальном значении n .

В результате проведенных экспериментов на гранитных карьерах блочного камня получена зависи-

мость величины отклонения контура блоков в зависимости от расстояния между шпуровыми зарядами ЗЭТ «Гранилен-2» (рис. 1).

При низкоскоростном режиме нагружения и взаимодействии волн напряжений формируется асимметричное поле напряжений вокруг контурных шпуров, что приводит к детерминирующему росту магистральной трещины в плоскости отрыва.

Поскольку микротрещины возникают под действием импульса растягивающих напряжений, то их поверхности совпадают с радиальными плоскостями. Контурная трещина растягивается одновременно на нескольких структурных трещинах путем слияния микротрещин в макротрещины [29]. Как следствие, по линии, соединяющей соседние заряды, массив ослабляется под влиянием растягивающих напряжений по контурной линии, и между шпурами начинает расти магистральная трещина, а рост побочных трещин приостанавливается [30, 31].

Результаты работ [25, 32] свидетельствуют, что радиус зоны наведенной трещиноватости в выкалываемом монолите зависит как от величины заряда в шпурах, так и от расстояния между ними. Кинетика разрушения при направленном расколе определяется как физико-механическими свойствами горных пород, так и параметрами напряжений и давления, создаваемых продуктами взрыва в зарядной полости.

При взрыве системы цилиндрических зарядов происходит взаимодействие волн напряжений, что приводит к трансформации поля напряжений.

Приближенный метод оценки полей напряжений на основе численного моделирования и использования аналитического расчета проводился по методике, изложенной в работах для взрыва зарядов с воздушным зазором.

В качестве взрывчатого вещества принимался ЗЭТ «Гранилен-1» диаметром $d_{зар} = 11$ мм с теплотой взрыва $Q = 1550$ кДж/кг. Заряды располагались в шпурах $d_{шп} = 42$ мм в гранитном массиве с плотностью породы $\rho_{пор} = 2200$ кг/м³, скорость продольной волны $C_p = 6200$ м/с.

Условие взаимодействия волн напряжений, обеспечивающих прорастание магистральной трещины, определялось из выражения

$$\sigma_{\phi max} \left(\frac{a}{2} \right) = \sigma_{\phi 1} \left(\frac{a}{2} \right) + \sigma_{\phi 2} \left(\frac{a}{2} \right) \geq \sigma_{отр}^{*дин}, \quad (16)$$

где $\sigma_{\phi 1}$ и $\sigma_{\phi 2}$ – соответственно амплитуды тангенциальной составляющей волны напряжений от взрыва соседних зарядов; a – расстояние между зарядами, м; $\sigma_{отр}^{*дин}$ – динамический предел прочности на отрыв для гранита, Па.

Тогда [33],

$$\sigma_{отр}^{*дин} = 4\sigma_{отр}^{ст}, \quad (17)$$

где $\sigma_{отр}^{ст}$ – статический предел прочности на отрыв, $\sigma_{отр}^{ст} = 9,1$ МПа, $\sigma_{отр}^{*дин} = 36,4$ МПа.

Эта величина принималась за предельный уровень напряжений, ниже которой не происходит прорастания магистральной трещины.

Таблица 1

Расчетные параметры БВР для выкалывания камнеблоков при наличии подошвенной трещины ($d_{шп} = 42$ мм, $d_{зар} = 15$ мм, $l_{шп} = 2,9$ м)

| Наименование | Расстояние между шпурами, м | | | |
|---|-----------------------------|------|-------|-------|
| | 0,3 | 0,4 | 0,5 | 0,6 |
| Масса заряда в шпуре, кг | 0,27 | 0,36 | 0,45 | 0,54 |
| Общий вес заряда, кг | 22,4 | 22,7 | 22,5 | 22,7 |
| Число шпуров | 83 | 63 | 50 | 42 |
| Давление в шпуре, МПа | 31,0 | 42,5 | 55,5 | 67,0 |
| Ожидаемый радиус наведенной трещиноватости, м | 0,026 | 0,03 | 0,035 | 0,038 |
| Длина заряда в шпуре, м | 0,75 | 0,84 | 1,4 | 1,7 |

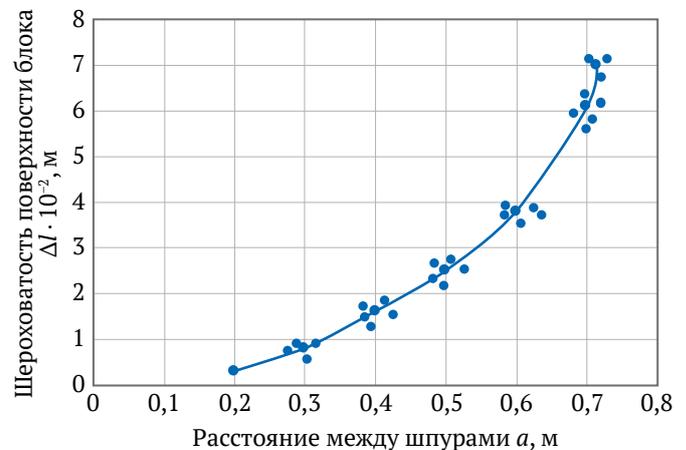


Рис. 1. Зависимость шероховатости поверхности блока от расстояния между шпурами

Длина естественной микротрещины l_0 для гранитов по данным работ [33] составляла 0,01–0,03 см.

Максимальное амплитудное давление на стенки шпура для гранитов не должно превышать 90 МПа [25].

Результаты

На рис. 2–4 представлены результаты расчета поля максимальных тангенциальных растягивающих напряжений при взрыве системы из двух зарядов ЗЭТ «Гранилен-1», расположенных на расстояниях 0,47 и 0,58 м. Заряды инициировали одновременно с помощью нити ДШЭ-12, пропущенной через канал заряда. Линейная плотность заряжения составляла 0,14 и 0,16 кг/м.

Из результатов следует, что взаимодействие одновременно взрывааемых зарядов приводит к существенному изменению поля напряжений в окрестности плоскости, проходящей через заряды.

Очевидно, что если для одиночного заряда напряжение непрерывно убывает с расстоянием, то для взаимодействующих зарядов напряжение сначала убывает с удалением от зарядов, а затем вновь увеличивается, достигая на половине расстояния между зарядами максимума. На рис. 5 представлена расчетная зависимость индивидуальных тангенциальных

растягивающих напряжений при линейной плотности заряжения q 0,14 и 0,16 кг/м и расстоянии между зарядами a 0,6 м.

Приведенные на рис. 5 данные позволяют оценить возможные зоны наведенной трещиноватости вокруг шпура.

Приведенные зависимости позволяют оценить возможные зоны наведенной трещиноватости вокруг шпура при различных плотностях заряжения.

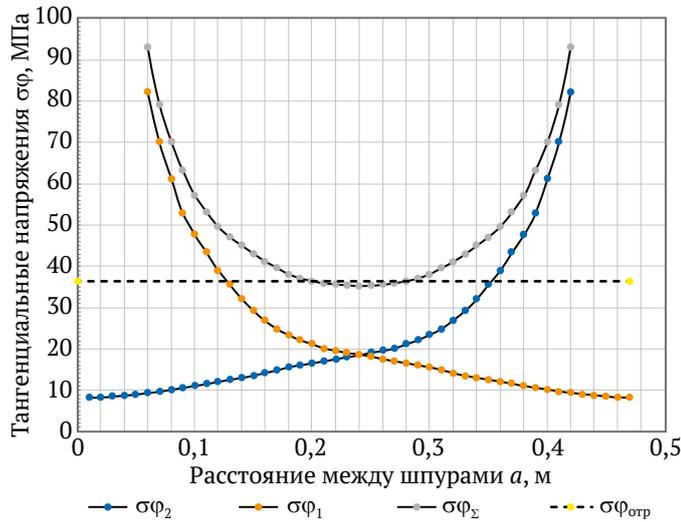


Рис. 2. Индивидуальные и суммарные тангенциальные напряжения при взрыве смежных зарядов ($a = 0,47$ м, $q = 0,14$ кг/м): σ_{ϕ_1} и σ_{ϕ_2} – амплитуды тангенциальной составляющей волны напряжения от первого и второго зарядов соответственно, МПа; $\sigma_{\phi_{\Sigma}}$ – суммарная амплитуда тангенциальной составляющей волны напряжения от двух зарядов, МПа; $\sigma_{отр}$ – предельно допустимое значение отрыва, МПа

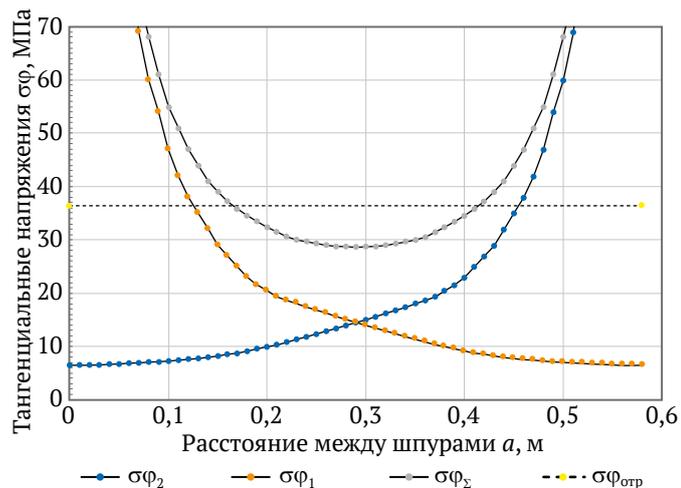


Рис. 3. Индивидуальные и суммарные тангенциальные напряжения при взрыве смежных зарядов ($a = 0,58$ м, $q = 0,14$ кг/м): σ_{ϕ_1} и σ_{ϕ_2} – амплитуды тангенциальной составляющей волны напряжения от первого и второго зарядов соответственно, МПа; $\sigma_{\phi_{\Sigma}}$ – суммарная амплитуда тангенциальной составляющей волны напряжения от двух зарядов, МПа; $\sigma_{отр}$ – предельно допустимое значение отрыва, МПа

Заключение

Установлено, что для наиболее вероятного развития радиальной магистральной трещины между шпуровыми зарядами при добыче камнеблоков необходимо использовать эффект взаимодействия волн напряжений.

Следует отметить, что для минимизации зоны наведенной трещиноватости необходимо величину заряда выбирать таким образом, чтобы поле растягивающих напряжений в плоскости раскола не превышало предела прочности на отрыв. Прорастание на магистральной трещине начинается с момента

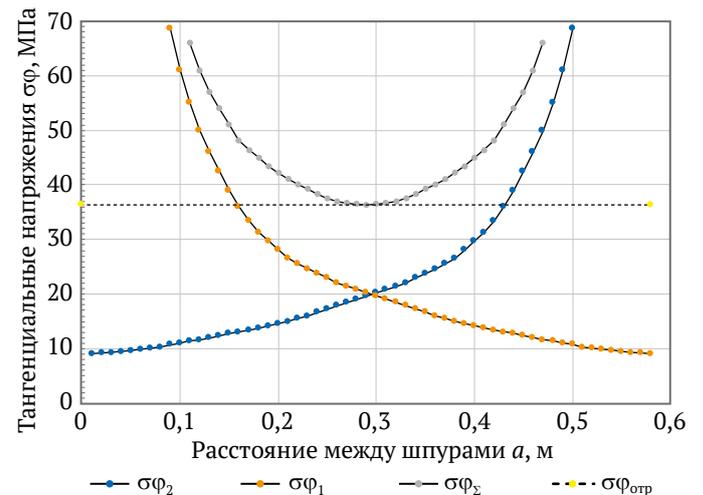


Рис. 4. Индивидуальные и суммарные тангенциальные напряжения при взрыве смежных зарядов ($a = 0,58$ м, $q = 0,16$ кг/м): σ_{ϕ_1} и σ_{ϕ_2} – амплитуды тангенциальной составляющей волны напряжения от первого и второго зарядов соответственно, МПа; $\sigma_{\phi_{\Sigma}}$ – суммарная амплитуда тангенциальной составляющей волны напряжения от двух зарядов, МПа; $\sigma_{отр}$ – предельно допустимое значение отрыва, МПа

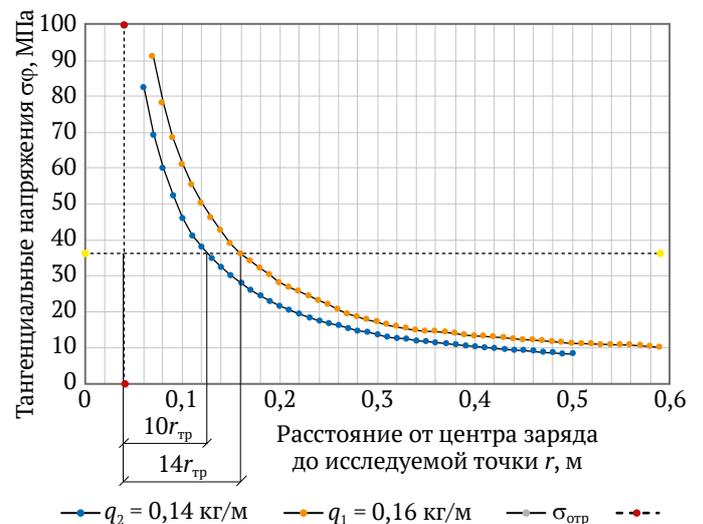


Рис. 5. Зона наведенной трещиноватости при линейных плотностях заряжения $q_1 = 0,14$ кг/м, $q_2 = 0,16$ кг/м: $r_{тр}$ – радиус трещиноватости, м; $\sigma_{отр}$ – предельно допустимое значение отрыва, МПа



прихода волны разрежения, отраженной от поверхности выкальваемого монолита.

Также можно утверждать, что с ростом среднего давления P_{cp} длина магистральной трещины убывает за счет роста числа микротрещин. Даже при максимальном значении давления на стенки шпура длина трещины от отдельного шпура такова, что с учетом возрастания коэффициента интенсивности напряжений и линейной системы трещин, прорастающих между шпурами, расстояние между ними может быть значительно больше обычно принятого.

Однако при малом значении давления (малом числе трещин) это потенциально возможное расстояние между шпурами нельзя реализовать из-за случайного направления роста трещин и, следовательно, непредсказуемости направления раскола. Поэтому необходимо увеличивать заряд (вместимость, давление в шпуре) для увеличения числа трещин с тем,

чтобы в направлении линии шпуров или вблизи их обязательно имелись трещины.

При одновременном росте величины заряда приходится сближать шпуры, чтобы достаточно рано прекратился рост трещин, идущих от шпуров во всех направлениях (что происходит, как только трещины, растущие в направлении линии шпуров, начинают «чувствовать друг друга»), и нарушенная зона вокруг шпуров была бы минимальной.

Таким образом, получение направленного раскола требует сближения шпуров и одновременно увеличения в определенных пределах шпурового заряда.

Потенциальную возможность направленного раскола при увеличенном расстоянии между шпурами со сниженными зарядами можно реализовать, используя возможные выделенные естественные направления в камне (кливаж, слоистость и т.п.), что исключает рост трещин в других направлениях.

Список литературы / References

1. Careddu N. Dimension stones in the circular economy world. *Resources Policy*. 2019;60:243–245. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2019.01.012>
2. Paramonov G.P., Kovalevskiy V.N., Mysyn A.V. Determination of the conditions of an effective functioning of elongated cumulative charges in processing the marble stone. *Key Engineering Materials*. 2020;836:19–24. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/kem.836.19>
3. Боровиков В.А., Ванягин И.Ф. К расчету параметров волн напряжений при взрыве удлиненного заряда в горных породах. *Взрывное дело*. 1976;(76/38):74–85.
Borovikov V.A., Vanyagin I.F. About calculation of parameters of stress waves when blasting an elongated charge in rocks. *Vzryvnoe Delo*. 1976;(76/38):74–85. (In Russ.)
4. Skublov S.G., Petrov D.A., Galankina O.L. et al. Th-rich zircon from a pegmatite vein hosted in the Wiborg Rapakivi Granite Massif. *Geosciences*. 2023;13(12):362. <https://doi.org/10.3390/geosciences13120362>
5. Ишейский В.А., Рядинский Д.Э., Магомедов Г.С. Повышение качества дробления горных пород взрывом за счет учета структурных особенностей взрывающегося массива. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023;(9–1):79–95. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_91_0_79
Isheskiy V.A., Ryadinskiy D.E., Magomedov G.S. Increasing the quality of fragmentation of blasting rock mass ased on accounting for structural features of massif in the blast design. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2023;(9–1):79–95. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_91_0_79
6. Ковалев А.В. Направления совершенствования взрывной технологии добычи блочного камня в массиве с интенсивной трещиноватостью. *Горные науки и технологии*. 2018;(1):23–34. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2018-1-23-34>
Kovalev A.V. Ways of improving blasting methods of dimensional stone quarrying in intensively fractured rock mass. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2018;(1):23–34. (In Russ.) <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2018-1-23-34>
7. Pal Roy P. Emerging trends in drilling and blasting technology: concerns and commitments. *Arabian Journal of Geosciences*. 2021;14:652. <https://doi.org/10.1007/s12517-021-06949-z>
8. Sanchidrián J.A., García-Bermudez P., Jimeno C.L. Optimization of granite splitting by blasting using notched holes. *International Journal for Blasting and Fragmentation*. 2000;4(1):1–11. <https://doi.org/10.1080/13855140009408059>
9. Господариков А.П., Ревин И.Е., Морозов К.В. Композитная модель анализа данных сейсмического мониторинга при ведении горных работ на примере Кукисвумчоррского месторождения АО «Апатит». *Записки Горного института*. 2023;262:571–580. <https://doi.org/10.31897/PMI.2023.9>
Gospodarikov A.P., Revin I.E., Morozov K.V. Composite model of seismic monitoring data analysis during mining operations on the example of the Kukisvumchorrskoye deposit of АО Apatit. *Journal of Mining Institute*. 2023;262:571–580. <https://doi.org/10.31897/PMI.2023.9>
10. Барон Л.И., Турчанинов Н.А., Ключников А.В. *Нарушенность пород при контурном взрывании*. Л.: Наука; 1975. 339 с.
Baron L.I., Turchaninov N.A., Klyuchnikov A.V. *Rock disturbance when using blasting by presplitting method*. Leningrad: Nauka Publ.; 1975. 339 p. (In Russ.)
11. Боровиков В.А., Ванягин И.Ф. *Техника и технология взрывных работ*. Л.: Изд-во ЛГИ; 1985. 92 с.
Borovikov V.A., Vanyagin I.F. *Blasting methods and technology*. Leningrad: LGI Publ. House; 1985. 92 p. (In Russ.)



12. Зырянов И.В., Бондаренко И.Ф., Ковалевич С.В., Ким С.И. Влияние взрыва скважинного заряда с радиальным зазором на качество разрушения алмазоносной руды. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;(5–2):58–71. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_52_0_58
Ziryaynov I.V., Bondarenko I.F., Kovalevich S.V., Kim S.I. Influence of the explosion of a borehole charge with a radial gap on the quality of destruction of diamond-bearing ore. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(5–2):58–71. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_52_0_58
13. Маринин М.А., Евграфов М.В., Должиков В.В. Производство взрывных работ на заданный гранулометрический состав руды в рамках концепции «mine-to-mill»: современное состояние и перспективы. *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. 2021;332(7):65–74. <https://doi.org/10.18799/24131830/2021/7/3264>
Marinin M.A., Evgrafov M.V., Dolzhikov V.V. Production of blasting operations for a given granulometric composition of ore within the framework of the «mine-to-mill» concept: current state and prospects. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2021;332(7):65–74. (In Russ.) <https://doi.org/10.18799/24131830/2021/7/3264>
14. Saadati M., Forquin P., Weddfelt K. et al. On the mechanical behavior of granite material with particular emphasis on the influence from pre-existing cracks and defects. *Journal of Testing and Evaluation*. 2018;46:33–45. <https://doi.org/10.1520/JTE20160072>
15. Zhang Z.X., Chi L. Y., Qiao Y. Fracture initiation, gas ejection, and strain waves measured on specimen surfaces in model rock blasting. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2021;54:647–663. <https://doi.org/10.1007/s00603-020-02300-2>
16. Borowski G., Smirnov Yu., Ivanov A., Danilov A. Effectiveness of carboxymethyl cellulose solutions for dust suppression in the mining industry. *International Journal of Coal Preparation and Utilization*. 2020;42(8):2345–2356. <https://doi.org/10.1080/19392699.2020.1841177>
17. Cardu M., Saltarin S., Todaro C., Deangeli C. Precision rock excavation: beyond controlled blasting and line drilling. *Mining*. 2021;1(2):192–210. <https://doi.org/10.3390/mining1020013>
18. Лещинский А.В., Шевкун Е.Б., Лысак Ю.А. Управление дроблением железных руд взрывом – путь повышения эффективности обогащительного передела. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2019;(4):41–52. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-04-0-41-52>
Leschinsky A.V., Shevkun E.B., Lysak Yu.A. Control of iron ore fragmentation by blasting-way of improvement of processing efficiency. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2019;(4):41–52. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-04-0-41-52>
19. Дарбинян Т.П., Цымбалов А.А., Зубов В.П., Колганов А.В. Влияние трещиноватости горного массива на разубоживание медно-никелевых вкрапленных руд при добыче их на руднике «Октябрьский». *Горный журнал*. 2023;(6):19–26. <https://doi.org/10.17580/gzh.2023.06.03>
Darbinyan T.P., Tsybalov A.A., Zubov V.P., Kolganov A.V. Impact of rock mass jointing on dilution of disseminated copper–nickel ore in Oktyabrsky Mine. *Gornyi Zhurnal*. 2023;(6):19–26. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2023.06.03>
20. Молдован Д.В., Чернобай В.И., Ястребова К.Н. Влияние композитного материала в конструкции забойки на ее работоспособность. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023;(9–1):110–121. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_91_0_110
Moldovan D.V., Chernobay V.I., Yastrebova K.N. The influence of composite material in the stemming design on its operability. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2023;(9–1):110–121. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_91_0_110
21. Протосеня А.Г., Беляков Н.А., Буслова М.А. Моделирование напряженно-деформированного состояния блочного горного массива рудных месторождений при отработке системами разработки с обрушением. *Записки Горного института*. 2023;262:619–627. URL: <https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/15942>
Protosenya A.G., Belyakov N.A., Bouslova M. A. Modelling of the stress-strain state of block rock mass of ore deposits during development by caving mining systems. *Journal of Mining Institute*. 2023;262:619–627. URL: <https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/15942>
22. Раджаоалисон Х., Злотковски А., Рамболаманана Г. Определение механических свойств песчаника неразрушающим методом. *Записки Горного института*. 2020;241:113–117. <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.1.113>
Rajaoalison H., Zlotkowski A., Rambolamanana G. Mechanical properties of sandstone using non-destructive method. *Journal of Mining Institute*. 2020;241:113–117. <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.1.113>
23. Панасюк В.В. *Предельное равновесие хрупких тел с трещинами*. Киев: Наукова думка; 1991. 411 с.
Panasyuk V.V. *Limit equilibrium of brittle bodies with fractures*. Kyiv: Naukova Dumka; 1991. 411 p. (In Russ.)
24. Бычков Г.В., Кокунина Л.В., Казаков С.В. Буровзрывной способ добычи монолитов и блоков природного камня. *Горный журнал*. 2008;(1):45–49.
Bychkov G.V., Kokunina L.V., Kazakov S.V. Drilling and blasting method of mining of monoliths and natural stone blocks. *Gornyi Zhurnal*. 2008;(1):45–49. (In Russ.)
25. Blair D.P. Dynamic response of mine pit walls. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018;106:14–19. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmm.2018.04.002>



26. Зубов В.П., Ли Юньпэн. Слойная система разработки мощных пологих угольных пластов на шахтах Китая: проблемные вопросы, направления совершенствования. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023;(7):37–51. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_7_0_37
Zubov V.P., Li Yunpeng. Slicing mining of thick gently dipping coal in China: Problems and improvement. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2023;(7):37–51. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_7_0_37
27. Конгар-Сюрюн Ч.Б., Ковальский Е.Р. Твердеющие закладочные смеси на калийных рудниках: перспективные материалы, регулирующие напряженно-деформированное состояние массива. *Геология и геофизика Юга России*. 2023;13(4):177–187. <https://doi.org/10.46698/VNC.2023.34.99.014>
Kongar-Syuryun Ch.B., Kovalski E.R. Hardening backfill at potash mines: promising materials regulating stress-strain behavior of rock mass. *Geology and Geophysics of Russian South*. 2023;13(4):177–187. <https://doi.org/10.46698/VNC.2023.34.99.014>
28. Ефремов Э.И., Кравцов В.С., Мячина Н.Н. и др. *Основы теории и методы взрывного дробления горных пород*. Киев: Наукова думка; 1979. 224 с.
Efremov E.I., Kravtsov V.S., Myachina N.N. et al. *Fundamentals of the theory and methods of explosive crushing of rocks*. Kyiv: Naukova Dumka; 1979. 224 p. (In Russ.)
29. Аленичев И.А., Рахманов Р.А. Исследование эмпирических закономерностей сброса горной массы взрывом на свободную поверхность уступа карьера. *Записки Горного института*. 2021;249:334–341. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.3.2>
Alenichev I.A., Rakhmanov R.A. Empirical regularities investigation of rock mass discharge by explosion on the free surface of a pit bench. *Journal of Mining Institute*. 2021;249:334–341. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.3.2>
30. Elkarmoty M., Colla C., Gabrielli E. et al. A combination of GPR survey and laboratory rock tests for evaluating an ornamental stone deposit in a quarry bench. *Procedia Engineering*. 2017;191:999–1007. <https://doi.org/10.1016/j.proeng.2017.05.272>
31. Нефедов М.А. *Направленное разрушение горных пород взрывом*. СПб.: Изд-во С.-Петербургского университета; 1991. 188 с.
Nefedov M.A. *Directed destruction of rocks by explosion*. St. Petersburg: St. Petersburg University Publ. House; 1991. 188 p.
32. Мешков А.А., Афанасьев П.И. *Физические основы взрывного разрушения горных пород*. Монография. М.: Горная книга; 2021. 124 с.
Meshkov A.A., Afanasyev P.I. *Physical foundations of explosive destruction of rocks*. Monograph. Moscow: Gornaya Kniga; 2021. 124 p.
33. Чертков В.Я. Теоретическая оценка повышенной микротрещиноватости при взрывной отбойке блочного камня. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 1983;(1):36–43.
Chertkov V.Ya. Theoretical evaluation of increased microfracturing at block stone blasting. *Fiziko-Tekhnicheskie Problemy Pererabotki Poleznykh Iskopaemykh*. 1983;(1):36–43 (In Russ.)

Информация об авторах

Владимир Николаевич Ковалевский – кандидат технических наук, доцент кафедры взрывного дела, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-7155-2000](https://orcid.org/0000-0002-7155-2000), Scopus ID [57194598687](https://scopus.com/authorid/57194598687), ResearcherID [AAD-5379-2019](https://orcid.org/AAD-5379-2019); e-mail Kovalevskiy_VN@pers.spmi.ru

Алексей Владимирович Мысин – кандидат технических наук, ст. преподаватель кафедры геоэкологии, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-5968-8290](https://orcid.org/0000-0001-5968-8290), Scopus ID [57196262504](https://scopus.com/authorid/57196262504); e-mail Mysin_AV@pers.spmi.ru

Вероника Ивановна Сушкова – аспирант кафедры взрывного дела, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-4247-6499](https://orcid.org/0000-0003-4247-6499), Scopus ID [58121433200](https://scopus.com/authorid/58121433200); e-mail s235054@stud.spmi.ru

Information about the authors

Vladimir N. Kovalevskiy – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor, Department of Explosive Engineering, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; ORCID [0000-0002-7155-2000](https://orcid.org/0000-0002-7155-2000), Scopus ID [57194598687](https://scopus.com/authorid/57194598687), ResearcherID [AAD-5379-2019](https://orcid.org/AAD-5379-2019); e-mail Kovalevskiy_VN@pers.spmi.ru

Alexey V. Mysyn – Cand. Sci. (Eng.), Senior Lecturer at the Department of Geoecology, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; ORCID [0000-0001-5968-8290](https://orcid.org/0000-0001-5968-8290), Scopus ID [57196262504](https://scopus.com/authorid/57196262504); e-mail Mysin_AV@pers.spmi.ru

Veronica I. Sushkova – PhD-Student at the Department of Explosive Engineering, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; ORCID [0000-0003-4247-6499](https://orcid.org/0000-0003-4247-6499), Scopus ID [58121433200](https://scopus.com/authorid/58121433200); e-mail s235054@stud.spmi.ru

| | | | |
|--------------------------------|------------|----------|------------|
| Поступила в редакцию | 06.12.2023 | Received | 06.12.2023 |
| Поступила после рецензирования | 28.01.2024 | Revised | 28.01.2024 |
| Принята к публикации | 01.02.2024 | Accepted | 01.02.2024 |



ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-208>

УДК 622.03

**Состав и минералогия гранитоидов Обь-Зайсанской складчатой области в связи с прогнозом радиоактивности подземных вод**В. П. Сухоруков^{1,3}  , А. Ф. Сухорукова^{2,3}   , Д. А. Новиков^{2,3}  , А. С. Деркачев^{2,3}  ¹ Институт геологии и минералогии им. В. С. Соболева СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация² Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А. А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация³ Новосибирский государственный университет, г. Новосибирск, Российская Федерация SukhorukovaAF@ipgg.sbras.ru**Аннотация**

Представленное исследование выполнено в продолжение работ, связанных с изучением природы радиоактивности дренажных вод карьеров Новосибирской области, выполненных лабораторией гидрогеологии осадочных бассейнов Сибири ИНГТ СО РАН, где показано, что воды гранитных карьеров характеризуются существенно более высокими значениями радиоактивности, чем воды других вмещающих пород. Впервые представлены результаты детальных минералогических и геохимических исследований гранитоидов Обь-Зайсанской области в пределах Кольвань-Томской складчатой системы. Актуальность настоящего исследования определяется полученными ранее данными о высоких концентрациях урана, тория и радона в дренажных водах разрабатываемых карьеров этой территории. Изучены гранитоиды приобского (Обской и Новосибирский массивы) и барлакского комплексов. Установлено, что породы комплексов существенно различаются спектром акцессорных минералов, которые выступают концентраторами природных радиоактивных и редкоземельных элементов: в барлакском, помимо апатита, сфена и циркона, характерных для всех фаз внедрения, фиксируются флюорит, топаз, рутил и обогащенные редкоземельными элементами минералы: монацит, ксенотим, бастнезит, паризит, реже уранинит. Показано, что широкий спектр минералов-концентраторов радиоактивных и редкоземельных элементов определяет более высокие концентрации радионуклидов в подземных водах барлакского гранитоидного комплекса. Максимальные концентрации урана на порядок, а тория на два порядка выше в подземных водах барлакского гранитоидного комплекса, по сравнению с приобским. В подземных водах изученных гранитоидных комплексов установлены максимальные концентрации, мг/дм³: ²³⁸U до 1,40 и ²³²Th до 2,16 · 10⁻³. Можно прогнозировать высокий фон радионуклидов в подземных водах барлакского и приобского гранитоидных комплексов в пределах, мг/дм³: ²³⁸U от 0,1 · 10⁻³ до 1,40 и ²³²Th от 1 · 10⁻⁶ до 2,16 · 10⁻³. Активность радона ²²²Rn в подземных водах при этом будет составлять от 1–50 Бк/дм³ в зонах контактов гранитоидов с разновозрастными осадочными породами до 600–5000 Бк/дм³ в областях развития гранитоидов.

Ключевые слова

гранитоиды, минералы-концентраторы радиоактивных и редкоземельных элементов, подземные воды, радионуклиды, ²³⁸U, ²³²Th, ²²²Rn, Новосибирская область, Западная Сибирь

Благодарности

Полевые и аналитические работы по изучению химического состава природных вод выполнены при финансовой поддержке проекта Министерства науки и высшего образования РФ № FWZZ-2022-0014, аналитические работы по изучению минералого-петрографических и геохимических особенностей гранитоидов Обь-Зайсанской складчатой области – при поддержке проекта № 22-17-20029 Российского научного фонда и Правительства Новосибирской области.

Для цитирования

Sukhorukov V. P., Sukhorukova A. F., Novikov D. A., Derkachev A. S. Composition and mineralogy of granitoids of the Ob-Zaisan folded region in the context of the prediction of groundwater radioactivity. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):105–115. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-208>



GEOLOGY OF MINERAL DEPOSITS

Research paper

Composition and mineralogy of granitoids of the Ob-Zaisan folded region in the context of the prediction of groundwater radioactivityV. P. Sukhorukov^{1,3}  , A. F. Sukhorukova^{2,3}   , D. A. Novikov^{2,3}  , A. S. Derkachev^{2,3}  ¹ V. S. Sobolev Institute of Geology and Mineralogy, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation² A. A. Trofimuk Institute of Oil and Gas Geology and Geophysics, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation³ Novosibirsk State University, Novosibirsk, Russian Federation SukhorukovaAF@ipgg.sbras.ru**Abstract**

The presented research is carried out in continuation of the works connected with studying the nature of radioactivity of drainage waters of quarries of Novosibirsk region, performed by the Laboratory of Hydrogeology of Sedimentary Basins of Siberia, INGG SB RAS, which showed that the waters of granite quarries are characterized by significantly higher radioactivity, than waters of other host rocks. The results of detailed mineralogical and geochemical studies of granitoids of the Ob-Zaisan region within the Kolyvan-Tom folded system are presented for the first time. The relevance of the present study is determined by the previously obtained data on high concentrations of uranium, thorium, and radon in drainage water of quarries developed in this territory. The granitoids of the Priobsky (Obsky and Novosibirsk massifs) and Barlak complexes were studied. It was established that the rocks of the complexes differ significantly in the spectrum of accessory minerals, which acted as the concentrators of natural radioactive and rare-earth elements: in the Barlak, in addition to apatite, sphene, and zircon, typical for all phases of the intrusion, fluorite, topaz, rutile, and minerals enriched with rare-earth elements are found: monazite, xenotime, bastnesite, parisite, less often uraninite. It was shown that a wide range of mineral-concentrators of radioactive and rare-earth elements determines higher concentrations of radionuclides in groundwater of the Barlak granitoid complex. Maximum uranium concentrations are one order of magnitude and those of thorium are two orders of magnitude higher in the groundwater of the Barlak granitoid complex compared to those of the Priobsky granitoid complex. The following peak concentrations, mg/dm³, were established in the groundwater of the studied granitoid complexes: ²³⁸U up to 1.40 and ²³²Th up to 2.16 · 10⁻³. One can predict a high background of radionuclides in the groundwater of the Barlak and Priobsky granitoid complexes, within the ranges, mg/dm³: ²³⁸U from 0.1 · 10⁻³ to 1.40 and ²³²Th from 1 · 10⁻⁶ to 2.16 · 10⁻³. Radon ²²²Rn activity in the groundwater ranges 1–50 Bq/dm³ in the contact zones of granitoids with different-aged sedimentary rocks to 600–5,000 Bq/dm³ in the areas of granitoids occurrence.

Keywordsgranitoids, mineral-concentrators of radioactive and rare-earth elements, groundwater, radionuclides, ²³⁸U, ²³²Th, ²²²Rn, Novosibirsk region, Western Siberia**Acknowledgements**

Field and analytical work on the study of the chemical composition of natural waters was carried out with the financial support of the project of the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation № FWZZ-2022-0014, and the analytical work on the study of mineralogical, petrographic, and geochemical features of the granitoids of the Ob-Zaisan folded region, with the support of the project № 22-17-20029 of the Russian Science Foundation and the Government of the Novosibirsk region.

For citation

Sukhorukov V. P., Sukhorukova A. F., Novikov D. A., Derkachev A. S. Composition and mineralogy of granitoids of the Ob-Zaisan folded region in the context of the prediction of groundwater radioactivity. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):105–115. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-01-208>

Введение

Одной из наиболее актуальных задач современной гидрогеохимии является изучение явления радиоактивности природных вод и выявление факторов, его контролирующих. Ранее было показано, что воды гранитных карьеров характеризуются существенно более высокими значениями радиоактивности в сравнении с водами других вмещающих пород на примере

дренажных вод карьеров Новосибирской области [1] и естественных выходов подземных вод [2] в пределах Обь-Зайсанской складчатой зоны.

Во многих странах мира – в Китае, Индии, Турции, США, Мексике, Норвегии, Великобритании, Венгрии, Египте, странах Азии и других, активно изучаются и моделируются процессы миграции радионуклидов в подземных водах. Исследования на юго-востоке



Мексика, по данным J.I. Morales-Arredondo и др., показали, что несмотря на то что концентрации изотопов урана и тория в подземных водах достаточно низкие и не представляют опасности для населения, необходимо контролировать концентрацию радона, которая может быть высокой [3]. По мнению китайских ученых С. Yu, Z. Song и многих других, процессы выветривания гранитных массивов усиливают рассеивание и перенос урана и тория в водную среду, они также отмечают важную роль изменения геохимических условий [4]. В работах P. Baják, K. Csondor, D. Pedretti и др. разрабатываются концептуальные модели подвижности радионуклидов в породах и подземных водах, в которых учитывается изменение окислительно-восстановительных условий в водоносных горизонтах для территории Венгрии [5]. S.M. Pérez-Moreno, J.L. Guerrero, F. Mosqueda и др. проводили анализ гидрохимического поведения долгоживущих природных радионуклидов урана, тория и радона в подземных водах Испании с различными геологическими характеристиками и оценку дозы при поступлении этих радионуклидов в организм с водой. Показано, что их высокая концентрация связана с гранитным основанием и восстановительными условиями [6].

Активность радона в водах повсеместно оценивается как возможный экологический риск для населения и определяется радиоактивным распадом элементов уран-радиевого ряда. При этом прямой зависимости между содержанием урана во вмещающих породах и концентрацией радона в подземных водах не обнаруживается [3].

Результаты исследования радиоактивности подземных вод в различных регионах показывают, что максимально высокое содержание таких радионуклидов, как уран и торий, обычно связано с кислыми интрузивными породами, в которых средние концентрации (по Н.А. Григорьеву) урана составляют 3,2 и 14,0 г/т соответственно¹. В водах кислых магматических пород зоны интенсивного водообмена содержание урана составляет от $2,0 \cdot 10^{-3}$ до $3 \cdot 10^{-2}$ мг/дм³. Полученные нами ранее данные о концентрации урана в пробах воды позволяют отнести подземные воды гранитоидов Обь-Зайсанской области по классификации А.Н. Токарева к урановым водам и при более высоких концентрациях – даже к водам урановых месторождений.

Для территории г. Новосибирска и его окрестностей начиная с 2018 г. коллективом лаборатории гидрогеологии осадочных бассейнов Сибири ИНГГ СО РАН проводятся работы по изучению химического и радионуклидного состава, активности радона в подземных водах различных водоносных горизонтов [7]. Были изучены воды как в зоне распространения гранитоидов, так и за ее пределами: в глинистых сланцах и мраморизованных известняках верхнедевонско-нижнекаменноугольного возраста. Детально

изучались радоновые воды на месторождениях Тулинское [8], Каменское [9], на карьере Борок [10]. Получены данные о содержании урана и тория в подземных водах. Одновременно проводился отбор проб горных пород водовмещающих горизонтов с целью их детального минералого-петрографического изучения.

В этой связи основной целью настоящего исследования является выявление связей между составом, минералогией и спектром акцессорных минералов приобского и барлакского комплексов гранитоидов Обь-Зайсанской складчатой зоны и уровнем радиоактивности подземных вод, развитых в их пределах.

Методы и объект исследования

В основу настоящего исследования положена коллекция геологических образцов пород и проб воды, отобранных авторами статьи в ходе экспедиционных работ в 2022–2023 гг. в пределах Обь-Зайсанской складчатой зоны, из областей распространения гранитоидов приобского и барлакского комплекса. Горные породы отбирались на 10 участках из карьеров Борок, Скала, Новобибеевский, Горский, Тулинский, Мочище, обнажений, приуроченных к выходам подземных вод, керна скважин (рис. 1).

Микроскопическое описание петрографических 29 шлифов гранитоидов проведено классическим методом. Определение содержаний петрогенных элементов выполнено методом рентгенофлуоресцентного анализа с использованием установки СРМ-25 в Центре коллективного пользования научным оборудованием для многоэлементных и изотопных исследований СО РАН (ЦКП МИИ СО РАН, г. Новосибирск). Определение уровней концентрации редких и редкоземельных элементов в гранитах проводилось методом ICP-MS с использованием масс-спектрометра высокого разрешения ELEMENT фирмы Finnigan (Германия) в ЦКП МИИ СО РАН (г. Новосибирск) по стандартной методике.

Акцессорный минеральный парагенезис в породах Новосибирского гранитоидного массива изучен в полированных пластинках методом сканирующей электронной микроскопии на электронном сканирующем микроскопе MIRA 3 LMU (TESCAN ORSAY Holding).

Коллекция подземных вод составила 78 проб, непосредственно на объектах было выполнено определение pH, Eh, температуры, содержания растворенного O₂, HCO₃⁻ с помощью оборудования (Наппа Н19125, кислородомер АКПМ-1-02Л) и полевой гидрогеохимической лаборатории. Измерение содержания радона в природных водах проводилось на комплексе «Альфарад плюс» в лаборатории гидрогеологии осадочных бассейнов Сибири ИНГГ СО РАН. Лабораторное изучение химического состава вод проводилось методами титриметрии, ионной хроматографии, масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой в Проблемной научно-исследовательской лаборатории гидрогеохимии Инженерной школы природных ресурсов Томского политехнического университета (ПНИЛ гидрогеохимии ИШПР ТПУ).

¹ Геологический словарь: в 3 т. Гл. ред. О.В. Петров; Ред.-сост.: С.И. Андреев и др. Изд. 3-е, перераб. и доп. СПб.: Изд-во ВСЕГЕИ; 2010–2012.

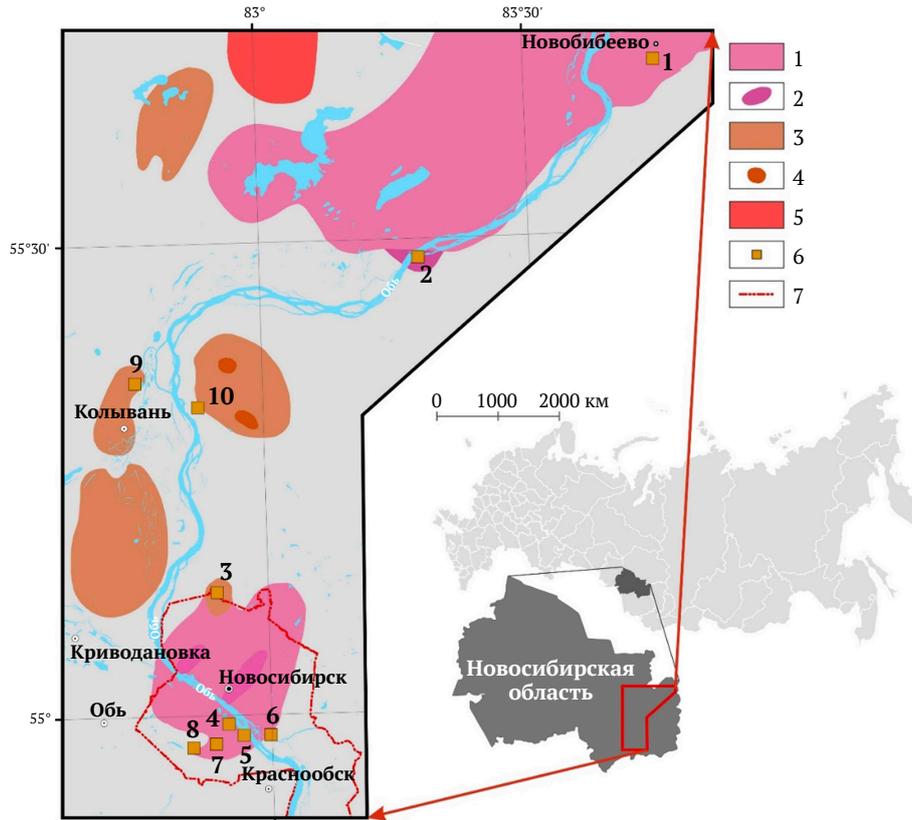


Рис. 1. Местоположение района исследования и участки отбора пород:

- 1 – приобский комплекс, 2-я фаза внедрения; 2 – приобский комплекс, 1-я фаза внедрения; 3 – барлакский комплекс, 1-я фаза внедрения; 4 – барлакский комплекс, 2-я фаза внедрения; 5 – позднепермско-среднетриасовые граниты; 6 – участки исследования (название в табл. 1); 7 – граница г. Новосибирска

Геологическое строение

В пределах Обь-Зайсанской складчатой области широко распространены карбонатно-вулканогенно-терригенные отложения среднедевонско-раннекаменноугольного возраста, перекрытые четвертичными аллювиальными и субаэральными отложениями. В пермско-триасовое время произошло внедрение в них гранитной интрузии и были образованы гранитоиды Новосибирского массива, выделяются приобский и барлакский комплексы.

Приобский комплекс представлен петротипическими Обским и Новосибирским массивами в Новосибирской складчатой зоне (Колывань-Томская складчатая система) и характеризуется трехфазным строением. Первая фаза сложена монцонитами и кварцевыми монцонитами ($\mu P_3-T_1 p_1$), реже встречаются диориты. Вторая главная фаза представлена монцогранитами ($\epsilon \gamma P_3-T_1 p_2$), меньше распространены граносиениты, граниты и гранодиориты. Третья фаза включает малые штоки и дайки монцогранитов ($\epsilon \gamma P_3-T_1 p_3$), монцолейкогранитов и их порфировых аналогов [11].

В составе барлакского комплекса выделены две фазы внедрения. Первая, главная, фаза сложена среднезернистыми монцолейкогранитами ($\epsilon \gamma T_{1-2} b_1$), реже отмечаются лейкограниты и монцограниты ($\epsilon \gamma T_{1-2} b_1$). Вторая фаза представлена небольшими те-

лами и дайками мелкозернистых монцолейкогранитов ($\epsilon \gamma T_{1-2} b_2$).

На изученной территории гранитоиды представлены второй фазой приобского (P_3-T_1) и первой фазой барлакского комплекса (T_{1-2}).

Многофазный **приобский комплекс** имеет сравнительно простой породный состав. Диориты, кварцевые диориты, их умеренно-щелочные аналоги составляют первую фазу и имеют ограниченное развитие. Вторая фаза приобского комплекса составляет крупный Новосибирский массив, расположенный в черте города, вскрывается на участках Горский, Тулинский, Бугринский, Тролельный, в карьере Борок, а также Обской массив на участках Дубровинский и Новобибеевский (рис. 2, а–е). Опробованные породы второй фазы представлены биотитовыми и биотит-амфиболовыми гранитами, монцогранитами, реже лейкогранитами. Биотит-амфиболовые граниты содержат около 25 % кварца, по 20–35 % калишпата и плагиоклаза, содержание биотита и роговой обманки незначительное, около 2–5 об.%. В качестве акцессорных минералов присутствуют сфен, апатит и циркон. Структура пород преимущественно равномернозернистая, гипидиоморфная, с размером зерен 2–3 мм, реже порфировидная с размером вкрапленников до 15 мм. На участке Новобибеевский породы имеют признаки деформаций.

По петрохимическому составу породы лежат в области умеренно-щелочных гранитов. Содержание кремнезема варьирует от 66 до 71 масс.%, реже до 75 % в лейкогранитах. Содержание $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$ лежит в интервале 8,1–9,5 масс.% (рис. 3, а).

Барлакский комплекс характеризуется монотонным составом. Он представлен биотитовыми монцогранитами, реже лейкогранитами порфиroidными, в окраске которых внутри катаклазированных зон

при выветривании появляются желтовато-красноватые оттенки. Точечная сульфидная вкрапленность и касситерит встречаются в кварцевых жилах, а берилл и топаз – в пегматитах. Ультракислые граниты относятся к умеренно-щелочным калиевым (породы этого комплекса опробованы в карьере Мочище, где массив гранитоидов барлакского комплекса прорывают граниты второй фазы приобского комплекса, и на участках Скала и Бибиха (рис. 2, з, ж).

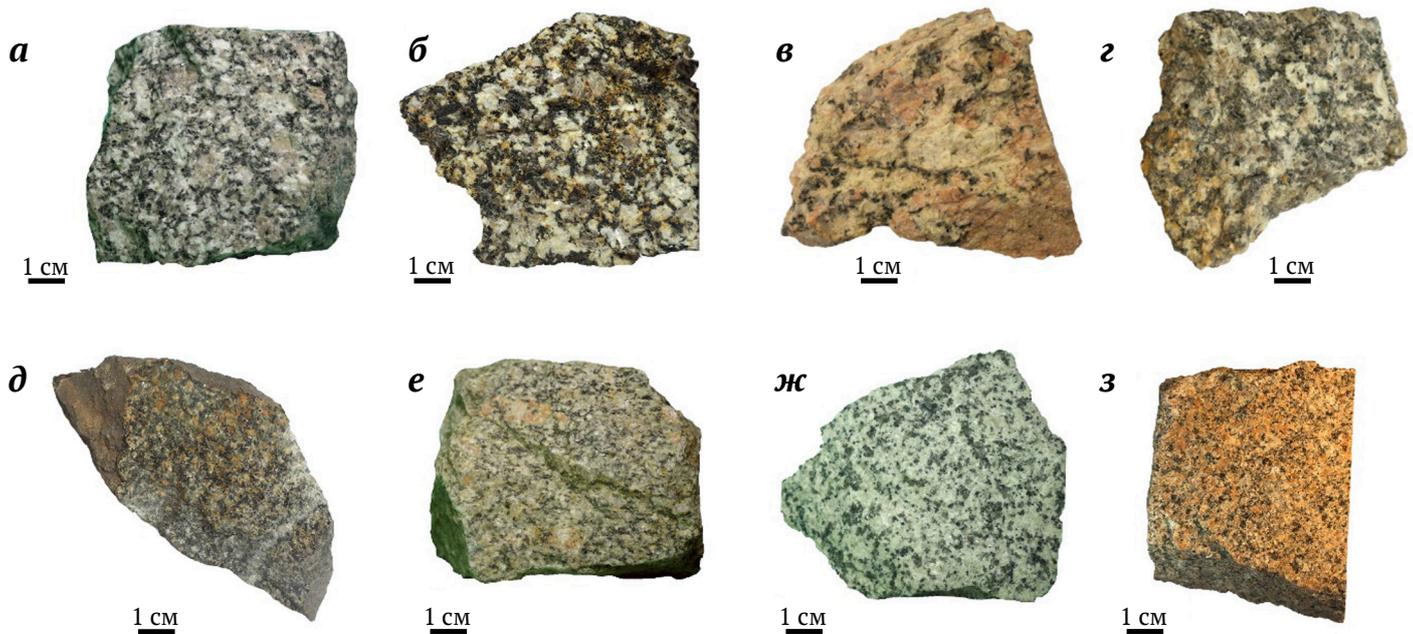


Рис. 2. Основные типы пород гранитоидов Обь-Зайсанской области:

приобского комплекса: а – гранит биотит-амфиболовый (участок Борок); б – гранит биотит-амфиболовый (участок Бугринский); в – монцогранит (участок Горский); г – гранит биотит-амфиболовый (участок Тулинский); д – гранодиорит пироксен-амфибол-биотитовый (участок Дубровинский); е – гранит биотитовый порфиroidный (участок Новобибеевский); барлакского комплекса: ж – биотитовый монцогранит (участок Скалинский); з – лейкогранит порфиroidный (участок Мочищенский)

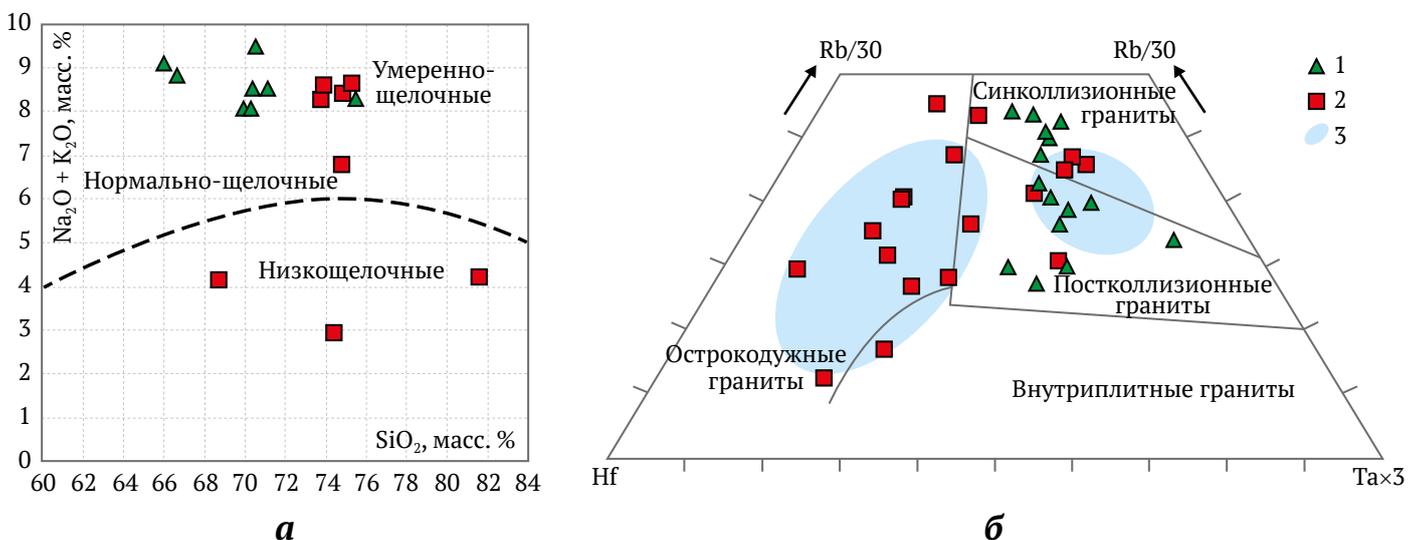


Рис. 3. Состав гранитоидов приобского и барлакского комплексов на диаграммах:

а – диаграммы $\text{K}_2\text{O} / \text{Na}_2\text{O} - \text{SiO}_2$; б – дискриминационные диаграммы: 1 – приобский; 2 – барлакский комплексы; 3 – поля распространения комплексов гранитоидов (согласно А. Г. Бабину и др. [11])



Породы представлены биотитовыми монцогранитами, реже лейкогранитами. Содержание кварца 30–35%, примерно равное содержание калишпата и плагиоклаза – 30–40% и биотита от 2 до 10%. Структура пород гранитная, гипидиоморфная, размер зерен может варьировать от мелкозернистых (0,5–1 мм) до среднезернистых (2–4 мм). В качестве аксессуарных фаз в гранитах отмечаются циркон и апатит, в некоторых образцах ортит и монацит.

По петрохимическому составу породы относятся к умеренно-щелочному ряду, что согласуется с высоким содержанием в них калишпата, реже к нормально- и низкощелочным. Содержание суммы $K_2O + Na_2O$ находится преимущественно в интервале 6,5–8,6 масс.%, в редких случаях снижается до 3–4,3. Содержание SiO_2 (69–82 масс.%) в гранитах барлакского комплекса отличает их от гранитов приобского комплекса, в которых оно составляет преимущественно 66–71 масс.% (см. рис. 3, а).

На дискриминационных диаграммах (рис. 3, б) гранитоиды приобского комплекса по полученным результатам ИСП исследований отобранных образцов пород располагаются в поле синколлизионных и постколлизионных гранитов, а гранитоиды барлакского комплекса – в поле островодужных, что соответствует данным А.Г. Бабина и др. [11].

Минералого-петрографическая характеристика пород

Наиболее широко опробованы породы приобского комплекса, отобрана коллекция из 15 образцов на 7 участках, определено шесть типов пород. Барлакский комплекс изучен на трех участках в 14 образцах пород, выделены два типа пород. В табл. 1 представлены основные типы пород, которые были отобраны для минералого-петрографического изучения, общий вид представлен в фототаблице на рис. 2, описание приводится ниже.

Породы приобского комплекса

Биотит-амфиболовый гранит (рис. 4, а). Опробован в Новосибирском массиве (участки Тулинский, Троллейный, Бугринский, Горский) и Обском массиве (участок Дубровинский).

Минеральный состав: породообразующие минералы, %: кварц 25–30, плагиоклаз 30–45, микроклин 23–35, амфибол 2–5, биотит 3–7; аксессуарные минералы: сфен, апатит, циркон (см. рис. 2, а). Породы образованы идиоморфными кристаллами плагиоклаза и темноцветов и расположенными между ними ксеноморфными зернами калишпата и кварца. Плагиоклаз образует призматические и удлиненные идиоморфные кристаллы, часто с выраженной огранкой, полисинтетическими двойниками и зональным строением. Размер зерен преимущественно 1,5–2 мм. Микроклин образует ксеноморфные зерна размером 2–4 мм, расположенные между идиоморфными лейстами плагиоклаза. Характеризуется пертитовыми структурами. Кварц образует ксеноморфные зерна 1–2 мм, форма зерен изометричная или слабоудлиненная, с неровными границами, часто с блочным

погасанием. Роговая обманка образует идиоморфные кристаллы 1–1,5 мм, удлиненные до призматических, местами с выраженной огранкой. Окраска от темно-зеленой до черной. Биотит таблитчатого габитуса 1–2 мм, окраска темно-коричневая, частично замещается хлоритом. Сфен образует хорошо ограненные ромбовидные кристаллы размером около 0,5 мм или более крупные зерна до 1 мм без выраженной огранки. Апатит образует длиннопризматические бесцветные кристаллы размером до 0,2–0,5 мм.

Монцогранит порфиоровидный (участок Борок, рис. 4, б). Минеральный состав, %: кварц около 30, плагиоклаз 15–20, микроклин 45–50, биотит 3–5. Аксессуарные минералы: циркон, апатит, сфен. Структура породы порфиоровидная, структура основной массы гипидиоморфная. Вкрапленники образованы кристаллами калишпата и плагиоклаза, размер от 4 до 8–10 мм. Размер зерен в основной массе около 1–2 мм. Плагиоклаз образует удлиненные кристаллы, некоторые из которых имеют хорошую огранку, другие – искривленные, зазубренные грани. Микроклин образует изометричные зерна с неровными краями. У вкрапленников отмечаются зоны дорастания, отличающиеся обильными включениями кварца. Микроклин, как правило, пертитовый. Биотит коричневый, образует отдельные зерна и линзовидные скопления. Аксессуарные минералы встречаются в виде единичных зерен. Циркон – изометричные зерна около 0,1 мм, сфен – идиоморфные ромбовидные зерна в сростании с рудным минералом. Вторичные изменения – незначительная серицитизация плагиоклаза и пелитизация микроклина.

Таблица 1

Основные типы пород гранитоидов
Обь-Зайсанской области

| № | Участок | Тип породы |
|-----------------------------|----------------|--|
| Приобский комплекс | | |
| <i>Новосибирский массив</i> | | |
| 1 | Борок | Гранит биотит-амфиболовый Монцогранит |
| 2 | Бугринский | Гранит биотит-амфиболовый |
| 3 | Горский | Монцогранит Лейкогранит |
| 4 | Тулинский | Гранит биотит-амфиболовый |
| 5 | Троллейный | Гранит биотит-амфиболовый |
| <i>Обской массив</i> | | |
| 6 | Дубровинский | Гранодиорит пироксен-амфибол-биотитовый Гранит биотитовый Диорит меланократовый Лейкогранит |
| 7 | Новобибеевский | Гранит биотитовый порфиоровидный |
| Барлакский комплекс | | |
| 8 | Скалинский | Биотитовый монцогранит |
| 9 | Бибихинский | Биотитовый монцогранит |
| 10 | Мочищенский | Лейкогранит порфиоровидный |

Лейкограниты – участки Горский, Дубровинский (рис. 4, в). Минеральный состав, %: кварц 30–35, плагиоклаз 35–50, ортоклаз 15–30, биотит не более 2. Акцессорные минералы встречаются редко, представлены в основном сфеном и апатитом. На участке Дубровино в качестве акцессорного минерала лейкогранитов встречается гранат. Структура равномерная, гранитная. Размер зерен от 0,5 до 1–2 мм. Плагиоклаз образует более идиоморфные зерна с неровными краями, ортоклаз и кварц – изометричные, ксеноморфные зерна. Биотит темно-коричневый, широко-таблитчатый, частично замещается хлоритом. Сфен образует ромбовидные кристаллы до 0,5 мм в длину. Гранат образует изометричные кристаллы, бесцветные, размером до 0,2–0,3 мм, равномерно распределенные в породе, слагает до 1 об.% породы. Кристаллы граната часто с выраженной огранкой и ритмично-зональным строением.

Гранодиорит пироксен-амфибол-биотитовый – участок Дубровинский (рис. 4, з). Породы сходны по составу и структуре с биотит-амфиболовыми гранитами, но отличаются более низким содержанием кварца и присутствием незначительного количества

клинопироксена. Минеральный состав, %: кварц 20, плагиоклаз 30, микроклин 30, биотит 10, пироксен 3, амфибол 7. Акцессорные минералы представлены значительным количеством апатита (до 1 об.% породы), а также сфеном и цирконом. Структура породы гипидиоморфная, размер зерен порядка 1–2 мм. Плагиоклаз образует частично ограненные зерна с полисинтетическими двойниками, микроклин и кварц – изометричные ксеноморфные зерна без огранки. Темноцветы образуют скопления и пятна. Клинопироксен бесцветный, часто замещается каймой светло-зеленого амфибола. Биотит коричневый, до светло-коричневого. Апатит образует призматические кристаллы до 0,3–0,5 мм с обильными включениями игольчатого рудного минерала. Сфен образует зерна изометричные, без огранки, размером до 0,1 мм, циркон – ограненные зерна до 0,1 мм.

Диорит меланократовый – участок Дубровинский (рис. 4, д). Минеральный состав, %: плагиоклаз 30, роговая обманка 40, клинопироксен 20, биотит 10, акцессорные минералы: апатит и циркон. Структура породы гипидиоморфная, неравномернотекстурированная. Порода состоит преимущественно из плагиоклаза

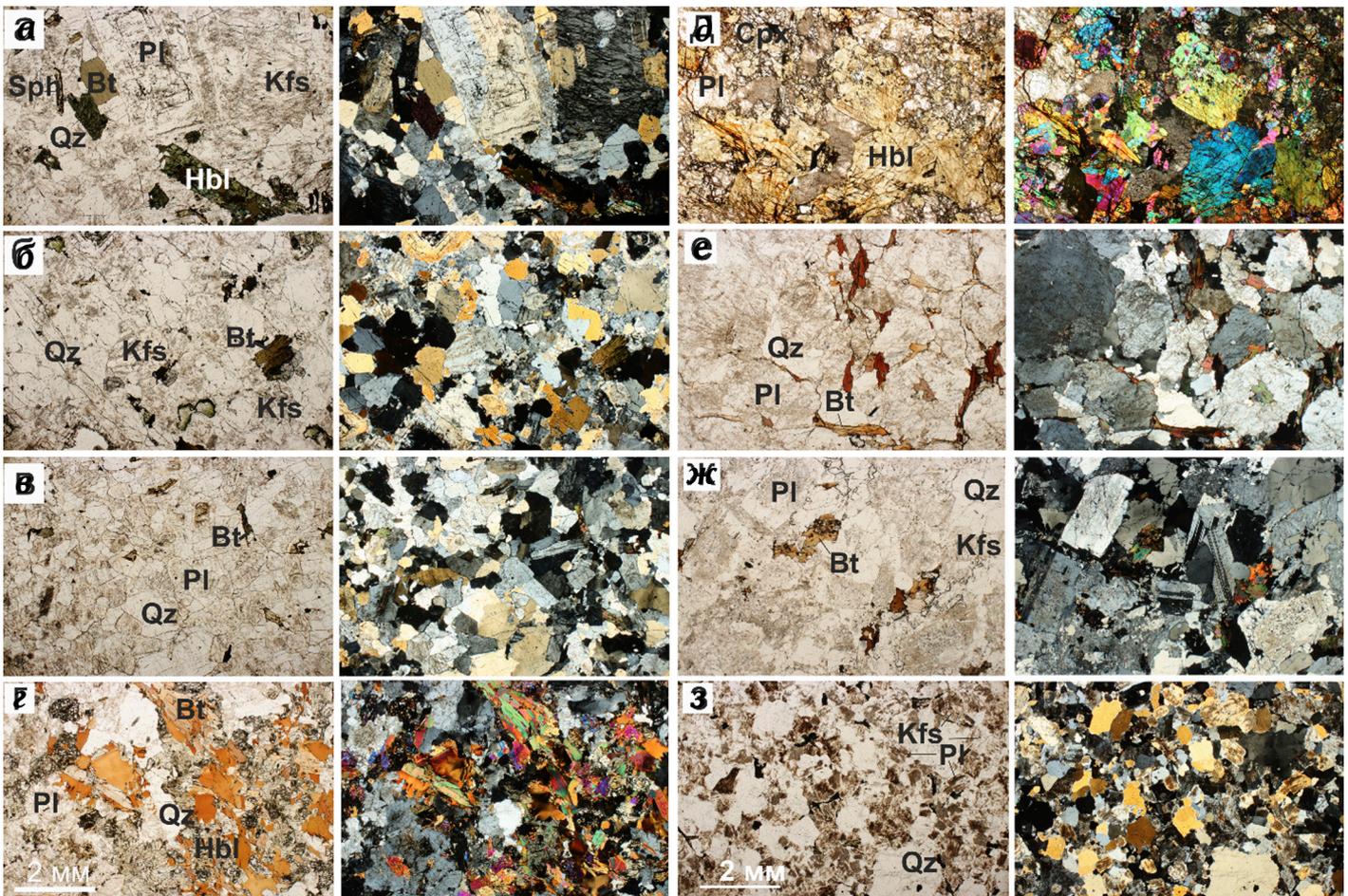


Рис. 4. Микрофотографии шлифов гранитоидов из опробованных массивов (см. табл. 1):

приобский комплекс: а – биотит-амфиболовый гранит; б – монцогранит; в – лейкогранит;

з – пироксен-биотит-амфиболовый гранодиорит; д – диорит меланократовый; е – гранит биотитовый;

барлакский комплекс: ж – биотитовый монцогранит; з – лейкогранит.

Слева даны фотографии при одном, справа – при скрещенных николях. Все фотографии сделаны в одном масштабе. Обозначения минералов: Bt – биотит; Hbl – роговая обманка; Kfs – калишпат; Pl – плагиоклаз; Qz – кварц, Sph – сфен



и амфибола (размер зерен порядка 2–3 мм), клинопироксена (0,3–0,5 мм) и биотита (0,3 мм). Плаггиоклаз образует ксеноморфные зерна, расположенные между зернами амфибола, частично серицитизирован. Роговая обманка светло-зеленого цвета образует идиоморфные зерна, часто с огранкой. Клинопироксен образует более мелкие зерна изометричного габитуса, расположенные в виде включений в плаггиоклазе, иногда скопления таких зерен окружают амфибол. Биотит светло-коричневого цвета образует вставки в зернах амфибола. Апатит встречается часто, образует удлиненные кристаллы размером до 1 мм с обильными включениями рудного минерала. Циркон образует ограненные кристаллы до 0,15 мм.

Гранит биотитовый – участки Дубровинский, Новобибеевский (см. рис. 2, е). Минеральный состав, %: кварц 20, биотит 10, микроклин 15, плаггиоклаз 55, акцессорные минералы: апатит и циркон (рис. 4, е). Структура породы гипидиоморфная, катакластическая. На участке Новобибеево распространены порфиroidные разновидности. Плаггиоклаз в породе образует изометричные и слабоудлиненные зерна размером 2–3 мм, частично с огранкой, микроклин и кварц – ксеноморфные зерна без огранки. Биотит образует красновато-коричневые удлиненные чешуи 0,5–1 мм, которые часто расположены по границам зерен кварца и полевых шпатов, местами деформированы. В порфиroidных разностях вкрапленники сложены ортоклазом, их размер составляет около 10 мм. Апатит образует слабоудлиненные кристаллы до 0,3 мм, центральная часть которых сероватая за счет пылевидной примеси. Циркон – изометричные зерна до 0,1 мм.

Породы барлакского комплекса

Барлакский и Кольванский массивы сложены сходными по составу породами. Они опробованы в районе сел Бибиha и Скала соответственно. Породы представлены в основном равномернозернистыми среднезернистыми биотитовыми монцогранитами. Породы биотитовые; роговая обманка в подчиненном количестве отмечена в лейкогранитах Мочищенского штока и в редких случаях в монцолейкогранитах Барлакского массива. Во всех породах калинатовый полевой шпат преобладает над плаггиоклазом.

Биотитовые монцограниты – участки Скалинский, Бибихинский (рис. 4, ж). Минеральный состав пород, %: кварц 35, микроклин 30, плаггиоклаз 25, биотит 10. Структура пород гранитная. Плаггиоклаз образует идиоморфные кристаллы призматического габитуса размером 0,5–2 мм, микроклин образует призматические кристаллы с неровными краями и пойкилитовыми вставками плаггиоклаза. Кварц образует ксеноморфные изометричные зерна. Биотит темно-коричневый до черного, широкопластинчатые чешуи, часто ассоциирует с акцессорными минералами.

Порфиroidные лейкограниты – участок Мочищенский (рис. 4, з). Мочищенский шток, расположенный на краю Новосибирского массива, был опробован в карьере Мочище. Породы представлены порфиroidными лейкогранитами. Минеральный состав, %: кварц 30, ортоклаз 30, плаггиоклаз 38, биотит 2. Акцессорные

минералы: циркон, ортит, апатит. Структура породы порфиroidная, гранитная. Вкрапленники представлены ортоклазом, размер 3–4 мм. Он образует изометричные зерна с неровными краями, часто зональные. В основной массе размер зерен 0,5–1 мм. Плаггиоклаз идиоморфный, образует призматические ограненные зерна, кварц и ортоклаз – ксеноморфные. Биотит образует таблитчатые и удлиненные чешуи от темно-коричневого до черного цвета, частично или полностью замещен вторичным хлоритом. Ортит (рис. 4, ж) образует резко зональные призматические зерна 0,8 мм в длину. Центральная часть зерна светло-коричневая, краевые – практически бесцветные. Циркон зональный, ограненные кристаллы, около 0,15 мм.

Акцессорные минералы

Парагенезис акцессорных минералов в изученных породах представлен широким спектром минералов, большинство из которых могут служить минералами-концентраторами урана, тория и редкоземельных элементов, что определяет радиоактивность самих пород и трещинно-жильных подземных вод.

Породы барлакского комплекса характеризуются более широким спектром акцессорных минералов по сравнению с породами приобского комплекса. Для пород приобского комплекса основные встреченные акцессорные минералы – это апатит, сфен, циркон, они определены на участках Борок, Бугринский, Горский, Тулинский, Дубровинский, Новобибеевский, их описание представлено при характеристике пород.

В барлакском комплексе для Кольванского массива (Скалинский, Бибихинский участки) в качестве акцессорных минералов также определены широко распространенные во всех гранитоидах Обь-Зайсанской области апатит, сфен и циркон. Кроме того, характерными минералами являются флюорит, топаз и обогащенные редкоземельными элементами минералы, такие как монацит и ксенотим, реже встречается уранинит. Также отмечается наложенная грейзеновая минерализация с касситеритом, который ассоциирует с прожилками серицита.

Флюорит образует главным образом ксеноморфные зерна, обычно бесцветные или с пятнистой фиолетовой окраской. Топаз встречается собственно в монцогранитах, но преимущественно тяготеет к кварцевым прожилкам и пегматоидным обособлениям, в которых образует ограненные призматические кристаллы до 1 см. Монацит и ксенотим образуют зерна без четкой огранки, зональность не видна, часто ассоциируют с темно-коричневым биотитом. Рутил встречается редко, также в ассоциации с биотитом, образует мелкие (0,03 мм) овальные зерна темно-коричневого цвета. Уранинит встречается редко, обнаружен в сростании с монацитом в виде изометричных зерен в биотитовом монцограните карьера Скала.

Для Мочищенского участка Барлакский массив в качестве акцессорных минералов установлены флюорит, кальцит, рутил, циркон, ортит и богатые REE минералы: преимущественно фторкарбонаты бастнезит ((Ce, La, Y) CO₃F) и паризит (CaLa₂(CO₃)₃F₂), реже встречаются монацит (CePO₄) и ксенотим (YPO₄).



Бастнезит образует зерна неправильной формы, в основном без огранки, размером 30–50 мкм, паризит встречается в виде расщепленных кристаллов или скоплений игольчатых кристаллов размером 20–30 мкм, иногда образует сростания с бастнезитом. Монацит и ксенотим образуют в основном изометричные зерна размером 20–30 мкм, иногда также образуют сростания с паризитом, что согласуется с данными В. И. Сотникова и др. [12].

Геохимические особенности трещинно-жильных вод гранитоидов

Трещинно-жильные воды верхнепалеозойских гранитов – преимущественно нейтральные и слабощелочные со значениями pH 6,9–7,8; собственно пресные с величиной общей минерализации от 330 до 690 мг/дм³, характеризуются преимущественно HCO₃ Mg–Ca и SO₄–HCO₃ Na–Mg–Ca составом, с высоким содержанием кремния – от 10 до 23 мг/дм³, при среднем значении 15 мг/дм³. Геохимические параметры среды варьируют от восстановительной до окислительной обстановки с величинами Eh от –81,2 до +509,6 мВ; O₂раств. от 1,62 до 9,91 мг/дм³. Средние значения геохимических коэффициентов для данной группы составляют: Ca/Si – 11,49; Mg/Si – 2,48; Na/Si – 1,25; Si/Na – 0,87; Ca/Na – 10,02; Ca/Mg – 4,76; rNa/rCl – 8,79 и SO₄/Cl – 4,35, что свидетельствует о накоплении в водах кальция, магния и протекании процессов окисления сульфидов.

В микрокомпонентном составе отмечены высокие для вод концентрации Fe, Mn, Zn, которые составляют в среднем, мг/дм³, 1,18; 0,16; 0,02 соответственно. При этом следует отметить, что спектр распределения микрокомпонентов в водах в целом имеет унаследованный характер при сравнении с вмещающими гранитами [7].

Радионуклидный состав подземных вод

В табл. 2 показано содержание урана, тория и радона в водах приобского и барлакского комплексов. Максимально высокие концентрации урана и тория получены для вод в пределах отложений барлакского комплекса (участки Скалинский, Аэрофлот, Мочище), природные радионуклиды содержатся в водах в следующих пределах, мг/дм³: ²³⁸U от 2,0·10⁻² до 1,4 и ²³²Th от 1 до 216,3·10⁻⁵. Отношение ²³²Th/²³⁸U в водах варьирует в интервале от 0 до 1,78·10⁻³. Активность ²²²Rn варьирует в диапазоне от 154 до 630 Бк/дм³, что позволяет отнести их к классам слаборадоновых и умеренно радоновых. Воды приобского комплекса характеризуются существенно более низким содержанием радионуклидов, мг/дм³: ²³⁸U от 0,7·10⁻² до 21,3·10⁻² и ²³²Th от 0,1 до 9,6·10⁻⁵. Отношение ²³²Th/²³⁸U в водах варьирует в интервале от 0 до 36,5·10⁻⁴. Активность ²²²Rn в этих водах варьирует в диапазоне от 6 до 597 Бк/дм³, что позволяет отнести их к классам от безрадоновых до умеренно радоновых (по классификации Н. И. Толстихина).

Таблица 2

Радионуклидный состав подземных вод гранитоидов Обь-Зайсанской области

| Место отбора проб воды | U · 10 ⁻² | Th · 10 ⁻⁵ | Th/U · 10 ⁻⁴ | Rn |
|-----------------------------------|------------------------|-----------------------|-------------------------|---------------------|
| | мг/дм ³ | | | Бк/дм ³ |
| Приобский комплекс | | | | |
| Борок карьер | 0,9–21,3* 8,3 (9) | 0,1–9,6 4,2 (9) | 0,97–14,9 3,1 (9) | 18–89 53 (9) |
| Тулинский карьер | 1,2 (2) | 0,3–0,7 (2) | 2,4–5,7 (2) | 2 (1) |
| Горский карьер | 1,0–1,2 (2) | 0,1–0,15(2) | 9,3–10,4 (2) | 0 (2) |
| Мост-4 (скважина) | 0,7–1,8 1,4 (4) | 0,1–1,7 0,6 (4) | 0,1–2,5 0,7 (4) | 285–597 561 (7) |
| Больница-34 (скважина) | 1,5–1,7 1,6 (11) | 0,05–1,1 0,1 (11) | 1,6–9,2 4,1 (11) | 98–276 183 (11) |
| Новобибеевский карьер | 1,0–1,2 1,1 (5) | 0,3–3,1 2,0 (5) | 2,4–26,6 15,6 (11) | 6–39 21 (5) |
| с. Новобибеево (скважина) | 11,4 | 4,2 | 36,5 | 429 |
| Чкаловские просторы ДНГ, скважины | 1,1–4,4 3,1 (6) | 0,3–1,0 0,5 (6) | 0,3–0,9 0,7 (6) | 45–141 98 (6) |
| Барлакский комплекс | | | | |
| Скала карьер | 94–140 118 (4) | 3,9–216,3 72,2 (4) | 3,3–17,8 5,9 (4) | 154–474 334 (4) |
| Аэрофлот СНТ (скважина) | 30,9–34,8 32,3 (11) | 0,1–1,4 0,1 (11) | 0,1–0,4 0,1(11) | 196–352 272 (13) |
| Мочище карьер** | 8–29 | н/д | н/д | 103–630 |
| Южно-Кольванское проявление** | 110–250 | н/д | н/д | 4150–4960 |

Примечание: *в знаменателе минимальные и максимальные, в числителе средние значения, в скобках количество определений, ** – фоновые данные, н/д – нет данных



По данным, полученным коллективом лаборатории Гидрогеологии осадочных бассейнов Сибири в 2018–2023 гг. [1, 2, 11], в трещинных подземных водах глинистых и известково-глинистых сланцев содержание урана и тория закономерно ниже (в отдельных случаях на несколько порядков), чем в гранитоидах.

Так, для проявления вод Инские источники в глинистых сланцах природные радионуклиды содержатся в следующих пределах, мг/дм³: ²³⁸U от $2,83 \cdot 10^{-3}$ до $4,13 \cdot 10^{-3}$; ²³²Th от $2,39 \cdot 10^{-6}$ до $1,16 \cdot 10^{-5}$, отношение ²³²Th/²³⁸U в водах варьирует в интервале от $8,85 \cdot 10^{-4}$ до $3,61 \cdot 10^{-3}$, активность ²²²Rn при этом изменяется в диапазоне от 7 до 149 Бк/дм³. Подземные воды в районе с. Верх-Тула (источник, скважины) характеризуются еще более низкими содержаниями радионуклидов в пределах, мг/дм³: ²³⁸U от $3,8 \cdot 10^{-6}$ до $7,2 \cdot 10^{-5}$; ²³²Th от 0,1 до $8,0 \cdot 10^{-5}$, активность радона до 28 Бк/дм³. Такие содержания являются характерными для водоносного комплекса широко распространенных девонских глинистых сланцев.

Заключение

Проведено детальное изучение состава и минералогии гранитоидов Обь-Зайсанской складчатой зоны, впервые выделен широкий спектр аксессуарных минералов, различный для приобского и барлакского комплексов. Для барлакского, кроме апатита, сфена,

циркона, которые определяются в обоих комплексах, выделены флюорит, топаз, монацит, ксенотим, касситерит, рутил, ортит, реже встречается уранинит и богатые редкоземельными элементами бастнезит и паризит. Воды барлакского массива (участки: Скала, Мочище, Аэрофлот) характеризуются максимально высокими значениями содержания урана и тория.

Необходимо отметить, что в целом полученные данные хорошо коррелируются с концентрациями радионуклидов в подземных водах территории исследования. Концентрации урана и тория в гранитоидах на несколько порядков выше, чем в других водовмещающих породах Обь-Зайсанской складчатой области широко распространенных по площади глинистых и карбонатных сланцев, а также интрузивов среднего состава, известняках, углях. Полученные данные в дальнейшем будут использованы для моделирования процессов взаимодействия в системе вода–порода.

Можно прогнозировать высокий фон радионуклидов в подземных водах ореолов распространения барлакского и приобского гранитоидных комплексов в пределах, мг/дм³: ²³⁸U от $0,1 \cdot 10^{-3}$ до 1,40 и ²³²Th от $1,0 \cdot 10^{-6}$ до $2,16 \cdot 10^{-5}$. Активность радона ²²²Rn в подземных водах при этом будет составлять от 1–50 Бк/дм³ в зонах контактов гранитоидов с разновозрастными осадочными породами до 600–5000 Бк/дм³ в областях развития гранитоидов.

Список литературы / References

1. Деркачев А.С., Максимова А.А., Новиков Д.А. и др. Природа радиоактивности дренажных вод карьеров Новосибирской области. *Горные науки и технологии*. 2022;7(3):216–230. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-3-216-230>
1. Derkachev A.S., Maksimova A.A., Novikov D.A. et al. Nature of radioactivity of quarry drainage waters in the Novosibirsk region. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(3):216–230. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-3-216-230>
2. Novikov D.A., Kopylova Yu. G., Sukhorukova A.F. The Inskie Springs: new insights into low-radon waters. *Russian Geology and Geophysics*. 2022;63(12):1424–1441. <https://doi.org/10.2113/RGG20214337>
3. Morales-Arredondo J.I., Hernández M.A.A., Hernández-Mendiola E. et al. Hydrogeochemical behavior of uranium and thorium in rock and groundwater samples from southeastern of El Bajío Guanajuatense, Guanajuato, Mexico. *Environ Earth Science*. 2018;77:567. <https://doi.org/10.1007/s12665-018-7749-z>
4. Yu C., Berger T., Drake H. et al. Geochemical controls on dispersion of U and Th in Quaternary deposits, stream water, and aquatic plants in an area with a granite pluton. *Science of the Total Environment*. 2019;663:16–28.
5. Baják P., Csondor K., Pedretti D. et al. Refining the conceptual model for radionuclide mobility in groundwater in the vicinity of a Hungarian granitic complex using geochemical modeling. *Applied Geochemistry*. 2022;137:105201. <https://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2022.105201>
6. Pérez-Moreno S.M., Guerrero J.L., Mosqueda F. et al. Hydrochemical behaviour of long-lived natural radionuclides in Spanish groundwaters. *Catena*. 2020;191:104558. <https://doi.org/10.1016/j.catena.2020.104558>
7. Novikov D.A., Dultsev F.F., Sukhorukova A.F. et al. Monitoring of radionuclides in the natural waters of Novosibirsk, Russia. *Groundwater for Sustainable Development*. 2021;15:100674. <https://doi.org/10.1016/j.gsd.2021.100674>
8. Novikov D.A., Kopylova Yu. G., Pyryaev A.N. et al. Radon-rich waters of the Tulinka aquifers, Novosibirsk, Russia. *Groundwater for Sustainable Development*. 2023;20:100886. <https://doi.org/10.1016/j.gsd.2022.100886>
9. Новиков Д.А., Сухорукова А.Ф., Корнеева Т.В. и др. Гидрогеология и гидрогеохимия месторождения радоновых вод «Каменское» (г. Новосибирск). *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. 2021;332(4):192–208. <https://doi.org/10.18799/24131830/2021/4/3162>
9. Novikov D.A., Sukhorukova A.F., Korneeva T.V. et al. Hydrogeology and hydrogeochemistry of the «Kamenskoe» field of radon-rich waters (Novosibirsk). *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2021;332(4):192–208. <https://doi.org/10.18799/24131830/2021/4/3162>



10. Сухорукова А.Ф. Гидрогеологические условия разработки и гидрогеохимия дренажных вод гранитного карьера Борок. *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов.* 2022;333(5):209–218. <https://doi.org/10.18799/24131830/2022/5/3507>
Sukhorukova A.F. Hydrogeological conditions of development and hydrogeochemistry of drainage water of the borok granite quarry. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering.* 2022;333(5):209–218. (In Russ.) <https://doi.org/10.18799/24131830/2022/5/3507>
11. Бабин Г.А., Черных А.И., Головина А.Г. и др. Государственная геологическая карта Российской Федерации. Масштаб 1:1000000 (третье поколение). Серия Алтай-Саянская. Лист N-44. Новосибирск. Объяснительная записка. Санкт-Петербург: Картографическая фабрика ВСЕГЕИ; 2015. 392 с. + 4 вкл.
Babin G.A., Chernykh A.I., Golovina A.G. et al. *State geological map of the Russian Federation. Scale 1 : 1,000,000 (third generation). Altai-Sayan Series. Sheet N-44.* Novosibirsk: Explanatory Note. St. Petersburg: VSEGEI cartographic plant; 2015, 392 p. + 4 incl. (In Russ.)
12. Сотников В.И., Федосеев Г.С., Кунгурцев Л.В. и др. [Науч. ред. д.г.-м.н. О.П. Иванов]. *Геодинамика, магматизм и металлогения Колывань-Томской складчатой зоны.* Новосибирск: Изд-во СО РАН, НИЦ ОИГТМ; 1999. 227 с.
Sotnikov V.I., Fedoseev G.S., Kungurtsev L.V. et al. [Scientific. Ed. Dr.Sci. (Geol. and Mineral.) O.P. Ivanov] *Geodynamics, magmatism and metallogeny of the Kolyvan-Tom fold zone.* Novosibirsk: Publ. House SB RAS, SPC of the IIGGM; 1999. 227 p. (In Russ.)

Информация об авторах

Василий Петрович Сухоруков – кандидат геолого-минералогических наук, заведующий лабораторией, Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация; доцент, Новосибирский государственный университет, г. Новосибирск, Российская Федерация; ORCID 0000-0002-6658-2360, Scopus ID 56268382200; e-mail svp@igm.nsc.ru

Анна Федоровна Сухорукова – кандидат геолого-минералогических наук, старший научный сотрудник, Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация; доцент, старший научный сотрудник, Новосибирский государственный университет, г. Новосибирск, Российская Федерация; ORCID 0000-0003-4228-7946, Scopus ID 56524401600; e-mail SukhorukovaAF@ipgg.sbras.ru

Дмитрий Анатольевич Новиков – кандидат геолого-минералогических наук, заведующий лабораторией, Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация; доцент, ведущий научный сотрудник, Новосибирский государственный университет, г. Новосибирск, Российская Федерация; ORCID 0000-0001-9016-3281, Scopus ID 35318389700; e-mail NovikovDA@ipgg.sbras.ru

Антон Сергеевич Деркачев – младший научный сотрудник, Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация; инженер, Новосибирский государственный университет, г. Новосибирск, Российская Федерация; ORCID 0000-0001-6101-6573, Scopus ID 57223290521; e-mail Derkachyovas@ipgg.sbras.ru

Information about the authors

Vasiliy P. Sukhorukov – Cand. Sci. (Geol. and Mineral.), Head of Laboratory, V. S. Sobolev Institute of Geology and Mineralogy, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation; Associate Professor, Novosibirsk State University, Novosibirsk, Russian Federation ORCID 0000-0002-6658-2360, Scopus ID 56268382200; e-mail svp@igm.nsc.ru

Anna F. Sukhorukova – Cand. Sci. (Geol. and Mineral.), Senior Researcher, A. A. Trofimuk Institute of Oil and Gas Geology and Geophysics, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation; Associate Professor, Senior Researcher, Novosibirsk State University, Novosibirsk, Russian Federation; ORCID 0000-0003-4228-7946, Scopus ID 56524401600; e-mail SukhorukovaAF@ipgg.sbras.ru

Dmitry A. Novikov – Cand. Sci. (Geol. and Mineral.), Head of Laboratory, A. A. Trofimuk Institute of Oil and Gas Geology and Geophysics, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation; Associate Professor, Leading Researcher, Novosibirsk State University, Novosibirsk, Russian Federation; ORCID 0000-0001-9016-3281, Scopus ID 35318389700; e-mail NovikovDA@ipgg.sbras.ru

Anton S. Derkachev – Junior Researcher, A.A. Trofimuk Institute of Oil and Gas Geology and Geophysics, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Novosibirsk, Russian Federation; Engineer, Novosibirsk State University, Novosibirsk, Russian Federation; ORCID 0000-0001-6101-6573, Scopus ID 57223290521; e-mail Derkachyovas@ipgg.sbras.ru

Поступила в редакцию 17.01.2024
Поступила после рецензирования 18.03.2024
Принята к публикации 25.03.2024

Received 17.01.2024
Revised 18.03.2024
Accepted 25.03.2024



СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОФИЗИКА

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-143>

УДК 622.02

**Определение модуля деформации и характеристик анизотропного поведения блочных массивов горных пород**О. Ахрами¹ , Х. Джавахери Купаи¹   , К. Ахангари²  ¹ Кафедра гражданского строительства, научно-исследовательский отдел, Исламский университет Азад, г. Тегеран, Иран² Кафедра горного дела, научно-исследовательский отдел, Исламский университет Азад, г. Тегеран, Иран h-javaheri@srbiau.ac.ir**Аннотация**

Всесторонне изучена анизотропия деформационного поведения блочных массивов горных пород. В качестве ключевого параметра выбран модуль одноосной деформации. В целом он является анизотропным и зависит от направления нагружения, а также от свойств ненарушенной породы, трещин и элементов их залегания. Представительные объемы блочных массивов горных пород были численно смоделированы методом дискретных элементов и одноосно нагружены в различных направлениях. Затем были изучены режим разрушения и модуль деформации для различных направлений нагружения и различных относительных элементов залегания трещин. Внедрена и использована новая нелинейная матрица жесткости трещин в зависимости от напряжения, в которой учитываются состояние поверхности трещин в виде коэффициента шероховатости (JRC) и ненарушенного массива пород в виде предела прочности при одноосном сжатии (UCS). Результаты оценок представлены в виде роз-диаграмм, демонстрирующих изменение модуля деформации блочного массива горных пород в зависимости от коэффициента шероховатости швов, прочности при одноосном сжатии ненарушенной породы и структуры массива горных пород по относительному углу трещины. Также представлена ожидаемая степень анизотропии для различных условий поверхностных трещин и прочности при одноосном сжатии ненарушенной породы. В таблице геологического индекса прочности (GSI) результаты классифицированы таким образом, что, присвоив значение JRC каждому классу состояния поверхности трещин, можно определить модуль деформации и степень анизотропии, соответствующие значениям GSI. Согласно этой схеме можно сделать вывод, что влияние шероховатости трещин на модуль деформации блочных массивов горных пород больше, чем влияние предела прочности при одноосном сжатии ненарушенной породы. Полученные результаты подтверждают идею о том, что блочный массив имеет критическую деформацию, которая не зависит от угла нагружения θ и направления третьей системы трещин α .

Ключевые слова

модуль деформации, блочный массив горных пород, анизотропия, матрица жесткости трещин, степень анизотропии, режим разрушения

Для цитированияAhrami O., Javaheri Koupaei H., Ahangari K. Determination of deformation modulus and characterization of anisotropic behavior of blocky rock masses. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):116–133. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-143>

MINING ROCK PROPERTIES. ROCK MECHANICS AND GEOPHYSICS

Research paper

Determination of deformation modulus and characterization of anisotropic behavior of blocky rock massesO. Ahrami¹ , H. Javaheri Koupaei¹   , K. Ahangari²  ¹ Department of Civil Engineering, Science and Research Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran² Department of Mining Engineering, Science and Research Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran h-javaheri@srbiau.ac.ir**Abstract**

The anisotropy in the deformational behavior of blocky rock masses has been comprehensively investigated. The uniaxial deformation modulus was selected as the key parameter. This modulus is generally anisotropic and depends on the loading direction, as well as on the properties of the intact rock, joints, and joint setting. Representative volumes of blocky rock masses were numerically simulated using the discrete element method and were loaded uniaxially in various directions. Subsequently, the failure mode and the deformation modulus



were studied for different loading directions and various relative joint settings. A new nonlinear, stress-dependent stiffness matrix for joints was introduced, incorporating the surface conditions of the joints in terms of the Joint Roughness Coefficient (JRC) and the properties of the intact rock materials in terms of the Uniaxial Compressive Strength (UCS). The results of the assessments are presented in the form of rose diagrams, showing variations in the deformation modulus of the blocky rock mass that depend on the joint's JRC, the intact rock's UCS, and the structure of the rock mass in term of the relative joint angle. Also, the expected degree of anisotropy for various joint surface conditions and uniaxial compressive strengths of intact rock were introduced. In the Geological Strength Index (GSI) table, results are classified such that assigning a value to the JRC for each class of joint surface conditions allows for the corresponding deformation modulus and degree of anisotropy. According to this chart, it is deduced that the effect of joint roughness on the deformation modulus of blocky rock masses is greater than that of the intact rock UCS. The results support the hypothesis that a blocky rock mass has a critical strain that is independent of the loading angle (θ) and the orientation of the third joint set (α).

Keywords

deformation modulus, blocky rock mass, anisotropy, joint stiffness matrix, degree of anisotropy, failure mode

For citation

Ahrami O., Javaheri Koupaei H., Ahangari K. Determination of deformation modulus and characterization of anisotropic behavior of blocky rock masses. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):116–133. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-143>

Ключевые моменты

- Введены новые нелинейные зависимости от напряжения нормальной жесткости и жесткости на сдвиг трещин.
- Блочные массивы горных пород классифицируются по состоянию поверхности трещины и прочности нетронутой породы.
- Диапазоны модулей деформации и степень анизотропии классифицируются аналогично геологическому индексу прочности GSI.
- Степень анизотропии модуля деформации блочных массивов составила $1,6 \leq R_E \leq 2,3$ при среднем значении 1,88.

Символы уравнения

- σ_n – нормальное напряжение;
- σ_c – предел прочности при одноосном сжатии;
- σ_{ci} – предел прочности при одноосном сжатии ненарушенной породы;
- σ_{cm} – предел прочности при одноосном сжатии массива горных пород;
- τ_n – напряжение сдвига;
- τ_f – пиковое напряжение сдвига;
- τ_{ult} – предельное напряжение сдвига;
- φ – угол трения ненарушенной породы;
- φ_j – угол трения трещины;
- φ_b – базовый угол трения трещины;
- a – эмпирическая постоянная;
- C – сцепление ненарушенной породы;
- C_j – сцепление трещины;
- K – модуль объемной упругости ненарушенной породы;
- G – модуль сдвига ненарушенной породы;
- T – прочность на разрыв ненарушенной породы;
- T_j – прочность на разрыв трещины;
- E_i – модуль упругости ненарушенной породы;
- E_m – модуль деформации массива горных пород;
- E_{max} – максимальный модуль деформации массива горных пород;
- E_{min} – минимальный модуль деформации массива горных пород;

- GSI – геологический показатель прочности;
- JRC – коэффициент шероховатости трещины;
- JCS – прочность на сжатие стенки трещины;
- UCS – предел прочности при одноосном сжатии;
- K_n – нормальная жесткость трещины;
- K_s – жесткость сдвига трещины;
- K_{sn} – эффекты сопряжения между напряжением сдвига и нормальным поведением трещины;
- K_{ns} – эффекты сопряжения между напряжением сдвига и нормальным поведением трещины;
- K_{ni} – исходная нормальная жесткость трещины;
- K_{si} – исходная жесткость сдвига трещины;
- R_f – коэффициент разрушения;
- R_E – степень деформационной анизотропии;
- U_n – нормальное относительное смещение трещины;
- U_s – относительное смещение трещины скалывания;
- U_{nc} – максимальное вертикальное смещение трещины;
- U – раскрытие трещины в начале нагружения;
- U_s^{Peak} – смещение при сдвиге при пиковой прочности;
- D – коэффициент разрушения массива.

Введение

Модуль деформации массива горных пород является одним из основных параметров геомеханики тоннелей, горных выработок и других геотехнических сооружений, возводимых в горных породах. Механические свойства массива горных пород как трещиноватой среды определяются ненарушенной породой, относительной схемой размещения системы трещин, геометрическими параметрами трещин, а также их механическими свойствами. Механические свойства, определяемые системами трещин как плоскими нарушениями сплошности, зависят от их масштаба и направления. Каждая система трещин накладывает анизотропию в направлении своего нормального вектора. Если массив горной породы сильно раздроблен, можно предположить, что анизотропия, налагаемая



отдельными трещинами в любом направлении, распределена равномерно, поэтому массив горной породы изотропен. В противном случае, даже при размерах, превышающих представительный элементарный объем (REV), в котором массив горных пород можно рассматривать как континуум, его зависимость от направления трещин не исчезнет.

Для массивов горных пород с простой трещиноватостью для оценки модуля деформации можно использовать некоторые аналитические зависимости, например [1–4]. Другим примером такого типа зависимостей является трехмерная эквивалентная непрерывная модель, которую Кулави (Kulhawy) [5] представил для массива горных пород с тремя системами ортогональных трещин, проявляющего ортотропное поведение. Однако найти решение в замкнутой форме для модуля деформации массива с многочисленными системами трещин или при использовании более продвинутых определяющих свойств для ненарушенной породы и трещин невозможно. Следует отметить, что эмпирические методы, которые обычно применяются в механике горных пород для оценки деформируемости массива, например, представленные в [6–8], игнорируют влияние анизотропии массива. Также отсутствует математическая платформа для создания поведенческой модели.

Поскольку механические свойства массива горных пород полностью зависят от масштаба, в экспериментальных методах размеры проб горных пород и измерительных датчиков редко соответствуют реальному массиву или пропорциональны ему. Хойз (Heuze) [9] пришел к выводу, что модуль деформации массива горных пород, измеренный в полевых условиях, лежит в широком диапазоне от 20 до 60 % от модуля деформации ненарушенной породы, измеренного в лаборатории. Полевые испытания дорогостоящие, требуют много времени и сложно интерпретируются из-за наличия неопределенных трещин, неопределенных граничных условий и зачастую используются с осторожностью в качестве представительных для масштаба нарушенного массива горных пород. Кроме того, для характеристики существенной анизотропии массива горных пород необходимо провести несколько испытаний в различных направлениях.

Численное моделирование массивов горных пород как трещиноватых невыдержанных сред обычно реализует две общие методики. Одна из них – метод континуума, в котором роль нарушений сплошности неявно учитывается с помощью эквивалентных механических свойств [1, 10]. Другой метод заключается в применении численных методов решения, таких как методы дискретных элементов, конечных элементов или конечных разностей, в которых нарушения сплошности могут быть смоделированы в явном виде. Метод дискретных элементов был принят широко, поскольку он дает преимущество при описании геометрических параметров и определяющих соотношений трещин и ненарушенной породы. Метод дискретных элементов был введен Кандаллом (Cundall) [11] и затем развит другими исследователями [12, 13]. Многие исследования механического поведения массивов

горных пород были реализованы с использованием метода дискретных элементов [14–16].

В данном исследовании рассматривается модуль анизотропной деформации блочных массивов горных пород, образованных тремя системами трещин, – двумя ортогональными, секущимися третьей. Работы выполнялись путем дискретно-элементного моделирования представительных объемов блочных массивов.

Наиболее важным фактором, влияющим на деформационное поведение массива, является жесткость его трещин и нарушений сплошности. Выражая жесткость плоских нарушений сплошности через нормальную K_n и сдвиговую K_s составляющие, становится очевидно, что определение этих составляющих является одним из важнейших моментов в оценке жесткости массива горных пород. Чем ближе их определение к реальным условиям, тем выше точность определения модуля деформации массива. Таким образом, для расчета модуля деформации массива горных пород необходимы эффективные зависимости, которые могут точно выразить нелинейное поведение трещин. Для решения этой проблемы была внедрена и использована для моделирования новая нелинейная матрица жесткости для трещин в зависимости от напряжения. Она учитывает реальное нелинейное поведение трещин через их основные параметры без необходимости проведения многочисленных испытаний. Насколько нам известно, данное исследование является единственным, которое напрямую учитывает основные параметры трещин при расчете модуля массива, что делает точность и применимость результатов уникальными.

Цель данного исследования – представить реалистичное анизотропное поведение блочных массивов горных пород путем сочетания численного моделирования и математико-эмпирической зависимости для жесткости трещин в практически применимом виде. Полученные результаты касаются модуля деформации, механизма разрушения и поведения после разрушения для различных направлений нагружения, а также степени анизотропии в обобщенном виде. Модули деформации представлены в виде роз-диаграмм, которые показывают изменение модуля деформации блочного массива горных пород в различных направлениях в зависимости от исключительно присущих массиву параметров. Такими параметрами являются параметры трещин в виде коэффициента шероховатости (JRC), ненарушенного массива пород в виде предела прочности при одноосном сжатии (UCS), а также структура массива с точки зрения относительного угла ориентации трещины. Данные диаграммы позволяют оценить модуль деформации блочного массива в различных направлениях без проведения лабораторных и полевых испытаний или эмпирических соотношений. Кроме того, в таблице геологического индекса прочности (GSI) результаты классифицированы таким образом, что, присвоив значение JRC каждому классу состояний поверхности трещин, можно определить модуль деформации и степень анизотропии, соответствующие значениям GSI.

1. Стратегия моделирования

Для изучения состояния анизотропии в блочных массивах горных пород методом дискретных элементов (с помощью ПО 3DEC, Itasca 2013¹) были смоделированы представительные объемы массивов горных пород, которые нагружались одноосно в различных направлениях.

Затем для различных относительных параметров трещин (различных блочных массивов) определялись режим разрушения и модуль деформации для различных направлений нагружения. Процедура моделирования включала в себя: а) определение геометрических параметров блочных массивов горных пород; б) приложение одноосной нагрузки в различных направлениях к выбранному массиву; в) параметрическое определение механического поведения трещин и ненарушенной породы; г) определение представительного объема массивов горных пород. Эти вопросы рассматриваются ниже.

1.1. Геометрические параметры исследуемых глыбовых массивов горных пород

Термин «блочный массив» обычно применяется к массиву горных пород с тремя системами трещин [17]. В данном исследовании рассматриваются блочные массивы, включающие две ортогональные системы трещин, секущиеся третьей, как показано на рис. 1. На рис. 1 система трещин 3 образует угол α со второй системой трещин, а ее простирание нормально к простиранию первой системы трещин. В настоящем исследовании были рассмотрены различные массивы со значениями угла α 5°, 15°, 30°, 45°, 60°, 75° и 90°.

1.2. Схема нагружения

Для оценки анизотропного поведения моделей элемент с представительным объемом массива нагружался одноосно в разных направлениях. Это нагружение нормально к плоскости с простиранием, парал-

¹ Itasca Consulting Group Inc., 2013. 3DEC 5.00, User's Guide, Itasca Consulting Group, Inc.

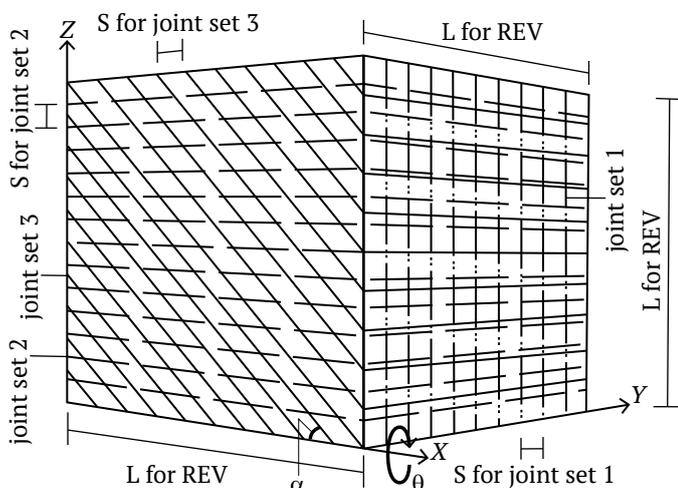


Рис. 1. Блочный массив с двумя ортогональными системами трещин, секущимися третьей под углом α : Joint set – система трещин; for REV – для представительного элементарного объема

лельным оси X, а его направление отклоняется от оси Z на угол θ .

На рис. 2 показаны направления одноосных нагружений блочного массива с углом $\alpha = 45^\circ$. В качестве другого примера на рис. 3, а показана модель блочного массива с $\alpha = 90^\circ$ и $\theta = 0$, а на рис. 3, б – модель блочного массива с $\alpha = 90^\circ$ и $\theta = 45^\circ$.

Модели 3DEC выполнены в виде кубов с осями, параллельными глобальной программной среде, при этом одноосная нагрузка всегда прикладывается в направлении глобальной вертикальной оси. Для каждой системы трещин для нагружения массива с углом θ плоскости трещин поворачивались вокруг глобальной оси x на угол θ , как показано на рис. 1.

1.3. Механические свойства трещин

Общее определяющее выражение для деформации трещин может быть записано в виде:

$$\begin{pmatrix} \sigma_n \\ \tau_n \end{pmatrix} = \begin{bmatrix} K_n & K_{sn} \\ K_{ns} & K_s \end{bmatrix} \begin{pmatrix} U_n \\ U_s \end{pmatrix}, \quad (1)$$

где σ_n – нормальное напряжение; τ_n – напряжение сдвига; U_n – нормальное относительное смещение; U_s – сдвиговое относительное смещение трещины; K_n и K_s – нормальная жесткость и жесткости сдвига трещины соответственно; K_{sn} и K_{ns} – коэффициенты сопряжения сдвигового и нормального поведения трещины, которыми в данном исследовании пренебрегли. Для того чтобы учесть реалистичное поведение жесткости трещин в моделях, ниже вводятся новые нелинейные выражения, зависящие от напряжения, для диагональных компонентов матрицы жесткости трещин. Эти выражения определяют компоненты матрицы жесткости в зависимости от нормального напряжения к трещине σ_n , состояния поверхности трещины с точки зрения коэффициента шероховатости трещины (JRC) и материала ненарушенной породы с точки зрения предела прочности при одноосном сжатии ненарушенной породы σ_{ci} .

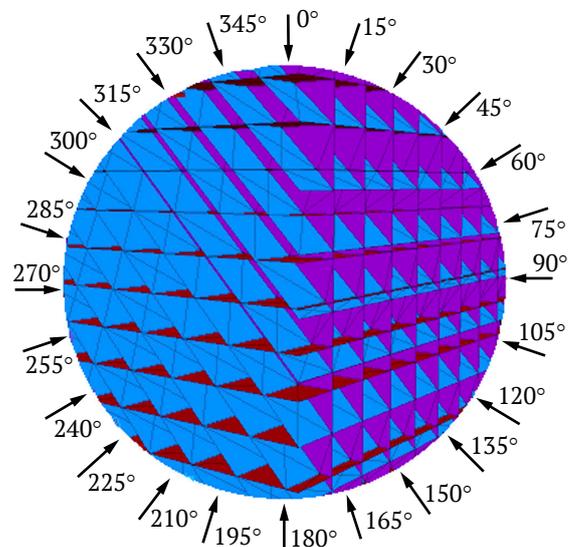


Рис. 2. Направления одноосных нагружений блочного массива с углом $\alpha = 45^\circ$

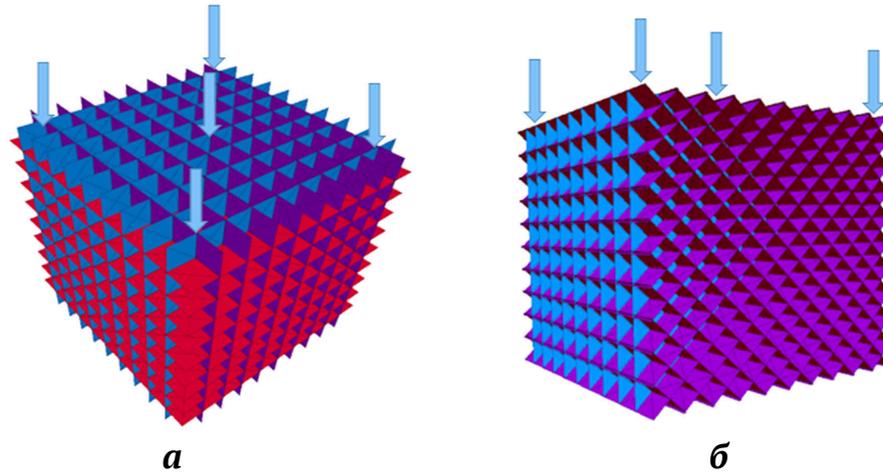


Рис. 3. Блочный массив с: а – $\alpha = 90^\circ$, нагруженный на $\theta = 0$; б – $\alpha = 90^\circ$, нагруженный на $\theta = 45^\circ$

1.3.1. Нормальная жесткость

Нормальное поведение трещины может быть описано гиперболической моделью, предложенной в [18, 19], как:

$$\sigma_n = \frac{aU_n}{U_{nc} - U_n}, \quad (2)$$

где U_n – вертикальное смещение по трещине; U_{nc} – максимальное вертикальное смещение по трещине; a – эмпирическая постоянная. На рис. 4 показано типичное нормальное поведение трещин. Из определения K_n и уравнения (2):

$$K_n = \frac{d\sigma_n}{dU_n} = \frac{aU_{nc}}{(U_{nc} - U_n)^2}. \quad (3)$$

Таким образом, начальная нормальная жесткость трещины K_{ni} в начале нагружения при $U_n = 0$ составляет:

$$K_{ni} = \frac{a}{U_{nc}}. \quad (4)$$

Решив уравнение (4) для a с точки зрения U_{nc} и K_{ni} и уравнение (2) для U_{nc} и подставив их в уравнение (3), получим:

$$K_n = K_{ni} + \frac{\sigma_n^2}{K_{ni} \left(\frac{\sigma_n U_n}{\sigma_n - K_{ni} U_n} \right)^2} + \frac{2\sigma_n}{\frac{\sigma_n U_n}{\sigma_n - K_{ni} U_n}}. \quad (5)$$

Уравнение (5) выражает нормальную жесткость трещины в заданном состоянии напряжения и деформации по отношению к его начальному значению K_{ni} , которое можно оценить следующим образом.

Бандис и др. (Bandis et al.) [19] предложили представить исходную нормальную жесткость трещин как:

$$K_{ni} = -7,15 + 1,75JRC + 0,02 \left[\frac{JCS}{U} \right], \quad (6)$$

где JRC – коэффициент шероховатости поверхности трещины; JCS – прочность стенки трещины на сжатие, МПа, которая может быть равна прочности на сжатие ненарушенной породы σ_{ci} ; U – раскрытие трещи-

ны в начале нагружения, мм. U может быть оценено как [19]:

$$U = JRC \left[\frac{0,04\sigma_{ci}}{JCS} - 0,02 \right]. \quad (7)$$

Подставив U из уравнения (7) в уравнение (6), получим выражение для оценки K_{ni} .

1.3.2. Жесткость при сдвиге

Зависимость между относительным смещением при сдвиге U_s и напряжением сдвига τ может быть выражена гиперболической функцией [19–21] следующим образом:

$$\tau = \left[\frac{1}{K_{si} U_s} + \frac{R_f}{\tau_f} \right]^{-1}, \quad (8)$$

где K_{si} – начальная жесткость при сдвиге; τ_f – прочность при сдвиге трещины; R_f – коэффициент разрушения (τ_f/τ_{ult}); τ_{ult} – предельное напряжение сдвига. Таким образом:

$$K_s = \frac{d\tau}{dU_s} = K_{si} \left[1 + \frac{R_f K_{si} U_s}{\tau_f} \right]^{-2}; \quad (9)$$

$$U_s = \left[\frac{K_{si}}{\tau} - \frac{R_f K_{si}}{\tau_f} \right]^{-1}. \quad (10)$$

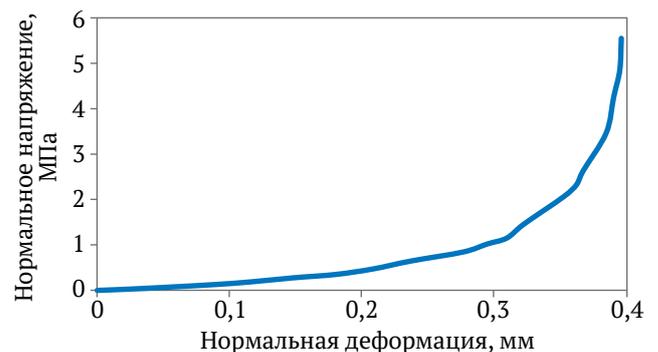


Рис. 4. Типичное нормальное напряженно-деформационное поведение трещин

При прочности при сдвиге трещины, используя $\tau = \tau_f$ и $U_s = U_s^{peak}$ из уравнения (10), получим:

$$R_f = 1 - \frac{\tau_f}{K_{si} U_s^{peak}} \quad (11)$$

Согласно [22] смещение при сдвиге при пиковой прочности вдоль трещины можно считать равным 0,01 длины трещины или тектонического блока; таким образом, относительное смещение при сдвиге U_s^{Peak} составляет 0,01 и согласно уравнению (11):

$$R_f = 1 - \frac{\tau_f}{0,01 K_{si}} \quad (12)$$

Подставив уравнения (10) и (12) в уравнение (9), получим:

$$K_s = K_{si} \left[1 + \frac{\left(k_{si} - \frac{\tau_f}{0,01} \right) \left(\frac{k_{si} - k_{si} \left(\frac{1 - \tau_f}{0,01 k_{si}} \right)^{-1}}{\tau_f} \right)^{-1}}{\tau_f} \right]^{-2} \quad (13)$$

Согласно [19]:

$$K_{si} = (-17,19 + 3,86 JRC) (\sigma_n)^{0,783} \quad (14)$$

и следующему [23–25]:

$$\tau_f = \sigma_n \tan \left[JRC \log \frac{JCS}{\sigma_n} + \phi_b \right] \quad (15)$$

1.4. Механические свойства ненарушенной породы

Предполагалось, что ненарушенная порода ведет себя как изотропный упруго-идеально пластичный материал, а в качестве модели текучести или разрушения были приняты критерии Мора–Кулона. Связь между модулем упругости E_i и прочностью при одноосном сжатии σ_{ci} ненарушенной породы выбрана из зависимостей, предложенных в [26]. Они предложили следующие зависимости между σ_{ci} и числом отскока молотка Шмидта $R_{n(l)}$, а также между E_i и $R_{n(l)}$:

$$\sigma_{ci} = 6,9 \cdot 10^{(0,0087 \rho R_{n(l)} + 0,16)}, \text{ МПа}; \quad (16)$$

$$E_i = 0,6005 \rho R_{n(l)} - 2,0276, \text{ ГПа}, \quad (17)$$

что дает следующие результаты:

$$E_i = 69,023 \log(0,145 \sigma_{ci}) - 13,07, \text{ ГПа}, \quad (18)$$

где σ_{ci} дано в МПа. Уравнения (16) и (17) были предложены на основе экспериментальных результатов по 28 литологиям и 3 типам пород [26].

Коэффициент Пуассона выбран равным 0,25.

Сцепление ненарушенной породы C выбрано как [27]:

$$C = 0,16 \sigma_{ci} \quad (19)$$

Для угла трения ненарушенной породы выбирается представительное для каждой группы значение отклонения σ_{ci} , представленное в табл. 1, на основе типичных значений ϕ для различных типов пород [22, 28].

Таблица 1

Выбранная корреляция между прочностью при одноосном сжатии и углом трения ненарушенной породы

| σ_{ci} , МПа | ϕ , град |
|---------------------------|---------------|
| $\sigma_{ci} < 50$ | 25 |
| $50 < \sigma_{ci} < 100$ | 30 |
| $100 < \sigma_{ci} < 250$ | 35 |

1.5. Представительный элементарный объем массива горных пород

Известно, что в массивах горных пород с систематическим расположением трещин механическое поведение зависит от масштаба. В зависимости от относительного размера блока (отношение размера блока к характерному размеру массива, например, S/L на рис. 1) поведение массива горных пород может варьироваться от поведения ненарушенной породы до асимптотического значения в большом масштабе, при котором массив может рассматриваться как континуум. Куба (Cuba) [29] предположил, что в качестве «представительного элементарного объема» (REV) может быть выбран определенный масштаб, выше которого характеристики домена остаются в основном постоянными. Для оценки этого масштаба могут быть использованы эмпирические зависимости. Шульц (Schultz) [30] предложил масштаб, превышающий размер блока или расстояние между трещинами в 5–10 раз (относительный размер блока равен 0,2–0,1).

Для кубического объема, содержащего три системы трещин с равномерным расстоянием между трещинами S и размером L , минимальный относительный размер L/S представительного элементарного объема может быть определен путем последовательного анализа одноосного поведения куба. Выбранный объем имеет две ортогональные системы трещин, секущиеся третьей системой с $\alpha = 45^\circ$ (см. рис. 1). Результаты для пиковой прочности при одноосном сжатии и одноосной секущей жесткости, соответствующей 50% пиковой прочности E_{50} , представлены на рис. 5. На этом рисунке в качестве масштаба REV выбрано значение $L/S = 10$.

2. Подтверждение стратегии моделирования

Подтверждение реализованной процедуры было выполнено путем ряда сравнений существующих результатов и прогнозов численного моделирования. Сюда входит сравнение: а) моделируемого изменения прочности при одноосном сжатии UCS массива горных пород с одной системой трещин с результатами решения в замкнутой форме (разд. 2.1); б) прогнозируемого режима разрушения массивов горных пород с результатами экспериментального моделирования (разд. 2.2); в) прогнозируемого модуля анизотропии горной породы с одной системой трещин с результатами экспериментального моделирования (разд. 2.3).

2.1. Моделирование UCS массива горных пород с одной системой трещин

Джегер предложил для прогнозирования изменения прочности при одноосном сжатии массива с одной системой трещин для различных направлений использовать решение в замкнутой форме [31]. На рис. 6 приведено сравнение UCS численной модели цилиндрического образца с одной системой трещин с решением, предложенным в [31]. Угол наклона трещин к вертикальной оси варьируется от 0 до 90°. В численном решении цилиндрическая породная проба диаметром 2 м и длиной 4 м была нагружена до разрушения. На рис. 6 приводится сравнение значений UCS. Как видно из рис. 6, результаты в основном соответствуют решению Джегера и др. (Jaeger et al.) [31]. Характеристики ненарушенной породы и трещин приведены в подписи к рис. 6.

2.2. Моделирование экспериментов по изучению режимов разрушения трещиноватых пород

Янг и др. (Yang et al.) [32] провели серию испытаний физических моделей с целью изучения режима разрушения и анизотропии трещиноватых пород. Эти модели включали смоделированные пробы горных пород (из цемента и песка) с одной или двумя неор-

тогональными системами трещин, как представлено в табл. 2. В табл. 2 также приведено сравнение состояний разрушения по результатам испытаний по данным [32] с результатами численного моделирования этих моделей, которые совпадают.

2.3. Моделирование экспериментов по определению модуля деформации трещиноватых пород

На рис. 7 показано сравнение экспериментального модуля деформации, полученного в [32], с результатами численного моделирования массива горных пород с одной системой трещин. Согласованность между экспериментальными результатами и результатами численного моделирования очевидна.

3. Результаты моделирования

3.1. Анизотропия в напряженно-деформационном поведении массива и механизм разрушения

При одноосном нагружении массива горных пород возможными механизмами разрушения являются разрушение ненарушенной породы, разрушение в результате скольжения по трещинам и сочетание этих двух режимов. В ходе анализа были изучены кривые напряжения и деформации и режимы разрушения.

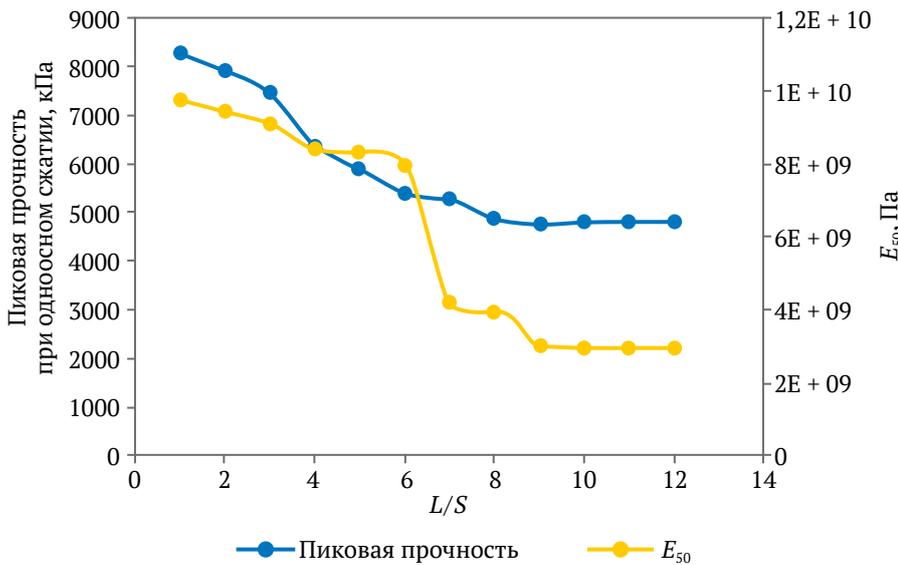


Рис. 5. Изменение пиковой прочности при одноосном сжатии и E_{50} блочного массива горных пород ($\alpha = 45^\circ$ на рис. 1) при L/S (модуль сдвига ненарушенной породы $G = 4$ ГПа; модуль объемного сжатия ненарушенной породы $K = 6,66$ ГПа; $\varphi = 25$, $\nu = 0,25$, $c = 2,4$ МПа)

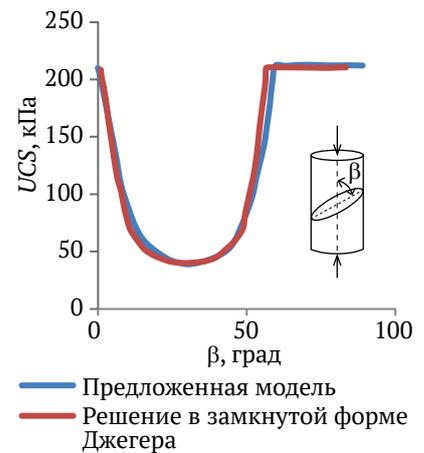
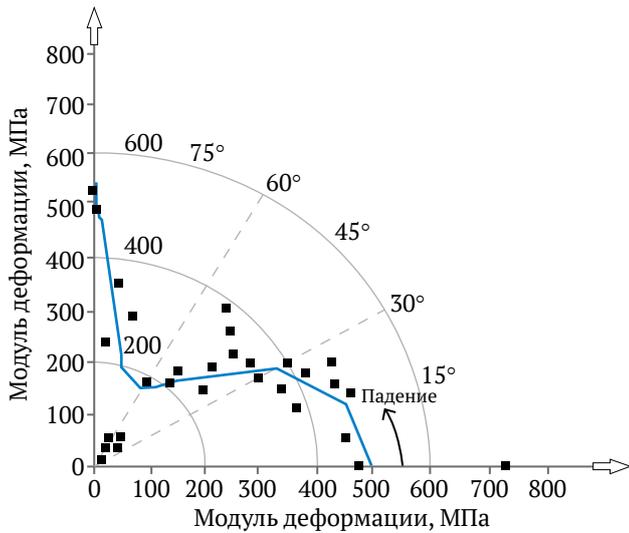


Рис. 6. Отклонение UCS массива горных пород с одной системой трещин с обозначением угла падения трещин: параметры ненарушенной породы: $G = 4,28$ ГПа; $K = 1,75$ ГПа; $\varphi = 40$; $T = 200$ кПа; параметры трещин: $c_j = 10$ кПа; $\varphi_j = 30$; $T_j = 20$ кПа; $K_n = 15$ ГПа/м; $K_s = 12$ ГПа/м

Таблица 2

Сравнение видов отказов в физических и численных моделях

| Предлагаемая модель | Результат испытания | Массив с одной системой трещин |
|--|---|---|
| Падение = 0 Падение = 90 | Разрушение ненарушенной породы Разрушение ненарушенной породы | Разрушение ненарушенной породы Разрушение ненарушенной породы |
| Предлагаемая модель | Результат испытания | Массив с двумя системами трещин |
| Падение = 0/90 Падение = 60/-60 (60/120) Падение = 40/-40 (40/140) | Разрушение ненарушенной породы Скольжение по трещине Смешанное разрушение (скольжение по трещине + ненарушенная порода) | Разрушение ненарушенной породы Скольжение по трещине Смешанное разрушение |



■ Измерено посредством физических испытаний Янгом и др.
— Спрогнозировано предложенной моделью

Рис. 7. Сравнение экспериментального модуля деформации, полученного в [32], с результатами численного моделирования массива горных пород с одной системой трещин. Фундаментальные свойства материала модели: $G = 1,913$ ГПа; $K = 2,448$ ГПа; $JCS = 7,63$ МПа; $\varphi = 31$; $\sigma_t = 1,05$ МПа; $\nu = 0.19$; уд. вес = $1,05$ г/см³; $\sigma_c = 7,63$ МПа

Таблица 3

Механизмы разрушения блочных массивов (см. рис. 1)

| θ | α | | | | | | |
|----------|----------|----------|----------|----|----------|----------|----------|
| | 5 | 15 | 30 | 45 | 60 | 75 | 90 |
| 0° | IRF + JS | IRF + JS | IRF + JS | JS | JS | IRF + JS | IRF |
| 15° | IRF + JS | IRF + JS | JS | JS | IRF + JS | IRF + JS | IRF + JS |
| 30° | JS | JS | JS | JS | JS | JS | JS |
| 45° | JS | JS | JS | JS | JS | JS | JS |
| 60° | JS | JS | JS | JS | JS | JS | JS |
| 75° | IRF + JS | IRF + JS | JS | JS | JS | IRF + JS | IRF + JS |
| 90° | IRF + JS | IRF + JS | IRF + JS | JS | JS | IRF + JS | IRF |

Примечание: IRF – разрушение ненарушенной породы; JS – скольжение по трещине

Таблица 4

Поведение после разрушения блочных массивов на рис. 1

| θ | α | | | | | | |
|----------|----------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | 5 | 15 | 30 | 45 | 60 | 75 | 90 |
| 0° | Р и В | Р и В | С и В | Р и С | Р и С | Р и В | Р и В |
| 15° | Р и В | Р и С | С | С | С и В | С и В | С и В |
| 30° | Р и С | С | С | С | Р и С | Р и С | С |
| 45° | Р и С | С | С | С | С | С | Р и С |
| 60° | Р и С | С | Р и С | С | С | С | С |
| 75° | Р и В | Р и В | С | С | С | Р и В | Р и В |
| 90° | Р и В | Р и В | С и В | Р и С | Р и С | Р и В | Р и В |

Примечание: Р – совершенно пластичное; С – разупрочненное; В – хрупкое

Механизмы разрушения и поведение после разрушения для каждого направления нагружения представлены в табл. 3 и 4.

Так, в случае сильно нарушенных пород ($0 < JRC < 4$ и $\sigma_{ci} < 25$ МПа) при выборе $\sigma_{ci} = 15$ и $JRC = 2$ в качестве средних значений кривые осевого напряжения–деформации изменяются в зависимости от направления относительного одноосного нагружения (рис. 8); σ_{ci} – прочность при одноосном сжатии ненарушенной породы. Для каждой кривой на рисунке также указан режим разрушения.

Если направление нагружения нормально или параллельно каждой из трещин ($\theta = 0$ или $\theta = 90$) и ($\alpha = 0$ или $\alpha = 90$), разрушение блочного массива горных пород произошло из-за разрушения в материале породы. В других случаях разрушение массива происходило как скольжение по трещинам или как сочетание скольжения по трещинам и разрушения ненарушенной породы. При изменении направления нагружения от 15 до 75° ($15 \leq \theta \leq 75$) разрушение в блочном массиве горных пород происходило как скольжение по трещинам. В этом случае прочность при одноосном сжатии массива σ_{cm} составляет 0,35–0,45 МПа ($\sigma_{cm} < 0,03\sigma_{ci}$). Если θ варьирует от 0 до 15° или от 75 до 90° ($0 < \theta < 15$ или $75 < \theta < 90$), разрушение происходит как сочетание разрушения ненарушенной породы и скольжения по трещинам. В этом случае σ_{cm} изменяется от 0,8 до 1,4 МПа ($\sigma_{cm} < 0,1\sigma_{ci}$). Для относительно ненарушенного блочного массива ($4 < JRC < 8$ и $50 < \sigma_{ci} < 100$), если разрушение происходит как скольжение по трещинам, $\sigma_{cm} < 0,05\sigma_{ci}$; если же разрушение происходит как сочетание разрушения неповрежденной породы и скольжения по трещинам, то $\sigma_{cm} < 0,16\sigma_{ci}$. Для ненарушенного блочного массива ($8 < JRC < 12$ и $100 < \sigma_{ci} < 250$), если разрушение происходит как скольжение по трещинам, $\sigma_{cm} < 0,14\sigma_{ci}$; если же разрушение происходит как сочетание разрушения неповрежденной породы и скольжения по трещинам, то $\sigma_{cm} < 0,4\sigma_{ci}$. На рис. 9 для краткости показана часть этих результатов.

Стоит отметить, что, если разрушение в блочном массиве происходит посредством скольжения по трещинам при $\theta = 30$, $\theta = 45$ и $\theta = 60$, деформация текучести составляет от 0,2 до 0,4 и не зависит от угла нагружения θ и направления третьей системы трещин α . При разуплотнении образцов после пикового напряжения наблюдаются явления поворота блока в массиве и зигзагообразный рисунок поверхности разрушения.

3.2. Анизотропия в модуле деформации блочных массивов

Поскольку предполагается, что модуль деформации зависит от свойств трещин и ненарушенной породы, а также направления, блочные массивы пород были классифицированы по состоянию трещин по JRC как $0 < JRC < 4$, $4 < JRC < 8$, $8 < JRC < 12$, $12 < JRC < 16$, $16 < JRC < 20$ и по UCS ненарушенной породы как $\sigma_{ci} < 25$, $25 < \sigma_{ci} < 50$, $50 < \sigma_{ci} < 100$, $100 < \sigma_{ci} < 250$ МПа. Модуль деформации каждой группы рассчитан для различных направлений α . Результаты расчетов представлены в полярной системе координат, приведенной на рис. 10.

В этой системе угол θ (определенный на рис. 1) находится в положительном тригонометрическом направлении от 0 до 90°, а значение модуля деформации измеряется в радиальном направлении от центра. На этих рисунках модуль деформации указан в ГПа. На рис. 10 кривая на графике приведена для $16 < JRC < 20$, $50 < \sigma_{ci} < 100$ МПа и $\alpha = 30^\circ$. Каждая точка на этой кривой, которая приписывает значение E значению θ с шагом в 5°, рассчитывается следующим образом:

- для конкретного значения θ ;
- для σ_{ci} от 50 до 100 МПа на 5 шагов (60, 70, 80, 90, 100 МПа);
- для JRC от 16 до 20 на 4 шага (17, 18, 19, 20);

– для каждой пары JRC и σ_{ci} рассчитывается E , а их среднее значение приписывается значению θ .

Результаты приведены на рис. 11–14. На этих рисунках каждая кривая соответствует определенному значению α . Согласно рисункам, зная структуру массива α , условия залегания трещин (на основе JRC) и материалы ненарушенных пород (представленные σ_{ci}), можно получить модуль деформации массива из кривых для различных направлений нагружения. Так, на рис. 10 для массива горных пород с двумя ортогональными системами трещин и третьей системой трещин с $\alpha = 30$, если состояние трещины очень хорошее ($16 < JRC < 20$) и $50 < \sigma_{ci} < 100$ МПа, для $\theta = 15^\circ$ значение модуля деформации составит 39 ГПа.

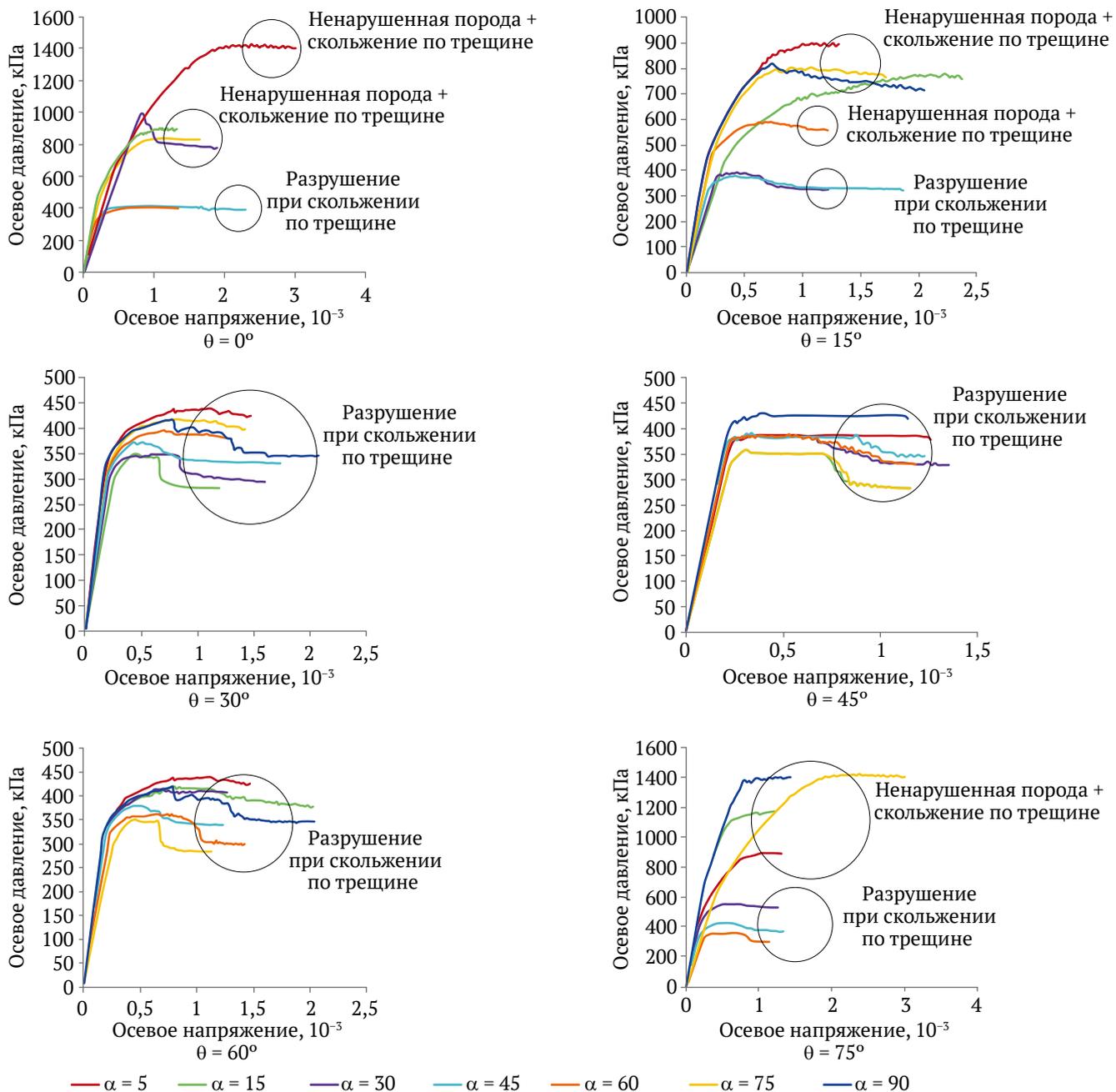


Рис. 8. Сравнение кривых напряжения-деформации для различных направлений третьей системы трещин α при различных углах нагружения θ для нарушенного блочного массива ($JRC = 2$ и $\sigma_{ci} = 15$ МПа)

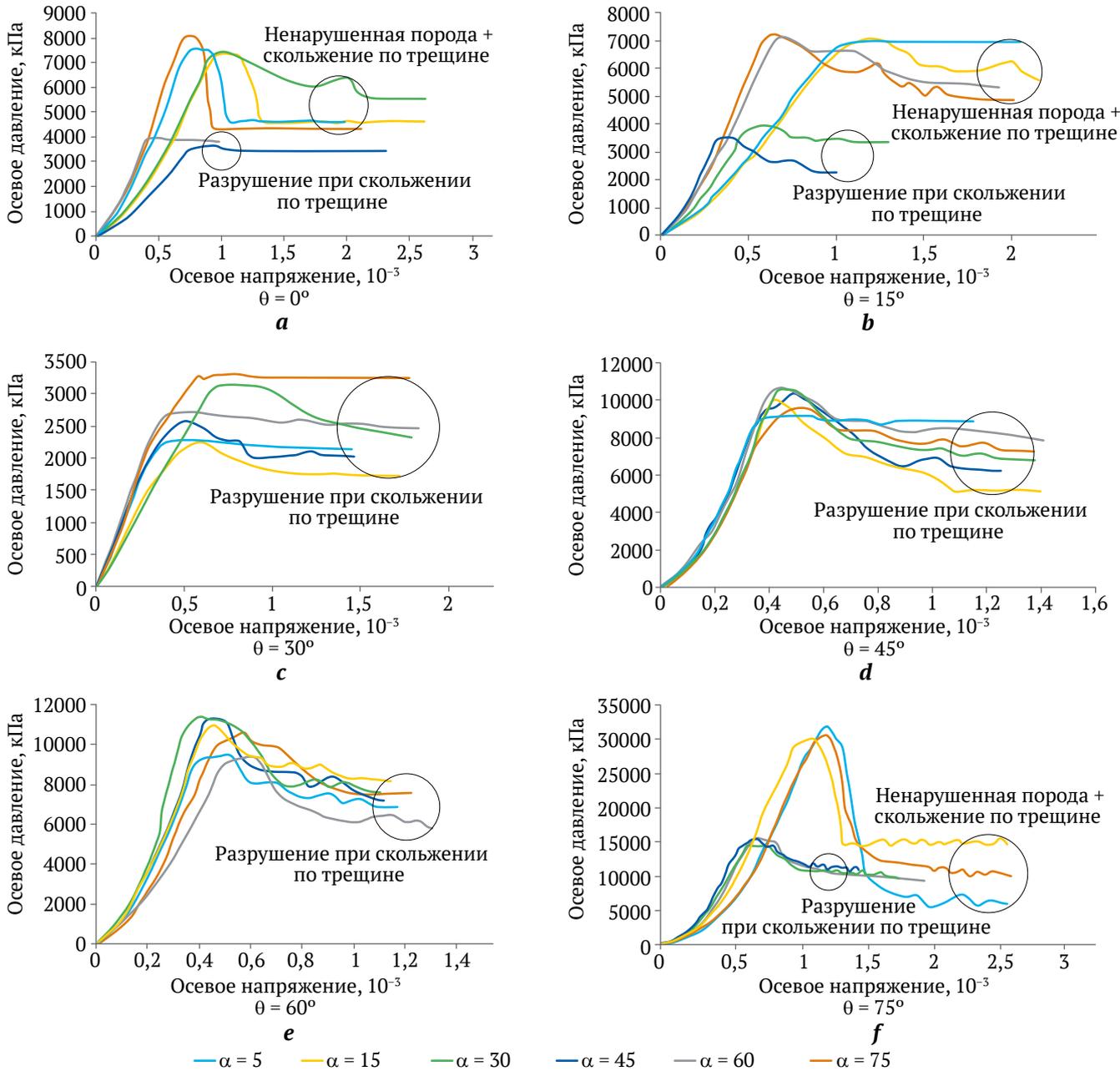


Рис. 9. Сравнение кривых напряжения-деформации для различных направлений третьей системы трещин α при различных углах нагружения θ : *a, b, c* – для относительно ненарушенного блочного массива ($JRC = 8$ и $\sigma_{ci} = 80$ МПа); *d, e, f* – для ненарушенного блочного массива ($JRC = 12$ и $\sigma_{ci} = 150$ МПа)

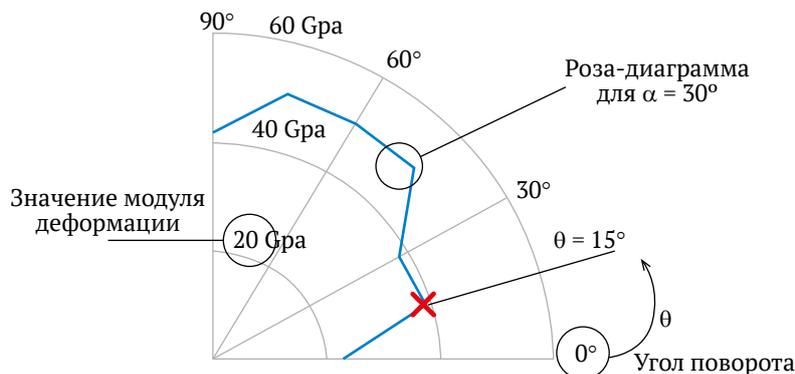


Рис. 10. Полярная система координат для представления модуля деформации блочного массива в зависимости от θ (кривая на графике приведена для $16 < JRC < 20$, $50 < \sigma_{ci} < 100$ МПа и $\alpha = 30^\circ$)

3.3. Определение индекса анизотропии в блочных массивах горных пород

Индекс анизотропии R_E , обусловленный системой трещин как отношение максимального модуля деформации E_{max} к минимальному модулю деформации E_{min} , может быть определен как:

$$R_E = \frac{E_{max}}{E_{min}} \quad (20)$$

R_E был рассчитан для каждой кривой на рис. 11–14. Результаты представлены на рис. 15. Так, на рис. 15, а в первом столбце $R_E = 1,64$ соответствует анизотропии блочного массива горных пород с $\alpha = 5^\circ$, $0 < JRC < 4$ и $\sigma_{ci} < 25$ МПа. Это среднее значение R_E рассчитано для пар JRC, σ_{ci} при $JRC = 1, 2, 3, 4$ и $\sigma_{ci} = 5, 10, 15, 20, 25$ МПа. Для каждого столбца значения представлены в виде столбиков над ним. Величина индекса анизотропии для блочного массива может находиться в пределах от 1,6 до 2,3 ($1,6 \leq R_E \leq 2,3$) при среднем значении 1,88.

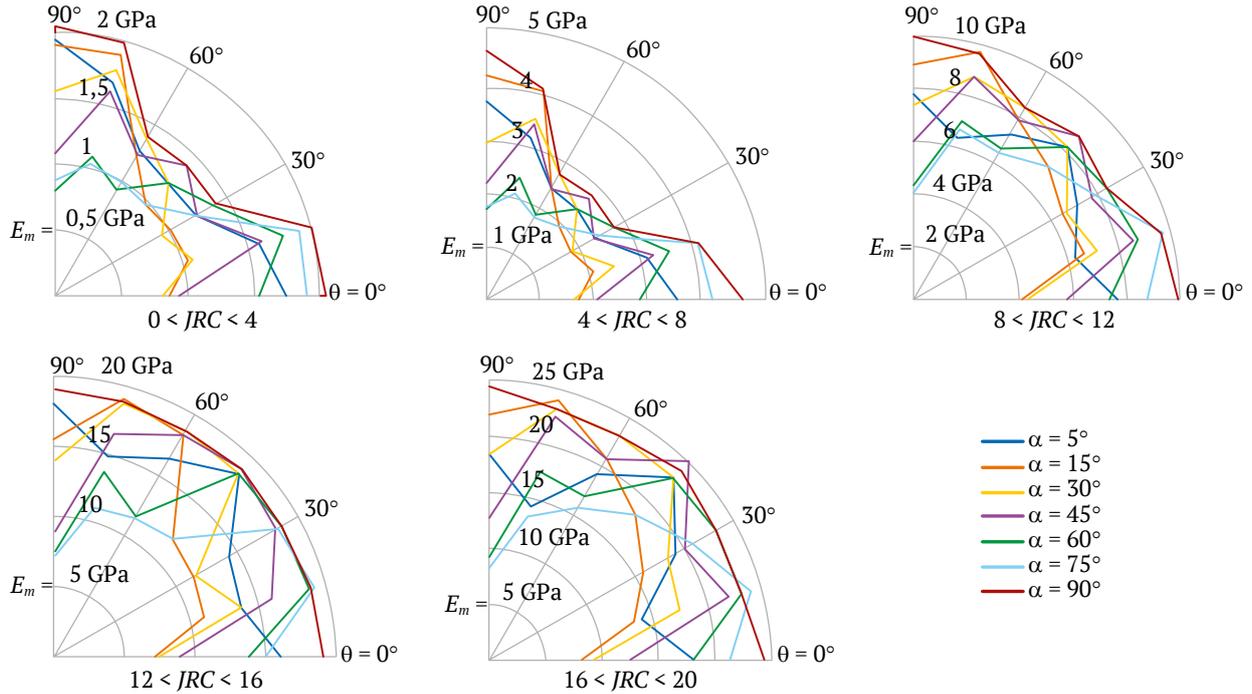


Рис. 11. Модуль деформации блочных массивов горных пород для $\sigma_{ci} < 25$

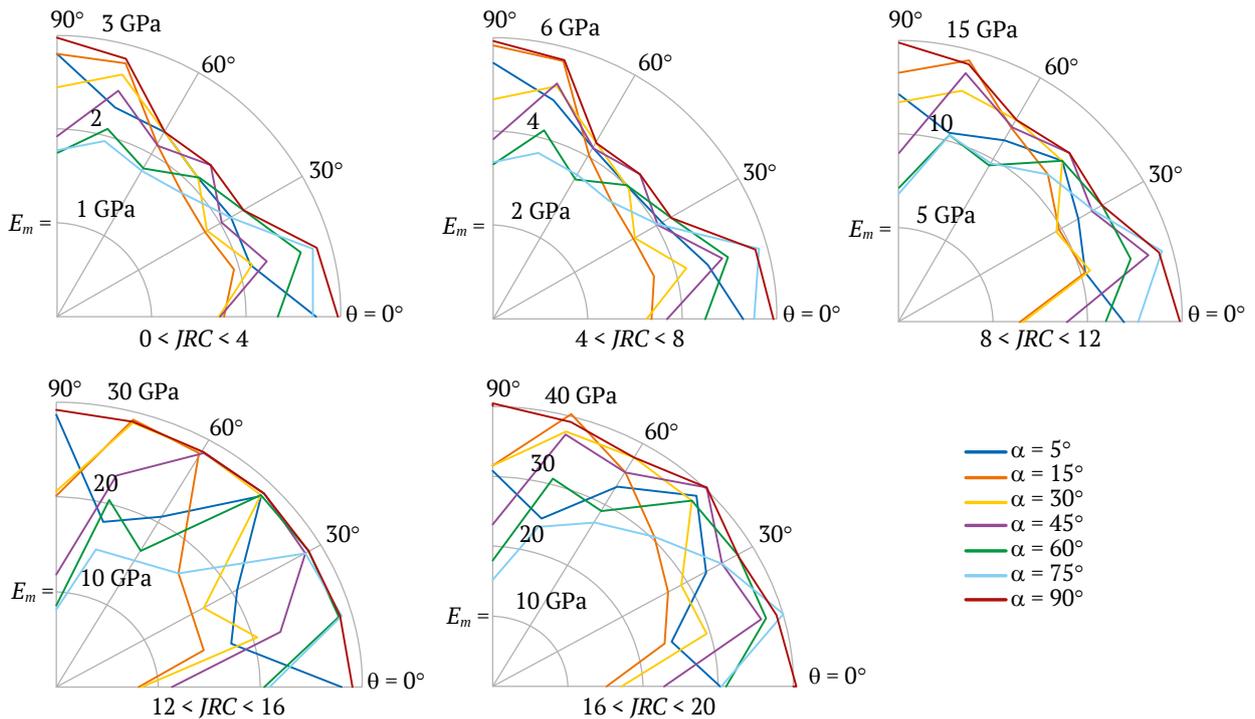


Рис. 12. Модуль деформации блочных массивов горных пород для $25 < \sigma_{ci} < 50$

3.4. Сравнение результатов с эмпирическими соотношениями

Для дальнейшей оценки результатов, представленных на рис. 11–14, приведены диапазоны изменения модуля деформации для каждого класса блочного массива горных пород, которые сравниваются с соответствующими результатами эмпирических соотношений в табл. 5. В этой таблице классификация блочных массивов основана на состоянии по-

верхности трещин аналогично таблице *GSI* [17]. Для каждого класса массива (с заданным диапазоном *JRC*) было выполнено сравнение значений E_m , которые были рассчитаны для различных диапазонов σ_{ci} , а максимальные и минимальные значения приведены в таблице.

В табл. 5 каждому классу массива горных пород на основании значений *JRC* по аналогии с таблицей *GSI* Хука (1997) [17] присвоен диапазон *GSI*.

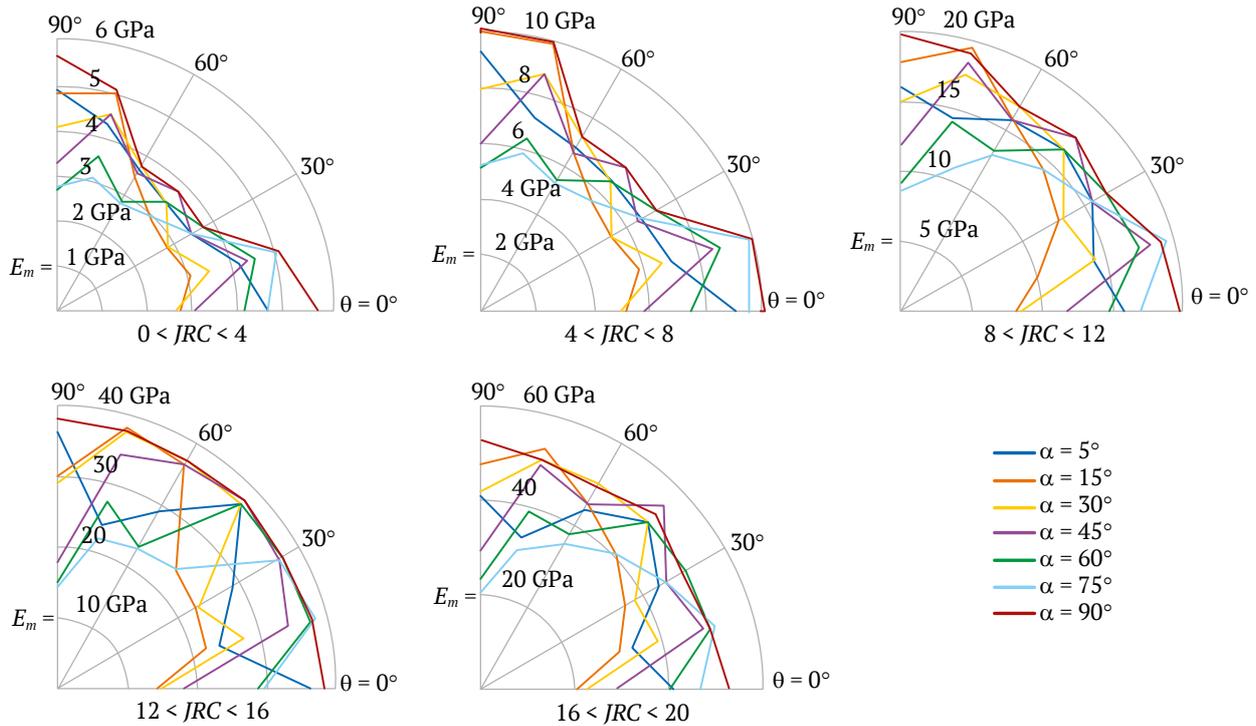


Рис. 13. Модуль деформации блочных массивов горных пород для $50 < \sigma_{ci} < 100$

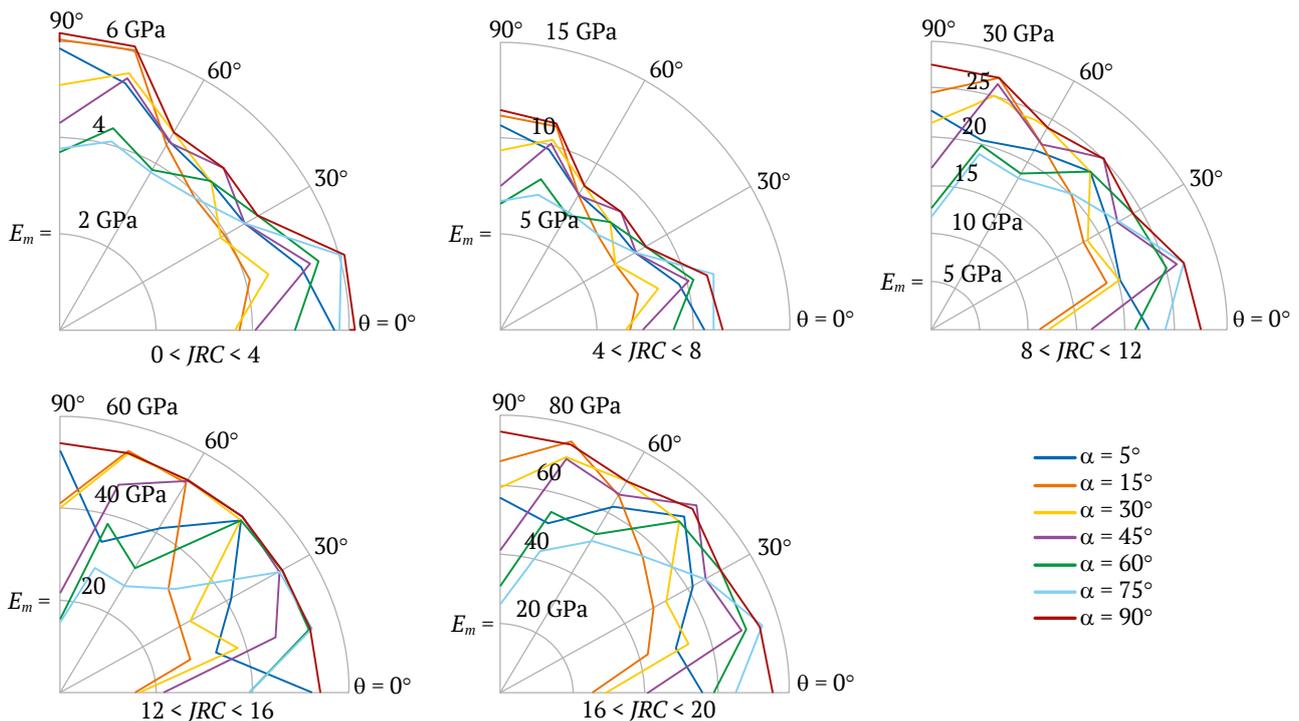


Рис. 14. Модуль деформации блочных массивов горных пород для $100 < \sigma_{ci} < 250$

Из табл. 5 следует, что соотношение, предложенное в [8], при $D = 0$ (D – коэффициент разрушения массива породы. Его значение равно нулю для ненарушенного состояния, $D = 0,5$ для частично нарушенного и $D = 1$ для полностью нарушенного состояния) демонстрирует наилучшее соответствие результатам численного моделирования. Графически это показано на рис. 16. В табл. 5 значения модуля, полученные на основе соотношения, предложенного в [6], выше, чем в текущем исследовании, однако значения соотно-

шения Гокеоглу и др. (Gokseoglu et al.) [7] ниже, чем результаты текущего моделирования. Кроме того, модули деформации, полученные на основании соотношения [35, 36], высоки по сравнению с результатами текущего исследования для блочного массива горных пород со слабыми трещинами. Однако для прочных трещин значения модулей ниже. Иными словами, по данному соотношению коэффициент безопасности будет очень высоким для слабых трещин и очень низким для прочных трещин.

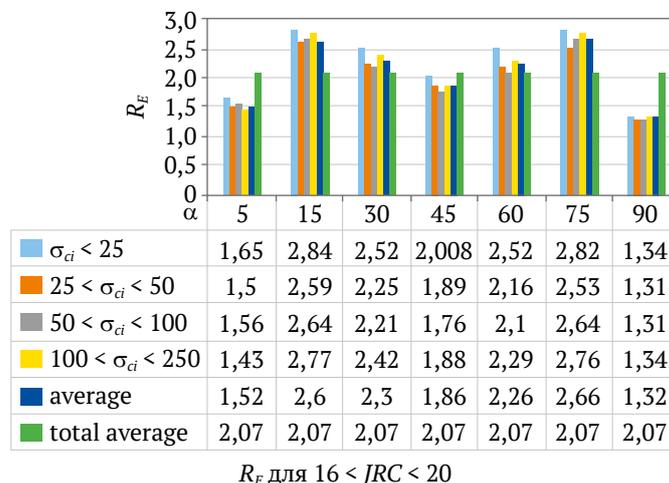
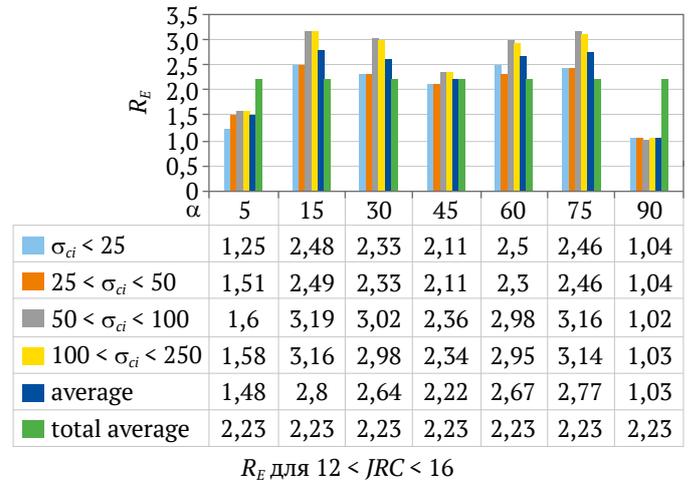
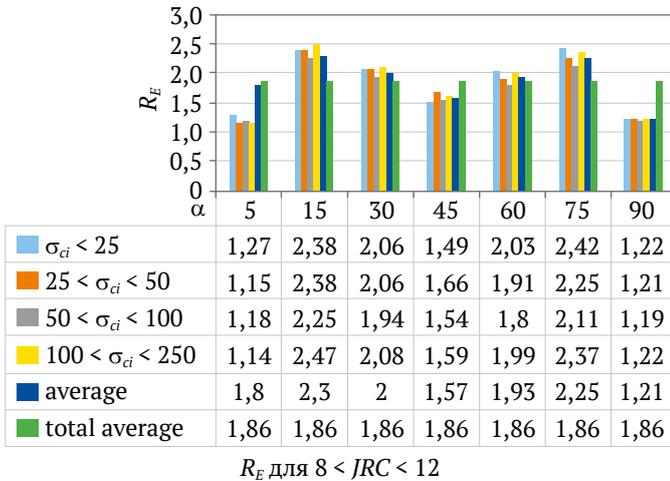
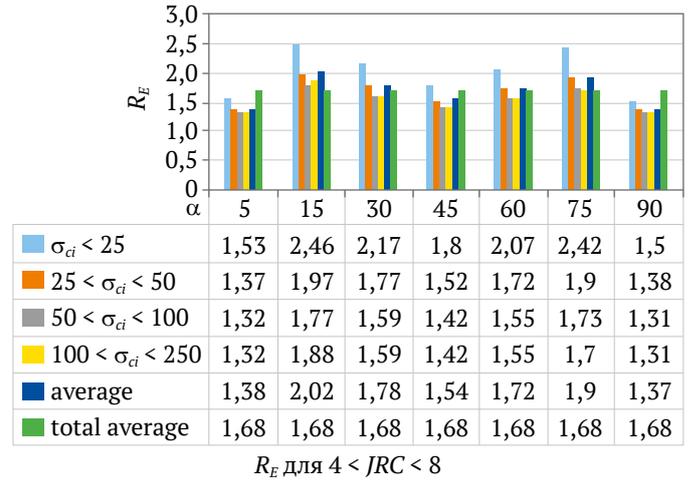
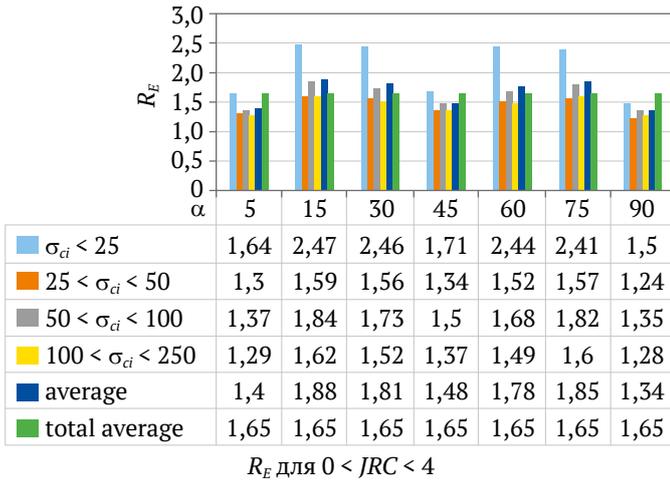


Рис. 15. Степень анизотропии R_E блочных массивов горных пород

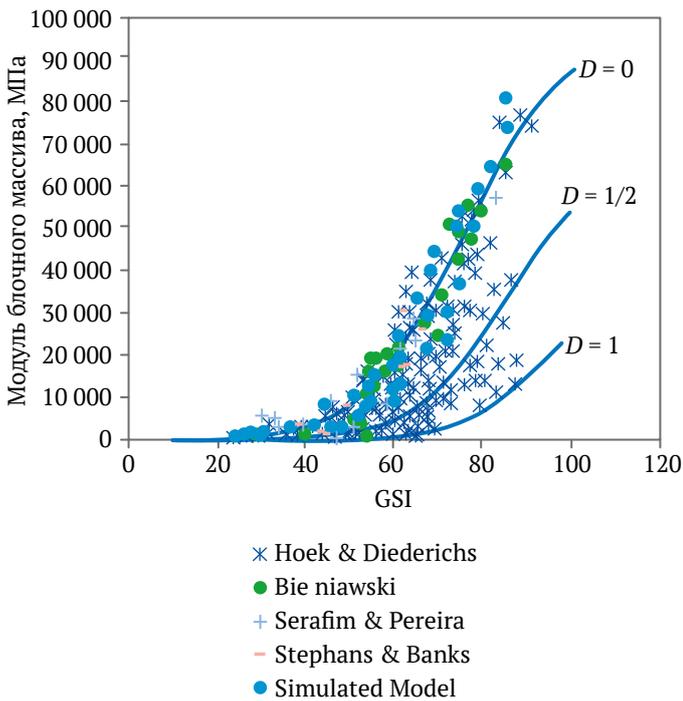


Рис. 16. Сравнение оценки модуля деформации массива горных пород по некоторым эмпирическим соотношениям и посредством численного моделирования

3.5. Модуль деформации и индекс анизотропии блочных массивов в зависимости от GSI

Результаты расчета модуля деформации E_m и индекса анизотропии R_E блочных массивов можно свести в таблицу GSI , представленную на рис. 17. Значения JRC в этой таблице зависят от качества поверхности трещин.

Рис. 11–14 показывают, что если принять JRC постоянным в каждом столбце таблицы GSI , то при увеличении одного интервала в σ_{ci} значение E_m увеличится в среднем в восемь раз. С другой стороны, для конкретного значения σ_{ci} увеличение JRC на один интервал приведет в среднем к 24-кратному увеличению модуля деформации.

Из этого можно сделать вывод, что влияние качества трещин на модуль деформации блочных массивов выше, чем у прочности ненарушенной породы.

Так, согласно табл. 6, при фиксированном интервале $50 < \sigma_{ci} < 100$ при увеличении JRC с 0 до 20 модуль деформации увеличивается в среднем с 2,5 ГПа до 50 ГПа, что составляет увеличение примерно в 20 раз. Для $8 < JRC < 12$ при увеличении σ_{ci} с $\sigma_{ci} < 25$ МПа до $\sigma_{ci} < 250$ МПа средний модуль деформации для массива увеличивается с 4 ГПа до 27,5 ГПа. Это увеличение примерно в 6,8 раза. В соответствии с вышесказанным можно утверждать, что влияние шероховатости трещины примерно в три раза превышает влияние UCS ненарушенной породы.

Таблица 5

Сравнение модулей деформации блочных массивов горных пород E_m , оцененных по некоторым эмпирическим соотношениям и посредством численного моделирования

| Состояние поверхности трещины | Весьма непрочное | Нарушенное | Относительно ненарушенное | Ненарушенное | Весьма прочное | Ссылка |
|--|------------------|-------------|---------------------------|--------------|----------------|--------|
| JRC | 0 < < 4 | 4 < < 8 | 8 < < 12 | 12 < < 16 | 16 < < 20 | |
| <i>Модуль деформации, ГПа</i> | | | | | | |
| Численное моделирование | 0,79–6,2 | 1,6–11,5 | 4–27,5 | 7–54,2 | 8–75,5 | – |
| GSI | 25–45 | 35–55 | 45–65 | 55–75 | 65–85 | – |
| $10^{(RMR - 10)/40}$ | 3,16–10 | 5,6–17,7 | 10–31,6 | 17,7–56,2 | 31,6–100 | [6] |
| $2RMR - 100$ | – | – | – | 0–60 | 40–80 | [33] |
| $0,1451e^{0,654GSI}$ | 0,744–2,752 | 1,43–5,29 | 2,75–10,18 | 5,29–19,58 | 10,18–37,66 | [7] |
| $0,0736e^{0,755RMR}$ | 0,7–3,2 | 1,5–6,8 | 3,2–14,5 | 6,8–30,9 | 4,5–65,7 | [7] |
| $0,33e^{0,064GSI}$ | 1,63–5,87 | 3,1–11,14 | 5,87–21,14 | 11,14–40,1 | 21,14–76,04 | [34] |
| $E_i S^{1/4}$ | 6,22–10,85 | 8,21–14,32 | 10,85–18,91 | 14,32–24,96 | 18,91–32,96 | [35] |
| $E_i (S^a)^{0,4}$ | 8,61–14,49 | 11,37–18,38 | 14,49–22,95 | 18,38–28,76 | 22,95–35,85 | [36] |
| $D = 0; 10^5 \left(\frac{1 - D/2}{1 + e^{(75 + 25D - GSI)/11}} \right)$ | 1,05–6,13 | 2,56–13,96 | 6,13–28,73 | 13,96–50 | 28,73–71,42 | [8] |
| $D = 0,5; 10^5 \left(\frac{1 - D/2}{1 + e^{(75 + 25D - GSI)/11}} \right)$ | 0,254–1,54 | 0,629–3,71 | 1,54–8,59 | 3,71–18,23 | 8,59–33,27 | [8] |
| $D = 1; 10^5 \left(\frac{1 - D/2}{1 + e^{(75 + 25D - GSI)/11}} \right)$ | 0,055–0,334 | 0,135–0,823 | 0,334–1,96 | 0,823–4,68 | 1,96–10,21 | [8] |

$$GSI = RMR - 5, \quad s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right)$$



| | | | | | | |
|--|--|--|--|---|--|---|
| <p>Геологический индекс прочности (<i>GSI</i>)</p> <p>На основании описания структуры и состояния поверхности массива выбрать подходящую ячейку. Рассчитать среднее значение <i>GSI</i> по контурам. Не пытаться достичь абсолютной точности. Диапазон значений от 36 до 42 выглядит более реалистично, чем <i>GSI</i> = 38.</p> | <p>Состояние поверхности</p> | <p>Весьма прочное</p> <p>Очень шероховатые и свежие неветрелые поверхности</p> | <p>Прочное</p> <p>Шероховатые, возможно несколько выветрелые поверхности с охрами железа</p> | <p>Относительно ненарушенное (гладкие и (или) относительно выветрелые поверхности или плотные корки с наполнением угловатыми фрагментами)</p> | <p>Нарушенное</p> <p>Поверхности скольжения или весьма выветрелые поверхности или плотные корки с наполнением угловатыми фрагментами</p> | <p>Весьма непрочное</p> <p>Поверхности скольжения или весьма выветрелые поверхности с покрытием или наполнением мягкой глиной</p> |
| | | <p>Ухудшение качества поверхности →</p> | | | | |
| <p>Структура</p> | <p>Ненарушенная / массивная порода – образцы ненарушенной массивной породы с весьма редкими разрозненными нарушениями сплошности</p> | 90 | | | N/A | N/A |
| <p>Блочная порода – весьма прочный ненарушенный массив, состоящий из кубических блоков-отдельностей, образованных тремя ортогональными системами нарушений сплошности</p> | 80 | | | | | |
| | 70 | | | | | |
| | 65–85 | 55–75 | <i>GSI</i> 45–65 | 35–55 | 25–45 | |
| | 16–20 | 12–16 | <i>JRC</i> 8–12 | 4–8 | 0–4 | |
| | 8–75,5 | 7–54,2 | <i>E_m</i> 4–27,5 | 1,6–11,5 | 0,79–6,2 | |
| | 2,1 | 2,2 | <i>R_F</i> 1,8 | 1,6 | 1,6 | |

Рис. 17. Модуль деформации E_m , степень анизотропии R_F и JRC для блочных массивов в таблице GSI

Таблица 6

Модуль деформации массива горных пород в зависимости от JRC и σ_{ci}

| | | | | | |
|---------------------------|------------------------|----------|---------|---------|---------|
| <i>GSI</i> | 25–45 | 35–55 | 45–65 | 55–75 | 65–85 |
| <i>JRC</i> | 0–4 | 4–8 | 8–12 | 12–16 | 16–20 |
| σ_{ci} | Модуль деформации, ГПа | | | | |
| $\sigma_{ci} < 25$ | 0,79–1,75 | 1,6–4 | 4–10 | 7–19 | 8–23 |
| $25 < \sigma_{ci} < 50$ | 1,75–2,8 | 2,75–6 | 7–14,5 | 8–29 | 17–40 |
| $50 < \sigma_{ci} < 100$ | 2,5–5 | 5,2–10 | 8–19,5 | 15–38 | 20–50 |
| $100 < \sigma_{ci} < 250$ | 3,7–6,2 | 6,7–11,5 | 12–27,5 | 18–54,2 | 22–75,5 |

Восьмикратное увеличение модуля деформации в среднем

24-кратное увеличение модуля деформации в среднем

Заключение

Выполнено систематическое исследование анизотропии в деформационном поведении блочных массивов горных пород методом дискретных элементов. Массив имеет две ортогональные системы трещин, секущиеся третьей системой. Третья система трещин образует переменный угол со второй системой трещин, а ее простираение нормально к простираению первой системы трещин. Элементы с предельным объемом массивов нагружались одноосно в разных направлениях.

Введены и использованы в моделировании новые нелинейные зависимости от напряжения для нормальной жесткости и жесткости на сдвиг трещин. Независимыми переменными этих зависимостей являются JRC и UCS ненарушенной породы. Коэффициенты нормальной жесткости и жесткости на сдвиг трещин играют важную роль в управлении общим деформационным поведением массива горных пород. Установлено, что влияние нормальной жесткости на модуль деформации массива горных пород примерно в два раза превышает влияние жесткости



на сдвиг. Также установлено, что при оценке модуля деформации относительная важность шероховатости трещин намного выше, чем у UCS ненарушенной породы.

Важным моментом в отношении трещин является вероятность наличия маломощных слоев в трещинах. В данном исследовании влияние заполнителя трещин могло быть отражено в JRC , как видно из первой строки табл. 6. Однако связность и коэффициент трения на поверхностях трещин из-за наличия маломощных слоев, которые могут оказывать существенное влияние на результаты моделирования, подробно не рассматривались. В связи с этим Вознесенский и др. [37] провели комплексное исследование, в котором обсуждалось существенное влияние маломощных слоев углеродистых глин на сопротивление контактному растрескиванию различных пород.

Численные исследования показали, что при оценке модуля деформации и режимов разрушения массив с $L/S \geq 10$ может быть принят за представительный элементарный объем (REV) для блочного массива горных пород.

Модуль деформации, режим разрушения и поведение после разрушения блочных массивов пород

были оценены для различных относительных нагрузжений и углов трещин. Степень анизотропии модуля деформации (за счет систем разрушения), представленная индексом анизотропии R_E , была определена как $1,6 \leq R_E \leq 2,3$ при среднем значении 1,88 в блочных массивах.

При режиме разрушения блочного массива «скольжение по трещинам» деформация текучести составляет около 0,2–0,4. Она не зависит от угла нагружения и направления третьей системы трещин.

Результаты расчетов представлены в виде полярных кривых изменения модуля деформации блочного массива, зависящих от JRC трещин, UCS ненарушенной породы и структуры массива горных пород по относительному углу наклона трещин. Данные кривые позволяют оценить модуль деформации блочного массива в различных направлениях без проведения лабораторных и полевых испытаний или эмпирических соотношений.

В таблице GSI результаты классифицированы таким образом, что, присвоив значение JRC каждому классу состояния поверхности трещин, можно определить модуль деформации и степень анизотропии, соответствующие значениям GSI .

Список литературы / References

1. Singh B. Continuum characterization of jointed rock masses: Part I – The constitutive equations. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1973;10(4):311–335. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(73\)90041-7](https://doi.org/10.1016/0148-9062(73)90041-7)
2. Gerrard C.M. The equivalent elastic properties of simplified and jointed rock masses. In: Beer G., Brooker J.R., Carter J.P. (Eds.) *Proceedings of the 17th International Conference on Computer Methods and Advances in Geomechanics*. May 6–10, 1991. Cairns, Australia. Rotterdam: A. A. Balkema, Brookfield; 1991. Pp. 333–337.
3. Oda M. An experimental study of the elasticity of mylonite rock with random cracks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1988;25:59–69.
4. Amadei B., Savage W.Z. Effect of joints on rock mass strength and deformability. In: Hudson J.A. (Ed.) *Comprehensive Rock Engineering – Principle, Practice and Projects*. Vol. 1. Oxford, UK: Pergamon; 1993. Pp. 331–365.
5. Kulhawy F.H. Geomechanical model for rock foundation settlement. *Journal of the Geotechnical Engineering Division*. 1978;104(2):211–227. <https://doi.org/10.1061/AJGEB6.0000582>
6. Serafim J.L., Pereira J.P. Consideration of the geomechanical classification of Bieniawski. In: *Proceedings of the International Symposium on Engineering Geology and Underground Construction*. Vol. 1. September 12–15, 1983. Lisbon, Portugal; 1983. Pp. 33–44.
7. Gokceoglu C., Sonmez H., Kayabasi A. Predicting the deformation moduli of rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2003;40(5):701–710. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(03\)00062-5](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(03)00062-5)
8. Hoek E., Diederichs M.S. Empirical estimation of rock mass modulus. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2006;43(2):203–215. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2005.06.005>
9. Heuze F. E. Scale effects in the determination of rock mass strength and deformability. *Rock Mechanics*. 1980;12:167–192. <https://doi.org/10.1007/BF01251024>
10. Agharazi A., Derek Martin C., Tannant D. A three-dimensional equivalent continuum constitutive model for jointed rock masses containing up to three random joint sets. *Geomechanics and Geoengineering*. 2012;7(4):227–238. <https://doi.org/10.1080/17486025.2012.714476>
11. Cundall P. A. A computer model for simulating progressive large scale movements in blocking rock systems. In: *Proceedings of the Symposium of the International Society on Rock Mechanics*. France. 1971.
12. Lemos J.V., Hart R.D., Cundall P.A. A generalized distinct element program for modeling jointed rock mass. In: Stephansson O. (Ed.) *Proceedings of the International Symposium on Fundamentals of Rock Joints*. 15–20 September 1985. Bjorkiden, Sweden; 1985. Pp. 335–343.



13. Cundall P.A. Formulation of a three-dimensional distinct element model – Part I. A scheme to detect and represent contacts in a system composed of many polyhedral blocks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1988;25(3):107–116. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(88\)92293-0](https://doi.org/10.1016/0148-9062(88)92293-0)
14. Kulatilake P.H.S.W., Wang S., Stephansson O. Effect of finite size joints on the deformability of jointed rock in three dimensions. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1993;30(5):479–501. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(93\)92216-D](https://doi.org/10.1016/0148-9062(93)92216-D)
15. Min K.B., Jing L. Numerical determination of the equivalent elastic compliance tensor for fractured rock masses using the distinct element method. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2003;40(6):795–816. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(03\)00038-8](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(03)00038-8)
16. Ivars D.M., Pierce M.E., Darcel C. et al. The synthetic rock mass approach for jointed rock mass modelling. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2011;48(2):219–244. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2010.11.014>
17. Hoek H., Brown E.T. Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 1997;34(8):1165–1186. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(97\)80069-X](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(97)80069-X)
18. Goodman R.E., Taylor R.L., Brekke T.L. A model for the mechanics of jointed rock. *Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division*. 1968;94(3):637–659. <https://doi.org/10.1061/JSFEAQ.0001133>
19. Bandis S.C., Lumsden A.C., Barton N.R. Fundamentals of rock joint deformation. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1983;20(6):249–268. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(83\)90595-8](https://doi.org/10.1016/0148-9062(83)90595-8)
20. Duncan J.M., Chang C.Y. Nonlinear analysis of stress and strain in soil. *Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division*. 1970;96(5):1629–1655. <https://doi.org/10.1061/JSFEAQ.000145>
21. Priest S.D. *Discontinuity analysis for rock engineering*. London etc.: Chapman & Hall; 1993.
22. Barton N., Choubey V. The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 1977;10:1–54. <https://doi.org/10.1007/BF01261801>
23. Barton N.R. Review of a new shear strength criterion for rock joints. *Engineering Geology*. 1973;7(4):287–332. [https://doi.org/10.1016/0013-7952\(73\)90013-6](https://doi.org/10.1016/0013-7952(73)90013-6)
24. Barton N.R. The shear strength of rock and rock joints. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1976;13(9):255–279. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(76\)90003-6](https://doi.org/10.1016/0148-9062(76)90003-6)
25. Barton N.R., Bandis S.C. Review of predictive capabilities of JRC-JCS model in engineering practice, In: Barton N., Stephansson O. (Eds.) *Proceedings of the International Symposium on Rock Joints*. November 1990, Loen, Norway. Rotterdam: Balkema; 1990. Pp. 603–610.
26. Deere D.U., Miller R.P. *Engineering classification and index properties for intact rock*. Technical Report No. AFWL-TR-65-116. Air Force Weapons Laboratory (WLDC). Kirtland Air Base, New Mexico; 1966.
27. Robertson A. The interpretation of geological factors for use in slope theory. In: *Planning Open Pit Mines, Proceeding of the Symposium on the Theoretical Background to the Planning of Open Pit Mines with Special Reference to Slope Stability*. August 29–September 4, 1970, Johannesburg, South Africa. A.A. Balkema; 1970. Pp. 55–71.
28. Goodman R.E. *Introduction to Rock Mechanics*. 2nd Edition. New York: John Wiley & Sons Ltd.; 1989.
29. Cuba A. *Personal Communication*. 1990.
30. Schultz R.A. Relative scale and the strength and deformability of rock masses. *Journal of Structural Geology*. 1996;18(9):1139–1149.
31. Jaeger J.C., Cook N.G.W., Zimmerman R.W. *Fundamentals of rock mechanics*. Oxford: Blackwell Publishing Ltd.; 2007.
32. Yang Z.Y., Chen J.M., Huang T.H. Effect of joint sets on the strength and deformation of rock mass models. Effect of joint sets on the strength and deformation of rock mass models. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 1998;35(1):75–84. [https://doi.org/10.1016/s1365-1609\(98\)80024-5](https://doi.org/10.1016/s1365-1609(98)80024-5)
33. Bieniawski Z.T. Determining rock mass deformability: experience from case histories. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1978;15(5):237–247. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(78\)90956-7](https://doi.org/10.1016/0148-9062(78)90956-7)
34. Hoek E. *Practical Rock Engineering*. Revision version. 2004.
35. Carvalho J. *Estimation of rock mass modulus*. Personal communication. 2004.
36. Sonmez H., Gokceoglu C., Ulusay R. Indirect determination of the modulus of deformation of rock mass based on the GSI system. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2004;41(5):849–857. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2003.01.006>
37. Voznesenskii A.S., Osipov Yu.V., Ushakov E.I. et al. Effect of weak inclusions on the fracture toughness of interfaces between various rocks. *Engineering Failure Analysis*. 2023;146:107140. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2023.107140>



Информация об авторах

Омид Ахрами – аспирант, кафедра гражданского строительства, научно-исследовательский отдел, Исламский университет Азад, г. Тегеран, Иран; ORCID [0009-0008-5551-9500](https://orcid.org/0009-0008-5551-9500); e-mail omid.ahrami@gmail.com

Хоссейн Джавахери Купаи – доцент, кафедра гражданского строительства, научно-исследовательский отдел, Исламский университет Азад, г. Тегеран, Иран; ORCID [0000-0003-3745-0913](https://orcid.org/0000-0003-3745-0913); Scopus ID [57215596931](https://scopus.com/authorid/57215596931); e-mail h-javaheri@srbiau.ac.ir

Каве Ахангари – профессор, кафедра горного дела, научно-исследовательский отдел, Исламский университет Азад, г. Тегеран, Иран; ORCID [0000-0001-9462-7303](https://orcid.org/0000-0001-9462-7303), Scopus ID [36130116400](https://scopus.com/authorid/36130116400); e-mail ahangari@srbiau.ac.ir

Information about the authors

Omid Ahrami – PhD-Candidate, Department of Civil Engineering, Science and Research Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran; ORCID [0009-0008-5551-9500](https://orcid.org/0009-0008-5551-9500); e-mail omid.ahrami@gmail.com

Hossein Javaheri Kupaie – Assistant Professor, Department of Civil Engineering, Science and Research Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran; ORCID [0000-0003-3745-0913](https://orcid.org/0000-0003-3745-0913); Scopus ID [57215596931](https://scopus.com/authorid/57215596931); e-mail h-javaheri@srbiau.ac.ir

Kaveh Ahangari – Professor, Department of Mining Engineering, Science and Research Branch, Islamic Azad University, Tehran, Iran; ORCID [0000-0001-9462-7303](https://orcid.org/0000-0001-9462-7303), Scopus ID [36130116400](https://scopus.com/authorid/36130116400); e-mail ahangari@srbiau.ac.ir

Поступила в редакцию 17.08.2023
Поступила после рецензирования 01.02.2024
Принята к публикации 15.02.2024

Received 17.08.2023
Revised 01.02.2024
Accepted 15.02.2024



ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-07-136>

УДК 622.765.4

**Современные направления повышения эффективности пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов**В. В. Морозов¹   , Е. Г. Коваленко²  , Г. П. Двойченкова^{3,4}  ,И. В. Пестряк¹  , С. П. Лезова¹  ¹ Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация² Институт «Якутнiproалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация³ Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация⁴ Мирнинский Политехнический институт – филиал Северо-Восточного федерального университета им. М. К. Аммосова (МПТИ (ф) СВФУ), г. Мирный, Российская Федерация dchmggu@mail.ru**Аннотация**

Наряду с внедрением новых отделений пенной сепарации на новых и действующих предприятиях ресурсом повышения выпуска мелких алмазов является снижение их потерь на действующих передельных пенной сепарации. Исследование состава поверхности алмазов в условиях техногенной гидрофиллизации позволило установить влияние эффектов кристаллизации пленок карбонатных и силикатных минералов, а также закрепления шламовых фракций на уменьшение гидрофобности и флотуемости алмазов. Предложено использовать для повышения флотуемости алмазов комбинированные режимы кондиционирования руды и оборотной воды, обеспечивающие удаление гидрофиллизующих покрытий и восстановление природной гидрофобности алмазов. Рассмотрено и обосновано применение способов акустической, тепловой, электрохимической и реагентной обработки водно-минеральных дисперсных систем, а также их комбинаций для повышения флотуемости и снижения потерь гидрофильных алмазов в процессе пенной сепарации.

На основании исследования влияния температурного фактора в процессах подготовки и пенной сепарации обоснован оптимальный температурный режим операций цикла пенной сепарации, использующий тепло, расходуемое для тепловой обработки исходного алмазосодержащего продукта при температуре 85–90 °С, для поддержания требуемой температуры в операциях кондиционирования с собирателем и непосредственно в операциях пенной сепарации и флотации.

Показано, что регулирование фазового состава аполярного собирателя добавками низко- и среднемолекулярных фракций обеспечивает повышение его собирательной способности за счет перевода асфальтен-смолистой фракции в адгезионно-активную форму и протекания процессов автодиспергирования собирателя в водной фазе.

На основании статистического анализа показателей процесса пенной сепарации в условиях изменения доли направляемой в технологические процессы оборотной воды определена причина снижения показателей, заключающаяся в существенном возрастании концентрации шламов. Определена оптимальная степень замыкания водооборота (85%), обеспечивающая снижение расхода применяемого собирателя на 8% без уменьшения извлечения алмазов и снижения качества концентратов.

Ключевые слова

алмазы, кимберлиты, покрытия, кондиционирование, гидрофобизация, собиратель, пенная сепарация, замкнутый водооборот, АК «АЛРОСА»

Для цитирования

Morozov V.V., Kovalenko E.G., Dvoychenkova G.P., Pestryak I.V., Lezova S.P. Current trends of improving the efficiency of froth separation of diamond-bearing kimberlites. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):134–145. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-07-136>



BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Research paper

Current trends of improving the efficiency of froth separation of diamond-bearing kimberlitesV. V. Morozov¹   , E. G. Kovalenko²  , G. P. Dvoychenkova^{3,4}  ,I. V. Pestryak¹  , S. P. Lezova¹  ¹ University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation² Yakutniproalmaz Institute, ALROSA, Mirny, Russian Federation³ Institute for Problems of Integrated Subsoil Development, Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation⁴ Mirny Polytechnical Institute under the North-Eastern Federal University named after M.K. Ammosov (MPTI (f) SVFU), Mirny, Russian Federation dchmggu@mail.ru**Abstract**

Along with the introduction of new froth separation sections at new and existing enterprises, the basis for increasing the output of small diamonds is the reduction of their losses at the existing froth separation sections. The results of the studies of diamond surface composition under conditions of technogenic hydrophilization made it possible to establish the influence of the effects of crystallization of carbonate and silicate mineral films and the fixation of sludge fractions on the hydrophobicity and floatability of diamonds. It was proposed to use combined regimes of conditioning of ore and recycled water to increase floatability of diamonds, providing removal of hydrophilizing coatings and restoration of natural hydrophobicity of diamonds. The application of methods of acoustic, thermal, electrochemical, and reagent treatment of water-mineral disperse systems, as well as their combinations to increase floatability and reduce losses of hydrophilic diamonds in the process of froth separation was considered and substantiated.

Based on the study of the effect of the temperature factor in the preparation and froth separation processes, the optimal temperature regime of froth separation cycle operations was substantiated, providing the use of the heat consumed for thermal treatment of the initial diamond-containing material at a temperature of 85–90°C to maintain the required temperature in the conditioning operations with a collector and immediately in the froth separation and flotation operations.

It was shown that the regulation of phase composition of an apolar collector by additives of low- and medium-molecular fractions provides increase of its collecting ability due to transition of asphaltene-resin fraction into adhesion-active form and occurrence of processes of the collector autodispersing in aqueous phase.

On the basis of the statistical analysis of froth separation process indicators depending on changing the share of recycled water in the processes the reason for worsening the indicators (performance) was determined, which consisted in a significant increase in the concentration of sludges. The optimum degree of recycled water use (85%) was determined, which ensures decreasing the used collector consumption by 8% without decreasing diamond recovery and concentrate quality.

Keywords

diamonds, kimberlites, coatings, conditioning, hydrophobization, collector, froth separation, closed-loop water recycling, ALROSA

For citation

Morozov V.V., Kovalenko E.G., Dvoychenkova G.P., Pestryak I.V., Lezova S.P. Current trends of improving the efficiency of froth separation of diamond-bearing kimberlites. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):134–145. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-07-136>

Введение

Одним из перспективных направлений повышения выпуска мелких классов алмазов на предприятиях АК «АЛРОСА» является их извлечение из кимберлитов методом пенной сепарации, разработанным в АК «АЛРОСА» под руководством к.т.н. М.Н. Злобина [1, 2]. Важность технологии пенной сепарации и флотации обусловлена тем, что с ее использованием достигается обогащение класса –2+0,5 мм, в котором концентрируется более 40% от общего количества алмазов в руде, что составляет до 10% от стоимости всей товарной продукции.

Наряду с внедрением новых отделений пенной сепарации на новых и действующих предприятиях ресурсом повышения выпуска мелких алмазов является снижение их потерь на действующих переделах пенной сепарации, достигающих в настоящее время 20%. Причиной потерь в первую очередь являются присутствующие на поверхности алмазов гидрофильные минеральные покрытия, образовавшиеся в условиях гипергенных процессов в месторождении или вследствие техногенной гидрофилизации [3, 4]. Перспективным путем удаления гидрофилизирующих покрытий и восстановления природной гидро-



фобности алмазов является применение сочетания различных видов физических и физико-химических методов воздействия, наиболее эффективными из которых являются тепловая, акустическая обработка пульпы и электрохимическая обработка оборотной воды [5, 6]. При этом необходимым условием достижения положительного результата является обеспечение селективного режима гидрофобизации алмазов, что достигается применением реагентов-диспергаторов шламмов и регуляторов кристаллизации гидрофилизирующих покрытий [7].

Другим важным направлением повышения эффективности цикла пенной сепарации является оптимизация состава собирателей, в качестве которых применяются различные нефтепродукты [8, 9]. При этом решаются задачи как увеличения извлечения алмазов, так и снижения расхода и, соответственно, стоимости реагентов. Важным условием повышения извлечения алмазов является обоснованный выбор температурного режима процессов кондиционирования алмазосодержащего продукта с собирателями и непосредственно процессов пенной сепарации и флотации [9].

Выбранные направления совершенствования технологии пенной сепарации и флотации достигают максимальной эффективности при правильном выборе параметров процессов, учитывающих механизм взаимодействия поверхности минералов с ионно-молекулярными компонентами жидкой фазы пульпы и с собирателем, а также изменение состава водной фазы в условиях замкнутого водооборота [10, 11]. Поэтому основной научной целью исследований было установление закономерностей изменения поверхностных свойств и флотиремости алмазов при использовании различных видов кондиционирования водно-дисперсных систем в процессах пенной сепарации и флотации алмазосодержащих кимберлитов.

1. Методики исследований

Анализ элементного состава поверхностных минеральных образований на алмазах проводился с использованием метода растровой рентгено-электронной спектроскопии с использованием сканирующего электронного микроскопа JSL-5610LV Jeol [12]. Информацию о минеральном составе твердой фазы получали на основании анализа данных ИК-спектроскопии в диапазоне волновых чисел 400–4000 см⁻¹ с применением прибора Specord 75 IR [13].

При исследовании влияния состава собирателя, а также режимов подготовки на закрепление собирателя и гидрофобность алмазов и минералов кимберлита применялась усовершенствованная методика измерения трехфазных краевых углов смачивания капли собирателя на минералах с использованием прибора OCA 15EC [14].

Для исследования фазового состава и структуры собирателей применяли метод комбинированной оптической микроскопии [15]. Снимки тонкого слоя собирателя получали на микроскопе Микромед-3-ЛЮМ. Визиометрический анализ и построение гранулометрических характеристик зерен асфальтено-смо-

листых и парафиновых фракций проводились с использованием программного пакета ВидеоТесТ 4.0¹. Особенностью применяемой методики является возможность определять в собирателе массовую долю и асфальтенов, и нефтяных смол в виде твердых образований.

Проверка собирательных свойств исследуемых собирателей по отношению к алмазам проводилась с применением установки беспенной флотации – трубки Халлимонта [16]. Для проведения лабораторных исследований процесса пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитовых продуктов был использован пенный сепаратор, оснащенный кондиционером с дозаторами реагентов, узлом электрохимической обработки оборотной воды и парогенератором. При проведении исследований использовали исходный материал крупностью от 0,5 до 2 мм, который отбирали из питания цикла пенной сепарации – алмазосодержащего гравитационного концентрата.

Для определения закономерностей взаимодействия собирателя с минералами применялись методики экстракционно-спектрального анализа распределения собирателя между жидкой и твердой фазами флотационной системы [17].

Укрупненные испытания процесса пенной сепарации проводили на автоматизированной установке ЛФМ-001С института «Якутнипроалмаз», использующей замкнутый водооборот. Используемый реагентный режим соответствовал фабричному. При проведении укрупненных опытов после предварительной обработки проводили кондиционирование пробы с собирателем в течение двух минут. Подготовленная проба алмазосодержащего материала подавалась на пенный слой сепаратора. Полученные пенный и камерный продукты обезвоживали на сите. Отделенная водная фаза возвращалась в бак оборотной воды. Из продуктов пенной сепарации после их подсушивания извлекались алмазы для взвешивания и расчета извлечения.

2. Восстановление природной гидрофобности и флотиремости гидрофилизированных алмазов

Для выбора условий предотвращения техногенной гидрофилизации алмазов были проведены исследования и определены количественные закономерности образования гидрофилизирующих покрытий на их поверхности. Для этого проводились исследования по определению состава поверхности при выдерживании навески в обесшламленной и необесшламленной оборотной воде. Определение состава поверхности проводили методом сканирующей рентгено-электронной спектроскопии. Одновременно определяли флотиремость алмазов путем флотации пробы массой 200 мг и крупностью от 0,5 до 1 мм установке беспенной флотации в течение 4 мин при общем расходе воздуха 50 мл. Перед флотацией проводили кондиционирование алмазной навески в эмульсии собирателя.

¹ VideoTesT-Master (Structure) 4.0: specification. Saint-Petersburg; 2002. 15 p.

Для воспроизведения условий техногенной минерализации, протекающей при контакте алмазов с минерализованной водной фазой в операциях пробоподготовки, приготовленную пробу перед кондиционированием с собирателем предварительно выдерживали в оборотной воде в открытой емкости в течение 180 мин.

Результаты экспериментов показали, что выдерживание алмазов в технической воде обогатительной фабрики №3 Мирнинского ГОКа ведет к непрерывному росту массовой доли минеральных покрытий на поверхности алмазных кристаллов (рис. 1) и снижению их флотуемости (рис. 2).

Высокая скорость изменения состава поверхности и снижения флотуемости позволяет заключить, что первоначальной причиной гидрофиллизации алмазов является кристаллизация пленок карбонатных и силикатных минералов [6]. Сравнение зависимостей показывает, что выдерживание алмазов в необесшламленной технической воде ведет к существенно более интенсивному (в 4–5,5 раза) росту концентрации минеральных покрытий на поверхности алмазов (см. рис. 1) и значительному снижению флотуемости минералов (на 10,1%, см. рис. 2). Наиболее вероятным механизмом техногенной гидрофиллизации алмазов является закрепление шламовых фракций на гидрофиллизированной минеральными пленками поверхности флотуемых минералов.

Для решения задачи восстановления природной гидрофобности и флотуемости алмазов, с учетом существенного вклада шламов, было рассмотрено применение акустической активации [18, 19]. С учетом результатов ранее проведенных собственных исследований [5, 6, 9] было предложено использовать для повышения флотуемости алмазов комбинированные режимы, включающие применение как акустической, так и тепловой обработки.

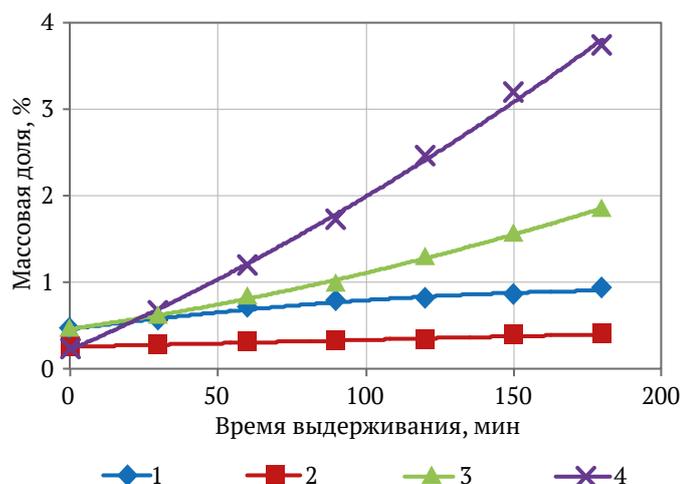


Рис. 1. Изменения массовой доли элементов минеральных покрытий на поверхности алмазов при их выдерживании в обесшламленной (1, 2) и необесшламленной (3, 4) оборотной воде: 1, 3 – кальций; 2, 4 – кремний

Эксперименты проводились на алмазосодержащих пробах на лабораторном пенном сепараторе. Из отобранных проб кимберлита крупностью +0,5–2 мм на рентгенолюминесцентном сепараторе извлекали алмазы. Затем безалмазные пробы кимберлитовых продуктов усредняли и разделяли на навески массой 30 г. В каждую навеску добавляли 20 кристаллов алмазов. Подготовленную пробу в присутствии гексаметафосфата натрия обрабатывали собирателем (мазут Ф-5 и бутиловым аэрофлотом при расходах 1000 и 25 г/т соответственно) и подавали в пенный сепаратор. В водную фазу процесса пенной сепарации подавали вспениватель – метилизобутилкарбинол (МИБК).

При проведении лабораторных опытов на установке пенной сепарации исходную пробу нагревали и выдерживали при температуре 60–95 °С в течение 1 мин. Затем проводили акустическую (ультразвуковую) обработку на установке ИЛ 100-6/1 в течение 1–2 мин. После удаления избытка водной фазы со шламовой фракцией в пробу добавляли реагенты (мазут и аэрофлот) и проводили перемешивание пробы с реагентами в течение двух минут.

Подготовленную пробу подавали на пенный слой лабораторного сепаратора. Полученные в процессе пенной сепарации концентрат (пенный продукт) и хвосты (камерный продукт) обезжизвали. Отделенная водная фаза возвращалась в бак оборотной воды. Из продуктов пенной сепарации после их подсушивания извлекались алмазы для взвешивания и расчета извлечения.

Результаты анализа показали, что совместное применение тепловой и ультразвуковой обработки приводит к уменьшению доли поверхности алмазов с минеральными покрытиями в 1,8–4,2 раза. Ранее проведенными исследованиями было показано, что максимальное увеличение извлечения алмазов достигается при использовании сочетания ультразвуковой обработки и нагрева пробы до 85–90 °С [20].

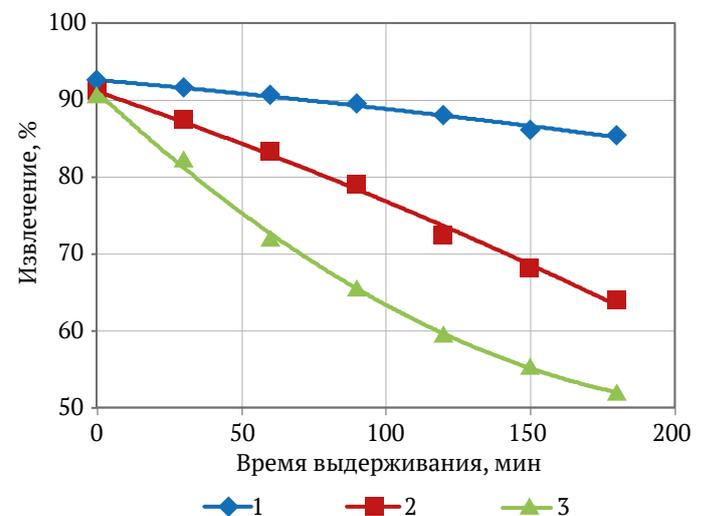


Рис. 2. Извлечение алмазов при беспенной флотации после их выдерживания в слабоминерализованной (1), обесшламленной (2) и необесшламленной (3) сильноминерализованной оборотной воде

Исследование реагентных способов интенсификации обесшламливания алмазов путем кондиционирования питания пенной сепарации также показало эффективность использования полифосфата натрия, оксиэтилендифосфоновой кислоты (ОЭДФ), а также метасиликата натрия. Результаты рентгено-электронного спектрального анализа показали, что использование реагентов-диспергаторов позволяет уменьшить поверхностную концентрацию компонентов минеральных загрязнений в 1,3–1,5 раза и способствует удалению шламов с поверхности алмазов. Хорошие результаты достигаются при одновременном применении ультразвуковой оттирки и добавок в водную фазу оксиэтилендифосфоновой кислоты при расходе 500 г/м³ [20]. Максимальный положительный эффект достигается при совместном использовании процессов ультразвуковой, тепловой и реагентной обработки. Результаты опытов показали, что сочетание ультразвуковой (УЗО) и тепловой обработки исходного питания при добавках оксиэтилендифосфоновой кислоты (ОЭДФ) или полифосфата натрия обеспечивает прирост извлечения алмазов на 7,5% при существенном снижении выхода в концентрат кимберлита (табл. 1).

Существенный эффект для гидрофобизации и повышения флотиремости алмазов дает электрохимическая технология кондиционирования оборотной воды [6, 21]. Для оценки влияния совокупности факторов (изменение гидрофобности алмазов и газонасыщения водной фазы пульпы) был проведен эксперимент по определению удерживающей способности собирателя по отношению к кристаллам алмаза фло-

тационной крупности (+0,6–1 мм). При проведении эксперимента капля мазута взаимодействовала с навеской кристаллов алмазов (100 мг) на дне стеклянной кюветы, после чего доливалась обратная вода. Капля мазута концентрировалась на границе раздела водная фаза – воздух и флотировала алмазы, закрепившиеся на границе раздела фаз мазут – водная фаза (рис. 3, а).

Результаты наблюдений показали, что при использовании оборотной воды, прошедшей электрохимическое кондиционирование, капля мазута в большей мере растекается по границе раздела водная фаза – воздух и на ней закрепляется на 40–50% большее количество кристаллов алмаза (рис. 3, б). Одновременно на поверхности алмазов фиксируется большое число газовых микропузырьков, что говорит о насыщенности обработанной воды газовой фазой и о склонности газовой фазы образовывать пузырьки на поверхности алмазных минералов.

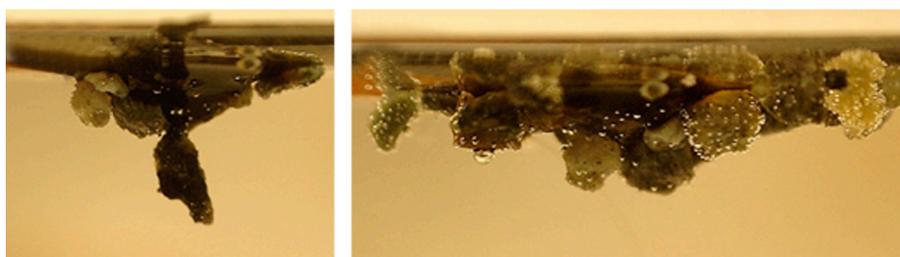
Для оценки эффективности сочетания теплового и электрохимического кондиционирования была апробирована схема, включающая нагрев питания пенной сепарации перед операцией кондиционирования флотационных реагентов и последующее использование накопленного тепла в операциях кондиционирования питания пенной сепарации с реагентами и непосредственно технологического процесса пенной сепарации (рис. 4).

Флотационные эксперименты проводились с применением электрохимической технологии электрохимического кондиционирования оборотной воды. Электрохимическое кондиционирование проводи-

Таблица 1

Влияние ультразвуковой и тепловой обработки, добавок оксиэтилендифосфоновой кислоты (ОЭДФ) и полифосфата натрия на результаты пенной сепарации

| № | Режим обработки | | | Извлечение в концентрат, % | |
|--|--------------------------|-----------------|---------------------------------|----------------------------|------------|
| | продолжительность УЗО, с | температура, °С | концентрация диспергатора, мг/л | алмазов | кимберлита |
| с использованием ОЭДФ | | | | | |
| 1 | – | 24 | – | 82,5 | 0,86 |
| 2 | 60 | 24 | 100 | 90,0 | 0,40 |
| 3 | 60 | 85 | 200 | 90,0 | 0,33 |
| с использованием полифосфата натрия | | | | | |
| 4 | 60 | 24 | 100 | 80,0 | 0,44 |
| 5 | 60 | 85 | 200 | 90,0 | 0,36 |



а

б

Рис. 3. Агрегат капли мазута Ф-5 и алмазов на поверхности оборотной воды: а – в обычной оборотной воде; б – в оборотной воде после электрохимического кондиционирования

лось в бездиафрагменном электролизере при плотности тока 100 А/м² и расходе электричества 1,5 кВтч/м³. Для уточнения механизма влияния электрохимического кондиционирования на свойства алмазов были поставлены эксперименты на гидрофобных и техногенно-гидрофилизированных алмазах. Гидрофилизация алмазов проводилась путем их выдерживания в шламодержащей оборотной воде цикла пенной сепарации в контакте с воздухом в течение трех часов.

Анализ результатов, полученных при апробации разработанного режима на лабораторной установке пенной сепарации, показал, что при использовании комбинированной тепловой и электрохимической технологии (при температуре 85–90 °С) извлечение алмазов (82,5 %) заметно выше, чем извлечение при отдельном использовании этих технологий (58,5 и 69 %, табл. 2). Выход кимберлита в концентрат оставался во всех экспериментах стабильным (0,47–0,6 %) [20].

Анализ проведенных исследований показал, что флотуемость гидрофильных алмазов после тепловой и электрохимической обработки возрастает на 49 % и сравнивается с извлечением природно-гидрофобных алмазов. Такой результат позволяет сделать вывод, что причиной повышения флотуемости алмазов является восстановление их природной гидрофобности за счет удаления гидрофилизирующих пленок. Наблюдаемый прирост извлечения природно-гидрофобных алмазов (до 18 %) указывает на проявление характерного для условий применения продуктов электролиза эффекта дополнительной аэрации среды электролизными газами (см. рис. 3) и, возможно, за счет других эффектов, например, повышения активности собирателя.

Выбор температурного режима кондиционирования алмазосодержащего продукта с собирателем

Температура среды в подготовительных и основных технологических операциях является важным параметром технологического цикла пенной сепарации [9, 17]. Для определения рационального теплового режима были выполнены измерения краевых углов смачивания на алмазах и кимберлите в диапазоне температур от 14 до 60 °С.

Оценка влияния температуры на адгезионную активность собирателя по отношению к поверхности алмаза и кимберлита в водной среде проводилась путем измерения краевых углов смачивания по специальной методике, включающей нанесение капли мазута Ф-5 на смоченную поверхность минерала и последующий подъем уровня жидкости в кювете, подробно описанной в работе [9]. Результаты исследований показали, что краевой угол смачивания, характеризующий гидрофобность алмаза и его склонность к взаимодействию с собирателем, увеличивается в интервале температур 14–40 °С и снижается при дальнейшем повышении температуры (табл. 2). На поверхности кимберлита закрепление собирателя наблюдается фрагментарно и проявляется при температуре выше 40 °С.

При проведении термического кондиционирования исходного питания цикла пенной сепарации при температуре 80–90 °С температура в последующей операции кондиционирования с реагентами составляет 25–30 °С и в пенной сепарации – 20–22 °С. Большая температура среды в операциях кондиционирования и пенной сепарации при использовании термического кондиционирования относительно температуры среды в контрольном опыте (14 °С) обеспечивается тепловой энергией, затраченной в операции термического кондиционирования исходного питания. Опыты по пенной сепарации подтвердили результаты экспериментов по исследованию влияния температуры на адгезионную активность собирателя по отношению к алмазам и показали, что поддержание температуры среды в операции кондиционирования алмазосодержащего продукта с собирателем до 30–40 °С приводит к повышению извлечения алмазов на 6,2–7,3 % (табл. 3).

Таблица 2

Влияние температуры на краевые углы смачивания алмаза и кимберлита каплей собирателя в водной среде

| № | Температура среды, °С | Краевой угол смачивания на минералах, град (минимум-максимум/среднее) | |
|---|-----------------------|---|--------------------------|
| | | алмаз | кимберлит |
| 1 | 14 | 91–95/93 | Отрыв |
| 2 | 24 | 92–97/94,5 | Отрыв |
| 3 | 30 | 94–101/97,5 | Отрыв |
| 4 | 40 | 94–100/97,0 | Отрыв |
| 5 | 50 | 91–96/93,5 | Фрагментарно, 40–75/57,5 |
| 6 | 60 | 90–93/91,5 | Фрагментарно, 45–75/60 |

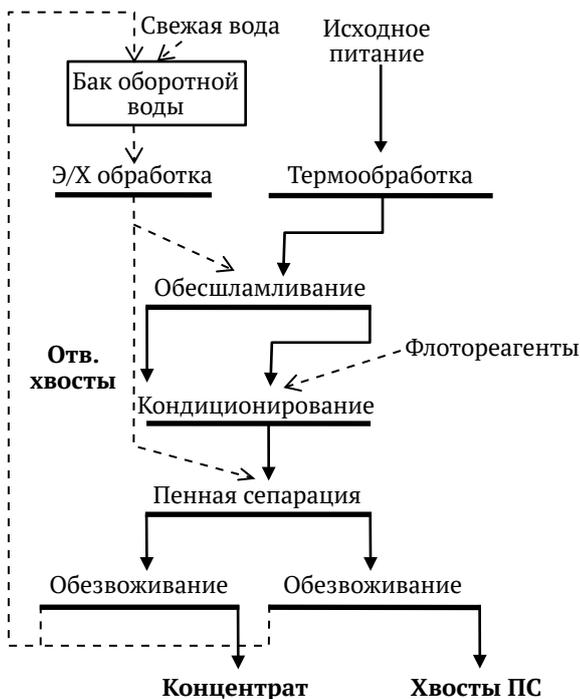


Рис. 4. Схема подготовки алмазосодержащего продукта к процессу пенной сепарации, включающая тепловую обработку рудной пульпы и электрохимическую обработку оборотной воды

Таблица 3

Влияние температуры среды в операции кондиционирования собирателем на извлечение алмазов и кимберлита в операции пенной сепарации

| № | Температура среды, °С | Извлечение при флотации, % | |
|---|--------------------------------------|----------------------------|-----------|
| | | алмаз | кимберлит |
| 1 | 14 (тез теплового кондиционирования) | 79,1 | 1,7 |
| 2 | 24 | 83,6 | 1,7 |
| 3 | 30 | 85,3 | 1,7 |
| 4 | 40 | 86,4 | 1,6 |
| 5 | 50 | 85,0 | 1,6 |

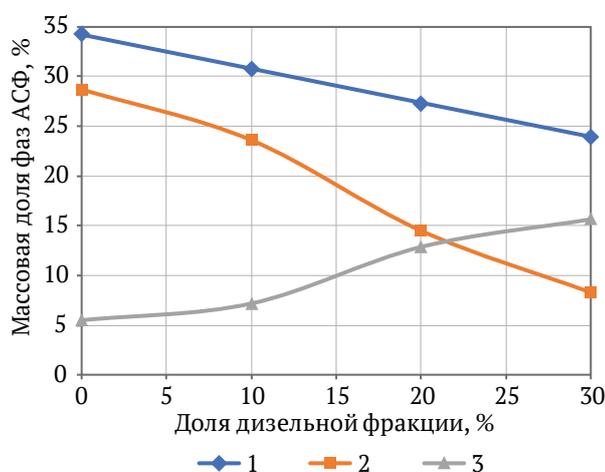


Рис. 5. Изменение массовой доли фаз асфальтено-смолистых фракций при разбавлении мазута М-40 дизельной технологической фракцией:

- 1 – расчетная;
- 2 – в твердой форме по результатам визиометрического анализа;
- 3 – в растворенной и эмульсионной форме (как разность первых двух значений)

Полученные результаты (достижение максимального положительного эффекта при температуре 40 °С) показали, что для достижения максимального результата целесообразно наряду с термическим кондиционированием питания цикла пенной сепарации проводить дополнительный подогрев пульпы в операции кондиционирования питания пенной сепарации. При этом будет поддерживаться необходимый температурный режим операции пенной сепарации и флотации (от 24 до 28 °С) [9].

Проверка эффективности выбранного температурного режима процесса пенной сепарации проводилась на автоматизированной установке пенной сепарации ЛФМ-001С института «Якутнипроалмаз». При проведении тестовых испытаний проводили термическую обработку исходного алмазосодержащего продукта при температуре 85 °С. За счет накопленного тепла температура среды в операции кондиционирования с собирателем составила 34–40 °С, а в операции пенной сепарации – 24 °С. Результаты эксперимен-

тов показали, что извлечение алмазов в концентрат, достигнутое при термическом кондиционировании исходного питания и последующего повышения температуры среды в операциях кондиционирования и пенной сепарации, превышает соответствующие значения извлечений в контрольном опыте при температуре среды в операции кондиционирования и пенной сепарации 14 °С на 3,5 %.

Таким образом, по результатам укрупненных исследований, проведенных на автоматизированной установке, для циклов пенной сепарации на обогатительных фабриках АК «Алроса» был рекомендован температурный режим операций цикла пенной сепарации, предполагающий поддержание температуры в операции тепловой обработки исходного питания 85–90 °С, в операции кондиционирования с собирателем – 30–40 °С, в операции пенной сепарации – 20–24 °С.

Оптимизация фракционного состава собирателя

Применяемые при флотации алмазов мазуты не являются оптимальными собирателями. Это обусловлено тем, что ГОСТы и ТУ на нефтепродукты определяют их состав и свойства применительно к требованиям потребителя, которыми являются объекты энергетики и транспорта. Проведенными ранее исследованиями было показано, что мазуты Ф-5 и М-40 содержат большое количество инактивной смоло-асфальтеновой фракции, присутствующей в выкристаллизованном твердом агрегатном состоянии [9].

С целью повышения собирательной способности мазутов М-40 и Ф-5 было предложено перевести смоло-асфальтеновую фракцию из грубодисперсного состояния в форму коллоидного или истинного раствора добавками легких фракций нефтепереработки [17]. Для установления закономерностей формирования структуры собирателя при его разбавлении и последующего выбора фракционного состава были проведены исследования модифицированного мазута М-40 с применением метода комбинированной оптической микроскопии. Применение методики позволяет диагностировать наличие в нефтепродукте кристаллических и коллоидных форм труднорастворимых компонентов, например, фракции нефтяных смол и асфальтенов [22, 23].

Исследования, проведенные методом оптической микроскопии на микроскопе Микромед-3-ЛЮМ в комбинированном режиме освещения, показали, что смолы и асфальтены присутствуют в дисперсном состоянии (черные кристаллы и агрегаты) и в виде раствора в средне- и низкомолекулярных компонентах (участки с желто-зеленым свечением).

Анализ результатов показывает, что при разбавлении мазута М-40 дизельной технической фракцией (ДФ) на 20 и 30 % разрушаются агрегаты асфальтеновых кристаллов, происходит их диспергирование и растворение с образованием тонкодисперсной и растворенной формы (рис. 5).

Для определения эффективности закрепления собирателя на алмазах применялась методика УФ-спек-

трального анализа распределения собирателя между жидкой и твердой фазами флотационной системы, включающая операции экстракции органических веществ из компонентов водо-дисперсной системы алмаз – водная фаза, измерение концентраций и расчет баланса собирателя [17].

Проверка собирательных свойств исследуемых собирателей по отношению к алмазам проводилась на установке беспенной флотации – трубке Халлимонда. При проведении исследований использовали алмазы крупностью от 0,5 мм до 1 мм, которые отбирали из алмазосодержащего гравитационного концентрата.

Результаты исследований показали, что компаундный собиратель, полученный разбавлением мазута М-40 на 20 % ДТФ, проявляет наилучшие технологические свойства: увеличение доли собирателя, закрепившегося на поверхности алмазов, на 16 % и существенное повышение их флотуемости (табл. 4, опыт 2).

Другим эффективным подходом к модификации характеристик собирателя является добавление в его состав реагентов, обеспечивающих автодиспергирование собирателя в водной фазе. Подтверждено, что использование добавок кетонов (ДЭК – диэтилкетон, ЭМК – этилметилкетон, ДМК – диметилкетон) в составе мазута М-40 обеспечивает увеличение доли закрепившегося на алмазах собирателя с 45 до 87 % (табл. 5, опыты 3, 4, 5). Доля собирателя, закрепившегося на минералах кимберлита, при этом возрастает незначительно.

Результаты флотационных опытов показали (см. табл. 4), что максимальное извлечение алмазов при использовании компаунда мазута М-40 и алифатических кетонов достигается в области массовой доли фракции кетонов 8–20 %.

Собиратели КСМ-1 и КСМ-2, представляющие собой компаунды мазута М-40, дизельной фракции и кетонов, также были испытаны на установке пенной сепарации ЛФМ-001С, работающей в близком к промышленному режиму (расход собирателя

1000 г/т, расход бутилового аэрофлота 50 г/т, расход вспенивателя – 150 г/т). Результаты стендовых испытаний показали, что в интервале температур 14–24 °С уровень извлечения алмазов достигает 90–95 % при селективности 82,2–89,25 % [17]. Сравнение результатов флотационных опытов показывает, что применение собирателей КСМ-1 и КСМ-2 позволяет достигнуть уровня извлечения 90 % при вдвое меньшем расходе собирателя (рис. 6), что весьма важно с позиции как сокращения затрат на флото-реагенты, так и снижения нагрузки на окружающую природную среду.

Выбор параметров схемы водооборота в цикле пенной сепарации

Степень замыкания водооборота, определяемая как доля оборотной воды в потоке, направляемом в цикл пенной сепарации, является ключевым параметром, определяющим уровень накопления в водной фазе обогатительных процессов растворимых солей, шламов и флотационных реагентов [24, 25].

Основной причиной снижения показателей пенной сепарации при увеличении доли оборотной воды в общем водном балансе является процесс шламо-накопления. Увеличение доли оборотной воды ведет к нарастанию концентрации шламов, что обусловлено ухудшением условий и снижением эффективности операции осветления оборотной воды.

С другой стороны, повышение степени замыкания водооборота увеличивает остаточные концентрации собирателя на 25–40 %. Это не только не снижает показатели флотации, но и позволяет снизить расходы реагентов на 10–15 %.

Результаты регрессионного анализа показывают, что концентрация шламов является наиболее существенным негативным фактором, приводящим к снижению извлечения алмазов, что вытекает из существенно более тесной отрицательной связи (КПК = –0,56, табл. 5) в сравнении с тесной связью с другими параметрами (КПК = –0,31–0,32, табл. 5).

Таблица 4
Количество закрепившегося собирателя и извлечение алмазов в концентрат при беспенной флотации алмазов в трубке Халлимонда

| № | Применяемый собиратель | Доля закрепившегося на алмазах собирателя, % | Извлечение алмазов в концентрат, % |
|---|---------------------------------|--|------------------------------------|
| 1 | Мазут М-40 | 45 | 68,4 |
| 2 | Мазут М-40+20 % ДТФ | 61 | 78,6 |
| 3 | Мазут М-40+20 % ДТФ+ДЭК (КСМ-1) | 82 | 92,2 |
| 4 | Мазут М-40+20 % ДТФ+ЭМК (КСМ-2) | 87 | 92,5 |
| 5 | Мазут М-40+20 % ДТФ+ДМК (КСМ-3) | 80 | 88,7 |

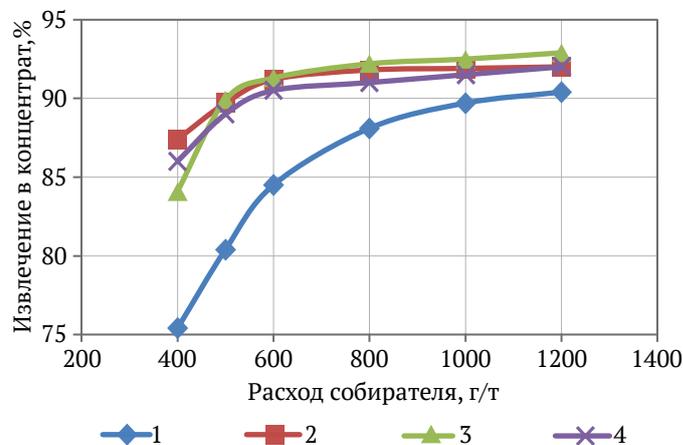


Рис. 6. Извлечение алмазов в пенной сепарации при применении собирателей:
1 – мазут М-40; 2 – собиратель КСМ-1;
3 – собиратель КСМ-2; 4 – собиратель КСМ-3

Результаты регрессионного анализа подтверждаются сравнительным анализом зависимостей шламо-накопления и извлечения алмазов в концентрат от степени замыкания водооборота в цикле пенной сепарации. Как видно из рис. 7, при достижении степени замыкания водооборота 85 % наблюдается постепенное увеличение концентрации шламов в оборотной воде и уменьшение извлечения алмазов. Поэтому степень замыкания водооборота (доли оборотной воды в водном балансе) в цикле пенной сепарации, составляющая 85 %, была определена как предельно допустимая (рис. 7).

Рекомендованное по результатам настоящих исследований увеличение степени замыкания водооборота с 70 до 85 % было апробировано и реализовано при модернизации схемы цикла пенной сепарации на ОФ № 3 Мирнинского ГОКа. Задача снижения концентрации шламов в оборотной воде достигалась с применением одностадийного осветления слива операций сгущения класса крупности исходного питания -2–+1 мм и отвалных хвостов пенной сепарации. Результаты проведенных испытаний показали возможность сокращения расходов собирателя на 7 % при доле оборотной воды 85 % при сохранении извлечения алмазов и качества концентратов на прежнем уровне (табл. 6).

Для увеличения доли оборотной воды в водном балансе цикла пенной сепарации до 90 % (с целью большего снижения расхода флотореагентов) необходимо применение эффективных методов снижения концентрации шламов в оборотной воде. Такой результат может быть достигнут за счет применения двухстадийной схемы осветления оборотной воды

или добавок коагулянтов или флокулянтов, не оказывающих негативного воздействия на процесс пенной сепарации. Сокращение концентрации шламов на 20–30 %, достигаемое за счет применения двухстадийной схемы осветления, позволит повысить степень замыкания водооборота до 90 % без снижения извлечения алмазов и достичь суммарного сокращения расходов реагентов на 11 %.

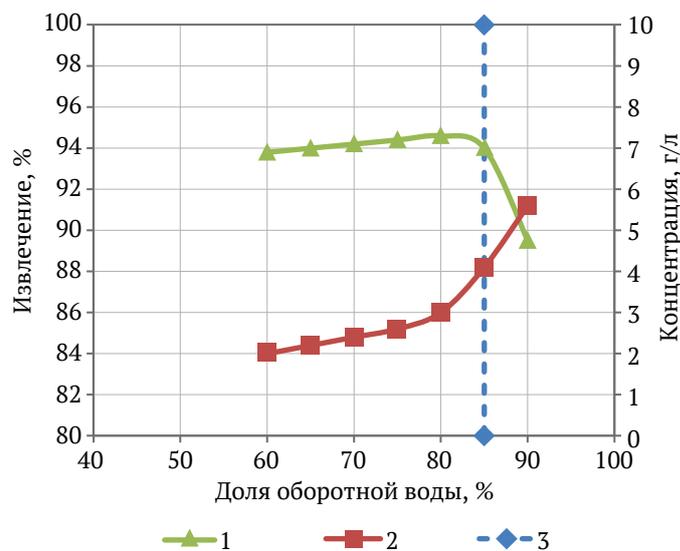


Рис. 7. Влияние доли оборотной воды в водном балансе цикла пенной сепарации на: 1 – концентрацию шламов и 2 – извлечение алмазов; 3 – предельное значение степени замыкания водооборота (доли оборотной воды)

Таблица 5

Коэффициенты парной корреляции (КПК) извлечения алмазов к параметрам оборотной воды цикла пенной сепарации

| Параметры оборотной воды | Извлечение алмазов, % | | | КПК извлечения алмазов к параметрам оборотной воды |
|-------------------------------|-----------------------|----------|---------|--|
| | минимум | максимум | среднее | |
| Степень замыкания водооборота | 65 | 90 | 74 | -0,31 |
| Минерализация, г-ион/л | 0,4 | 0,6 | 0,47 | -0,32 |
| Концентрация шламов, г/л | 3,1 | 5,8 | 4,0 | -0,56 |

Таблица 6

Показатели цикла пенной сепарации при изменении степени замыкания водооборота

| Степень замыкания водооборота, % | Расход собирателя, г/т | | Извлечение алмазов в концентрат, % | Выход кимберлита в концентрат, % |
|--------------------------------------|------------------------|--------------------|------------------------------------|----------------------------------|
| | мазут Ф-5 | бутиловый аэрофлот | | |
| Одностадийное обесшламливание | | | | |
| 70 | 1100 | 25 | 87,9 | 0,65 |
| 75 | 1050 | 23,5 | 87,9 | 0,64 |
| 85 | 1020 | 22,8 | 87,8 | 0,63 |
| 90 | 970 | 21,5 | 85,8 | 0,62 |
| Двухстадийное обесшламливание | | | | |
| 85 | 1020 | 22,8 | 87,9 | 0,60 |
| 90 | 970 | 21,5 | 87,8 | 0,60 |



Выводы

Показано, что причиной техногенной гидрофиллизации алмазов являются процессы кристаллизации пленок карбонатных и силикатных минералов и закрепление шламовых фракций на гидрофилизированной поверхности алмазов. Предложено использовать для повышения извлечения алмазов комбинированные режимы кондиционирования руды и оборотной воды с применением акустической, тепловой, электрохимической и реагентной обработки, обеспечивающие повышение флотуемости гидрофильных алмазов на 30–35 % за счет уменьшения или предотвращения их гидрофиллизации и удаления шламов.

Предложен рациональный температурный режим операций цикла пенной сепарации, включающий тепловую обработку исходного питания и предполагающий использование тепла, расходуемого в операции, для повышения температуры среды в операциях кондиционирования с собирателем и пенной сепарации обогащаемого класса. Установлена возможность снижения потерь алмазов при поддержании оптимального теплового режима на 3,5 %.

Показано, что эффективным способом повышения эффективности пенной сепарации является модифицирование фазового состава мазутов добавками низко- и среднемoleкулярных фракций, обеспечивающих перевод асфальтенов и нефтяных смол в адгезионно-активную форму, а также обеспечивающих автодиспергирование собирателя в водной фазе. Испытания реагентов КСМ-1 и КСМ-2 с добавками алкилкетонов подтвердили их большую эффективность в сравнении с мазутом Ф-5.

Определена оптимальная степень замыкания водооборота (85 %), которая достигается за счет применения схемы водооборота, включающей одностадийное осветление слива операции сгущения исходного питания и отвальных хвостов цикла пенной сепарации, обеспечивающей снижение расхода собирателя на 8 % при сохранении извлечения алмазов и качества концентратов на высоком уровне. Предложено применение двухстадийной схемы осветления для снижения концентрации шламов в воде и большей степени замыкания водооборота.

Список литературы / References

1. Злобин М.Н. *Состояние и некоторые пути развития технологии обогащения алмазосодержащих руд на предприятиях АК «АЛРОСА»*. М.: Алмазы; 2002. С. 59–63.
Zlobin M.N. *The state and some ways of development of the technology of enrichment of diamond-containing raw materials at the "Alrosa" enterprise*. Moscow: Almazy; 2002. Pp. 59–63. (In Russ.)
2. Злобин М.Н. Технология крупнозернистой флотации при обогащении алмазосодержащих руд. *Горный журнал*. 2011;(1):87–89.
Zlobin M.N. Technology of hard grained flotation during beneficiation of diamond-bearing ores. *Gornyi Zhurnal*. 2011;(1):87–89. (In Russ.)
3. Горячев Б.Е. *Технология алмазосодержащих руд*. М: МИСИС; 2010. 326 с.
Goryachev B.E. *Technology of diamond-bearing ores*. Moscow: MISIS; 2010. 326 p. (In Russ.)
4. Махрачев А.Ф., Ларионов Н.П., Савицкий В.Б. Новые направления в технологии обогащения алмазосодержащего сырья на предприятиях АК «АЛРОСА». *Горный журнал*. 2005;(7):65–68.
Makhrachev A.F., Larionov N.P., Savitsky V.B. New trends in developing the processes of diamond-bearing resources at ALROSA's enterprises. *Gornyi Zhurnal*. 2005;(7):65–68 (In Russ.)
5. Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Ковальчук О.Е. Поверхностные свойства алмазов метасоматически измененных кимберлитов и их модификация в условиях переработки минерального сырья. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2015;(2):138–149.
Chanturia V.A., Dvoichenkova G.P., Koval'chuk O.E. Surface properties of diamonds recovered from metasomatically modified kimberlites during processing. *Fiziko-Tekhnicheskiye Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh*. 2015;(2):138–149. (In Russ.)
6. Коваленко Е.Г., Двойченкова Г.П., Поливанская В.В. Научное обоснование совместного применения тепловой и электрохимической обработки для повышения эффективности процесса пенной сепарации алмазосодержащего сырья. *Научный вестник МГТУ*. 2014;(3):67–80.
Kovalenko E.G., Dvoichenkova G.P., Polivanskaya V.V. Joint scientific basis of heat and electrochemical treatment to improve foam separation of diamond ore. *Nauchnyy Vestnik MGTU*. 2014;(3):67–80. (In Russ.)
7. Zhang J., Kouznetsov D.L., Yu 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>
8. Liu L., Cheng G., Yu W., Yang Ch. Flotation collector preparation and evaluation of oil shale. *Oil Shale*. 2018;35(3):242–253. <https://doi.org/10.3176/oil.2018.3.04>
9. Морозов В.В., Коваленко Е.Г., Двойченкова Г.П., Чуть-Ды В.А. Выбор температурных режимов кондиционирования и флотации алмазосодержащих кимберлитов компаундными собирателями. *Горные науки и технологии*. 2022;7(4):287–297. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-10-23>
Morozov V.V., Kovalenko E.G., Dvoichenkova G.P., Chut-Dy V.A. Selection of Temperature regimes for conditioning and flotation of diamond-bearing kimberlite with compound collectors. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(4):287–297. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-10-23>



10. Westhuyzen P., Bouwer W., Jakins A. Current trends in the development of new or optimization of existing diamond processing plants, with focus on beneficiation. *Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2014;114:537–546.
11. Di Feo A., Mortazavi S., Langley S. The Effects of Water Recycling on Flotation at a North American Concentrator, Part 1. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*. 2020;8(4):37–45. <https://doi.org/10.4236/jmmce.2020.84016>
12. Mikhlin Yu. X-ray Photoelectron Spectroscopy in Mineral Processing Studies. *Applied Sciences*. 2020;10(15):5138. <https://doi.org/10.3390/app10155138>
13. Thompson J.M. *Infrared spectroscopy*. Pan Stanford Publ.; 2018. 196 p.
14. Huhtamäki T., Tian X., Korhonen J.T., Ras R.H.A. Surface-wetting characterization using contact-angle measurements. *Nature Protocols*. 2019;15:2259. <https://doi.org/10.1038/s41596-018-0047-0>
15. Алексеенко В.В., Воронов Д.В., Каташевцев М.Д., Пахомовский А.Н. Исследование гранулометрического состава эмульсий с помощью оптического микроскопа и методом автоматизированного распознавания объектов на цифровой фотографии. *Вестник ИрГТУ*. 2015;(2):99–104. Alekseenko V.V., Voronov D.V., Katashevcev M.D., Pakhomovskiy A.N. Study of emulsion granulometric composition by means of an optical microscope and a method for automated recognition of objects in digital photos. *Proceedings of Irkutsk State Technical University*. 2015;(2):99–104. (In Russ.)
16. Farrokhrouz M., Haghi H. The application of hallimond tube for floatability study of pure galena from nakhlak mine. In: *13th Conference on Environment and Mineral Processing*. Part 1. Ostrava, Czech Republic; 2009. Pp. 89–96.
17. Morozov V.V., Kovalenko E.G., Dvoichenkova G.P. et al. Selection of collector composition and temperature conditions for diamond foam separation. *Journal of Mining and Metallurgy*. 2022;58A(1):21–28. <https://doi.org/10.5937/JMMA2201021M>
18. Хмелев В.Н., Хмелев С.С., Голых Р.Н., Барсуков Р.В. Повышение эффективности ультразвуковой кавитационной обработки вязких и дисперсных жидких сред. *Ползуновский вестник*. 2010;(3):321–325. Khmelev V.N., Khmelev S.S., Golykh R.N., Barsukov R.V. Increasing the efficiency of ultrasonic cavitation treatment of viscous and dispersed liquid media. *Polzunovskiy Vestnik*. 2010;(3):321–325 (In Russ.)
19. Махрачев А.Ф. Повышение эффективности реагентов-собираателей для флотации алмазов на основе виброструйной магнитной активации. В: *Труды международной конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья»*. Екатеринбург; 2018. С. 122–126. Makhrachev A.F. Increasing the performance of collecting agents in diamond flotation on the basis of vibrojet magnetic activation. In: *Proceedings of the International Conference “Scientific Basis and Practice of Processing of Ores and Technogenic Raw Materials”*. Yekaterinburg; 2018. Pp. 122–126. (In Russ.)
20. Коваленко Е.Г., Двойченкова Г.П., Морозов В.В. Выбор и обоснование режимов кондиционирования водно-минеральных систем при обогащении алмазосодержащих кимберлитов. В: *Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения. Плаксинские чтения – 2022*. Владивосток; 2022. С. 102–105. Kovalenko E.G., Dvoichenkova G.P., Morozov V.V. Selection and justification of water-mineral system conditioning regimes in beneficiating diamond-bearing kimberlites. In: *Current Problems of Complex and Deep Processing of Mineral Raw Materials of Natural and Technogenic Origin. Plaksin Readings – 2022*. Vladivostok; 2022. Pp. 102–105. (In Russ.)
21. Чантурия В.А., Трофимова Э.А., Богачев В.И., Диков Ю.П. Нанообразования на поверхности природных алмазов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2009;(S14):35–41. Chanturia V.A., Trofimova E.A., Bogachev V.I., Dikov Y.P. Nanoformations on the surface of natural diamonds. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2009;(S14):35–41. (In Russ.)
22. Пивоварова Н.А., Кириллова Л.Б., Такаева М.А. и др. О свойствах и строении нефтяных дисперсных систем. *Вестник Астраханского государственного технического университета*. 2008;(6):138–143. Pivovarova N.A., Kirillova L.B., Takaeva M.A. et al. On the properties and structure of petroleum dispersed systems. *Vestnik of Astrakhan State Technical University*. 2008;(6):138–143. (In Russ.)
23. Ганеева Ю.М., Юсупова Т.Н., Романов Г.В. Асфальтеновые наноагрегаты: структура, фазовые превращения, влияние на свойства нефтяных систем. *Успехи химии*. 2011;80(10):1034–1050. (Trans. ver.: Ganeeva Y.M., Yusupova T.N., Romanov G.V. Asphaltene nano-aggregates: structure, phase transitions and effect on petroleum systems. *Russian Chemical Reviews*. 2011;80(10):993–1008. <https://doi.org/10.1070/RC2011v080n10ABEH004174>) Ganeeva Y.M., Yusupova T.N., Romanov G.V. Asphaltene nano-aggregates: structure, phase transitions and effect on petroleum systems. *Russian Chemical Reviews*. 2011;80(10):993–1008. <https://doi.org/10.1070/RC2011v080n10ABEH004174> (Orig. ver.: Ganeeva Y.M., Yusupova T.N., Romanov G.V. Asphaltene nano-aggregates: structure, phase transitions and effect on petroleum systems. *Uspekhi Khimii*. 2011;80(10):993–1008. (In Russ.))
24. Пестряк И.В. Моделирование и исследование физико-химических процессов при кондиционировании оборотных вод. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*.



2015;(4):143–150. (Trans. ver.: Pestryak 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>)

Pestryak 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> (Orig. ver.: Pestryak I.V. Modeling and analysis of physicochemical processes in recirculating water conditioning. *Fiziko-Tekhnicheskiye Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopayemykh*. 2015;(4):143–150. (In Russ.))

25. Michaux B., Hannula J., Rudolph M., Reuter M.A. Study of process water recirculation in a flotation plant by means of process simulation. *Minerals Engineering*. 2020;148:106181. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106181>

Информация об авторах

Валерий Валентинович Морозов – доктор технических наук, профессор кафедры общей и неорганической химии, Университет науки и технологий 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

Евгений Геннадьевич Коваленко – кандидат технических наук, главный инженер, институт «Якутни-проалмаз» АК «АЛРОСА», г. Мирный, Российская Федерация; доцент, Мирнинский Политехнический институт – филиал Северо-Восточного федерального университета им. М.К. Аммосова (МПТИ (ф) СВФУ), г. Мирный, Республика Саха (Якутия), Российская Федерация; ORCID [0000-0002-0320-0839](https://orcid.org/0000-0002-0320-0839), Scopus ID [57200340844](https://scopus.com/authorid/57200340844); email kovalenkoeg@alrosa.ru, kovalenkoeg@gmail.com

Галина Петровна Двойченкова – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник, Институт проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва, Российская Федерация; профессор, Мирнинский Политехнический институт – филиал Северо-Восточного федерального университета им. М.К. Аммосова (МПТИ (ф) СВФУ), г. Мирный, Республика Саха (Якутия), 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

Ирина Васильевна Пестряк – доктор технических наук, заведующий кафедрой общей и неорганической химии, доцент, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-1745-6579](https://orcid.org/0000-0002-1745-6579), Scopus ID [55577597700](https://scopus.com/authorid/55577597700); e-mail spestryak@mail.ru

Светлана Павловна Лезова – ст. преподаватель кафедры общей и неорганической химии, Университет науки и технологий МИСИС, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-8354-8802](https://orcid.org/0000-0001-8354-8802), Scopus ID [57206659544](https://scopus.com/authorid/57206659544); e-mail svlezova@mail.ru

Information about the authors

Valery V. Morozov – Dr. Sci. (Eng.), Professor of Department General and Inorganic Chemistry, University of Science and Technology 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

Evgeny G. Kovalenko – Cand. Sci. (Eng.), Chief Engineer, “Yakutniproalmaz” Institute AC “ALROSA”, Mirny, Republic of Sakha (Yakutia), Russian Federation; Associate Professor, Polytechnic Institute (branch) North-Eastern Federal University named after M.K. Ammosov, Mirny, Republic of Sakha (Yakutia), Russian Federation; ORCID [0000-0002-0320-0839](https://orcid.org/0000-0002-0320-0839), Scopus ID [57200340844](https://scopus.com/authorid/57200340844); email kovalenkoeg@alrosa.ru, kovalenkoeg@gmail.com

Galina P. Dvoichenkova – Dr. Sci. (Eng.), Leading Researcher, Institute of Problems of Integrated Development of Mineral Resources of the Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation; Professor, Polytechnic Institute (branch) North-Eastern Federal University named after M.K. Ammosov, Mirny, Republic of Sakha (Yakutia), 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

Irina V. Pestryak – Dr. Sci. (Eng.), Head of the Department of General and Inorganic Chemistry, Associate Professor, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-1745-6579](https://orcid.org/0000-0002-1745-6579), Scopus ID [55577597700](https://scopus.com/authorid/55577597700); e-mail spestryak@mail.ru

Svetlana P. Lezova – Senior Lecturer of the Department of General and Inorganic Chemistry, University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0001-8354-8802](https://orcid.org/0000-0001-8354-8802), Scopus ID [57206659544](https://scopus.com/authorid/57206659544); e-mail svlezova@mail.ru

Поступила в редакцию 17.07.2023

Поступила после рецензирования 07.08.2023

Принята к публикации 18.09.2023

Received 17.07.2023

Revised 07.08.2023

Accepted 18.09.2023



ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-145>

УДК 622.7.09



Повышение эффективности флотационного обогащения комплексных руд с использованием методов прямой потенциометрии

Т. А. Яковлева¹ , А. О. Ромашев¹   , Г. Н. Машевский²  ¹ Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация² Группа компаний «НОВОМЭК», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация romashev_ao@pers.spmi.ru

Аннотация

Флотационное обогащение играет ведущую роль при переработке большинства типов руд. Эффективность данного передела в большей степени обеспечивается правильным подбором режимов работы, выбором наиболее селективных реагентов и определением их оптимального расхода. Несмотря на очевидную важность данного вопроса классическим подходом к определению данных параметров является постановка плана эксперимента с последующей обработкой полученных результатов. Между тем проведение подобного рода исследований не раскрывает сущности физико-химических процессов, происходящих в пульпе, а результаты, полученные на одном образце, могут не соответствовать оптимуму при изменении исходных характеристик пробы.

Целью данной работы является разработка и реализация методического подхода с использованием методов прямой потенциометрии при исследовании руд на обогатимость флотационным методом. Получаемые данные от ионоселективных сенсоров позволяют в значительной мере расширить картину происходящих в процессе флотации преобразований и учесть возможные негативные факторы, препятствующие эффективному протеканию процесса.

Для реализации поставленной цели проведен сравнительный анализ двух подходов к постановке опытов по флотационному обогащению на примере комплексных сульфидных руд. На первом этапе проведено исследование по флотационному обогащению при помощи постановки D-оптимального факторного эксперимента, включающего 20 опытов по подбору оптимальных расходов реагентов-модификаторов с получением качественных показателей. На втором этапе поставлены опыты по флотации с применением электрохимического контроля с помощью рН, Ag₂S, Pt и мембранных электродов. В результате разработана универсальная блок-схема проведения флотационных исследований с ионоселективными сенсорами, позволяющая реализовать данный подход на различных рудах. Полученные результаты позволили интенсифицировать процесс обогащения, повысив его эффективность на 7,8 %, при сокращении расхода подаваемых реагентов. Помимо этого, полученные данные позволили выявить ряд негативных факторов, влияющих на результат. В заключение предложена модель для реализации данного подхода на предприятиях, включающая внедрение «интеллектуального помощника» оператора флотации на основе инициализированных электрохимических моделей.

Ключевые слова

флотация, флотационное обогащение, комплексные руды, методы прямой потенциометрии, ионометрия, оптимизация, электроды, обогащение, моделирование, реагенты, планирование эксперимента, рН, Ag₂S, Pt-электроды

Финансирование

Работа выполнена в рамках гранта РНФ (проект № 23-47-00109).

Для цитирования

Yakovleva T.A., Romashev A.O., Mashevsky G.N. Enhancing flotation beneficiation efficiency of complex ores using ionometry methods. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):146–157. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-145>



BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Research paper

Enhancing flotation beneficiation efficiency of complex ores using ionometry methods

T. A. Yakovleva¹ , A. O. Romashev¹   , G. N. Mashevsky²  ¹ *Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation*² *NOVOMEK Group of Companies, Saint Petersburg, Russian Federation* romashev_a_o@pers.spmi.ru

Abstract

Flotation beneficiation plays a leading role in the processing most ores. The efficiency of this process is ensured by the correct selection of operating modes, which involves choosing the most selective reagents and determining their optimal consumption. Despite the significance of this issue, the classic approach to determining beneficiation parameters involves testing followed by the processing of the results obtained and the determination of the reagent consumption. However, such studies do not reveal the essence of the physicochemical processes occurring within the pulp, and the results of testing one sample may not correspond to the optimum when the properties of the sample change.

The purpose of this work is to develop and implement a methodological approach to the study of ore flotation beneficiation using ionometry methods. The data obtained from ion-selective sensors significantly deepen our insight into the transformations occurring during the flotation process and allow for consideration of possible adverse factors that hinder effective process progression.

To achieve this goal, a comparative analysis of two approaches to flotation beneficiation testing was performed using complex sulfide ores as examples. In the first stage, a flotation beneficiation study was conducted through D-optimal factor testing, which included 20 individual tests to determine the optimal consumption of modifying reagents, yielding qualitative indicators. In the second stage, flotation tests were conducted using electrochemical monitoring with pH, Ag₂S, Pt, and membrane electrodes. A universal flowchart for flotation studies with ion-selective sensors has been developed, facilitating the application of this approach to various ores. The implementation of the results from this comparative analysis has led to a 7.8% increase in beneficiation efficiency while reducing reagent consumption. Additionally, the insights gained into the electrochemical processes occurring allowed for assumptions about the adverse factors affecting flotation outcomes. In conclusion, a model for the potential application of this approach at existing enterprises was proposed, including the implementation of an “intelligent assistant” for flotation operators based on the developed electrochemical models.

Keywords

flotation, flotation beneficiation, complex ores, ionometry methods, ionometry, optimization, electrodes, dressability, simulation, reagents, testwork design, pH, Ag₂S, Pt electrodes

Funding

The work was carried out within the framework of a grant from the Russian Science Foundation (project No. 23-47-00109).

For citation

Yakovleva T.A., Romashev A.O., Mashevsky G.N. Enhancing flotation beneficiation efficiency of complex ores using ionometry methods. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):146–157. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-08-145>

Введение

Вовлечение в переработку минерального сырья с низким содержанием полезных компонентов ставит перед предприятиями задачи по модернизации производства. В настоящий момент большинство предприятий справляются с проблемой восполнения потерь в наработке концентратов путем наращивания объема перерабатываемой руды [1]. Помимо этого, в попытке повысить или восполнить количество получаемого концентрата вопросы комплексного использования недр отходят на второй план, ставя под угрозу цели устойчивого развития в минерально-сырьевом секторе [2, 3].

Между тем внедрение более гибкого подхода с использованием современных технологий в области автоматизации в противовес к экстенсивному подходу позволяет решить сразу две проблемы – экономическую и, что намного важнее, экологическую [4]. При модернизации технологий на обогащительных фабриках интерес исследователей чаще всего направлен на оптимизацию наиболее дорогостоящего передела – рудоподготовки [5]. Следует отметить несомненную важность данных работ, способствующих снижению конечной себестоимости получаемой продукции, но вопросы повышения сложности и глубины переработки могут быть решены только путем интенсифи-



кации основного передела, в доминирующем большинстве случаев которых является процесс флотации [6–8].

В практике флотационного обогащения одним из негативных факторов, влияющих на технологические показатели процесса, является многовариативность перерабатываемого сырья, связанная в первую очередь с гетерогенностью руд [9]. В этой связи в значительной мере усложняются процессы автоматического контроля флотационного процесса и дозировки флотационных реагентов, что, в свою очередь, ухудшает качественно-количественные показатели передела [10].

Не меньшую трудность вызывает и подбор реагентного режима при исследовании руд на обогатимость флотационным методом. Как правило, при проведении исследований такого типа проводится поэтапное установление оптимального расхода каждого типа реагента с последующей его фиксацией или применение различных оптимальных планов экспериментов. Данные подходы хорошо известны, но требуют больших трудозатрат при проведении эксперимента. К примеру, наиболее распространенный план Бокса–Бенкена требует проведения 15–17 опытов (при исследовании двух факторов). Альтернативой данным подходам может служить использование методов прямой потенциометрии с фиксацией потенциалов применяемых электродов. Несомненно, методы прямой потенциометрии давно известны и применяются для электрохимических исследований, однако их применение при подборе реагентного режима не имеет общепринятой методики и нуждается в уточнении.

В связи с вышесказанным целью данной работы является разработка и апробация методического подхода при проведении исследований флотационного обогащения с использованием методов прямой потенциометрии.

Для реализации поставленной цели решены задачи по сравнению двух подходов к постановке опытов по исследованию на обогатимость исходного сырья. Первый подход является традиционным, он использует методику разработки плана оптимального эксперимента с использованием в качестве предикторов расходов предлагаемых флотационных реагентов (расчет данных расходов производится в граммах на тонну) и нахождения условий, обеспечивающих наибольшие качественные показатели. Второй подход включает в себя применение ионоселективных сенсоров (электродов).

Теория

Флотационный процесс с позиций его автоматического контроля и управления можно условно разбить на три последовательные стадии. Первая стадия – процесс пульпоподготовки (измельчение с добавкой реагентов модификаторов, контактирование пульпы с реагентами) – отражает физико-химическую сущность флотации. Вторая стадия процесса – гидродинамическая, включающая в себя автоматическую стабилизацию расхода воздуха и уровня пульпы во флотомашине, а также другие исполнительные ме-

ханизмы по управлению флотационным процессом. Третья стадия процесса заключается в регулировке характеристик пенного слоя, в котором происходит вторичное обогащение перерабатываемого сырья [11]. Особый интерес вызывает первая стадия, т.к. она больше всего влияет на получение высококачественного концентрата.

Одним из способов автоматического контроля процесса является изучение электрохимических свойств флотационной пульпы. Вопрос оптимизации процесса флотации на основе ионометрии был поставлен ещё в 1933–1934 гг., когда Я.В. Уорк и А.Б. Кокс впервые провели исследования по взаимосвязи краевого угла смачивания и значений водородного показателя, также в работе отмечается, что значение pH является важным параметром процесса флотации [5]. На протяжении последующих лет этот электрохимический параметр остается единственно признанным при исследовании руд на обогатимость с помощью флотационного метода. Между тем изучение и анализ других параметров, например, таких как значение потенциалов электродов, может помочь в установлении неявных зависимостей и повысить эффективность процесса в целом путем создания цифровых двойников отдельного передела или всей фабрики в целом [12–14]. Данный вопрос освещается во многих статьях авторов, так, например, в статьях [15, 16] приведен процесс реализации одного из проектов «Цифровой фабрики» на примере участка коллективной флотации Талнахской обогатительной фабрики, где был создан цифровой двойник оператора – система, имитирующая действия оператора и разгружающая его внимание, стабилизирующая флотационный процесс и самостоятельно совершающая управляющие действия в режиме реального времени [15]. В работах [17, 18] делается акцент на применении ионоселективных электродов, которые позволяют производить электрохимический контроль пульпового процесса. На основе полученных данных изучались процессы электрохимической коррозии и формирования комплексных соединений ВtХ с металлами. После обработки полученных данных была доказана высокая информативность потенциалов пленочного мембранного ионоселективного EM электрода. При исследовании кинетики изменения потенциалов пленочного мембранного электрода в цикле обезмеднения и обезжелезнения грубого цинкового концентрата на Учалинской обогатительной фабрике было обнаружено, что абсолютные значения потенциалов пленочного мембранного электрода в пульпе существенно сдвигаются в область отрицательных значений, которые не соответствуют реальным значениям концентрации свободных ксантогенат-ионов. Завышенные отрицательные значения потенциалов пленочного мембранного электрода характерны при комплексообразовании ксантогенат-ионов с катионами цинка. Также согласно патенту [19] впервые в практических условиях сделана попытка перейти от формирования управляющих воздействий не в «г/т», а с помощью массовых соотношений в пульпе компонентов, формирующих депрессирующий Ni и Fe суль-

фоксидный комплекс. Авторы изобретения в качестве сульфоксидного реагента-депрессора используют бисульфит-ионы, поддерживая массовое соотношение ионов железа, тиосульфат-ионов и бисульфит-ионов в жидкой фазе пульпы. Авторы впервые в производственной практике подчеркивают возможность образования в пульпе сульфитных комплексов железа, которые могут прочно сорбироваться на поверхности никелевых и пирротиновых сульфидов в виде гидрофильных анионов и вызывать их депрессию.

В целом применение электродов для интенсификации процесса флотации не является принципиально новым методом, однако следует отметить недостаточность изучения данного вопроса при исследовании руд на обогатимость и отсутствие единого методического подхода. Приведенные в обзоре выше работы сконцентрированы на работающих технологиях, что вызывает необходимость в устранении данного пробела.

Материалы и методы

В качестве объекта исследования были выбраны комплексные медные руды. Содержание Cu – 0,75 %, Fe – 23,48 %, S – 2,49 %, SiO₂ – 64,61 %. В табл. 1 представлен минералогический состав пробы, использованной в исследованиях.

Предварительно проведены опыты по подбору времени измельчения исходной пробы для достижения раскрытия минеральных компонентов (достижение выхода класса –0,071 мм равно 65 %). Опыты проводились в лабораторной мельнице МШЛ-7, шаровая загрузка 40 % от объема (9 кг), частота вращения 80 % от критической. По результатам кинетических исследований время измельчения для достижения целевого содержания составило 12 мин 10 с.

Опыты по флотационному обогащению проводились на флотационной пневмомеханической машине фирмы Вэктиз Минералс с камерой объемом 3 л. Непосредственно после измельчения материал подавался в камеру, после чего производилось контактирование пульпы с флотационными реагентами в соответствии с планом эксперимента.

Таблица 1

Минералогический состав пробы

| Название минерала | Массовая доля минералов в пробах, % | Название минерала | Массовая доля минералов в пробах, % |
|------------------------|-------------------------------------|--------------------------|-------------------------------------|
| Рудные минералы | | Нерудные минералы | |
| Пирит, марказит | 2,27 | Кальцит | 32–35 |
| Халькопирит | 2,55 | Гранат | 19–20 |
| Арсенопирит | 1,58 | Хлорит | 15–16 |
| Магнетит | 1,05 | Микроклин | 10–11 |
| Лимонит | 0,40 | Пироксен | 3–4 |
| Блѐклая руда | 0,21 | Каолинит | 2–3 |
| Борнит | 0,11 | Кварц | 2–3 |

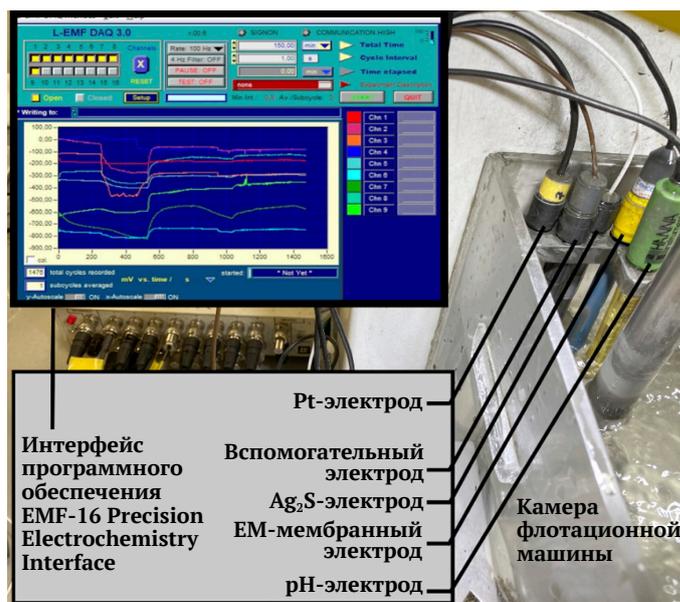


Рис. 1. Лабораторная установка контроля электрохимических параметров во флотомашине (составлен авторами)

В качестве реагентов использовались: регулятор среды CaO; депрессор (сульфидизатор) Na₂S и собиратель BtX (бутиловый ксантогенат калия). Согласно схеме опыты проходили следующим образом: исходная навеска крупностью –2,0 мм измельчалась до крупности –0,071 мм (выход составлял 65 %), также в мельницу в сухом виде подавался регулятор среды CaO. В дальнейшем проводилась операция 1-й основной флотации с добавлением реагентов Na₂S и BtX, а также вспенивателя T-80. Расход вспенивателя оставался постоянным и составил 40 г/т. Целью данной работы не являлось осуществление подбора и сравнение различных видов реагентов (хотя данная задача в текущей экономической ситуации является крайне актуальной), при этом описанный ниже подход может быть адаптирован и для данной задачи.

После проведения опыта продукты обогащения высушивались и анализировались на энергодисперсионном рентгенофлуоресцентном спектрометре EDX-8000P (диапазон определяемых элементов от C до U) фирмы Shimadzu. Подготовка проб к исследованию включала в себя выделение представительной пробы массой 5 ± 1 г и ее последующее истирание.

В процессе проведения флотационного обогащения производился контроль электрохимических свойств пульпы с помощью лабораторной установки (рис. 1), состоящей из набора электродов, подключенных к системе электрохимического контроля EMF-16 Precision Electrochemistry Interface, который позволяет фиксировать в режиме онлайн до 16 каналов состояния процесса, измеряемых с помощью окислительно-восстановительных и ионоселективных электродов.

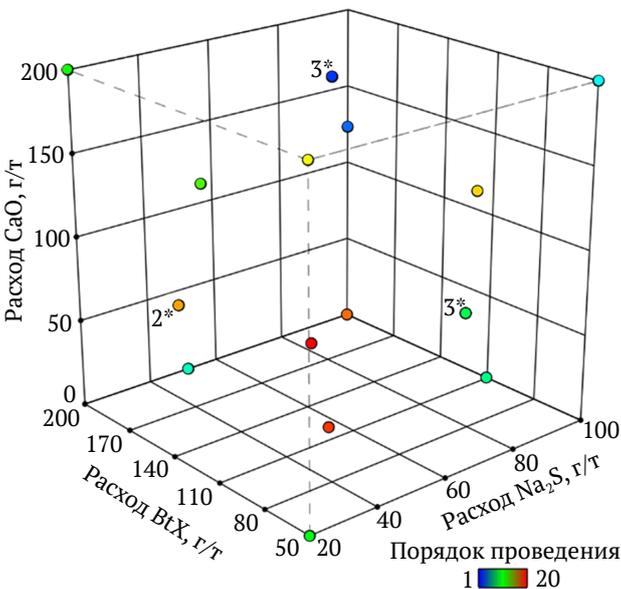
Для проведения исследований по изучению электрохимических свойств исходного сырья применялась следующая номенклатура ионоселективных

сенсоров (электродов): рН-электрод характеризует концентрацию водородных ионов в пульпе/воде [20]; Ag_2S -электрод [21]; EM – мембранный электрод [22]; Pt-электрод – электрод для определения окислительно-восстановительного потенциала измеряемой среды [23]. С учетом требований разработанной методики по проведению электрохимических измерений выполнена калибровка ионоселективных электродов с целью определения электрохимической модели диагностики поглотимости ксантогената и выбора рабочего набора электродов¹ [24, 25].

Для определения работоспособности электродов мы основываемся на расчете коэффициента наклона электродной функции, который для однозарядного компонента должен быть равен 59 ± 5 (согласно уравнению Нернста) [26–28].

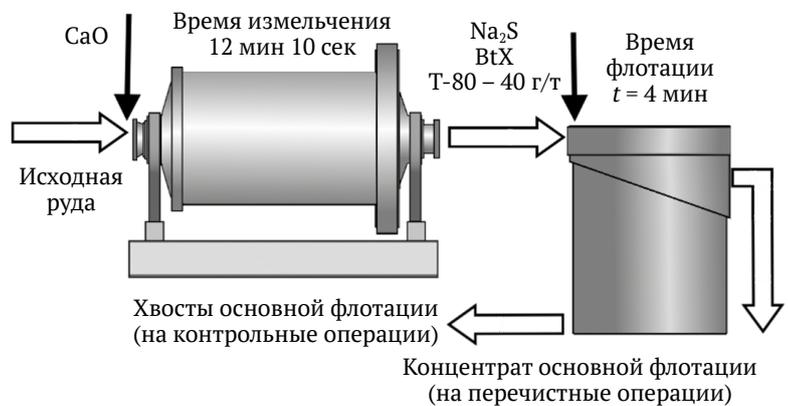
Калибровка рН-электродов осуществляется по стандартной методике посредством применения буферных растворов с учетом температуры измеряемой среды.

¹ Программа для ЭВМ № 2023680109. Программа для выбора ионоселективных сенсоров на основе данных калибровки. Ромашев А.О., Яковлева Т.А., Гатиатуллин Б.Л. Подача заявки: 2023-09-14, публикация патента: 26.09.2023.



* цифрой указано количество повторений в данной точке

Рис. 2. Матрица D-факторного эксперимента и технологическая схема серии опытов (составлен авторами)



Результаты и обсуждение

Для проведения первого этапа исследований по флотационному обогащению (по «классической» методике) была составлена матрица для проведения трехфакторного D-оптимального эксперимента [29]. Планы такого типа нашли широкое применение в различных областях науки, так как лучше всего оценивают нелинейное влияние факторов [30–32]. Схема и план D-факторного эксперимента представлены на рис. 2 и в табл. 2 соответственно. В качестве предикторов выбраны расходы вышеобозначенных реагентов, интервалы расходов выбраны на основе анализа литературных источников и опыта работы аналогичных предприятий. В качестве критерия оптимизации использован критерий эффективности Ханкока–Луйкена по меди. Данный критерий может быть использован как технологический критерий оптимизации ввиду включения в себя качественных показателей обогащения и отражения в общем виде степени обогащения текущего опыта к максимально возможному, т.н. случаю «идеального» обогащения. В ходе реализации составленного плана эксперимента в общей сложности поставлено 20 флотационных опытов (с повторением в центральных точках) с варьированием расхода. Из продуктов каждого опыта отбирались три представительные пробы для анализа

Таблица 2

План и результаты эксперимента

| Фактор | Имя | Ед. изм. | Минимум | Максимум | Минимальный уровень | Максимальный уровень | Среднее | Ст. откл. |
|--------|---------|----------|---------|----------|---------------------|----------------------|---------|-----------|
| A | Na_2S | г/т | 20,00 | 100,00 | -1 ↔ 20,00 | +1 ↔ 100,00 | 58,25 | 30,06 |
| B | BtX | г/т | 50,00 | 200,00 | -1 ↔ 50,00 | +1 ↔ 200,00 | 117,81 | 58,27 |
| C | CaO | г/т | 0,000 | 200,00 | -1 ↔ 0,00 | +1 ↔ 200,00 | 104,85 | 75,38 |

качественных показателей, за окончательный результат принималось среднее арифметическое из трех измерений. Следует отметить, что в данной работе рассматривалась только стадия основной флотации без дополнительных операций с целью получения кондиционных продуктов.

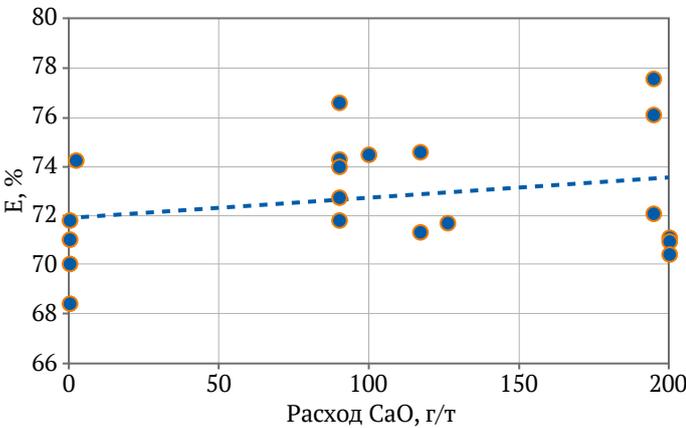


Рис. 3. Влияние расхода CaO на эффективность обогащения (составлен авторами)

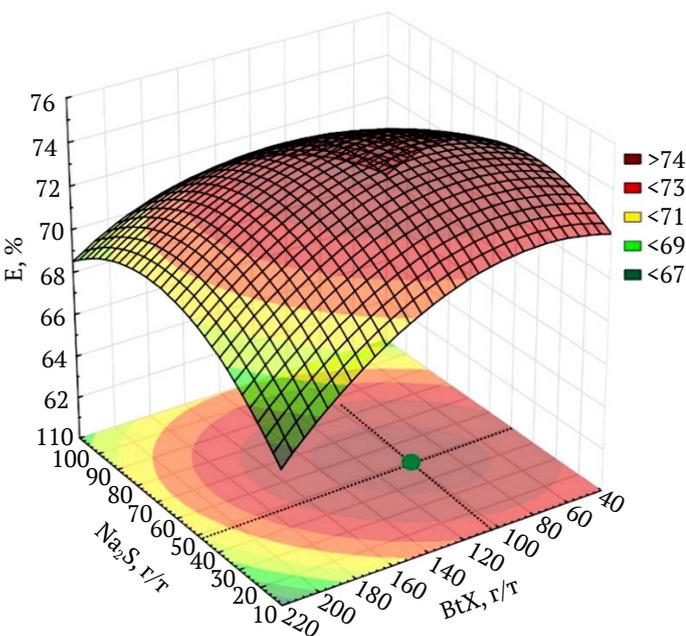


Рис. 4. Функции отклика эффективности на вариацию расхода Na_2S и BtX , полученные в ходе проведения D-факторного эксперимента (составлен авторами)

Статистический анализ полученной модели на адекватность показал незначительное влияние расхода CaO на эффективность процесса флотации (рис. 3). С увеличением расхода не происходит значительного роста эффективности. Локальные повышения обусловлены влиянием других факторов. Исходя из вышеизложенного рационально зафиксировать нулевой расход данного реагента (для представленных образцов).

Анализ поверхности отклика зависимости расхода Na_2S и BtX на эффективность процесса обогащения позволяет сделать вывод о наличии локального максимума в данных условиях проведения эксперимента (рис. 4).

Для нахождения оптимальных значений расходов, соответствующих точке локального максимума, использован метод общего понижающего градиента, применяемый для анализа сложных нелинейных зависимостей. Найденное решение позволило установить расходы CaO , Na_2S и BtX : 0, 49,64 и 103,48 г/т соответственно. Согласно полученной модели эффективность обогащения при данных параметрах составляет 74,34%.

Для подтверждения полученных данных проведены дополнительные серии опытов с найденными значениями расходов, усредненные результаты (каждый опыт повторялся 3 раза) представлены в табл. 3. Извлечение меди в концентрат 1-й основной флотации составило 75,8% при содержании меди 16,20%, эффективность обогащения при этом составила 72,81, относительная погрешность по сравнению с данными модели составила 2,05%.

Вторым этапом исследования было проведение опытов по исследованию на обогатимость с контролем электрохимических параметров. Обобщенная схема исследования с использованием ионоселективных сенсоров приведена на рис. 5. Данная блок-схема разделена на три этапа. Этапы 1 и 2 проводятся при первоначальном исследовании пробы, перед флотационным обогащением. Информация, полученная в результате проведения данных этапов, во-первых, позволяет выделить наиболее чувствительные пары электродов (этап 1); во-вторых, определить целевое значение потенциала аргентитового электрода и времени стабилизации. Более подробно методика подбора описана в работах [27] и [33].

В результате внедрения данной системы были поставлены опыты по изучению электрохимических свойств исходной пульпы. Схема проведения данных опытов представлена на рис. 6.

Таблица 3

Результаты открытых флотационных опытов при разном расходе подобранных реагентов

| Наименование продуктов | Выход, % | Содержание, % | | | | Извлечение, % | | | |
|----------------------------------|----------|---------------|-------|-------|----------------|---------------|--------|--------|----------------|
| | | Cu | Fe | S | SiO_2 | Cu | Fe | S | SiO_2 |
| Концентрат 1-й основной флотации | 3,54 | 16,05 | 20,16 | 15,00 | 47,31 | 75,8 | 3,04 | 21,33 | 2,59 |
| Отвальные хвосты | 96,46 | 0,18 | 23,60 | 2,03 | 65,25 | 24,2 | 96,96 | 78,67 | 97,41 |
| Руда | 100,00 | 0,75 | 23,48 | 2,49 | 64,61 | 100,0 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |

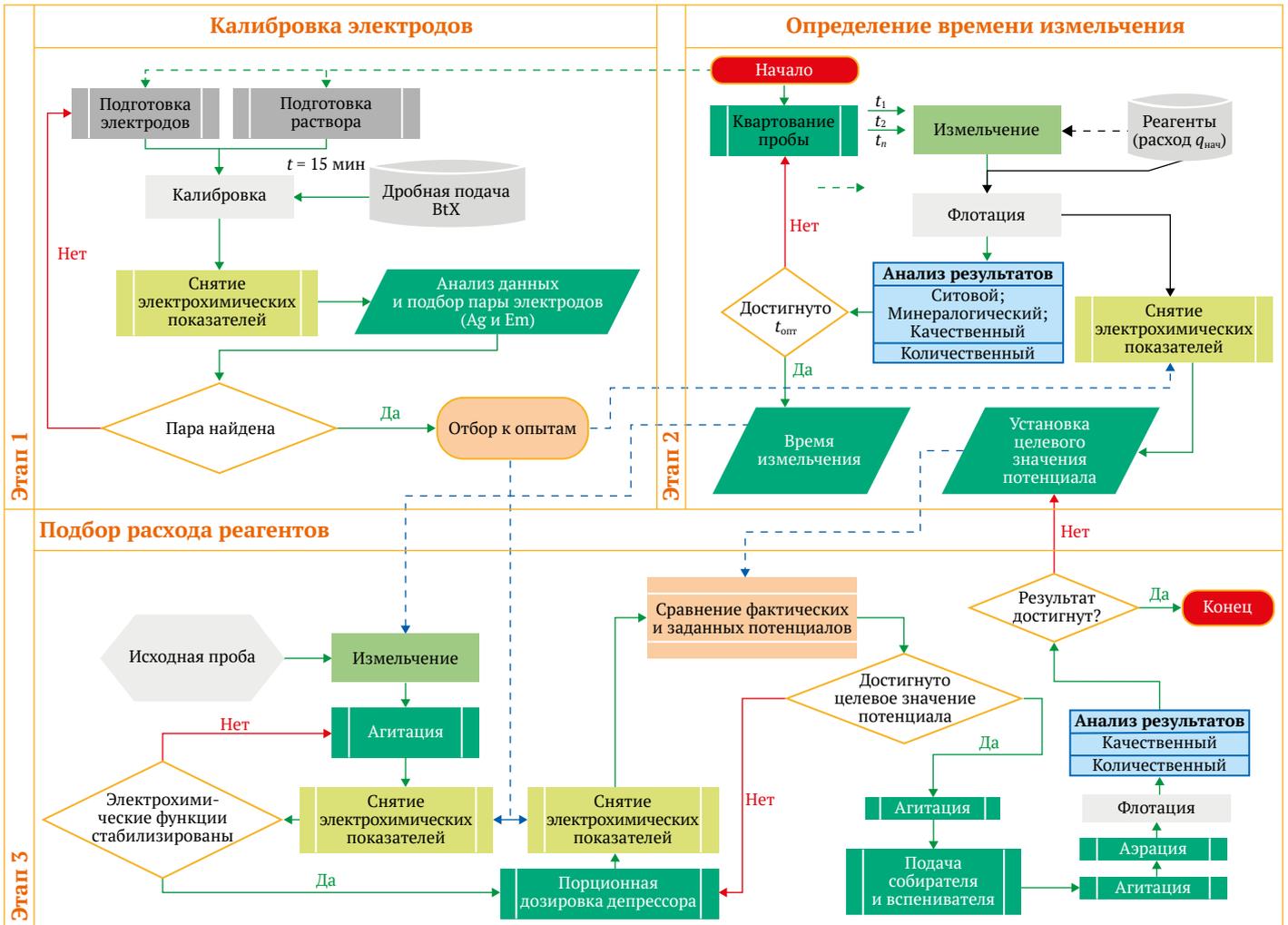


Рис. 5. Блок-схема проведения флотационных исследований с ионоселективными сенсорами (составлен авторами)

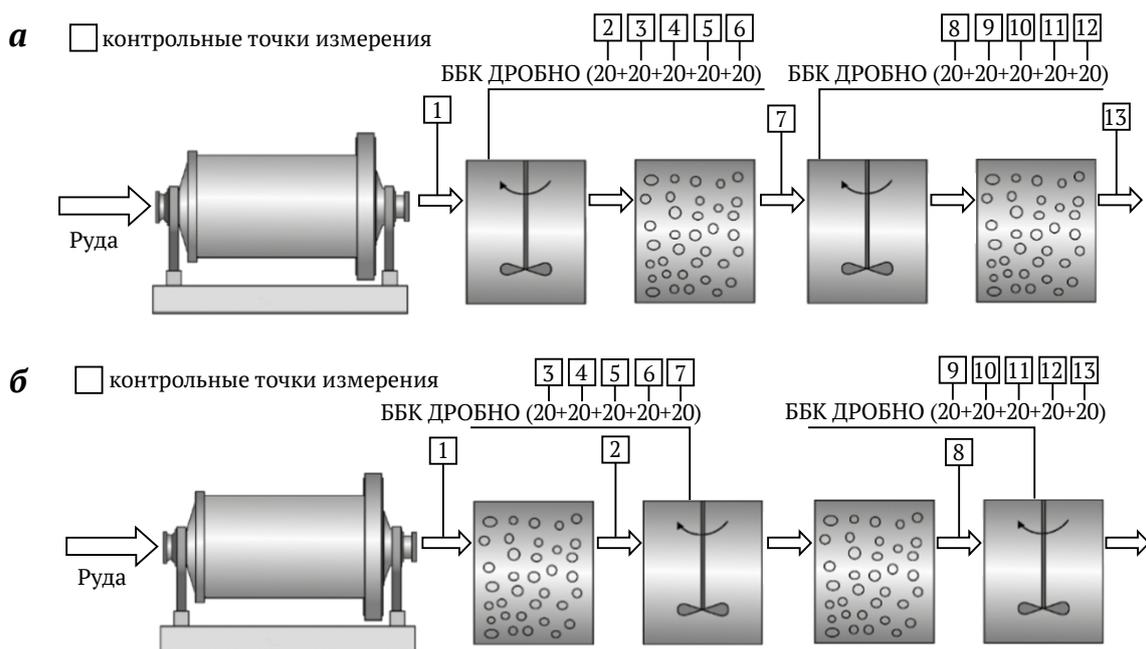


Рис. 6. Технологическая схема серии опытов:
а – без аэрации; б – с предварительной аэрацией (составлен авторами)

Методика включает в себя изучение кинетики изменения электрохимических параметров пульпы с помощью мультисенсорной потенциметрической системы, контролирующей потенциалы электродов, установленных непосредственно в пульпе [27]. Далее в полученный пульповый продукт подается индикатор (ксантогенат) как при проведении предварительной операции аэрации (рис. 6, б), так и без нее (рис. 6, а).

На основании полученных потенциограмм абсолютных значений электрохимических потенциалов и диагностических моделей делаются выводы об основных компонентах пульпы, негативно или позитивно влияющих на технологический процесс. Результаты проведения опытов по изучению исходных электрохимических параметров представлены на рис. 7.

После перемешивания исходной пробы наблюдается смещение потенциалов Mo, Pt, и Ag_2S электродов в отрицательную область (рис. 7, а, б). Отмеченное на

потенциограммах резкое повышение значений потенциалов при включении аэрации пульпы (т. 3 на рис. 7, а, б) можно объяснить протеканием окислительно-восстановительных процессов [27]. Зафиксированный высокий отрицательный потенциал Ag_2S электрода при перемешивании исходной пульпы (после измельчения) (т. 1 на рис. 7, а, б) свидетельствует о наличии процессов комплексообразования, что подтверждает изменение кинетики потенциалов пленочного ионоселективного EM электрода. По показаниям Ag_2S электрода при включении аэрации (т. 3 на рис. 7, а, б) в пульпу переходят катионы Cu^{2+} , связывающие первые дозы ксантогената, нейтрализующие катионы меди. Таким образом, точечная подача Na_2S сможет депрессировать поверхность минералов и нивелировать данный негативный фактор.

Результаты проведения данного опыта представлены на рис. 8 и в табл. 4. На рис. 8 можно выделить четыре зоны показаний электродной функции.

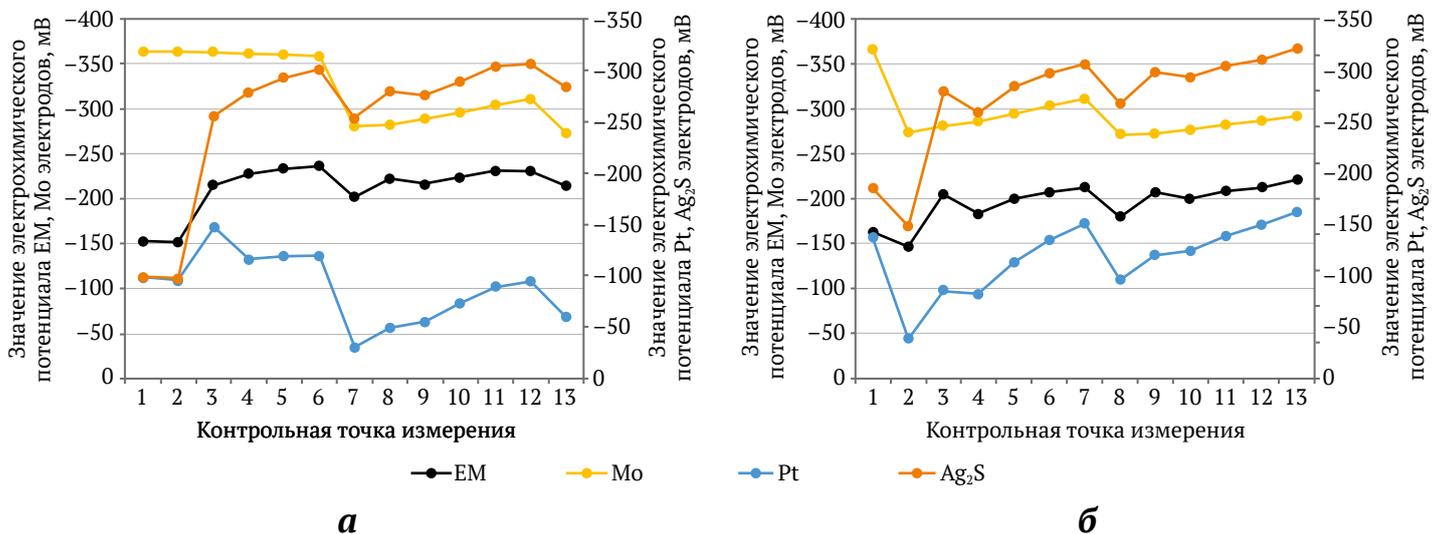


Рис. 7. Результаты проведения опытов по изучению исходных электрохимических параметров: а – без аэрации; б – с предварительной аэрацией (составлен авторами)

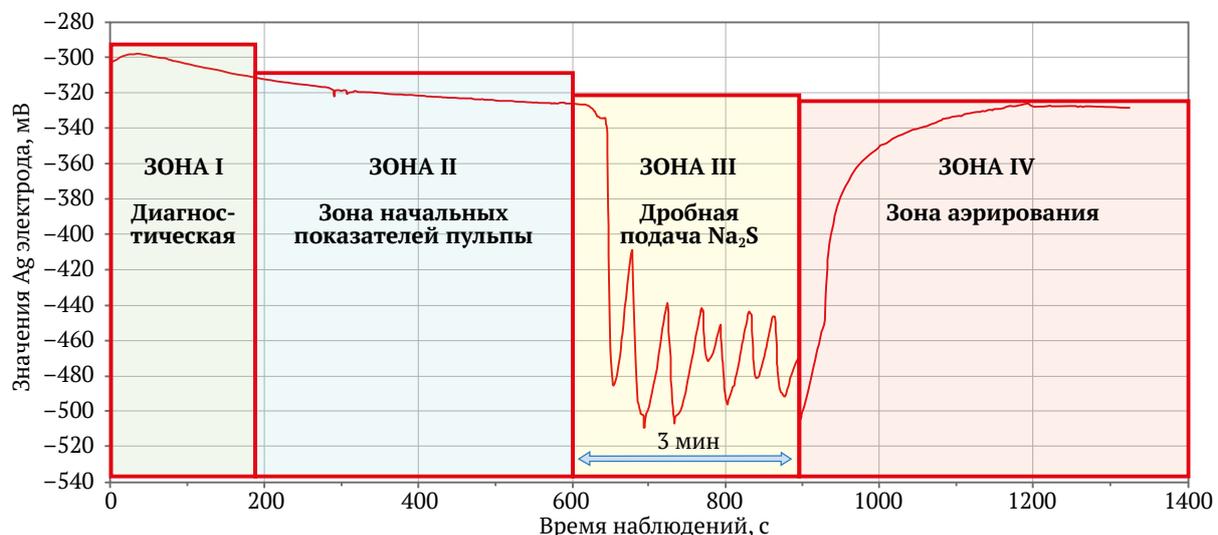


Рис. 8. Потенциограмма, фиксирующая кинетику изменения значений Ag_2S электрода (составлен авторами)



Таблица 4

Результаты открытых флотационных опытов при поддержании потенциала Ag_2S на уровне -450 мВ

| Наименование продуктов | Выход, % | Содержание, % | | | | Извлечение, % | | | |
|----------------------------------|----------|---------------|-------|-------|------------------|---------------|--------|--------|------------------|
| | | Cu | Fe | S | SiO ₂ | Cu | Fe | S | SiO ₂ |
| Концентрат 1-й основной флотации | 3,12 | 19,89 | 19,62 | 15,18 | 36,67 | 83,13 | 2,61 | 19,03 | 1,77 |
| Отвальные хвосты | 96,88 | 0,13 | 23,60 | 2,08 | 65,51 | 16,87 | 97,39 | 80,97 | 98,23 |
| Руда | 100,00 | 0,75 | 23,48 | 2,49 | 64,61 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |

Зона I – происходит выполаживание электродной функции. Зона II – происходит наблюдение за исходными показателями пульпы, которые показывают, что значение Ag_2S электрода находится в отрицательной зоне на уровне -320 – -330 мВ, что может быть объяснено наличием в руде растворимых элементов, содержащих в своем составе ионы Fe^{2+} . Зона III – на данном этапе происходит подача реагента Na_2S путем титрования данного реагента в течение трех минут [33], данная методика подачи реагента применена для поддержания потенциала Ag_2S электрода на уровне -450 мВ [27]. Зона IV – происходит подача ксантогената и включение воздуха.

Расходы реагентов, поданных дробным способом, составили: Na_2S – 15 г/т; VtX – 100 г/т. Исходя из полученных результатов содержание Cu в концентрате 1-й основной флотации повысилось с 16,05 до 19,89%, соответственно понизилось содержание Cu в хвостах 1-й основной флотации с 0,26 до 0,18%. Извлечение Cu увеличилось на 7,37%. Эффективность обогащения составила 80,61%, что на 7,8% выше по сравнению с данными, полученными в ходе планирования эксперимента.

Данные результаты позволяют предположить, что схема обогащения данного сырья в конечном итоге может включать в себя только три операции: 1-я и 2-я основные флотации, а также операция контрольной флотации, т.к. уже в операции 1-й основной флотации наблюдается высокое извлечение сульфидов в коллективный концентрат.

Заключение

Выполненные исследования позволили доказать эффективность использования методов прямой потенциометрии для исследования руд на обога-

тельность. Изменение подачи реагентов с одновременным контролем потенциалов позволило повысить эффективность обогащения на 7,8% в одной операции.

Проведенные исследования и предложенная методика изучения электрохимических свойств пульпы позволяют осуществить контроль и поиск негативных факторов, влияющих на флотацию в кратчайшие сроки, а также получить высокие качественные показатели процесса. Немаловажным является и существенное сокращение времени на выполнение исследования, и возможность косвенного оперативного контроля. Данный метод может использоваться в качестве картирования производственного процесса, т.е. расставления точек контроля по всей производственной схеме, и позволяет проанализировать процессы обогащения на производстве в режиме реального времени и при необходимости скорректировать точки подачи реагентов во флотационный процесс. Другим важным преимуществом таких систем на базе ионоселективных сенсоров является возможность получения данных для оперативного контроля с минимальной задержкой. Данная информация и построенные на ее базе диагностические модели позволят минимизировать влияние «человеческого» фактора и снизить издержки производства за счет оптимального дозирования реагентов. Стремительное развитие систем искусственного интеллекта в перспективе позволит создать самообучающиеся системы на базе нейросетевых технологий в виде «интерактивного помощника», в режиме реального времени выдающего рекомендации по изменению режима с нулевым временем запаздывания, что приведет к снижению издержек и в перспективе даст существенный экономический эффект.

Список литературы / References

- Литвиненко В.С., Петров Е.И., Василевская Д.В. и др. Оценка роли государства в управлении минеральными ресурсами. *Записки Горного института*. 2023;259:95–111. <https://doi.org/10.31897/pmi.2022.100>
Litvinenko V.S., Petrov E.I., Vasilevskaya D.V. et al. Assessment of the role of the state in the management of mineral resources. *Journal of Mining Institute*. 2023;259:95–111. <https://doi.org/10.31897/pmi.2022.100>
- Юрак В.В., Душин А.В., Мочалова Л.А. Против устойчивого развития: сценарии будущего. *Записки Горного института*. 2020;242:242–247. <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.2.242>
Yurak V.V., Dushin A.V., Mochalova L.A. Vs sustainable development: scenarios for the future. *Journal of Mining Institute*. 2020;242:242–247. <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.2.242>



3. Цыгляну П.П., Ромашева Н.В., Фадеева М.Л., Петров И.В. Инжиниринговые проекты в топливно-энергетическом комплексе России: актуальные проблемы, факторы и рекомендации по развитию. *Уголь*. 2023;(3):45–51. <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2023-3-45-51>
Tsyglianu P.P., Romasheva N.V., Fadeeva M.L., Petrov I.V. Engineering projects in the Russian fuel and energy complex: actual problems, factors and recommendations for development. *Ugol'*. 2023;(3):45–51. (In Russ.) <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2023-3-45-51>
4. Romasheva N.V., Babenko M.A., Nikolaichuk L.A. Sustainable development of the Russian Arctic region: environmental problems and ways to solve them. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(10–2):78–87. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_102_0_78
5. Александрова Т.Н., Афанасова А.В., Кузнецов В.В., Абурова В.А. Выбор параметров флотации сульфидных медно-никелевых руд на основе анализа распределения компонентов по флотирруемости. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;(1):131–147. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_1_0_131
Aleksandrova T.N., Afanasova A.V., Kuznetsov V.V., Aburova V.A. Selection of copper–nickel sulfide ore flotation parameters based on floatability ranking of flotation components. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(1):131–147. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_1_0_131
6. Васильева М.А., Волчихина А.А., Морозов М.Д. Оборудование и технологии для проведения работ по дозакладке выработанного пространства. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021;(6):133–144. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_6_0_133
Vasilyeva M.A., Volchikhina A.A., Morozov M.D. Re-backfill technology and equipment. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(6):133–144. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_6_0_133
7. Zhou C., Zhao Y., Liu C. et al. Fluidization expansion of novel generation dense medium and flow regime transition in gas-solid separation fluidized bed. *Fundamental Research*. 2023. <https://doi.org/10.1016/j.fmre.2023.02.008>
8. Афанасова А.В., Абурова В.А., Прохорова Е.О., Лушина Е.А. Исследование влияния депрессоров на флотоактивные породообразующие минералы при флотации сульфидных золотосодержащих руд. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;(6–2):161–174. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_62_0_161
Afanasova A.V., Aburova V.A., Prokhorova E.O., Lushina E.A. Investigation of the influence of depressors on flotation-active rock-forming minerals in sulphide gold-bearing ore flotation. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(6–2):161–174. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_62_0_161
9. Александрова Т.Н. Ключевые направления переработки углеродистых пород. *Записки Горного института*. 2016;220:568–572. <https://doi.org/10.18454/pmi.2016.4.568>
Aleksandrova T.N. Key directions in processing carbonaceous rocks. *Journal of Mining Institute*. 2016;220:568–572. <https://doi.org/10.18454/pmi.2016.4.568>
10. Александрова Т.Н., О'Коннор С. Переработка платинометалльных руд в России и Южной Африке: состояние и перспективы. *Записки Горного института*. 2020;244:462–473. <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.4.9>
Aleksandrova T.N., O'Connor C. Processing of platinum group metal ores in Russia and South Africa: current state and prospects. *Journal of Mining Institute*. 2020;244:462–473. <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.4.9>
11. Бодуэн А.Я., Петров Г.В., Кобылянский А.А., Булаев А.Г. Сульфидное выщелачивание медного концентрата с высоким содержанием мышьяка. *Обогащение руд*. 2022;(1):14–19. <https://doi.org/10.17580/or.2022.01.03>
Boduen A.Ya., Petrov G.V., Kobylansky A.A., Bulaev A.G. Sulfide leaching of high-grade arsenic copper concentrates. *Obogashchenie Rud*. 2022;(1):14–19. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/or.2022.01.03>
12. Nikolaeva N.V., Aleksandrova T.N., Chanturiya E.L., Afanasova A.V. Mineral and technological features of magnetite-hematite ores and their influence on the choice of processing technology. *ACS Omega*. 2021;6(13):9077–9085. <https://doi.org/10.1021/acsomega.1c00129>
13. Zhang D., Gao X. A digital twin dosing system for iron reverse flotation. *Journal of Manufacturing Systems*. 2022;63:238–249. <https://doi.org/10.1016/j.jmsy.2022.03.006>
14. Ohenoja M., Koistinen A., Hultgren M. et al. Continuous adaptation of a digital twin model for a pilot flotation plant. *Minerals Engineering*. 2023;198:108081. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108081>
15. Bendaouia A., Abdelwahed E.H., Qassimi S. et al. Digital Transformation of the Flotation Monitoring Towards an Online Analyzer. In: *Smart Applications and Data Analysis. SADASC 2022. Communications in Computer and Information Science*. Springer, Cham. 2022;1677. https://doi.org/10.1007/978-3-031-20490-6_26
16. Абраров А.Д., Дациев М.С., Чикильдин Д.Е., Федотов Д.Н. Система оптимизации процесса коллективной флотации Талнахской обогатительной фабрики на основе алгоритмов машинного обучения. *Цветные металлы*. 2022;(2):87–93. <https://doi.org/10.17580/tsm.2022.02.11>
Abrarov A.D., Datsiev M.S., Chikildin D.E., Fedotov D.N. Optimization of bulk flotation process at Talnakh Concentrator based on machine learning algorithms. *Tsvetnye Metally*. 2022;(2):87–93. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/tsm.2022.02.11>



17. Александрова Т.Н., Ушаков Е.К., Орлова А.В. Метод типизации медно-цинковых руд сложного состава с применением нейросетевых моделей. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2020;(5):140–147. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-5-0-140-147>
Aleksandrova T.N., Ushakov E.K., Orlova A.V. Method of complex copper–zinc ore typification using neural network models. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2020;(5):140–147. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-5-0-140-147>
18. Aleksandrova T., Nikolaeva N., Kuznetsov V. Thermodynamic and experimental substantiation of the possibility of formation and extraction of organometallic compounds as indicators of deep naphthogenesis. *Energies*. 2023;16(9):3862. <https://doi.org/10.3390/en16093862>
19. Машевский Г.Н., Петров А.В., Люра М.и др. Развитие новой линии продукции Outotec электрохимического контроля процесса флотации. *Цветные металлы*. 2010;(2):93–95.
Mashevskiy G.N., Petrov A.V., Lyyra M. et. al. Development of new series of Outotec products for electrochemical control of flotation process. *Tsvetnye Metally*. 2010;(2):93–95. (In Russ.)
20. Göktepe F. Effect of pH on pulp potential and sulphide mineral flotation. *Turkish Journal of Engineering and Environmental Sciences*. 2002;26(4):309–318.
21. Horwood C., Stadermann M. Evaluation of a Ag/Ag₂S reference electrode with long-term stability for electrochemistry in ionic liquids. *Electrochemistry Communications*. 2018;88:105–108. <https://doi.org/10.1016/j.elecom.2018.02.005>
22. Tatarnikov A.V., Sokolskaya I., Shneerson Ya.M. et al. Treatment of platinum flotation products. *Platinum Metals Review*. 2004;48(3):125–132. <https://doi.org/10.1595/003214004X483125132>
23. Liao L.W., Li M.F., Kang J. et al. Electrode reaction induced pH change at the Pt electrode/electrolyte interface and its impact on electrode processes. *Journal of Electroanalytical Chemistry*. 2013;688:207–215. <https://doi.org/10.1016/j.jelechem.2012.08.031>
24. Balatovic M. *Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice. Flotation of Sulfide Ores*. Elsevier; 2007. 445 p. <https://doi.org/10.1016/b978-0-444-53029-5.x5009-6>
25. Woodcock J.T., Jones M.H. Chemical environment in Australian lead-zinc flotation plant pulps: II, Collector residuals metals in solution, and other parameters. In: *Proceedings of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy*. 1970;235:61–76.
26. Титов Д.В. Использование геофизических методов для оценки технологических свойств руд колчеданно-полиметаллических месторождений. *Известия Томского политехнического университета*. 2006;309(4):40–47.
Titov D.V. Applying geophysical methods to assessing the technological properties of ores of sulfide polymetallic deposits. *Izvestiya Tomskogo Politekhnicheskogo Universiteta*. 2006;309(4):40–47. (In Russ.)
27. Яковлева Т.А., Ромашев А.О., Машевский Г.Н. Оптимизация дозирования флотационных реагентов при флотации руд цветных металлов с применением цифровых технологий. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;(6–2):175–188. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_62_0_175
Yakovleva T.A., Romashev A.O., Mashevskiy G.N. Digital technologies for optimizing the dosing of flotation reagents during flotation of non-ferrous metal ores. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(6–2):175–188. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_62_0_175
28. Vidal-Iglesias F.J., Solla-Gullón J., Rodes A. et al. Understanding the Nernst equation and other electrochemical concepts: an easy experimental approach for students. *Journal of Chemical Education*. 2012;89(7):936–939. <https://doi.org/10.1021/ed2007179>
29. Tan S.Y., Chia V.Y.Y., Hölttä-Otto K., Anariba F. Teaching the Nernst equation and faradaic current through the use of a designtette: an opportunity to strengthen key electrochemical concepts and clarify misconceptions. *Journal of Chemical Education*. 2020;97(8):2238–2243. <https://doi.org/10.1021/acs.jchemed.9b00932>
30. Napier-Munn T.J. *Statistical methods for mineral engineers – How to design experiments and analyse data*. Queensland, Australia: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre; 2014. 627 p.
31. Goos P., Jones B., Syafitri U. I-optimal design of mixture experiments. *Journal of the American Statistical Association*. 2016;111(514):899–911. <https://doi.org/10.1080/01621459.2015.1136632>
32. Mancenido M.V., Pan R., Montgomery D.C., Anderson-Cook C.M. Comparing D-optimal designs with common mixture experimental designs for logistic regression. *Chemometrics and Intelligent Laboratory Systems*. 2019;187:11–18. <https://doi.org/10.1016/j.chemolab.2019.02.003>
33. Машевский Г.Н., Ушаков Е.К., Яковлева Т.А. Цифровая технология оптимизации дозирования сернистого натрия при флотации медной руды. *Обогащение руд*. 2021;(3);18–23. <https://doi.org/10.17580/or.2021.03.04>
Mashevskiy G.N., Ushakov E.K., Yakovleva T.A. Digital technology for optimizing the sodium sulphide dosage during copper ore flotation. *Obogashchenie Rud*. 2021;(3);18–23. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/or.2021.03.04>



34. Aleksandrova T., Nikolaeva N., Kuznetsov V. Thermodynamic and experimental substantiation of the possibility of formation and extraction of organometallic compounds as indicators of deep naphthogenesis. *Energies*. 2023;16(9);3862. <https://doi.org/10.3390/en16093862>
35. Александрова Т.Н., Прохорова Е.О. Модификация свойств породообразующих минералов при флотации. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023;(12):123–138. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_12_0_123
Aleksandrova T.N., Prokhorova E.O. Modification of properties of rock-forming minerals during flotation. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2023;(12):123–138. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_12_0_123

Информация об авторах

Татьяна Александровна Яковлева – аспирант кафедры обогащения полезных ископаемых, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-4834-0429](https://orcid.org/0000-0003-4834-0429); e-mail iakovvleva@gmail.com

Артём Олегович Ромашев – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры обогащения полезных ископаемых, заместитель заведующего кафедрой обогащения полезных ископаемых, Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-3210-8000](https://orcid.org/0000-0003-3210-8000), Scopus ID [56330093400](https://scopus.com/authorid/56330093400); e-mail Romashhev_AO@pers.spmi.ru

Геннадий Николаевич Машевский – доктор технических наук, советник по технологическим исследованиям, Группа компаний «НОВОМЭК», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация; ORCID: [0009-0008-9038-8665](https://orcid.org/0009-0008-9038-8665), Scopus ID [56290154600](https://scopus.com/authorid/56290154600); e-mail gennadii.mashevskii@novomek.ru

Information about the authors

Tatyana A. Yakovleva – PhD-Student of the Department of Mineral Processing, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; ORCID [0000-0003-4834-0429](https://orcid.org/0000-0003-4834-0429); e-mail iakovvleva@gmail.com

Artyem O. Romashev – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Department of Mineral Processing, Deputy Head of the Department of Mineral Processing, Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russian Federation; ORCID [0000-0003-3210-8000](https://orcid.org/0000-0003-3210-8000), Scopus ID [56330093400](https://scopus.com/authorid/56330093400); e-mail Romashhev_AO@pers.spmi.ru

Gennady N. Mashevsky – Dr. Sci. (Eng.), Technology Advisor, NOVOMEK Group of Companies, Saint Petersburg, Russian Federation; ORCID: [0009-0008-9038-8665](https://orcid.org/0009-0008-9038-8665), Scopus ID [56290154600](https://scopus.com/authorid/56290154600); e-mail gennadii.mashevskii@novomek.ru

Поступила в редакцию 24.08.2023
Поступила после рецензирования 17.01.2024
Принята к публикации 20.01.2024

Received 24.08.2023
Revised 17.01.2024
Accepted 20.01.2024



ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-10-168>

УДК 622.7:622.34(001)[571.76]

**Сравнительные технологические исследования золотосодержащей руды месторождения Аркачан методами сухого обогащения и классической мокрой гравитации**

А. И. Матвеев , И. Ф. Лебедев ✉, В. Р. Винокуров , Е. С. Львов

Федеральный исследовательский центр «Якутский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук»
Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского Сибирского отделения Российской академии наук,
г. Якутск, Российская Федерация

✉ ivleb@mail.ru**Аннотация**

Использование сухих технологий переработки и обогащения минерального сырья является одним из перспективных направлений, так как данный способ производства концентрата менее энергозатратен, менее трудоемок и экономически выгоден. В работе приведены экспериментальные работы по предварительному сухому обогащению руд месторождения Аркачан для определения качества обогащения продуктов разделения. Исследования на обогатимость проводились на опытных установках сухого метода переработки и обогащения руд: дробилке комбинированного ударного действия ДКД-300, центробежной мельнице ЦМВУ-800, пневмосепараторе ПОС-2000. Обработка полученных продуктов разделения пневмосепарацией и грохочением по последовательной схеме дробления и измельчения проводилась в лабораторных условиях на гравитационном концентрационном столе СКО-0,5. GRG-тест проходил на центробежном концентраторе ИТОМАК-0,1 по последовательной схеме измельчения. Анализ проведённого GRG-теста показал, что для более приемлемых условий гравитационного обогащения золота – до 73,91 % – необходима степень измельчения до 80 % класса –0,071 мм для получения гравитационного концентрата с содержанием 70,28 г/т золота.

Ключевые слова

дробилка, мельница, пневмосепаратор, сухое обогащение, классификация, измельчение, концентратор, золото, извлечение, эффективность

Финансирование

Работа выполнена в рамках государственного задания Министерства науки и высшего образования Российской Федерации (тема № 0297-2021-0022, ЕГИСУ НИОКТР № 122011800089-2) с использованием оборудования ЦКП ФИЦ ЯНЦ СО РАН (грант №13.ЦКП.21.0016).

Для цитирования

Matveev A. I., Lebedev I. F., Vinokurov V. R., Lvov E. S. Comparative processing studies of the Arkachan deposit gold-bearing ores using dry separation and classical wet gravity separation methods. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):158–169. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-10-168>

BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

Research paper

Comparative processing studies of the Arkachan deposit gold-bearing ores using dry separation and classical wet gravity separation methods

A. I. Matveev , I. F. Lebedev ✉, V. R. Vinokurov , E. S. Lvov

Federal Research Center “Yakutsk Research Center of the Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences”
N.V. Chersky North Mining Institute, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Yakutsk, Russian Federation

✉ ivleb@mail.ru**Abstract**

The use of dry methods of processing and beneficiation of mineral raw materials is one of the promising areas, as this approach to concentrate production is less energy-consuming, less labor-intensive, and economically beneficial. The paper presents experimental studies on preliminary dry separation of Arkachan deposit ores to determine the quality of beneficiation of the separation products. The studies on dressability were carried out on pilot plants for dry ore processing and beneficiation: combined impact crusher DKD-300, centrifugal mill



TsMVU-800, pneumatic separator POS-2000. Processing of the obtained separation products by pneumatic separation and screening according to the sequential flow chart of crushing and grinding was carried out in laboratory conditions at a gravity concentration table SKO-0.5. The GRG test was performed at an ITOMAK-0.1 centrifugal concentrator using a sequential grinding circuit. The GRG test showed that for more efficient gravity separation of gold, up to total gold recovery of 73.91%, the degree of grinding up to 80% passing 0.071 mm was required, allowing obtaining a gravity concentrate graded at 70.28 g/t gold.

Keywords

crusher, mill, pneumatic separator, dry separation, screening, grinding, concentrator, gold, recovery, performance

Acknowledge

The study was performed within the framework of the state assignment of the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation (Project No. 0297-2021-0022, EGISU Research and Development Center No. 122011800089-2) with the use of the equipment of the TsKP of the FRC YaSC SB RAS (grant No. 13.TsKP.21.0016).

For citation

Matveev A. I., Lebedev I. F., Vinokurov V. R., Lvov E. S. Comparative processing studies of the Arkachan deposit gold-bearing ores using dry separation and classical wet gravity separation methods. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):158–169. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-10-168>

Введение

Снижение себестоимости готовой продукции путем применения наиболее экономически выгодных процессов и технологий переработки и обогащения полезных ископаемых – одна из актуальных задач в горно-обогатительной промышленности. Одним из перспективных направлений является использование сухих технологий обогащения минерального сырья, так как данный способ производства концентрата имеет ряд существенных преимуществ.

Целью работы является проведение экспериментальных работ по предварительному сухому обогащению руд месторождения Аркачан для определения качества обогащения продуктов разделения, с выделением золота из концентрата и хвостов пневмосепарации методами гравитационного обогащения.

Пробы руды месторождения Аркачан по вещественному составу представляют собой кусковой рудный материал крупностью –150+40 мм, с прожилками кварц-карбонатного, кварц-карбонат-сульфидного, кварц-гетитового и кварц-лимонитового состава.

Технология испытаний по сухому обогащению руд предусматривает обработку продуктов разделения для максимального выделения свободного золота из продуктов и корректного учёта при определении качественно-количественных показателей процессов разделения [1–3].

Технология предусматривает два взаимосвязанных процесса:

- рудоподготовка (дробление и измельчение) для раскрытия свободного золота до 50 мк [4–6];
- пневматическая сепарация с получением концентратов с высоким содержанием раскрытого свободного золота крупностью до 100 мк.

Базовая комплектация технологии предусматривает использование дробилки ДКД-300¹ [7, 8] основанной на способе многократного ударного действия [9, 10] с производительностью до 15 т/ч, цен-

¹ Матвеев А.И., Винокуров В.П., Григорьев А.Н., Монастырев А.М. Патент № 2111055 РФ. Дробилка комбинированного ударного действия. Опубликовано 20.05.1998.

тробежной мельницы ЦМВУ-800² производительностью до 6 т/ч и пневмосепаратора ПОС-2000 с производительностью до 6 т/ч.

Классическая мокрая гравитация проводилась по методике GRG-теста, предусматривающего последовательное раскрытие и извлечение золота по мере ступенчатого измельчения руды. GRG-тест состоит из трех последовательных стадий раскрытия минералов и трех стадий обогащения.

Для сравнительной характеристики двух технологий определялись и использовались оптимальные технологические параметры дробления на аппаратах дробления и измельчения, фракционные составы дробления и измельчения, раскрываемость минералов золота из рудной матрицы, результаты проведенных исследований по сухому обогащению измельченной фракции на пневмосепараторе ПОС-2000 с определением извлечения минералов золота пневмосепарацией, степени сокращения [11, 12]. Определение качества обогащения и продуктов разделения производилось по классам крупности. Дана технологическая оценка и обоснованы возможности применения сухого обогащения руды для получения золотых концентратов на предварительной стадии обогащения [13, 14].

Общая методика проведенных исследований по обработке рудных проб

Экспериментальная обработка пробы проводилась комплексно с базовой последовательной обработкой рудной пробы массой не менее 500 кг. Небольшая часть исходной пробы оставлена для арбитражных исследований.

² Матвеев А.И., Григорьев А.Н., Филиппов В.Е. Патент №2150323 7 В02 С 13/20. Центробежный измельчитель встречного удара. Институт горного дела Севера СО РАН. Опубликовано 10.06.2000; Матвеев А.И., Винокуров В.Р., Григорьев А.Н. Патент № 2746502 В02С 7/00. Вертикальный центробежный измельчитель. Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Федеральный исследовательский центр «Якутский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук. Опубликовано 14.04.2021.



Испытания проводились по технологической схеме, предусматривающей последовательную переработку руды на дробилке ДКД-300, мельнице ЦМВУ-800 и пневмосепараторе ПОС-2000 (рис. 1).

Для проведения сквозных испытаний исходная проба после каждого цикла дробления разделялась методом грохочения на классы крупности +5 мм, -5+3 мм и -3+0 мм.

Классы крупности +5 мм, образующиеся в процессе дробления, подвергались последовательному стадийному дроблению на дробилке ДКД-300, число циклов которых определялось достаточной степенью убыли массы классов +5 мм после последнего цикла дробления.

Продукты дробления классов крупности -5+3 мм и -3+1 мм измельчались на центробежной мельнице ЦМВУ-800. Продукты измельчения обогащались на пневмосепараторе ПОС-2000 с получением концентрата и хвостов. Для сквозных испытаний измельчение и пневмосепарация производились последовательно.

Концентраты пневмосепарации подвергались грохочению для разделения на два класса -1 мм и +1 мм. Далее образующиеся классы -1 мм концентрировались на столе СКО-0,5, затем на анализаторе Мозли для выделения свободного золота доводкой (магнитная сепарация и промывка в бромформе).

Класс крупности -3+0 мм, полученный после первичного дробления, также подвергался грохочению

с выделением класса +1 мм, который направлялся на доизмельчение с пневмосепарацией. Продукты классификации классов крупности +1 мм и -1 мм подвергались пневмосепарации на ПОС-2000 с получением концентрата и хвостов.

Для выделения свободного золота из концентратов пневмосепарации использовались операции доводки на анализаторе Мозли, магнитной сепарации и промывки в бромформе.

Все продукты дробления и измельчения подвергались гранулометрическому анализу с соответствующим отбором проб, а продукты разделения пневмосепарации, концентрационного стола, анализатора Мозли после полного извлечения частиц свободного золота анализировались пробирным или атомно-адсорбционным анализом на содержание остаточного золота.

По результатам проведённых исследований производился расчёт качественно-количественных показателей схемы обработки пробы. А качество разделения пневмосепарацией определялось после анализа продуктов обработки с учётом извлечённого количества свободного золота.

В завершающем этапе был проведен балансовый расчёт продуктов обработки по содержанию золота и извлечения по циклам обработки (дробление-измельчение-пневмосепарация) и в целом по обработке пробы.

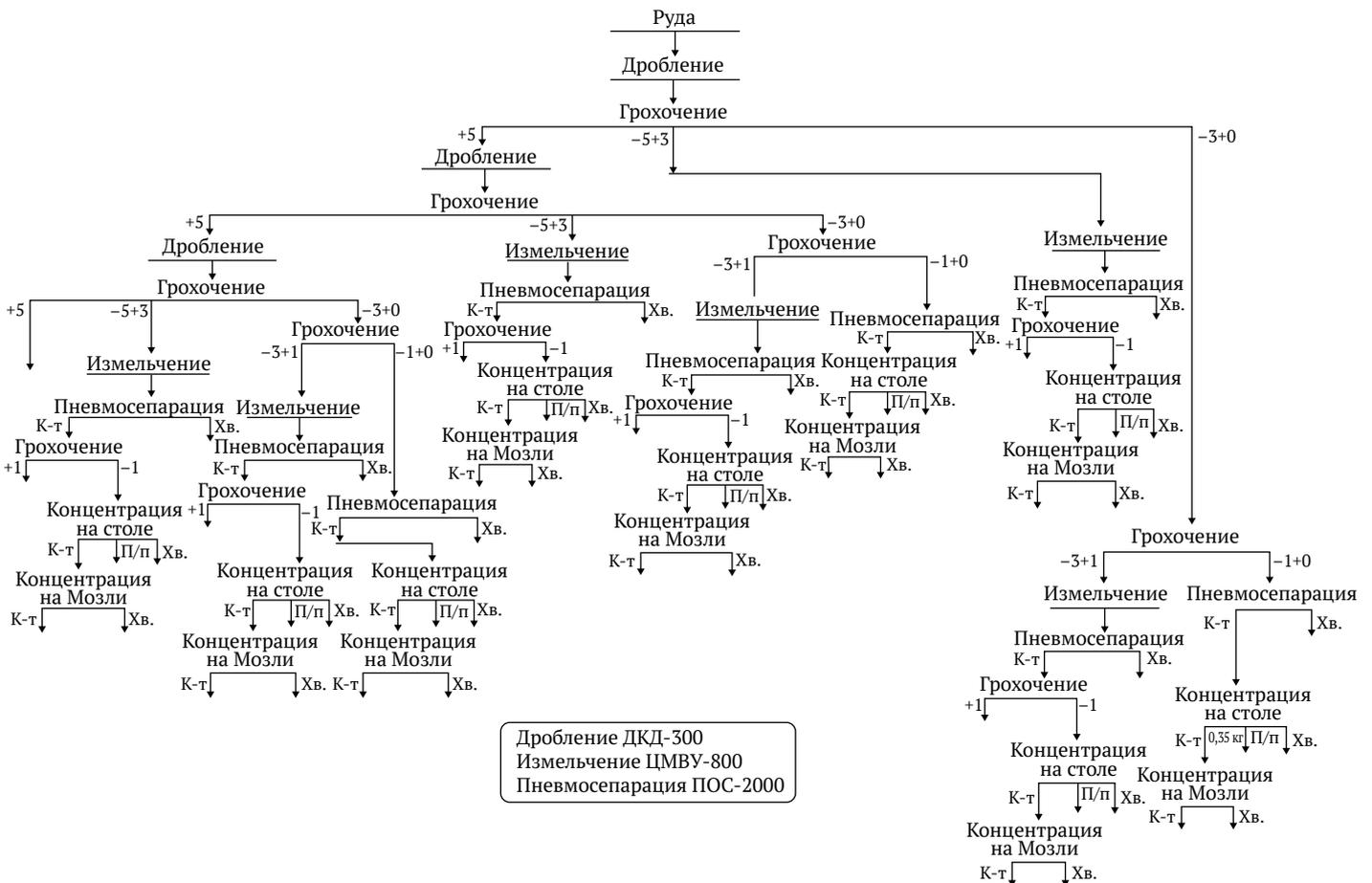


Рис. 1. Технологическая схема обработки проб

Методика проведенного GRG-теста по оценке гравитационной обогатимости золотосодержащей руды

Проведено исследование исходной пробы руды по GRG-тесту для определения обогатимости золота рудных объектов на базе использования центробежного концентратора Кнельсон [15–17]. Технология GRG-теста основана на последовательном выводе раскрытого золота по стадиям измельчения, т.е. по мере их раскрытия, и исключает переизмельчение и истирание крупных частиц металла [18, 19]. GRG-тест предполагает проведение трех последовательных циклов раскрытия минералов и соответствующих трех циклов последующего обогащения [20, 21].

По GRG-тесту регламентируются уровни измельчения испытуемых материалов:

1-я стадия – до 100% выхода класса крупности –1 мм;

2-я стадия – до 80% выхода класса крупности –0,315 мм;

3-я стадия – 88% выхода класса крупности –0,071 мм.

На первой стадии измельчения применялась дробилка активного удара ДАУ-250, техническая характеристика приведена в табл. 1.

Таблица 1

Техническая характеристика дробилки ДАУ-250

| Параметры | Показатели |
|--|------------|
| Наибольший размер загружаемого материала, мм | 100 |
| Размер щели разгрузочной решетки, мм | 1–10 |
| Мощность электродвигателя, кВт | 7,5 |
| Обороты электродвигателя, об/мин | 960–1490 |
| Производительность по исходному, т/ч | 1,0 |
| Масса с электродвигателем, т | 0,8 |



Рис. 2. Лабораторная шаровая мельница МШЛ-120

Первоначальная масса пробы, отобранной для теста, составляет 65 кг, которая измельчалась и обогащалась с получением концентрата и хвостов.

На вторую стадию поступали измельченные хвосты первой стадии, на третью – измельченные хвосты второй стадии, измельчение проводилось на лабораторной шаровой мельнице МШЛ-120. Общий вид шаровой лабораторной мельницы приведен на рис. 2, техническая характеристика приведена в табл. 2.

Обогащение проводилось на центробежном концентраторе ИТОМАК-0,1 (рис. 3). Центробежный концентратор является российским аналогом концентратора Кнельсон, технологические характеристики являются сопоставимыми при равных условиях их эксплуатации. Технические характеристики ИТОМАК-0,1 приведены в табл. 3.

Схема проведения GRG-теста с использованием оборудования ДАУ-250, МШЛ-120, ИТОМАК-0,1 представлена на рис. 4.

Таблица 2

Техническая характеристика МШЛ-120

| Параметры | Показатели |
|---|----------------------------|
| Объем барабана, л | 120 |
| Крупность исходного материала, мм, не более | 8 |
| Частота вращения барабана, об/мин | 48–60 |
| Крупность готового продукта, мм | –0,071 |
| Шаровая загрузка, кг | До 80 |
| Диаметр шаров, мм, в пределах | 20–80 |
| Установленная мощность, кВт | 1,5 |
| Режим работы | Периодический, непрерывный |
| Способ помола | Сухой |



Рис. 3. Центробежный концентратор ИТОМАК-0,1

Результаты исследований технологических проб месторождения Аркачан по дроблению, измельчению и пневмосепарации

Согласно методике проведенных исследований тестируемая схема обработки проб представляет собой последовательные операции раскрытия золота стадийным дроблением, измельчением и пневмосепарацией измельченных материалов класса –3 мм, осуществляемыми непосредственно в дробилке ДКД-300, в мельнице ЦМВУ-800 и в пневмосепараторе ПОС-2000.

Испытания проводились по технологической схеме, представленной на рис. 1, согласно общей методике, предусматривающей последовательное дробление руды на дробилке.

Всего в ходе обработки пробы провели три цикла дробления на дробилке ДКД-300 (табл. 4).

Как видно из табл. 4, максимальная степень дробления по циклам составила 9,35.

Измельчение рудных проб производилось в центробежной ступенчатой мельнице ЦМВУ-800 по технологической схеме, представленной на рис. 1. Продукты дробления и грохочения классов крупности –5+3 мм и –3+1 мм (табл. 5, 6) являлись питанием измельчения. Все продукты измельчения подвергались пневмосепарации на пневмосепараторе ПОС-2000.

Как видно по полученным результатам (см. табл. 5), при измельчении классов крупности –3+1 мм минимальное значение степени измельчения (дробления) составило 2,01 и максимальное 2,17 мм. При измельчении более крупных классов –5+3 мм степень измельчения (дробления) колебалась от 3,05 до 3,59 мм (см. табл. 6), что существенно выше. Это связано с особенностью ударного измельчения в центробежных мельницах, где сказывается влияние массы разрушаемого куска. Чем массивнее и крупнее частица, тем больше энергия динамического воздействия при соударении частиц с рабочими органами мельницы, соответственно выше и степень измельчения.

Пневмосепаратор ПОС-2000 испытывался в двух режимах работы. Первый режим в последовательной совместной работе с центробежной мельницей ЦМВУ-800 и отдельная пневмосепарация отсевов грохочения продуктов обработки пробы класса –1 мм. Полученный концентрат пневмосепарации разделялся на два класса –1 и +1 мм. Класс крупности –1 мм обогащался на концентрационном столе СКО-0,5 для получения чернового концентрата. Концентрат стола далее обрабатывался на анализаторе Мозли до получения ультраконцентрата «золотой головки».

Содержание золота в классах крупности +1 мм и в хвостах пневмосепарации определялось пробирным анализом.

Таблица 3
Техническая характеристика ИТОМАК-0,1

| Параметры | Показатели |
|---|-------------|
| Мощность электродвигателя, Вт | 250 |
| Напряжение питания трехфазной переменной сети*, В | 380±38 |
| Производительность по твердому осадку, кг/ч | 100 |
| Производительность по пульпе, м³/ч | 0,37 |
| Максимальный расход промывочной воды, м³/ч | 2,5 |
| Крупность подаваемого материала (для аллювия), мм, не более | 2,0 |
| Крупность подаваемого материала (для руды), мм, не более | 0,5 |
| Содержание твердого в пульпе, % | до 75 |
| Объем концентрата, мл, не более | 120 |
| Масса изделия, кг, не более | 55 |
| Габаритные размеры изделия, мм, Д×Ш×В, не более | 550×350×780 |

Таблица 4

Гранулометрические составы продуктов дробления на дробилке ДКД-300

| Класс крупности, мм | Выход, % | | |
|---------------------|----------|----------|----------|
| | 1-й цикл | 2-й цикл | 3-й цикл |
| -0,071 | 3,57 | 2,44 | 2,18 |
| -0,1+0,071 | 1,99 | 0,62 | 0,76 |
| -0,2+0,1 | 2,82 | 1,66 | 2,27 |
| -0,315+0,2 | 1,15 | 1,07 | 1,47 |
| -0,63+0,315 | 3,61 | 1,93 | 2,58 |
| -1+0,63 | 4,92 | 2,86 | 3,44 |
| -2+1 | 8,78 | 5,92 | 7,22 |
| -5+2 | 22,93 | 32,07 | 37,40 |
| -10+5 | 14,59 | 24,63 | 23,03 |
| -20+10 | 21,23 | 22,44 | 17,34 |
| -40+20 | 8,83 | 4,34 | 2,31 |
| +40 | 5,59 | 0,00 | 0,00 |
| Степень дробления | 9,35 | 2,28 | 2,02 |

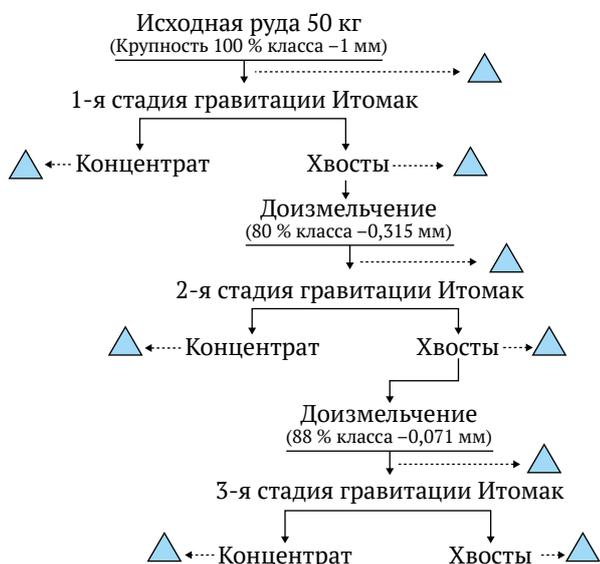


Рис. 4. Схема проведения GRG-теста



Во втором режиме работы, т.е. при пневмосепарации продуктов грохочения класса крупности –1 мм, полученный концентрат пневмосепарации также для анализа качества разделения обогащался на концентратном столе СКО-0,5. Далее для выделения золотой головки концентрат обрабатывался на столе Мозли.

Результаты обогащения при трех разных производительностях пневмосепаратора после обработки продуктов сепарации концентрацией на СКО и на анализаторе Мозли с соответствующими результатами анализов содержания золота в продуктах разделения приведены в табл. 7.

Таблица 5

Гранулометрические характеристики измельчения продуктов циклов дробления класса крупности –3+1 мм

| Класс крупности, мм | 1-й цикл | | 2-й цикл | | 3-й цикл | |
|---------------------|----------|-------------------|----------|-------------------|----------|-------------------|
| | Исходное | После измельчения | Исходное | После измельчения | Исходное | После измельчения |
| -0,071+0 | 0,00 | 4,11 | 0,00 | 4,10 | 0,00 | 2,64 |
| -0,1+0,071 | 0,00 | 2,85 | 0,00 | 2,25 | 0,00 | 2,58 |
| -0,2+0,1 | 0,00 | 14,24 | 0,00 | 14,13 | 0,00 | 15,10 |
| -0,315+0,2 | 0,00 | 9,49 | 0,00 | 8,71 | 0,00 | 7,82 |
| -0,5+0,315 | 0,00 | 9,18 | 0,00 | 10,39 | 0,00 | 10,57 |
| -1+0,5 | 0,00 | 26,58 | 0,00 | 28,35 | 0,00 | 31,26 |
| -1,6+1 | 64,06 | 25,95 | 68,66 | 25,61 | 70,35 | 24,73 |
| -2,5+1,6 | 19,93 | 7,59 | 17,31 | 6,46 | 16,40 | 5,29 |
| -3,2+2,5 | 16,01 | 0,00 | 14,03 | 0,00 | 13,25 | 0,00 |
| Степень измельчения | – | 2,17 | – | 2,15 | – | 2,01 |

Таблица 6

Гранулометрические характеристики измельчения продуктов циклов дробления класса крупности –5+3 мм

| Класс крупности, мм | 1-й цикл | | 2-й цикл | | 3-й цикл | |
|---------------------|----------|-------------------|----------|-------------------|----------|-------------------|
| | Исходное | После измельчения | Исходное | После измельчения | Исходное | После измельчения |
| -0,071+0 | 0,00 | 16,71 | 0,00 | 10,25 | 0,00 | 8,74 |
| -0,1+0,071 | 0,00 | 6,48 | 0,00 | 4,30 | 0,00 | 4,14 |
| -0,2+0,1 | 0,00 | 15,46 | 0,00 | 14,75 | 0,00 | 14,25 |
| -0,315+0,2 | 0,00 | 7,23 | 0,00 | 9,22 | 0,00 | 9,20 |
| -0,5+0,315 | 0,00 | 5,49 | 0,00 | 8,81 | 0,00 | 8,05 |
| -1+0,5 | 0,00 | 13,72 | 0,00 | 18,03 | 0,00 | 17,24 |
| -1,6+1 | 0,00 | 16,71 | 0,00 | 17,83 | 0,00 | 20,00 |
| -2,5+1,6 | 0,00 | 6,73 | 0,00 | 6,35 | 0,00 | 6,90 |
| -3,2+2,5 | 78,97 | 11,47 | 86,52 | 9,22 | 74,40 | 10,34 |
| -5+3,2 | 21,04 | 0,00 | 13,48 | 1,23 | 25,60 | 1,15 |
| Степень измельчения | – | 3,59 | – | 3,34 | – | 3,05 |

Таблица 7

Результаты обогащения пневмосепарацией

| № | Продукт | Производительность, т/ч | Вес, г | Выход, % | Содержание золота | | Извлечение E, % |
|---|---------------------------|-------------------------|--------------|---------------|-------------------|--------------|-----------------|
| | | | | | г | г/т | |
| | Обогащение ПОС-9-1 | 6 | 54950 | 100,00 | 0,91 | 16,61 | 100,00 |
| 1 | Концентрат ПОС-9-1 | | 16600 | 30,21 | 0,29 | 17,47 | 31,76 |
| 2 | Хвосты ПОС-9-1 | | 30107,5 | 54,79 | 0,55 | 18,20 | 60,02 |
| 3 | Отдув ПОС-9-1 | | 8242,5 | 15,00 | 0,08 | 9,10 | 8,22 |
| | Обогащение ПОС-9-2 | 3 | 52500 | 100,00 | 0,88 | 16,73 | 100,00 |
| 1 | Концентрат ПОС-9-2 | | 22200 | 42,29 | 0,30 | 13,65 | 34,50 |
| 2 | Хвосты ПОС-9-2 | | 22425 | 42,71 | 0,38 | 17,10 | 43,66 |
| 3 | Отдув ПОС-9-2 | | 7875 | 15,00 | 0,19 | 8,55 | 21,83 |
| | Обогащение ПОС-9-3 | 1,8 | 43050 | 100,00 | 0,59 | 13,75 | 100,00 |
| 1 | Концентрат ПОС-9-3 | | 16600 | 38,56 | 0,21 | 12,57 | 35,25 |
| 2 | Хвосты ПОС-9-3 | | 1992,5 | 46,44 | 0,33 | 16,50 | 55,75 |
| 3 | Отдув ПОС-9-3 | | 6457,5 | 15,00 | 0,05 | 8,25 | 9,00 |



Наибольшее извлечение золота – 35,25 % – наблюдается при наименьшей производительности – 1,8 т/ч (т.е. в наиболее спокойном варианте сепарации), однако рациональный уровень производительности в данном случае – 3 т/ч. Содержание золота в хвостах пневмосепарации во всех случаях выше, чем в концентрате, что свидетельствует о сносе тонкого и связанного золота в хвосты.

Результаты проведенного GRG-теста

GRG-тест проводился на исходной пробе руды массой 65 кг на центробежном концентрате ИТОМАК-0,1 при следующих режимах: производительность по твердому осадку – 100 кг/ч; производительность по пульпе – 0,37 м³/ч; максимальный расход промывочной воды – 2,5 м³/ч.

Содержание твердого в пульпе, подаваемой на гравитационное обогащение, 25–30%. Данный тест проводится в три стадии. На 1-й стадии руду массой 65 кг дробили на ударной дробилке ДАУ-250 до крупности 100 % класса –1,0 мм и дробленую руду пропускали через концентрат ИТОМАК-0,1. Далее хвосты первой стадии доизмельчали до крупности 80 % класса –0,315 мм и пропускали через концентрат ИТОМАК. На 3-й стадии хвосты 2-й стадии доизмельчали до крупности 88 % класса –0,071 мм. Во время процесса на всех стадиях из хвостов отбирали пробы для гранулометрического анализа. Из всех концен-

тратов и хвостов гравитационного обогащения на центробежном концентрате ИТОМАК отбирались пробы для определения грансостава, а также для пробирного анализа на содержание золота.

Исходная проба массой 65 кг изначально продроблена до крупности –1 мм. Для предварительного распределения золота по классам крупности произведен рассев по классам крупности на ситах с размерностью 0,63, 0,5, 0,315, 0,2, 0,1, 0,071 мм. Из каждого полученного класса крупности отобраны навески для пробирного анализа. По результатам анализа составлена таблица распределения золота по классам крупности (табл. 8). Из таблицы видно, что золото распределено по классам крупности неравномерно. Наибольшее содержание золота обнаружено в мелких классах крупности –0,2 мм, при этом наибольшая доля золота приходится на классы –0,2+0,1 мм и –0,071 мм – 27,35 и 23,46 % соответственно.

При обогащении данной пробы на центробежном концентрате ИТОМАК получены концентрат массой 2,573 кг и хвосты массой 61,327 кг. Полученные продукты подверглись расситовке на классы крупности: –1+0,63 мм; –0,63+0,5 мм; –0,5+0,315 мм; –0,315+0,2 мм; –0,2+0,1 мм; –0,1+0,071 мм; –0,071 мм. Материал из каждого класса подвергался пробирному анализу. Результаты анализов и распределение золота в первой стадии представлены в табл. 9.

Таблица 8

Распределение золота по классам крупности в исходной пробе крупностью –1,0 мм

| Класс крупности, мм | Выход, % | Масса, г | Содержание Au, г/т | Распределение Au, % |
|---------------------|----------|----------|--------------------|---------------------|
| –1+0,63 | 32,20 | 20575,8 | 2,12 | 14,74 |
| –0,63+0,5 | 6,80 | 4345,2 | 3,52 | 5,17 |
| –0,5+0,315 | 13,20 | 8434,8 | 3,78 | 10,77 |
| –0,315+0,2 | 9,00 | 5751 | 3,48 | 6,76 |
| –0,2+0,1 | 12,30 | 7859,7 | 10,3 | 27,35 |
| –0,1+0,071 | 6,30 | 4025,7 | 8,64 | 11,75 |
| –0,071+0 | 20,20 | 12907,8 | 5,38 | 23,46 |
| Итого | 100 | 63900 | 4,63 | 100,00 |

Таблица 9

Результаты первой стадии GRG-теста

| Класс крупности, мм | Концентрат | | | | Хвосты | | | |
|---------------------|------------|----------|--------------------|---------------------|----------|----------|--------------------|---------------------|
| | Выход, % | Масса, г | Содержание Au, г/т | Распределение Au, % | Выход, % | Масса, г | Содержание Au, г/т | Распределение Au, % |
| –1+0,63 | 21,72 | 558,93 | 13,0 | 3,35 | 12,30 | 7543,22 | 4,12 | 9,64 |
| –0,63+0,5 | 17,07 | 439,09 | 8,80 | 1,78 | 8,80 | 5396,78 | 5,20 | 8,70 |
| –0,5+0,315 | 17,02 | 438,03 | 21,6 | 4,36 | 12,60 | 7727,20 | 5,08 | 12,18 |
| –0,315+0,2 | 13,89 | 357,42 | 41,1 | 6,78 | 13,40 | 8217,82 | 8,80 | 22,43 |
| –0,2+0,1 | 21,39 | 550,45 | 115 | 29,20 | 22,60 | 13859,90 | 4,96 | 21,32 |
| –0,1+0,071 | 4,70 | 120,91 | 284 | 15,84 | 9,40 | 5764,74 | 4,96 | 8,87 |
| –0,071+0 | 4,20 | 108,18 | 775 | 38,68 | 20,90 | 12817,34 | 4,24 | 16,86 |
| Итого | 100 | 2573 | 84,24 | 100 | 100 | 61327,00 | 5,26 | 100 |



По данным табл. 9 видно, что в 1-й стадии гравитационного обогащения дробленой руды до крупности -1 мм высокие значения распределения золота находятся в концентрате в нижних классах крупности ($-0,2+0,1$ мм; $-0,1+0,071$ мм; $-0,071$ мм), при этом заметно перераспределение золота в данных классах с суммарной долей 83,72% в классах $-0,2$ мм. Что касается хвостов, то во всех классах крупности наблюдается примерно одинаковое содержание золота, но в крупных классах $+0,315$ мм содержание золота выше. Наибольшее содержание приходится на класс $-0,315+0,2$ мм – 8,8 г/т. Это может быть связано с наличием недораскрытого золота в данных классах крупности.

Далее хвосты, полученные после 1-й стадии гравитации, доизмельчались в лабораторной шаровой мельнице (см. рис. 2) до 80% класса крупности $-0,315$ мм и являлись питанием для 2-й стадии гравитации на ИТОМАКе.

Из данного продукта отобрана навеска весом 1000 г для расситовки и отбора для пробирного анализа на содержание золота. Результаты анализов и распределение золота представлены в табл. 10.

Как видно по представленным в табл. 10 результатам, после измельчения хвостов 1-й стадии гравитационного обогащения до крупности 80% класса $-0,315$ мм остаточное содержание золота в хвостах первой стадии концентрации перераспределяется равномерно по классам крупности. Содержание золота колеблется от 3,44 (класс $-0,5+0,315$ мм) до 6,66 г/т (для класса $-0,1+0,071$ мм). Наибольшее значение доли перераспределённого золота наблюдается для классов $-0,2+0,1$ и $-0,071$ мм – 26,19 и 25,79% соответственно.

Измельченные хвосты направлялись на 2-ю стадию гравитационного обогащения на концентрате ИТОМАК. С получением концентрата массой 2,210 кг и хвостов массой 57,117 кг. Полученные продукты подверглись гранулометрическому анализу по классам крупности: $+0,315$ мм; $-0,315+0,2$ мм; $-0,2+0,1$ мм; $-0,1+0,071$ мм; $-0,071$ мм. Анализ содержания золота проводился для каждого класса крупности каждого полученного продукта. Результаты представлены в табл. 11.

По представленным в табл. 11 данным видно, что распределение золота в концентрате крупностью $-0,071$ мм составляет 38,33%, при этом распределение золота в хвостах приходится на класс крупности $-0,2+0,1$ мм и составляет 30,98%. Это связано с определённой упорностью руды по раскрытию золота, так же как в случае с дроблением руды до крупности -1 мм, измельчение до $-0,315$ мм не раскрыло значительную часть золота, присутствующего в руде.

Хвосты, полученные после 2-й стадии гравитации, измельчали на лабораторной шаровой мельнице до 88% класса крупности $-0,071$ мм. Так же как и в случае с питанием 2-й гравитации на ИТОМАКе, измельченные хвосты являлись питанием 3-й гравитации на ИТОМАКе. От измельченных хвостов отбиралась проба массой 517 г и подвергалась гранулометрическому анализу. Для каждого полученного класса крупности проводился анализ содержания золота. Результаты представлены в табл. 12.

Как видно из табл. 12, после измельчения хвостов 2-й стадии гравитационного обогащения до 88% крупности $-0,071$ мм основная часть золота (89,27%) переходит в класс крупности $-0,071$ мм.

Таблица 10

Гранулометрический состав и содержание золота измельченных хвостов 1-й стадии гравитации на концентрате ИТОМАК

| Класс крупности, мм | Выход, % | Масса, г | Содержание Au, г/т | Распределение Au, % |
|---------------------|----------|-----------|--------------------|---------------------|
| $-0,5+0,315$ | 20,00 | 12065,4 | 3,44 | 14,24 |
| $-0,315+0,2$ | 17,10 | 10315,917 | 4,40 | 15,58 |
| $-0,2+0,1$ | 26,80 | 16167,636 | 4,72 | 26,19 |
| $-0,1+0,071$ | 13,20 | 7963,164 | 6,66 | 18,20 |
| $-0,071+0$ | 22,90 | 13814,883 | 5,44 | 25,79 |
| Итого | 100 | 60327 | 4,83 | 100,00 |

Таблица 11

Результаты второй стадии GRG-теста

| Класс крупности, мм | Концентрат | | | | Хвосты | | | |
|---------------------|------------|----------|--------------------|---------------------|----------|----------|--------------------|---------------------|
| | Выход, % | Масса, г | Содержание Au, г/т | Распределение Au, % | Выход, % | Масса, г | Содержание Au, г/т | Распределение Au, % |
| $-0,5+0,315$ | 12,66 | 279,79 | 12,7 | 4,71 | 5,54 | 3164,28 | 4,56 | 4,73 |
| $-0,315+0,2$ | 32,97 | 728,64 | 21,1 | 20,38 | 18,90 | 10795,11 | 7,80 | 27,58 |
| $-0,2+0,1$ | 38,30 | 846,43 | 23,2 | 26,03 | 29,05 | 16592,49 | 5,70 | 30,98 |
| $-0,1+0,071$ | 8,92 | 197,13 | 40,4 | 10,56 | 16,43 | 9384,32 | 4,40 | 13,53 |
| $-0,071+0$ | 7,15 | 158,02 | 183 | 38,33 | 30,08 | 17180,79 | 4,12 | 23,19 |
| Итого | 100 | 2210 | 34,14 | 100 | 100,00 | 57117,00 | 5,34 | 100 |



Измельченные хвосты отправлялись на 3-ю стадию гравитационного обогащения на концентрате ИТОМАК. Получен концентрат массой 1,479 кг и хвосты массой 55,121 кг. Анализ содержания золота проводился для каждого класса крупности каждого полученного продукта. Результаты представлены в табл. 13.

В табл. 14 представлены сводные результаты теста GRG по трем стадиям гравитации на ИТОМАКе.

По данным табл. 13 видно, что максимальное содержание золота в концентрате в классе крупности $-0,071$ мм, а минимальное значение содержания золота – в хвостах, при этом распределение золота в концентрате и в хвостах практически одинаковое, максимальное значение которого приходится на нижний класс $-0,071$ мм.

В целом качество исходной руды подтверждается проведенным тестом 8,44 г/т, что соответствует зна-

чению для данной пробы №1 (канавы 500), полученному в результате сквозной обработки пробы.

Наиболее высокие показатели извлечения золота получены на 1-й стадии гравитационного обогащения (дробленой руды до класса крупности -1 мм), где в концентрат извлечено 40,20% раскрытого свободного золота, причем 38,68% из них представлено классом крупности $-0,071$ мм. Это указывает на то, что содержащееся в руде золото в основном представлено мелкими свободными частицами золота крупностью менее 71 мкм, что подтверждается результатами испытаний, представленными в табл. 9.

При измельчении хвостов 1-й стадии до 80% крупностью $-0,315$ мм удалось дополнительно извлечь в концентрат 14,46% раскрытого золота, которое в основном представлено также классом крупности $-0,071$ мм и составляет 38,33% (см. табл. 11).

Таблица 12

Гранулометрический состав и содержание золота измельченных хвостов 2-й стадии гравитации на концентрате ИТОМАК

| Классы крупности, мм | Выход, % | Масса, г | Содержание Au, г/т | Распределение Au, % |
|----------------------|----------|----------|--------------------|---------------------|
| $-0,1+0,071$ | 12,00 | 6792 | 4,00 | 10,73 |
| $-0,071+0$ | 88,00 | 49808 | 4,54 | 89,27 |
| Итого | 100 | 56600 | 4,48 | 100,00 |

Таблица 13

Результаты третьей стадии GRG-теста

| Класс крупности, мм | Концентрат | | | | Хвосты | | | |
|---------------------|------------|----------|--------------------|---------------------|----------|----------|--------------------|---------------------|
| | Выход, % | Масса, г | Содержание Au, г/т | Распределение Au, % | Выход, % | Масса, г | Содержание Au, г/т | Распределение Au, % |
| $-0,1+0,071$ | 32,14 | 475,35 | 35,40 | 16,19 | 11,46 | 6316,87 | 2,32 | 11,29 |
| $-0,071+0$ | 67,86 | 1003,65 | 86,80 | 83,81 | 88,54 | 48804,13 | 2,36 | 88,71 |
| Итого | 100 | 1479 | 70,28 | 100,00 | 100 | 55121,00 | 2,36 | 100 |

Таблица 14

Сводная таблица результатов GRG-теста

| Продукт | Выход, % | Масса, г | Содержание Au, г/т | Распределение Au, % |
|---|----------|----------|--------------------|---------------------|
| 1-я стадия 100% класса -1 мм | | | | |
| Концентрат 1 | 4,03 | 2573,00 | 84,24 | 40,20 |
| Хвосты 1 | 95,97 | 61327,00 | 5,26 | 59,80 |
| Питание (руда) | 100,00 | 63900,00 | 8,44 | 100,00 |
| 2-я стадия 80% класса $-0,315$ мм | | | | |
| Концентрат 2 | 3,73 | 2210 | 34,14 | 19,82 |
| Хвосты 2 | 96,27 | 57117 | 5,34 | 80,18 |
| Питание (хвосты 1) | 100 | 59327 | 6,42 | 100,00 |
| 3-я стадия 88% класса $-0,071$ мм | | | | |
| Концентрат 3 | 2,61 | 1479 | 70,28 | 44,46 |
| Хвосты 3 | 97,39 | 55121 | 2,36 | 55,54 |
| Питание (хвосты 2) | 100 | 56600 | 4,13 | 100,00 |
| Итого | | | | |
| Концентрат 1 | 4,19 | 2573,00 | 84,24 | 38,57 |
| Концентрат 2 | 3,60 | 2210,00 | 34,14 | 14,46 |
| Концентрат 3 | 2,41 | 1479,00 | 70,28 | 20,88 |
| Хвосты 3 | 89,80 | 55121,00 | 2,36 | 26,08 |
| Питание (руда) | 100,00 | 61383,00 | 8,79 | 100,00 |



При измельчении хвостов 2-й стадии до 88 % крупности $-0,071$ мм доизвлечено в концентрат 20,88 % раскрытого золота, которое также в основном находится в классе крупности $-0,071$ мм и составляет 83,81 % (см. табл. 13).

Таким образом, результаты стандартного GRG-теста показали следующее: из руды, дробленной до крупности 100% класса -1 мм, в концентрат извлекается 38,57 % золота; из хвостов 1-й стадии после доизмельчения до 80 % класса $-0,315$ мм в концентрат извлекается 14,46 %.

Суммарное извлечение в гравитационный концентрат, полученный после первой и второй стадий измельчения, составило 53,03 %. Измельчение хвостов 2-й стадии гравитации до крупности 88 % класса $-0,071$ мм позволило дополнительно получить гравитационный концентрат 3, содержащий 70,28 г/т золота при извлечении 20,88 %. Суммарное извлечение золота в трех гравитационных концентратах (1 + 2 + 3) составило 73,91 %.

Обсуждение результатов испытаний

В предоставленных для исследования пробах руды месторождения Аркачан в результате обработки и балансовых расчётов уточнено содержание в пробе №1 (канавы 500) – 7,95 г/т и №2 (канавы 600) – 11,28 г/т.

Качество руды по содержанию золота в испытуемых пробах высокое, однако в отличие от данных геологического отчёта полидисперсность золота не подтверждается, т.е. речь идёт только о дисперсном золоте крупностью менее 100 мк или вкрапленном предположительно в пирите. Для данной руды существующая технология сухого обогащения является малоэффективной, так как применяемая технология сухого измельчения в ступенчатой центробежной мельнице не раскрывает такое дисперсное золото, а также процесс пневмосепарации в недостаточной степени обогащает, несмотря на то что наблюдается процесс раскрытия золота и перераспределение его в мелкие классы крупности.

Для детального изучения возможности пневматического сухого обогащения руды требуются более тщательные исследования после тонкого измельчения не на уровне валовых испытаний, а на уровне лабораторных исследований.

Обработка продуктов разделения гравитационными методами обогащения показывает возможность извлечения золота, для этого требуется высокая степень измельчения до 80 % крупностью $-0,071$ мм. Данное положение подтверждается ранее проведёнными исследованиями GRG-теста ЦНИГРИ.

Выводы

В результате проведения исследовательских работ по обработке рудных проб месторождения Аркачан на предмет использования технологии сухого обогащения с целью получения высококонцентрированных золотосодержащих продуктов предварительного разделения установлено, что:

- экспериментальными исследованиями и балансовыми расчётами определено содержание золота в представленных пробах: в пробе №1 (канавы 500) – 7,95 г/т и №2 (канавы 600) – 11,28 г/т, при этом золото в пробах представлено в тонкодисперсном виде (менее 100 мк) и ассоциированное в минеральные формы, предположительно в пирите;

- исследования процесса дробления в ДЖД-300 в цикличном режиме показывают достаточно высокий результат по степени дробления в исходной пробе руды: для пробы №1 (канавы 500) в первом цикле – 9,35, во втором – 2,28, в третьем – 2,02; для пробы №2 (канавы 600) значения степеней дробления 9,23, 2,89 и 2,16 в соответствующих циклах;

- исследования процесса измельчения в центробежной мельнице ЦМВУ-800 продуктов дробления -5 мм показали, что оно в целом эффективно для получения основной массы руды фракцией -1 мм в два цикла, суммарный выход контрольного класса крупности $-0,071$ мм для класса крупности $-5+3$ мм составляет 27,5 %, для класса крупности $-3+1$ мм – 16,2 %, что соответствует показателям общепринятого грубого измельчения;

- раскрываемость сростков золота подтверждается перераспределением и избирательной концентрацией его в классы -3 мм в процессах дробления со степенью концентрации – 1,51 для пробы №2 (канавы 600) и для пробы №1 (канавы 500) – 1,52, а также перераспределением золота в классы $-0,071$ мм в процессах измельчения и при проведении GRG-теста;

- обогащения золота пневматической сепарацией на ПОС-2000 из-за грубого измельчения на центробежной мельнице ЦМВУ-800 не происходит;

- проведённый GRG-тест показывает, что для более приемлемых условий гравитационного обогащения золота – до 73,91 % – необходима степень измельчения до 80 % класса $-0,071$ мм для получения гравитационного концентрата с содержанием 70,28 г/т золота;

- реализация сухого обогащения применительно к рудам месторождения Аркачан технологически неэффективна. Требуются дополнительные лабораторные исследования процессов пневмосепарации при высокой степени измельчения рудных материалов.

Список литературы / References

1. Юсупов Т.С. Совершенствование процессов раскрытия минеральных сростков при освоении труднообогатимых объектов. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2016;(3):143–149. (Перев. вер.: Yusupov T.S. Improvement of dissociation of rebellious minerals. *Journal of Mining Science*. 2016;52(3): 559–564. <https://doi.org/10.1134/S1062739116030825>)
Yusupov T.S. Improvement of dissociation of rebellious minerals. *Journal of Mining Science*. 2016;52(3):559–564. <https://doi.org/10.1134/S1062739116030825> (Orig. ver.: Yusupov T.S. Improvement of dissociation of rebellious minerals. *Fiziko-Tekhnicheskiye Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh*. 2016;(3):143–149. (In Russ.))



2. Sotoudeh F., Nehring M., Kizil M.S., Knights P. Integrated underground mining and pre-concentration systems; a critical review of technical concepts and developments. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2020;35(3):153–182. <https://doi.org/10.1080/17480930.2020.1782573>
3. Lakshmanan V.I., Ojaghi A., Gorain B. Beneficiation of gold and silver ores. In: Lakshmanan V., Gorain B. (eds) *Innovations and Breakthroughs in the Gold and Silver Industries*. Springer, Cham; 2019. https://doi.org/10.1007/978-3-030-32549-7_4
4. Левданский Э.И., Левданский А.Э, Гарабажиу А.А. Энергосберегающие роторно-центробежные мельницы для измельчения сыпучих и кусковых материалов. В: *Ресурсо- и энергосберегающие технологии в химической и нефтехимической промышленности. Материалы Международной научно-технической конференции*. Мн.: БГТУ; 1998. С. 36–38.
Levdanskii E.I., Levdanskii A.E, Garabagiu A.A. Energy-saving rotor-centrifugal mills for the grinding of bulk and lumpy materials. In: *Resource- and energy-saving technologies in the Chemical and Petrochemical Industry. Materials of the International Scientific and Technical Conference*. Minsk: BSTU; 1998. Pp. 36–38. (In Russ.)
5. Клушанцев Б.В., Косарев А.И., Муйземнек Ю.А. Дробилки. Конструкции, расчет, особенности эксплуатации. М.: Машиностроение; 1990. 320 с.
Klushantsev B.V., Kosarev A.I., Muizemnek Yu.A. Crushers. *Designs, calculation, peculiarities of operation*. Moscow: Mashinostroenie Publ.; 1990. 320 p. (In Russ.)
6. Ревнивцев В.И., Гапонов Г.В., Зарогатский Л.П. и др. *Селективное разрушение минералов*. Под ред. В.И. Ревнивцева. М.: Недра; 1988. 285 с.
Revnitsev V.I., Gaponov G.V., Zarogatsky L.P. et al. *Selective desintegration of minerals*. Revnitsev V.I. (Eds.) Moscow: Nedra Publ.; 1988. 285 p. (In Russ.)
7. Львов Е.С., Матвеев А.И. Изучение формирования гранулометрического состава и раскрытия минералов при дроблении руд с использованием дробилки многократного динамического действия ДКД-300. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2014;(10):112–116.
L'vov E.S., Matveev A.I. Studying the formation of particle size distribution and disclosure of minerals in ore crushing mill using multiple dynamic action DCD-300. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2014;(10):112–116. (In Russ.)
8. Матвеев А.И. Львов Е.С., Осипов Д.А. Обоснование применения дробилки комбинированного ударного действия ДКД-300 в схеме сухого обогащения кимберлитовых руд трубки «Зарница». *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2013;(4):107–115.
Matveev A.I., L'vov E.S., Osipov D.A. Use of the combined impact crusher DKD-300 in the dry concentration scheme at Zarnitsa kimberlite pipe. *Journal of Mining Sciences*. 2013;(4):107–115. (In Russ.)
9. Матвеев А.И., Львов Е.С., Заикина А.В. Особенности раскрытия механического разрушения золото-содержащих руд месторождения Гурбей ударными динамическими воздействиями. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2021;(2):141–151.
Matveev A.I., L'vov E.S., Zaikina A.V. Dissociation of gold ore from Gurbey deposit under impact effects. *Journal of Mining Sciences*. 2021;(2):141–151. (In Russ.)
10. Матвеев А.И. Львов Е.С. Разработка методики определения степени дезинтеграции геоматериалов в процессе многократного ударного дробления. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2020;(2):137–143.
Matveev A.I., L'vov E.S. Disintegratability procedure for geomaterials in multiple impact crushing. *Journal of Mining Sciences*. 2020;(2):137–143. (In Russ.)
11. Nunna V., Napugoda S., Eswarappa S.G. et al. Evaluation of dry processing technologies for treating low grade lateritic iron ore fines. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2022;43(3):283–299. <https://doi.org/10.1080/08827508.2020.1837127>
12. Tripathy S.K., Banerjee P.K., Suresh N. et al. Dry high-intensity magnetic separation in mineral industry – a review of present status and future prospects. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2017;38(6):339–365. <https://doi.org/10.1080/08827508.2017.1323743>
13. Chelgani S.Ch., Neisiani A.A. *Dry mineral processing*. Springer Cham; 2022. 156 p. <https://doi.org/10.1007/978-3-030-93750-8>
14. Shishkin S.F., Dzyuzer V.Ya., Shishkin A.S. Air Classification of Sands for the Glass Industry. *Glass and Ceramics*. 2001;58(11):370–373. <https://doi.org/10.1023/A:1014997923206>
15. Суримбаев Б.Н., Каналы Е.С., Болотова Л.С., Шалгымбаев С.Т. Оценка гравитационной обогатимости золотосодержащей руды – GRG. *Горные науки и технологии*. 2020;5(2):92–103. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-2-92-103>
Surimbayev B.N., Kanaly E.S., Bolotova L.S., Shalgymbayev S.T. Assessment of gravity dressability of gold ore – GRG test. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(2):92–103. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-2-92-103>
16. Брошо С. Отбор проб для металлургических исследований: как результаты GRG теста могут быть использованы для оценки уровня их достоверности. В: *Труды конференции ИПС XXVIII*. г. Квебек, Канада, Сентябрь 2016. Конференц-центр Квебек-Сити, Квебек-Сити, Канада.



Brochot S. Sampling for metallurgical test: how the test results can be used to estimate their confidence level. In: *XXVIII International Mineral Processing Congress*. September 11–15, 2016. Québec City Convention Center, Québec City, Canada.

17. Мырзалиев Б. М., Ногаева К. А., Молмакова М. С. Определение целесообразности гравитационного обогащения руды месторождения Джамгыр. *Вестник Иркутского государственного технического университета*. 2018;22(10):153–165. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2018-10-153-165>
- Myrzaliev B. M., Nogaeva K. A., Molmakova M. S. Determination of Jamgyr deposit ore gravity concentration feasibility. *Proceedings of Irkutsk State Technical University*. 2018;22(10):153–165. (In Russ.) <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2018-10-153-165>
18. Koppalkar S., Bouajila A., Gagnon C., Noel G. Understanding the discrepancy between prediction and plant GRG recovery for improving the gold gravity performance. *Minerals Engineering*. 2011;24(6):559–564. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2010.09.007>
19. Laplante A. R. *A Standardized Test to Determine Gravity Recoverable Gold*. 2000. Available from: <http://knel-onrussian.xplorex.com/sites/knelsongravity/files/reports/report21s.pdf> [Accessed: 07.03.2020].
20. Laplante A. R., Dunne R. C. The Gravity recoverable gold test and flash flotation. In: *Proceeding 34th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors*. January 22–24, 2002. Ottawa, Canada. Available from: <http://seprosys-tems.com/language/wp-content/uploads/2016/09/laplante.pdf> [Accessed: 10.03.2020].
21. Суримбаев Б., Болотова Л., Есенгараев Е., Мазяркина Л. Исследование гравитационного обогащения золотосодержащих руд месторождения «Райгородок». *Промышленность Казахстана*. 2017;101(2):40–42. Surimbayev B., Bolotova L., Esengaraev E., Mazyarkina L. The study of gravity separation of gold-bearing ores of the Raigorodok deposit. *Industry of Kazakhstan*. 2017;101(2):40–42 (In Russ.)

Информация об авторах

Андрей Иннокентьевич Матвеев – доктор технических наук, заведующий лабораторией, Федеральный исследовательский центр «Якутский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук» Институт горного дела Севера им. Н. В. Черского Сибирского отделения Российской академии наук, г. Якутск, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-4298-5990](https://orcid.org/0000-0002-4298-5990); e-mail andrei.mati@yandex.ru

Иван Феликсович Лебедев – кандидат технических наук, старший научный сотрудник, Федеральный исследовательский центр «Якутский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук» Институт горного дела Севера им. Н. В. Черского Сибирского отделения Российской академии наук, г. Якутск, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-1116-8872](https://orcid.org/0000-0003-1116-8872); e-mail ivleb@mail.ru

Василий Романович Винокуров – научный сотрудник, Федеральный исследовательский центр «Якутский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук» Институт горного дела Севера им. Н. В. Черского Сибирского отделения Российской академии наук, г. Якутск, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-5698-7922](https://orcid.org/0000-0001-5698-7922); e-mail vaviro@mail.ru

Евгений Степанович Львов – научный сотрудник, Федеральный исследовательский центр «Якутский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук» Институт горного дела Севера им. Н. В. Черского Сибирского отделения Российской академии наук, г. Якутск, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-3843-0714](https://orcid.org/0000-0002-3843-0714); e-mail lvoves@bk.ru

Information about the authors

Andrey I. Matveev – Dr. Sci. (Eng.), Head of the Laboratory, Federal Research Center “Yakutsk Research Center of the Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences” N.V. Chersky North Mining Institute, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Yakutsk, Russian Federation; ORCID [0000-0002-4298-5990](https://orcid.org/0000-0002-4298-5990); e-mail andrei.mati@yandex.ru

Ivan F. Lebedev – Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Federal Research Center “Yakutsk Research Center of the Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences” N.V. Chersky North Mining Institute, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Yakutsk, Russian Federation; ORCID [0000-0003-1116-8872](https://orcid.org/0000-0003-1116-8872); e-mail ivleb@mail.ru

Vasiliy R. Vinokurov – Researcher, Federal Research Center “Yakutsk Research Center of the Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences” N.V. Chersky North Mining Institute, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Yakutsk, Russian Federation; ORCID [0000-0001-5698-7922](https://orcid.org/0000-0001-5698-7922); e-mail vaviro@mail.ru

Evgenii S. Lvov – Researcher, Federal Research Center “Yakutsk Research Center of the Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences” N.V. Chersky North Mining Institute, Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Yakutsk, Russian Federation; ORCID [0000-0002-3843-0714](https://orcid.org/0000-0002-3843-0714); e-mail lvoves@bk.ru

Поступила в редакцию 11.10.2023

Поступила после рецензирования 01.02.2024

Принята к публикации 15.02.2024

Received 11.10.2023

Revised 01.02.2024

Accepted 15.02.2024



ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-188>

УДК 550.424:504.064.2:631.4



Геоэкологическая оценка разных типов почв криолитозоны Западной Якутии в условиях функционирования алмазодобывающих предприятий

А. С. Титов¹ , А. С. Торопов²   

¹ ООО «ЭКОСТАНДАРТ «Технические решения», г. Москва, Российская Федерация

² Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова, г. Москва, Российская Федерация

 torop990@gmail.com

Аннотация

Проблемы геоэкологических последствий горнодобывающих предприятий стоят особенно остро в арктических и приарктических районах, где распространение вечной мерзлоты значительно сокращает буферные способности ландшафтов. В статье представлены данные о содержании тяжелых металлов в почвенном покрове переходной зоны от среднетаежных к северотаежным ландшафтам Западной Якутии в условиях функционирования горнодобывающего производства и предложены подходы к оценке устойчивости разных типов почв к загрязнению тяжелыми металлами. Полевые и лабораторные работы проведены в августе 2022 г. Определение содержания тяжелых металлов проводилось методом атомно-абсорбционной спектрометрии. Для анализа использовалось специализированное программное обеспечение – MS Excel 2013, Statistica 12.0, QGIS 3.26.1. Расчет органических форм нахождения тяжелых металлов в почвенных растворах выполнен с помощью модели NICA-Donnan. В ходе исследования определена структура почвенного покрова Накынского кимберлитового поля в условиях функционирования горнопромышленного комплекса и составлена карта-схема почвенного покрова территории. Геохимический ряд изученных тяжелых металлов по степени концентрирования тяжелых металлов в почвах криолитозоны: Pb > Zn > Ni > Cu > Cd > As > Hg. Выявлены положительные зависимости между гумусом и Cd, Pb, Zn, а также проявление синергизма в парах Pb–Cd, Zn–Pb, Zn–Cu. Органическое вещество почв усиливает миграцию тяжелых металлов. Техногенное поступление в почвы криолитозоны Ni и Zn приведет к росту доли их подвижных форм. В палео-карбонатных и криоземах в большей степени подвижен Cd. Рассчитан региональный фоновый уровень тяжелых металлов для данных типов почв, который может быть использован в будущих работах при увеличении интенсивности горнодобывающих работ.

Ключевые слова

тяжелые металлы, загрязнение почв, таежно-мерзлотные почвы, криозёмы, алмазодобыча, нюрбинское кимберлитовое поле, мышьяк (As), кадмий (Cd), ртуть (Hg), свинец (Pb), медь (Cu), никель (Ni), цинк (Zn), Западная Якутия, формы миграции, геохимия, термодинамическое моделирование, NICA-Donnan

Благодарности

Авторы благодарят коллектив испытательной лаборатории ООО «ЭКОСТАНДАРТ «Технические решения» за предоставление тары, реагентов и выполнение аналитических исследований, а также руководство ООО «ЭКОСТАНДАРТ «Технические решения» за организацию полевых работ. Работа по изучению миграционных форм тяжелых металлов выполнена при поддержке гранта РНФ 23-27-00140.

Для цитирования

Titov A.S., Toropov A.S. Geoenvironmental assessment of different types of cryolithic soils in Western Yakutia under the conditions of diamond-mining operations. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):170–182. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-188>



SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Research paper

Geoenvironmental assessment of different types of cryolithic soils in Western Yakutia under the conditions of diamond-mining operationsA. S. Titov¹ , A. S. Toropov²   ¹ ECOSTANDARD Technical Solutions LLC, Moscow, Russian Federation² Lomonosov Moscow State University, Moscow, Russian Federation torop990@gmail.com**Abstract**

The problems of geoenvironmental consequences of mining operations are especially acute in the arctic and subarctic regions, where the spread of permafrost significantly reduces the buffering capacity of landscapes. The article presents data on the content of heavy metals in the soil cover of the transient zone between the middle taiga and north taiga landscapes of Western Yakutia under the conditions of mining operations and assesses the resistance of different types of soils to heavy metals pollution. Field and laboratory works were carried out in August 2022. The heavy metals content was determined by atomic absorption spectrometry. Specialized software was used for analysis, such as MS Excel 2013, Statistica 12.0, and QGIS 3.26.1. Calculation of organic forms of heavy metals in soil solutions was performed using the NICA-Donnan model. In the course of studies, the structure of the soil cover in the Nakyn kimberlite field in the conditions of the mining industrial complex operation was determined and a sketch map of the soil cover of the territory was compiled. The geochemical series of the studied heavy metals is as follows according to the degree of concentration of heavy metals in cryolithic soils: $Pb > Zn > Ni > Cu > Cd > As > Hg$. Positive correlations between humus and Cd, Pb, Zn, as well as the occurrence of synergism in the Pb–Cd, Zn–Pb, Zn–Cu pairs were revealed. The soils organic matter enhances migration of heavy metals. The man-made input of Ni and Zn in cryolithic soils will lead to increase of mobile fraction. Cd is more mobile in pale-yellow carbonate and cryogenic soils. The regional background level of heavy metals for these types of soils was calculated, which can be used in future works when the intensity of mining operations increases.

Keywords

heavy metals, soil pollution, taiga-frozen soils, cryogenic soils, diamond mining, Nyurba kimberlite field, arsenic (As), cadmium (Cd), mercury (Hg), lead (Pb), copper (Cu), nickel (Ni), zinc (Zn), Western Yakutia, speciation, geochemistry, thermodynamic modeling, NICA-Donnan.

Acknowledgments

The authors thank the team of the testing laboratory of ECOSTANDARD Technical Solutions LLC for providing containers, reagents and performing analytical studies, as well as the management of ECOSTANDARD Technical Solutions LLC for arranging the field work. The work on the study of migration forms of heavy metals was supported by the RSF grant No. 23-27-00140.

For citation

Titov A. S., Toropov A. S. Geoenvironmental assessment of different types of cryolithic soils in Western Yakutia under the conditions of diamond-mining operations. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):170–182. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2023-12-188>

Введение

Крупные промышленные комплексы оказывают влияние на изменение физико-химических параметров почв криолитозоны [1], непосредственно на функционирование почвенного покрова и определяют интенсивность его техногенного загрязнения [2]. Техногенное загрязнение почв распространяется по преобладающему направлению ветров на значительные расстояния посредством атмосферного переноса поллютантов, образующихся в ходе работы тяжелой техники [3] и процессов пыления [4]. Территории постоянного отвода практически полностью трансформируются [5], естественные ландшафты переходят в техногенные, а за его пределами возможно образование локальных участков, характеризующихся повышенным содержанием химических элементов [6].

Расположение крупных промышленных комплексов в приарктических районах, где имеются малая мощность почвенного профиля, слабый дренаж территории, распространены многолетнемерзлые породы, требует более глубокого изучения геоэкологических последствий добычи минерального сырья [7], поскольку они оказывают негативное влияние на способность почв к самовосстановлению, что также отмечает ряд авторов [8].

Вышеперечисленные факторы обуславливают необходимость исследования тяжелых металлов в почвенном покрове криолитозоны вблизи функционирования промышленных комплексов для формирования базы данных под комплексные геоэкологические исследования и мониторинг [9]. Актуальность исследования геохимических особенностей природной среды

на Дальнем Востоке РФ, в том числе в условиях активного протекания криогенных процессов, подчеркивается наличием современных исследований в таких регионах [10].

Исследования проводились на территории Нюрбинского района Республики Саха (Якутия) в пределах распространения Накынского кимберлитового поля (НКП) [11] (рис. 1). Цель исследования – анализ особенностей и закономерностей распределения валового содержания наряду с оценкой особенностей миграции, связанных с органическим веществом тяжелых металлов (ТМ) в почвах криолитозоны в условиях функционирования алмазодобывающих предприятий.

Для достижения этой цели были поставлены и решены следующие задачи: провести полевые геоэкологические исследования на рассматриваемой территории и отбор образцов почв, определить основные химические показатели и фактическое содержание ТМ в почвах, определить основные закономерности распределения ТМ в зависимости от химических показателей и типа почв и установить формы нахождения ТМ в водных вытяжках, произвести расчёт фоновых значений валового содержания Cd, Hg, Ni, Cu, Zn, Pb и As для дальнейших исследований.

НКП расположено в пределах Сибирской платформы, сложенной метаморфическими породами архея, перекрытой мощным осадочным чехлом V–J возраста. В аспекте регионального тектонического строения НКП расположено на сочленении Непско-Ботубинской антеклизы, Сюджерской седловины и Вилюйской синеклизы. Рельеф территории денудационный, представлен слабонаклонной равниной, которая в структурном плане приурочена к макросклону Марха-Ханья-Накынского междуречья. Абсолютные отметки 220–248 м.

Климат района резкоконтинентальный, преобладает северо-западное направление ветров (27%), однако доминирует штиль (36%). Территория расчленена овражно-балочной сетью. Основной водной

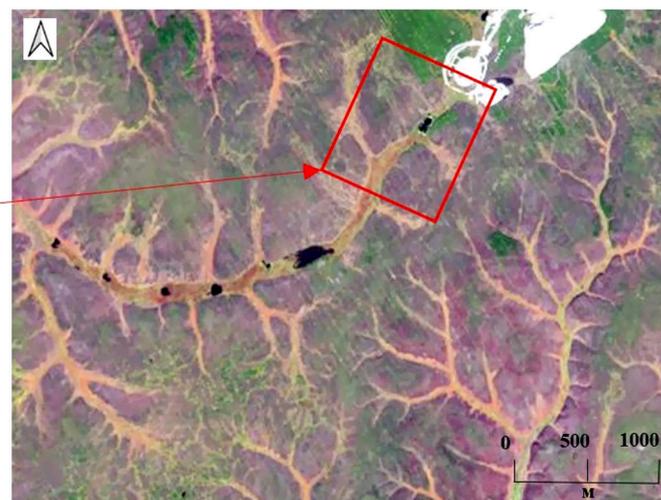
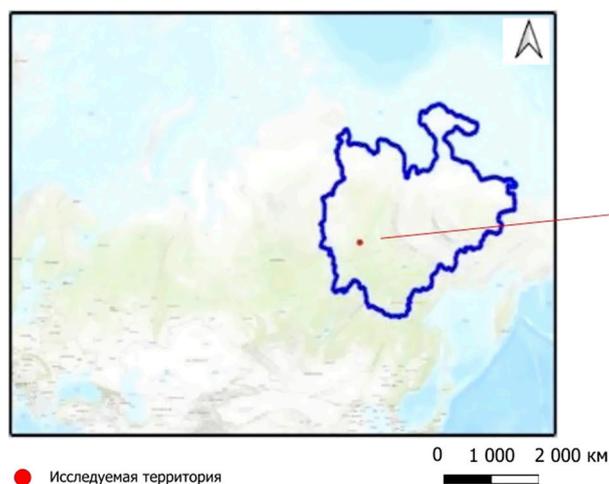
артерией является р. Дяхтар-Юряге (Приток Мархи). Почвенный покров относится к группе таежно-мерзлотных почв. По геоботаническому районированию территория относится к бореальному царству растительности центральносибирской провинции с преобладанием лиственницы Гмелина *Larix Gmelinii* (Rupr.) [11].

Объекты и методы исследования

Полевые работы проводились в 2022 г. на территории переходных ландшафтов Марха-Ханья-Накынского междуречья (рис. 2). Часть исследований выполнена в пределах санитарно-защитной зоны (СЗЗ) горнопромышленного комплекса, часть за пределами СЗЗ, в соотношении 40/60. Для определения содержания тяжелых металлов в почвенном покрове примыкающей территории были заложены пробные площадки с пунктами изучения строения почв. По всей территории закладывались почвенные прикопки, на площадках с разными биотопами закладывались почвенные разрезы на глубину залегания многолетнемерзлых пород. Пробные площадки заложены с учетом розы ветров: половина пробных площадок заложена с подветренной стороны, другая – с наветренной. Основными источниками возможного загрязнения почвенного покрова при таком расположении служат площадка непосредственной разработки месторождения и ее инфраструктура.

Отбор проб и их транспортировка производились в соответствии с общепринятыми в геоэкологических исследованиях методами¹. Всего на исследуемой территории было отобрано 54 пробы в 27 местах отбора.

¹ Общесоюзная инструкция по почвенным обследованиям и составлению крупномасштабных почвенных карт землепользования, ГОСТ 17.4.4.02 «Межгосударственный стандарт. Охрана природы. Почвы. Методы отбора и подготовки проб для химического, бактериологического, гельминтологического анализа».



a

б

Рис. 1. Карта-схема расположения исследуемой территории: *a* – относительно РФ; *б* – космоснимок исследованной территории в R–G–B

В отобранных образцах определялось валовое содержание следующих тяжелых металлов: Cd, Hg, Ni, Cu, Zn, Pb и As, методом атомно-абсорбционной спектроскопии на спектрометре «Квант-Z». Физико-химические показатели определены потенциометрическим методом (рН), методом колориметрии – содержание органического вещества по И.В. Тюрину, гранулометрический состав в полевых условиях по Качинскому, лабораторные исследования – ситовым анализом. Полученные количественные данные были обработаны с использованием программ Microsoft Excel 2013, Statistica 12.0, картографический материал составлен с помощью программного обеспечения – Quantum GIS 3.26.1.

Для интегральной оценки применялся стандартный расчет показателя суммарного загрязнения – Z_c [12]:

$$Z_c = \sum (K_{c_i} + \dots + K_{c_n}) - (n - 1),$$

где K_{c_i} – коэффициент концентрации i -го компонента; n – число суммируемых K_{c_i} ,

$$K_{c_i} = \frac{C_i}{C_{\phi}},$$

где C_i – фактическое содержание элемента; C_{ϕ} – фоновое содержание элемента.

Ранжирование принято условно в соответствии с действующими НД: 16 – допустимая; 16–32 – умеренно-опасная; 32–128 – опасная; ≥ 128 – чрезвычайно опасная [12].

Формы миграции элементов в водорастворимой фракции (1 : 10) почв рассчитывались с помощью комплекса Minteq 3.1 с учетом рН, основных анионов и катионов, а также концентраций растворенного органического углерода по модели NICA-Donnan с соотношением фульвокислот и гуминовых 1 : 8.

Для оценки экологического состояния почв принято использовать эталонное (фоновое) содержание в них различных элементов, однако на сегодняшний день обширные фоновые исследования для валового содержания ТМ для данной территории или в схожих условиях не проводились. Сравнение предлагается провести на основе собственных фоновых исследований, $n = 5$.

Результаты и их обсуждение

В пределах исследуемой территории распространены криоземы, палевые карбонатные почвы и торфяно-болотные почвы (рис. 3).

Криоземы гомогенные высокомерзлотные (рис. 4, а) имеют мощность до 42 см, бесструктурные, плавучие. Гранулометрический состав близок



а



б

Рис. 2. Проведение работ по исследованию почвенного покрова: а – подготовка к проходке шурфа; б – проходка шурфа

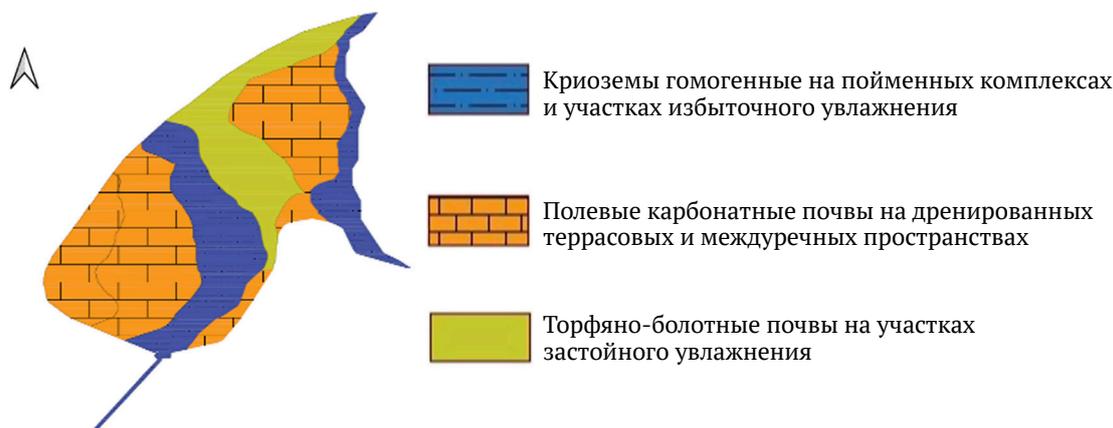


Рис. 3. Схематическая карта почвенных условий исследованной территории (1 : 5000)

к легким суглинкам, поверхность мерзлоты мелко-волнистая. Верхние горизонты слабокислые, нейтрализуются с глубиной, кислотность почв находится в прямой зависимости с органическим веществом, что типично для таких почв [13].

Торфяно-болотные почвы (рис. 4, б) сформированы в пределах олиготрофных болот и на участках локальных понижений. Эти почвы развиты до 40 см, нижний горизонт обводнен.

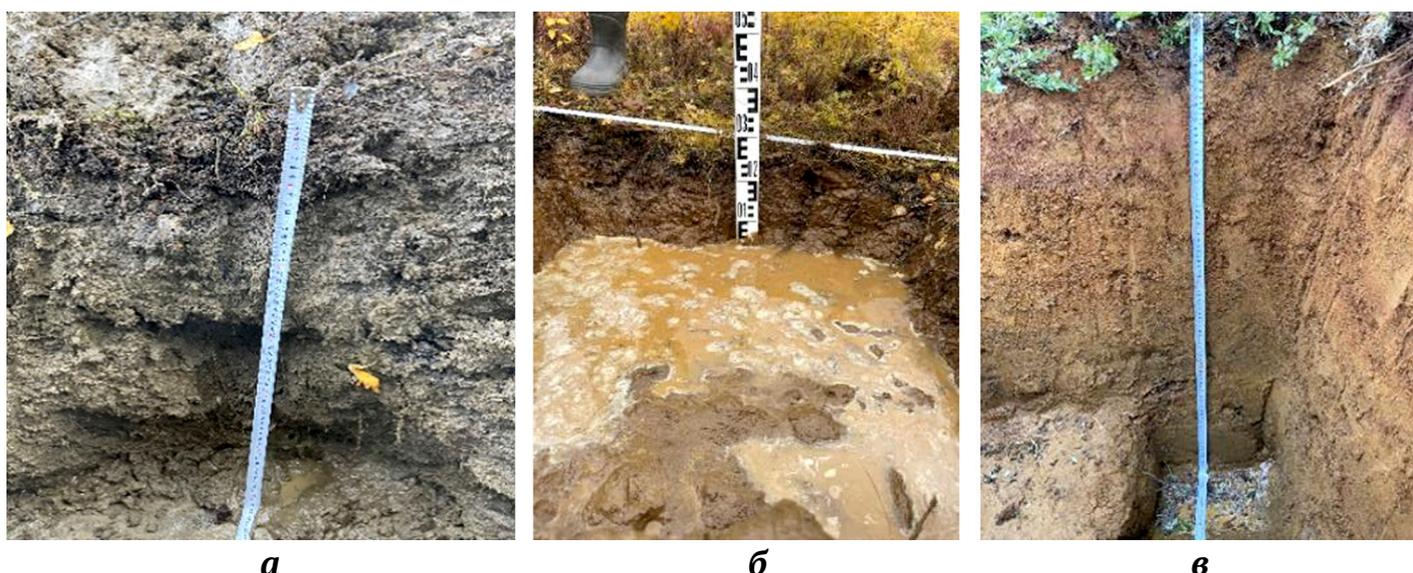
Палевые карбонатные почвы (рис. 4, в) на исследуемой территории являются доминантными и занимают до 69 % территории. Данный тип почв обладает большей мощностью профиля – до 64 см, сформированы на песчано-легко-суглинистом субстрате в старом русле р. Дяhtar Юряге, мерзлотный слой залегает под аллювиальными отложениями.

Криоземы занимают преимущественно слабо-наклонные участки Дяhtar-Накынского междуречья, формируются на криогенных формах рельефа (рис. 5, а – булгунях, слабополигональный рельеф). Подтип – гомогенные маломощные криоземы высоко-

комерзлотные. Диагностируются преимущественно по следам криотурбации внутри профиля [14].

Торфяно-болотные почвы (рис. 5, б) приурочены к долине р. Дяhtar-Юряге (рис. 5, б). По результатам исследований установлено, что почвенные группировки обладают относительно однородным строением и мощностью. Растительный покров однороден, в древостое доминирующий вид – *Larix Gmelinii*, в примеси – береза повислая *Betula Alba* (Roth.), состоящая древостое в междуречных и террасовых комплексах – подавленное, отмечаются дехромиация, реже дефолиация, в пойменных – удовлетворительное [15].

Палевые карбонатные почвы (рис. 5, в). Формируются как на сплошных массивах *Larix Gmelinii*, так и на лесных опушках, покрытых преимущественно кустарничковыми видами – брусничкой *Vaccinium vitis-idaea* (L.) Avror., голубикой *Vaccinium uliginosum* (L.), водяникой *Empetrum nigrum* (L.), на обширных зарослях кладонии звездчатой *Cladonia stellaris* (Opiz.) Pouzar&Vezda и оленьей *Cladonia rangiferina* (L.) Weber&Wigg (рис. 5, в).



а

б

в

Рис. 4. Характерное строение почвенного профиля:

а – исследованных криоземов; б – торфяно-болотных почв; в – палевых карбонатных почв



а

б

в

Рис. 5. Общий вид на участки:

а – вскрытых криоземов; б – торфяно-болотных почв; в – палевых карбонатных почв



Для исследованных криоземов характерно в целом невысокое содержание гумуса в верхнем горизонте (в среднем $0,73 \pm 0,05\%$) с резким характерным увеличением в нижнем слое за счет криотурбации ($V = 12/56\%$) (табл. 1). Глинистая фракция относительно однородна в пределах 24,0–29,1%, что соответствует тяжелопесчаным-легкосуглинистым грунтам. Реакция среды в исследуемых горизонтах изменяется от слабнокислой до слабощелочной, отсутствует характерное распределение в горизонтах за счет криотурбации.

Содержание гумуса в верхних горизонтах палево-карбонатных почв в целом равномерное, в нижележащем горизонте содержание гумуса резко сокращается. Глинистая фракция варьирует от 16,8 до 39,1% в верхнем горизонте и 20–31% в нижнем, что соответствует легким суглинкам с незначительными супесчаными прослоями. Реакция среды типична для палево-карбонатных почв – изменяется с глубиной по профилю от кислой к щелочной.

В торфяно-болотных почвах заметно снижается общее содержание гумуса, среда с глубиной изменяется от нейтральной до слабнокислой-кислой. Содержание физической глины от 9 до 29%, что соответствует песчаным и легкосуглинистым грунтам.

При этом наиболее высокие содержания гумуса отмечаются на периферийных участках исследуемой территории в непосредственной близости к объектам транспортной и производственной инфраструктуры с наветренной стороны. При относительной однородности почвенно-растительных условий, отличия в содержании гумуса могут быть охарактеризованы повышением содержания не только гумуса, но и негуминовой части органического вещества за счет включения техногенного воздействия [16]. Это может приводить к подкислению органо-генных горизонтов почв и повышению миграционных свойств ТМ с увеличением их концентрации в будущем [17].

Таблица 1

Результаты химических исследований отобранных почв

| Показатель | Горизонт | Глубина, см | Размах варьирования Limit | Среднее и его ошибка $\bar{x} \pm S_x$ | Коэффициент вариации V, % |
|---|---------------------------------|-------------|---------------------------|--|---------------------------|
| Криоземы гомогенные высокомерзлотные | | | | | |
| Гумус, % | T | 7...24 | 0,60...0,83 | $0,73 \pm 0,05$ | 12 |
| | Cr | 24...43 | 0,42...2,44 | $1,29 \pm 0,36$ | 56 |
| pH водный | T | 7...24 | 6,8...7,1 | $7,00 \pm 0,06$ | 2 |
| | Cr | 24...43 | 6,1...7,6 | $6,93 \pm 0,27$ | 8 |
| pH солевой | T | 7...24 | 3,9...4,6 | $4,25 \pm 0,01$ | 7 |
| | Cr | 24...43 | 4,5...6,7 | $5,13 \pm 0,46$ | 18 |
| Физическая глина, % | T | 7...24 | 22,3...26,7 | $24,0 \pm 0,9$ | 7 |
| | Cr | 24...43 | 24,0...36,7 | $29,10 \pm 2,62$ | 18 |
| Палево-карбонатные почвы | | | | | |
| Гумус, % | A _{1к} | 2...26 | 0,95...8,53 | $1,9 \pm 0,7$ | 116 |
| | B _к -BC _к | 26...53 | 0,2...3,6 | $0,8 \pm 0,3$ | 119 |
| pH водный | A _{1к} | 2...26 | 5,1...5,9 | $5,60 \pm 0,09$ | 6 |
| | B _к -BC _к | 26...53 | 6,2...7,1 | $6,85 \pm 0,08$ | 4 |
| pH солевой | A _{1к} | 2...26 | 4,1...5,9 | $4,10 \pm 0,17$ | 4 |
| | B _к -BC _к | 26...53 | 4,1...4,4 | $4,25 \pm 0,04$ | 12 |
| Физическая глина, % | A _{1к} | 2...26 | 16,8...39,1 | $30,50 \pm 2,14$ | 27 |
| | B _к -BC _к | 26...53 | 20,2...40,0 | $27,05 \pm 1,34$ | 22 |
| Торфяно-болотные почвы | | | | | |
| Гумус, % | O | 5–14 | 0,8...5,8 | $2,36 \pm 0,80$ | 77 |
| | T | 14–36 | 0,1...1,3 | $0,80 \pm 0,22$ | 61 |
| pH водный | O | 5–14 | 5,6...7,3 | $6,76 \pm 0,30$ | 9 |
| | T | 14–36 | 5,5...6,2 | $6,00 \pm 0,11$ | 4 |
| pH солевой | O | 5–14 | 4,1...5,5 | $4,6 \pm 0,2$ | 11 |
| | T | 14–36 | 3,6...4,0 | $3,84 \pm 0,06$ | 4 |
| Физическая глина, % | O | 5–14 | 21,5...28,3 | $25,12 \pm 1,10$ | 10 |
| | T | 14–36 | 9,0...29,9 | $22,20 \pm 3,14$ | 32 |

Примечание. Обозначения почвенных горизонтов приведены в соответствии с классификацией почв 2004 г.

Содержание ТМ относительно однородно (табл. 2), практически не наблюдается резких пиков по выборке проб, повышенное содержание отмечается по всем исследуемым ТМ (за исключением As и Hg). Накопление происходит в верхних горизонтах по Ni, Cu, реже по Cd, в нижних горизонтах преимущественно по Cd, Pb, Zn. Тем не менее такие различия слабоконтрастные. Увеличение контрастности накопления металлов в почвенных горизонтах будет свидетельствовать об усилении техногенной нагрузки и преобразовании ландшафта.

По средним значениям содержание ТМ выше в нижних горизонтах. Анализируя характер накопления ТМ, можно сказать, что верхние горизонты накапливают ТМ преимущественно через механизм сорбции их органическими компонентами в условиях слабокислой среды и слабого дренажа – формируются

преимущественно кислородные сорбционные физико-химические барьеры. Для нижних горизонтов характерна аккумуляция в условиях нейтральной и слабощелочной среды, в почвенном профиле для этих глубин отмечается слабое развитие глеевых процессов в виде сизоватых пятен и примазок. Таким образом, справедливым будет заключение о формировании глеевых щелочных физико-химических барьеров в надмерзлотных горизонтах [14]. Содержание ТМ в верхнем слое в порядке убывания можно записать в следующем виде: $Pb > Zn > Ni > Cu > Cd > As > Hg$.

Для нижних слоев запись идентична, изменяются лишь концентрации отдельных элементов. При этом содержание Pb, Zn, Cu в торфяно-болотных почвах выше, чем в палевых и криоземах. Это обусловлено более высоким содержанием гумуса в почвенном профиле и геохимической спецификой (рис. 6).

Таблица 2

Результаты исследования ТМ в отобранных почвах

| Показатель | Горизонт | Размах варьирования Limit | Среднее и его ошибка $\bar{x} \pm S_x$ | Коэффициент вариации V, % | Фоновые значения, $n = 5$ |
|------------|----------|---------------------------|--|---------------------------|---------------------------|
| рН | Верхний | 5,2...8,1 | $7,00 \pm 0,14$ | 10 | - |
| | Нижний | 6,1...8,1 | $7,09 \pm 0,10$ | 7 | |
| Мышьяк As | Верхний | | Менее 0,05 | | Менее 0,05 |
| | Нижний | | Менее 0,05 | | |
| Кадмий Cd | Верхний | 0,65...4,00 | $1,52 \pm 0,18$ | 62 | 1,04 |
| | Нижний | 0,53...3,80 | $1,52 \pm 0,14$ | 48 | |
| Ртуть Hg | Верхний | | Менее 0,005 | | Менее 0,005 |
| | Нижний | | Менее 0,005 | | |
| Свинец Pb | Верхний | 31...120 | 56 ± 4 | 33 | 50 |
| | Нижний | 39...155 | 58 ± 5 | 43 | |
| Медь Cu | Верхний | 3,22...21,90 | $6,80 \pm 0,87$ | 68 | 9 |
| | Нижний | 2,8...28,9 | $7,77 \pm 1,40$ | 93 | |
| Никель Ni | Верхний | 16,9...28,6 | $22,9 \pm 0,5$ | 12 | 21 |
| | Нижний | 19,2...37,0 | $24,00 \pm 0,74$ | 16 | |
| Цинк Zn | Верхний | 18,6...51,0 | $35,6 \pm 2,1$ | 31 | 34 |
| | Нижний | 18,6...52,0 | $36,6 \pm 2,0$ | 28 | |

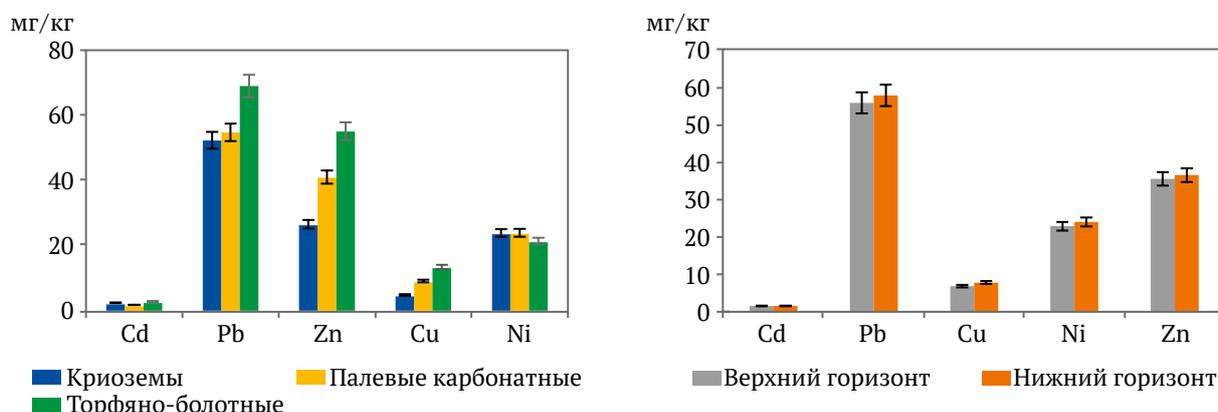


Рис. 6. Распределение содержания тяжелых металлов в почвах в зависимости от типа почв (слева) и от почвенного горизонта (справа)

С учетом весьма однородного пространственного распределения ТМ в поверхностном слое почвы как с наветренной, так и с подветренной сторон, можно сделать вывод об отсутствии либо труднодиагностируемом доступными методами техногенном воздействии как таковом, исключением являются несколько пробных площадок, отобранных в зоне непосредственного примыкания к отвалу горных пород – здесь фиксируются максимальные концентрации исследованных ТМ. Однако, учитывая металлогению района, это может иметь также преимущественно природное происхождение, поскольку соотношение рудных элементов сохраняется. К аналогичным выводам для сопряженных с горнодобывающими районами ландшафтов криолитозоны приходят и другие авторы [3]. Отмечается и повышенное относительно остальных проб содержание органического вещества в почвах на этих участках. Собственных исследований по структуре выбросов на территории предприятия не проводилось. Анализ государственных докладов Республики Якутия показал, что в структуре выбросов преобладают газы, 50–65 % из них приходится на оксид углерода.

Корреляционный анализ показывает наличие взаимосвязи между концентрациями ТМ при уровне значимости < 0,05 и гумусом (рис. 7). Положительные зависимости просматриваются между гумусом и Cd, Pb, Zn. Синергизм среди изучаемых ТМ отражается в следующих парах: Pb-Cd, Zn-Pb, Zn-Cu.

Значения коэффициентов концентрации (КК) содержания ТМ в почвенном покрове, превышающие фон, отмечаются по всей выборке проб по Cd, Pb, Ni, Zn. Значения КК по Cu выше единицы в 87 % случаев, данный элемент имеет тенденцию к накоплению в верхних горизонтах. Основу структуры коэффициентов концентрации составляет кадмий, в меньшей степени – сви-

нец и никель. Суммарный показатель загрязнения варьируется в пределах от 2 до 10 (см. рис. 3) со средним значением 6. Согласно критериям [12], ранжировать территорию можно по одному уровню загрязнения – «Допустимая» (100% территории). Важно отметить, что показатель суммарного загрязнения разработан для почв селитебных территорий, и не вполне корректно применять его к естественным территориям (включая подверженные техногенезу), может служить справочно-информационным показателем и применение действующих градаций в соответствии с НД является условным. Степень воздействия на геосистемы следует оценивать с помощью комплексных исследований [16].

По рассмотренной группе почв структура суммарного показателя загрязнения отличается (рис. 8). Для палевых карбонатных почв характерно преобладание кадмия и никеля, наиболее высокие коэффициенты концентрации имеет кадмий (КК_{max} – 5.4 ед). В торфяно-болотных почвах кадмий и медь также демонстрируют высокую долю в структуре суммарного показателя загрязнения. Это может быть обусловлено более высоким содержанием органических соединений и преобладанием гуминовых веществ в профиле этих почв. В исследованных криоземах сложно выявить определенные закономерности в содержании ТМ за счет отсутствия четкой дифференциации содержания химических элементов в профиле этих почв. В структуре суммарного показателя загрязнения преобладает свинец.

Также об отсутствии либо малой проявленности на исследованной территории техногенной составляющей может говорить однородное распределение концентраций ТМ в верхнем горизонте относительно нижнего – лишь на участках, примыкающих к отвалу горных пород, коэффициент накопления увеличивается в 1,7–3,2 раза.

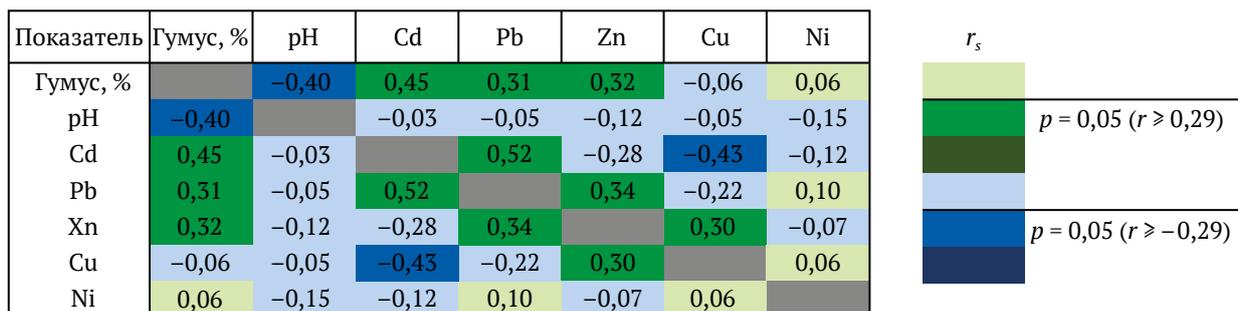


Рис. 7. Коэффициенты корреляции Спирмена между гумусом и тяжелыми металлами

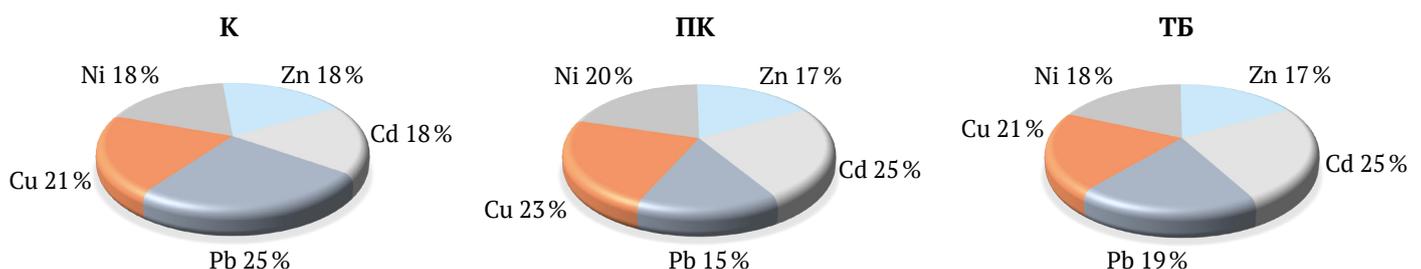


Рис. 8. Структура Z_c в исследованных почвах:

К – криоземы; ПК – палевые карбонатные почвы; ТБ – торфяно-болотные почвы

Особенности распределения химических элементов ТМ в почвенном покрове могут быть охарактеризованы металлогеническими особенностями самой территории, в меньшей степени наличием рассмотренных ТМ в структуре выбросов от алмазодобывочного производства [17]. Важно отметить, что рассматриваемая территория относится к Вилюйско-Мархинской системе глубинных разломов. В целом для депонирующей среды в районе таких структур характерно формирование геохимических аномалий в виде ореолов рассеивания преимущественно сидерофильных (Fe, Ni, Co) и халькофильных (Zn, Cd, Cu, Pb, S) элементов [18]. Незначительный вклад техногенного воздействия в структуре показателя суммарного загрязнения почв действительно приурочен к территориям, примыкающим к объектам ГОК. Это может быть обусловлено как металлогенией района, так и преобладанием штилей, а атмосферный перенос при преобладании северо-западных ветров ожидается на значительном удалении от этих объектов [19].

Техногенное поступление тяжелых металлов в результате горнодобывающих работ будет сопровождаться увеличением доли наиболее подвижных форм этих элементов. Как показывают многочисленные геоэкологические исследования, наибольшая доля элементов в почвах прочно связана с ее минеральными и органоминеральными компонентами. В связи с этим интерес был направлен на изучение миграционной способности изученных элементов в наиболее подвижной форме – водорастворимой (рис. 9). Установление преобладающих форм нахождения металлов и их связывание с природными органическими лигандами может обосновывать прогноз изменения экологической обстановки и изменение списка приоритетных поллютантов [18].

Несмотря на то что в водорастворимой вытяжке мобилизуется небольшая доля (до 2%) от общего органического углерода в почве и примерно такая же аналогичная доля от валового содержания металлов (до 2,5%), именно эта фракция наиболее подвижна в экосистемах и способна включаться в биологический круговорот.

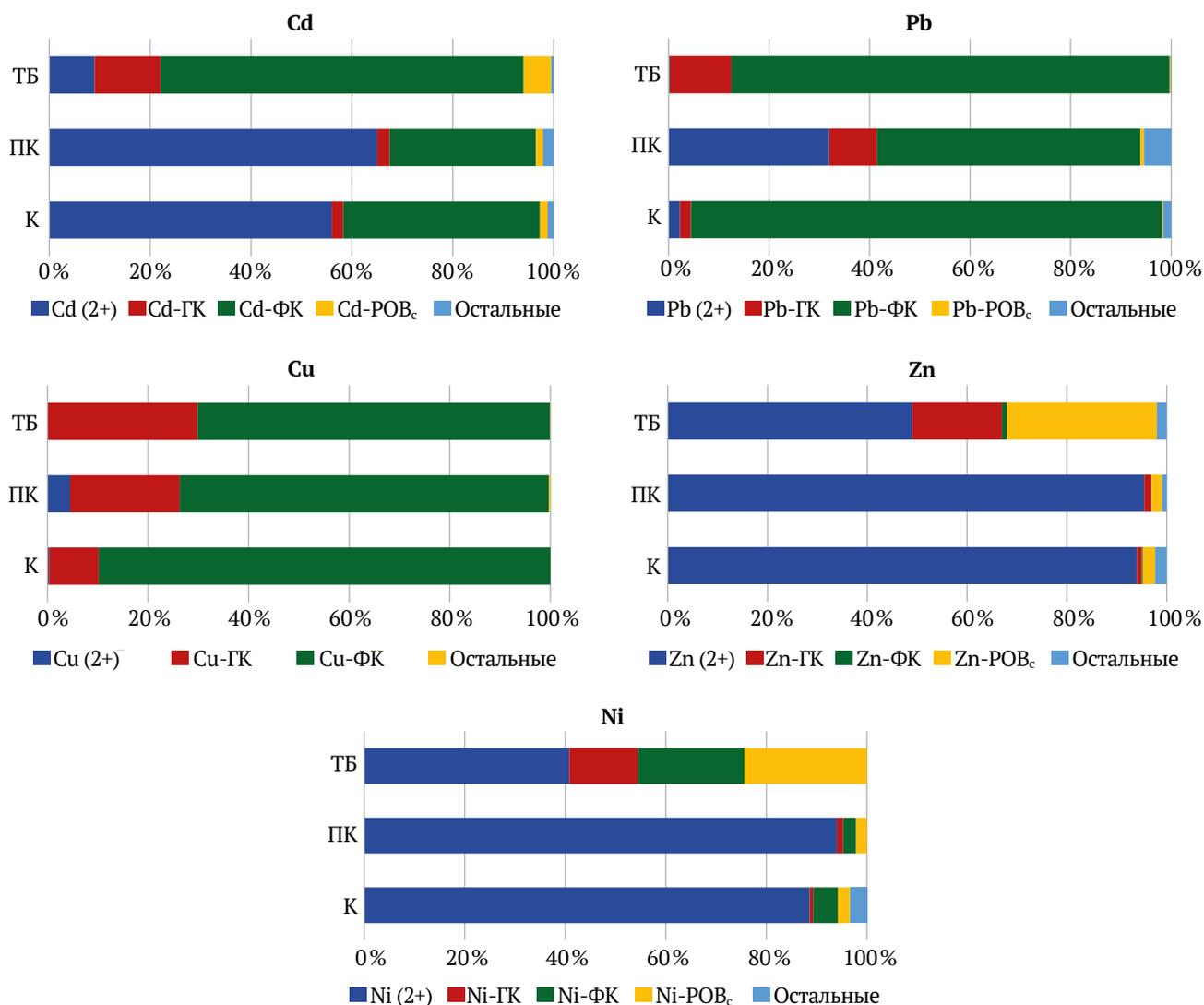


Рис. 9. Формы нахождения тяжелых металлов в водорастворимой фракции почв: К – криоземы; ПК – палевые карбонатные почвы; ТБ – торфяно-болотные почвы; Me-ГК – комплексы с гуминовыми кислотами; ФК – комплексы с фульвокислотами; Me-POB_c – слабо (электростатически) связанные с органическим веществом (Доннановская фаза)



По данным термодинамического моделирования изученные элементы распределились на две группы: преимущественно связанные с фульвокислотами (Cu, Cd, Pb) и находящиеся в виде свободных ионов (Zn и Ni). Свободные ионы являются наиболее доступной формой для включения металлов в биологический круговорот. Она же является наиболее токсичной. Таким образом, при поступлении в почвы криолитозоны изучаемой территории без учета класса опасности никель и цинк будут максимально подвижными элементами. Кадмий будет в большей степени подвижен в палево-карбонатных и криоземах. Наиболее прочно связанным с природными органическими веществами во всех типах почв является медь. Часть цинка и никеля в торфяных болотных почвах слабо связана с органическим веществом. При изменении геохимической обстановки эти металлы могут переходить как в форму свободных ионов, так и более прочно связываться с гуминовыми веществами.

Изученные типы почв по доле подвижности водорастворимых форм тяжелых металлов образуют следующий ряд: палевые карбонатные < криоземы < торфяно-болотные.

Таким образом, наименьшей экологической емкостью по отношению к тяжелым металлам можно считать палевые карбонатные почвы, которые доминируют на данной территории. Однако с учетом рельефа можно предположить, что при дренировании территории палевых карбонатных почв осадками существенная доля растворимых форм металлов будет поступать на территорию с застойным увлажнением (торфяно-болотные почвы), где токсичность металлов будет частично нивелироваться.

В настоящее время нормирование почвенного покрова на содержание ТМ предлагается прово-

дить в соответствии с действующими ПДК, а при их отсутствии – с ОДК. Данное предложение вызывает сомнения, т.к. ПДК/ОДК не учитывают региональные биогеохимические особенности территории. При отсутствии установленных ПДК/ОДК предлагается использовать установленный региональный фон, но и он рассчитан не во всех регионах и не для всех почв.

Ввиду длительного функционирования и эволюции почвенного покрова в условиях относительно близкого расположения действующего горно-обогатительного комбината полученные данные по валовому содержанию ТМ могут быть использованы в качестве фоновых значений для дальнейших исследований и контроля состояния почвенного покрова при мониторинге и производственном контроле.

На основании результатов исследования почв были рассчитаны фоновые значения для изученных почв. Распределение ТМ в выборках торфяно-болотных почв и палевых карбонатных почв подчиняется закону Гаусса. При таком распределении фоновые значения могут быть определены как математическое ожидание нормально распределённой выборки с учетом утроенного стандартного отклонения. Для определения фоновых значений содержания ТМ в криозёмах объем выборки был недостаточен, к тому же криотурбационные процессы в профиле почвы предопределяют сложные условия распределения химических элементов в самих почвах.

С позиции отсутствия данных по фоновому содержанию для дальнейших исследований факт истинного загрязнения и его динамику предлагается устанавливать с помощью полученных данных о верхней границе фоновых значений ТМ в торфяно-болотных и палевых карбонатных почвах (табл. 3).

Таблица 3

Расчет фоновых значений для палевых карбонатных и торфяно-болотных почв

| ТМ | Минимум | Максимум | Математическое ожидание μ | Расчетный фон $\mu + 3\sigma$ |
|---|-------------|----------|-------------------------------|-------------------------------|
| Торфяно-болотные почвы, $n = 18$ | | | | |
| Мышьяк As | Менее 0,05 | | | |
| Кадмий Cd | 0,8 | 4,0 | 2,0 | 5 |
| Ртуть Hg | Менее 0,005 | | | |
| Свинец Pb | 31,0 | 72,0 | 51,0 | 81,0 |
| Медь Cu | 5,9 | 10,3 | 8,0 | 13 |
| Никель Ni | 19,2 | 28,5 | 23,0 | 32 |
| Цинк Zn | 18,6 | 50 | 31,0 | 80 |
| Палевые карбонатные почвы, $n = 26$ | | | | |
| Мышьяк As | Менее 0,05 | | | |
| Кадмий Cd | 0,53 | 3,50 | 1,0 | 3 |
| Ртуть Hg | Менее 0,005 | | | |
| Свинец Pb | 39,0 | 107,0 | 53,0 | 102 |
| Медь Cu | 3,31 | 28,9 | 10,0 | 32 |
| Никель Ni | 16,9 | 37,0 | 24,0 | 37 |
| Цинк Zn | 24,0 | 52 | 41 | 67 |



Для данной территории рекомендуется проведение локального экологического мониторинга состояния природных ландшафтов в зоне непосредственного функционирования горнодобывающего производства. Валовое содержание ТМ может быть использовано в качестве оценки общего состояния территории, в рамках же определения воздействия необходим переход к подвижным формам ТМ в системе «почва-фитоценоз-зооценоз». Пробные площадки необходимо расположить с учетом розы ветров на наиболее типичных биотопах, для отбора проб органов растений стоит принимать наиболее типичные виды – *Larix Gmelinii*, *Vaccinium vitis-idaea*, *Vaccinium uliginosum*, *Cladonia stellaris*. При этом сам факт воздействия или его отсутствие рекомендуется определять только при комплексных исследованиях.

Заключение

Результаты исследования показывают высокое содержание кадмия, свинца, никеля и меди в почвенном покрове в непосредственной близости функционирования алмазодобывочного производства. Анализ коэффициентов концентрации показывает, что верхние горизонты накапливают ТМ путем их сорбции гумусом в условиях слабокислой среды и слабого дренажа – на кислородном сорбционном физико-химическом барьере. Для нижних горизонтов характерна аккумуляция в условиях нейтральной и слабощелочной среды, в почвенном профиле на глеевом щелочном физико-химическом барьере

в надмерзлотных горизонтах. Геохимическое представление ряда ТМ в почвенном покрове исследуемой территории характеризуется как: $Pb > Zn > Ni > Cu > Cd > As > Hg$. Были составлены корреляционные ряды ТМ, которые отражают положительные зависимости между гумусом и Cd, Pb, Zn, а также проявление синергизма в парах Pb–Cd, Zn–Pb, Zn–Cu. Ранжировать территорию можно по одному уровню загрязнения – «Допустимый». Увеличение содержания ТМ в почвенном покрове проявляется по мере приближения к промышленным площадкам горно-обогатительного комплекса.

Палевые карбонатные почвы обладают наименьшей среди изученных почв буферностью по отношению к тяжелым металлам исходя из структуры форм их нахождения в наиболее подвижной водорастворимой фракции. Среди изученных поллютантов наибольшую склонность к связыванию природными органическими лигандами выявили для таких элементов, как свинец и медь. Цинк и никель будут активно мигрировать в ионной форме. Кадмий занимает промежуточное положение по соотношению ионных и органически связанных форм.

Данные, приведенные в исследовании, ввиду отсутствия аналогичных исследований могут быть использованы при контроле состояния почвенного покрова в зоне добычи алмазов в пределах Накынского кимберлитового поля, в границах СЗЗ горно-обогатительных комбинатов, а также в качестве целевых показателей при последующей рекультивации нарушенных земель.

Список литературы / References

1. Гололобова А.Г., Легостаева Я.Б. Экогеохимический мониторинг почвенного покрова на участках алмазодобычи в Западной Якутии. *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. 2020;331(12):146–157. <https://doi.org/10.18799/24131830/2020/12/2948>
Gololobova A. G., Legostaeva Ya. B. Ecogeochemical monitoring of soil cover on diamond mining site in Western Yakutia. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2020;331(12):146–157. (In Russ.) <https://doi.org/10.18799/24131830/2020/12/2948>
2. Demkova L., Jezny T., Bobulska L. Assessment of soil heavy metal pollution in a former mining area – before and after the end of mining activities. *Soil & Water Research*. 2017;12(4):229–236. <https://doi.org/10.17221/107/2016-SWR>
3. Елсукова Е.Ю., Опекунова М.Г., Опекунов А.Ю. Техногенная трансформация потоков тяжелых металлов в почвах в зоне воздействия медно-никелевого производства. *Международный научно-исследовательский журнал*. 2019;(12):118–124. <https://doi.org/10.23670/IRJ.2019.90.12.024>
Elsukova E. Yu., Opekunova M. G., Opekunov A. Yu. Technogenic transformation of heavy metal streams in soils in regions under influence of copper-nickel production. *International Research Journal*. 2019;(12):118–124. (In Russ.) <https://doi.org/10.23670/IRJ.2019.90.12.024>
4. Высоцкая Н.А., Пискун Е.В. Основные факторы неблагоприятного воздействия на окружающую среду деятельности калийного производства и способы ее защиты. *Горные науки и технологии*. 2019;4(3):172–180. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2019-3-172-180>
Vysotskaya N. A., Piskun E. V. The Main Factors of Adverse Environmental Impact of Potash Production and Methods of Environmental Protection. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2019;4(3):172–180. (In Russ.) <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2019-3-172-180>
5. Сорокина О.А., Киселев В.И. Химическое загрязнение почв в зоне освоения Джалиндинского россыпного и рудного месторождений золота. *Экология и промышленность России*. 2005;(7):24–28.
Sorokina O. A., Kiselev V. I. Chemical pollution of soils in the area of development of Dzhaldinsky alluvial and ore deposits of gold (Amur region). *Ecology and Industry of Russia*. 2005;(7):24–28. (In Russ.)



6. Басова И.А., Иватанова Н.П., Копылов А.В. Оценка экологического состояния почв в регионах развитой горной промышленности. *Известия Тульского государственного университета. Естественные науки*. 2012;(1–2):14–16.
Basova I. A., Ivatanova N. P., Kopylov A. V. Assessment of the ecological state of soils in regions of developed mining industry. *Proceeding of Tula State University. Natural Sciences*. 2012;(1–2):14–16. (In Russ.)
7. Gololobova A. G., Legostaeva Ya. B. The stability of frozen soils in conditions of development of mining industry. In: *17th International Multidisciplinary Scientific GeoConference, SGEM 2017. Water Resources. Forest, Marine and Ocean Ecosystems Conference Proceedings*. Albena, Bulgaria. 2017;17:655–662.
8. Легостаева Я.Б., Попов В.Ф., Козлова И.Г. и др. Тектоническая обстановка и эколого-геохимическая ситуация Накынского кимберлитового поля. В: *Геология и минерально-сырьевые ресурсы Северо-Востока России: материалы XI Всероссийской научно-практической конференции. 5–7 апреля 2021 г.* Якутск: Изд. дом СВФУ; 2021. С. 388–390. https://doi.org/10.52994/9785751331399_2021_103
Legostaeva Ya., Popov V., Kozlova I. et al. Tectonic and eco-geochemical situation of the Nakyn Kimberlite Field. In: *Geology and Mineral Resources of the North-East of Russia: Materials of the XI All-Russian Scientific and Practical Conference*. April 5–7, 2021. Yakutsk: North-Eastern Federal University Publ. House; 2021. Pp. 388–390. (In Russ.) https://doi.org/10.52994/9785751331399_2021_103
9. Зверева В.П., Фролов К.Р., Лысенко А.И. Формирование рудничных вод в Дальневосточном регионе России и их влияние на экосферу и здоровье населения. *Горные науки и технологии*. 2022;7(3):203–215. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-3-203-215>
Zvereva V. P., Frolov K. R., Lysenko A. I. Formation of mine drainage in the Far Eastern region and its impact on the ecosphere and public health. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(3):203–215. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-3-203-215>
10. Серебряков Е.В., Гладков А.С., Кошкарёв Д.А. Трёхмерные структурно-вещественные модели формирования кимберлитовых трубок Нюрбинской и Ботуобинской (Якутская алмазоносная провинция). *Геодинамика и тектонофизика*. 2019;10(4):899–920. <https://doi.org/10.5800/GT-2019-10-4-0448>
Serebryakov E. V., Gladkov A. S., Koshkarev D. A. Three-dimensional structural-material models of the formation of the Nurbinskaya and Botuobinskaya kimberlite pipes. *Geodynamics & Tectonophysics*. 2019;4(4):899–920. (In Russ.) <https://doi.org/10.5800/GT-2019-10-4-0448>
11. Килижеков О.К., Толстов А.В. Новые возможности прироста запасов алмазов в Средне-Мархинском районе Якутии. В: *Труды рабочего совещания. Месторождения алмазов: процессы формирования, закономерности локализации, методы прогнозирования и поисков. Материалы встречи*. Новосибирск; 2016. С. 54–60.
Kilizhekov O. K., Tolstov A. V. New opportunities for the growth of diamond reserves in the Sredne-Markhinsky district of Yakutia. In: *Proceedings of the Workshop. Diamond Deposits: Formation Processes, Localization Patterns, Forecasting and Prospecting Methods. Materials of the Meeting*. Novosibirsk; 2016. Pp. 54–60. (In Russ.)
12. Ершов Ю.И. Криогенные почвы на породах трапповой формации Центральной Сибири. *Почвоведение*. 2022;(6):657–672. <https://doi.org/10.31857/S0032180X22060053> (Пер. вер.: Yershov Y. I. Cryogenic soils on the trappean rocks of Central Siberia. *Eurasian Soil Science*. 2022;55(6):695–709. <https://doi.org/10.1134/S1064229322060059>)
Yershov Y. I. Cryogenic soils on the trappean rocks of Central Siberia. *Eurasian Soil Science*. 2022;55(6):695–709. <https://doi.org/10.1134/S1064229322060059> (Orig. ver.: Yershov Y. I. Cryogenic soils on the trappean rocks of Central Siberia. *Pochvovedenie*. 2022;(6):657–672. (In Russ.) <https://doi.org/10.31857/S0032180X22060053>)
13. Мотузова Г.В. *Устойчивость почв к химическому воздействию*. М.: Изд-во МГУ; 2000. 57 с.
Motuzova G. V. *Soil resistance to chemical effects*. Moscow: Moscow State University Publ. House; 2000. 57 p. (In Russ.)
14. Легостаева Я.Б., Шадрина Е.Г., Солдатова В.Ю., Дягилева А.Г. Эколого-геохимическая и биоиндикационная оценка трансформации экосистем при разработках коренных месторождений алмазов в Якутии. *Современные проблемы науки и образования*. 2011;(6).
Legostaeva Ya. B., Shadrina E. G., Soldatova V. Yu., Dyagileva A. G. Ecogeochemical and bioindication assessment of transformation of ecosystem in process drafting of primary deposits of diamonds in Yakutia. *Modern Problems of Science and Education*. 2011;(6). (In Russ.)
15. Феклистов П.А. Определение зоны воздействия автодороги «Вахтовый посёлок Накын-Промзона» Нюрбинского месторождения алмазов методом биоиндикации. *Arctic Environmental Research*. 2012;(3):48–53.
Feklistov P. A. Estimation of the impact area of the Nyurbinsk diamond deposit road rotational settlement Nakyn-Industrial zone by means of bioindication. *Arctic Environmental Research*. 2012;(3):48–53. (In Russ.)
16. Jaishankar M., Tseten T., Anbalagan N. et al. Toxicity, mechanism and health effects of some heavy metals. *Interdisciplinary Toxicology*. 2014;7(2):60–72. <https://doi.org/10.2478/intox-2014-0009>
17. Гололобова А.Г., Легостаева Я.В. Влияние горнодобывающей и перерабатывающей деятельности на содержание тяжелых металлов и микроэлементов в мерзлотных почвах. В: *Геология и минераль-*



но-сырьевые ресурсы Северо-Востока России: материалы XI Всероссийской научно-практической конференции. 5–7 апреля 2021 г. Якутск: Изд. дом СВФУ; 2021. С. 367–370. https://doi.org/10.52994/9785751331399_2021_97

Gololobova A. G., Legostaeva Ya. V. Influence of mining and processing activities on frozen soils of the khannya-nakyn interflaves (Western Yakutia). In: *Geology and Mineral Resources of the North-East of Russia: Materials of the XI All-Russian Scientific and Practical Conference*. April 5–7, 2021. Yakutsk: North-Eastern Federal University Publ. House; 2021. Pp. 367–370. (In Russ.) https://doi.org/10.52994/9785751331399_2021_97

18. Дину М.И., Шкинев В.М. Комплексообразование ионов металлов с органическими веществами гумусовой природы: методы исследования и структурные особенности лигандов, распределение элементов по формам. *Геохимия*. 2020;65(2):165–177. <https://doi.org/10.31857/S001675252002003X> (Перев. вер.: Dinu M.I., Shkinev V.M. Complexation of metal ions with organic substances of humus nature: methods of study and structural features of ligands, and distribution of elements between species. *Geochemistry International*. 2020;58(2):200–211. <https://doi.org/10.1134/S0016702920020032>)
Dinu M.I., Shkinev V.M. Complexation of metal ions with organic substances of humus nature: methods of study and structural features of ligands, and distribution of elements between species. *Geochemistry International*. 2020;58(2):200–211. <https://doi.org/10.1134/S0016702920020032> (Orig. ver.: Dinu M.I., Shkinev V. M. Complexation of metal ions with organic substances of humus nature: methods of study and structural features of ligands, and distribution of elements between species. *Geohimiya*. 2020;65(2):165–177. (In Russ.) <https://doi.org/10.31857/S001675252002003X>)
19. Gololobova A. G., Legostaeva Ya. V. Heavy metals in cryozems of Western Yakutia. In: *19th International Multidisciplinary Scientific GeoConference, SGEM 2019. Water Resources. Forest, Marine and Ocean Ecosystems Conference Proceedings*. Albena, Bulgaria. 2019;19(3.2):239–246.

Информация об авторах

Антон Сергеевич Титов – инженер-эколог, ООО «ЭКОСТАНДАРТ. «Технические решения», г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0009-0005-0157-4609](https://orcid.org/0009-0005-0157-4609); e-mail Titov.A@ecostandard.ru

Андрей Сергеевич Торопов – кандидат геолого-минералогических наук, научный сотрудник химического факультета, Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-7759-2831](https://orcid.org/0000-0001-7759-2831), Scopus ID [57693206900](https://scopus.com/authorid/57693206900); e-mail torop990@gmail.com

Information about the authors

Anton S. Titov – Environmental Engineer, EKOSTANDART LLC. “Technical solutions”, Moscow, Russian Federation; ORCID [0009-0005-0157-4609](https://orcid.org/0009-0005-0157-4609); e-mail Titov.A@ecostandard.ru

Andrey S. Toropov – Cand. Sci. (Geolog. and Mineral.), Researcher at the Faculty of Chemistry, Lomonosov Moscow State University, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0001-7759-2831](https://orcid.org/0000-0001-7759-2831), Scopus ID [57693206900](https://scopus.com/authorid/57693206900); e-mail torop990@gmail.com

Поступила в редакцию 11.12.2023

Поступила после рецензирования 11.03.2024

Принята к публикации 15.03.2024

Received 11.12.2023

Revised 11.03.2024

Accepted 15.03.2024



ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-03-254>

УДК 621.31:622

**Анализ надежности элементов системы электроснабжения карьеров**

Р. В. Клюев

Московский политехнический университет, г. Москва, Российская Федерация

kluev-roman@rambler.ru**Аннотация**

В области проектирования систем электроснабжения карьеров важная роль отводится вопросам анализа надежности элементов, которые могут быть решены в ходе проведения комплексного применения различных методов расчета отдельных видов электрооборудования и сетевых устройств в системах электроснабжения. Целью работы является установление оптимальных параметров электроснабжения рудника открытых горных работ горно-обогатительных комбинатов, проведение исследований, позволяющих создать технико-экономическую модель системы. Установлено, что математическая статистика дает ряд методов установления однородности (или разнородности) совокупности значений случайной величины. При анализе данных аварийной статистики электрооборудования наиболее приемлемым является метод сравнительной оценки двух выборочных средних (по сравнению с методом сравнения эмпирического распределения с нормальным или методом скользящей средней). В работе приведены обработанные на основе данных аварийности электрооборудования рудничных подстанций и сетевых устройств карьера, также представлены соотношения между надежностью схемы и ее элементами и показано влияние надежности защиты на надежность схемы. Представлены методы оптимизации систем электроснабжения карьеров, заключающиеся в применении градиентных методов первого порядка, методов второго порядка или так называемых квадратичных методов оптимизации, методов случайного поиска. В качестве наиболее распространенных для решения задач нелинейного программирования используется группа градиентных методов, среди которых в первую очередь следует рассматривать метод наискорейшего спуска. Сочетание случайного поиска с методом штрафных функций дает возможность определять условные экстремумы для задачи оптимизации режима работы электрической сети и системы. Также рассматривается метод случайного спуска, заключающийся в определении минимума целевой функции по соответствующему алгоритму, при котором направление движения в общем случае задается случайным вектором, равномерно распределенным по гипосфере.

Ключевые слова

надежность элементов, система электроснабжения, карьер, градиентные методы, аварийность, рудничные подстанции, случайный поиск, целевая функция

Для цитирования

Klyuev R. V. Reliability analysis of open-pit power supply system components. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):183–194. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-03-254>

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

Research paper

Reliability analysis of open-pit power supply system components

R. V. Klyuev

Moscow Polytechnic University, Moscow, Russian Federation

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

In the field of designing power supply systems of open pits an important role is attributed to the problems of components reliability analysis, which can be solved by integrated application of different analysis methods for individual types of electrical equipment and network devices in power supply systems. The purpose of the work is to establish optimal parameters for an open-pit mine power supply at mining and processing complexes, and to conduct research that allows a technical and economic model of the system to be created. It has been established that mathematical statistics provides a number of methods for establishing the homogeneity (or heterogeneity) of the population of random variable values. When analyzing the data of failure statistics of electrical equipment, the method of comparative estimate of two sample averages (compared to the method of comparing the empirical distribution with the normal distribution or the moving average method) is the most acceptable. The paper presents accident rates of electrical equipment of open-pit substations and network devices of the quarry processed on the basis of data, also presents the relationship between the reliability of the circuit and its elements and shows the influence of protection reliability on the reliability of the circuit. Methods of optimizing open-pit power supply systems are presented, which consist in the use of first-order



gradient methods, second-order methods or the so-called quadratic optimization methods, and random search methods. A group of gradient methods is the most widespread for solving nonlinear programming problems, among which the method of steepest descent should be considered primarily. The combination of random search with the penalty function method makes it possible to determine conditional extrema for the problem of optimizing the electrical grid and system operation mode. The method of random descent, which consists in determining the minimum of the target function according to an appropriate algorithm, is also considered, in which the direction of motion is generally given by a random vector uniformly distributed over a hypersphere.

Keywords

reliability of components, power supply system, open pit, gradient methods, accident rate, mine substations, random search, target function

For citation

Klyuev R.V. Reliability analysis of open-pit power supply system components. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2024;9(2):183–194. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2024-03-254>

Введение

Выполнение задач, поставленных перед горно-рудной промышленностью, невозможно без дальнейшего увеличения эффективности производства, производительности труда и автоматизации производственных процессов, повышения уровня эффективности горного производства и использования электрооборудования [1, 2].

Рост энерговооруженности труда приводит к увеличению затрат на создание и эксплуатацию системы электроснабжения (СЭС). В связи с этим особую актуальность приобретают вопросы построения оптимальной СЭС не только горного предприятия в целом, но и отдельных его подсистем, решаемые на стадии проектирования, а также вопросы построения моделей надежности СЭС [3, 4].

Применение в проектной практике методов оптимизации, в том числе с использованием искусственного интеллекта, позволит значительно повысить качество проектирования в соответствии с задачами необходимости улучшения проектного дела на основе широкого внедрения в практику проектирования достижений науки [5, 6].

Достигнутый научно-технический прогресс в технике и технологии открытых горных работ (высокая степень концентрации горных работ, эксплуатация крупных глубоких карьеров, неуклонный рост установленной мощности горных машин и электровооруженности труда) ставит в области проектирования электроснабжения карьеров ряд технико-экономических проблем повышения эффективности, требующих неотложного решения.

Эффективность работы СЭС карьеров зависит не только от качества применяемого оборудования [7, 8], но и от правильности принимаемых проектных решений и качества проектной документации. Однако в настоящее время проектирование СЭС осуществляется традиционными методами, разработанными для условий карьеров сравнительно небольшой производительности и глубины. При проектировании недостаточно учитываются сложные взаимосвязи между параметрами системы, электрическими нагрузками и горно-геометрическими, техническими и технологическими параметрами современных карьеров. Расчет электрических нагрузок производится по коэффициентам спроса, а выбор схемы электроснабжения осуществляется на основе технического сравнения

ограниченного числа вариантов без учета динамики горных работ и изменения электрических нагрузок, что не может обеспечить выбор ее оптимальных параметров.

При решении технико-экономических задач проектирования электроснабжения проектные институты не могут широко использовать возможности вычислительной компьютерной техники из-за отсутствия алгоритмов, пригодных для специфических условий открытых горных работ. Это практически исключает многовариантные и оптимизационные расчеты, приводит к ухудшению качества и увеличению сроков подготовки проектов при резком повышении объемов проектных работ.

Целью работы является установление оптимальных параметров электроснабжения рудника открытых горных работ (РОГР) горно-обогатительных комбинатов (ГОК), проведение исследований, позволяющих исследовать надежность отдельных элементов СЭС, чтобы в дальнейшем рассматривать безопасность работы в электрических сетях горной промышленности [9, 10].

Анализ существующих схем электроснабжения рудников открытых горных работ

Аварийность отдельных элементов сетей и электрооборудования предприятий зависит от многих возмущающих факторов, от состояния произведенных монтажных и ремонтных работ, разнообразных эксплуатационных условий, их технического состояния и т.д. [11, 12]. Влияние каждого из этих факторов в отдельности бывает нередко незначительно и практически незаметно, но суммарный эффект воздействия приводит к колеблющимся от случая к случаю результатам. Следовательно, показатели аварийности можно рассматривать как некоторую случайную величину, являющуюся предметом изучения математической статистики и теории вероятностей. Исходя из статистического характера явления аварийности и из сущности понятия вероятности некоторого события количественно выражение понятия надежности можно сформулировать следующим образом – надежность – есть вероятность того, что составной элемент или установка в целом будут удовлетворительно работать в течение определенного периода времени. Например, если продолжительность аварийного простоя установки в течение года равна 8,76 ч, то вероятность ее аварии $P = 8,76/8760 = 10^{-3}$, а надежность $P' = 1 - 10^{-3}$.

Метод расчета надежности отдельных видов электрооборудования и сетевых устройств

В электрических распределительных сетях и системах повреждение отдельных видов элементов может вызвать простой части или всей установки на время нахождения и ликвидации аварии – время аварийного простоя, или на время нахождения аварии и последующего отключения поврежденного участка – время аварийного отключения [13, 14].

По эксплуатационным данным о продолжительности аварийного простоя и аварийного отключения x основных видов электрооборудования и сетевых устройств, применяемых на карьерах, определены две наиболее важные статистические характеристики: взвешенное среднее аргумента \bar{x} и стандарт σ_x .

Сравнение полученных средних значений и стандартов показывает, что значение коэффициента изменчивости k рассматриваемых вариационных рядов сохраняет некоторое постоянное значение с максимальным отклонением отдельных его значений от средней величины до 4%:

$$k = \frac{\sigma_i}{x_i}. \quad (1)$$

Следовательно, практически для всех выборочных распределений справедливо соотношение:

$$\sigma_i = k\bar{x}_i. \quad (2)$$

Полученное соотношение указывает на одинаковую закономерность распределения всех рассматриваемых вариационных рядов и на то, что следует ожидать практически постоянного значения стандарта аргумента преобразующей функции для всех выборочных распределений.

Для выявления закона распределения наблюдаемых частот времени аварийного простоя и времени аварийного отключения на вероятностную бумагу наносят диаграмму квантилей распределения аргументов для некоторых видов электрооборудования (рис. 1).

Как видно из диаграммы квантилей, точки значений некоторых функций распределений группи-

руются около кривых, напоминающих логарифмическую кривую.

На рис. 2 на логарифмически вероятностной бумаге изображены новые диаграммы квантилей. Из диаграммы видно, что точки весьма близко группируются около прямых, причем более или менее заметное отклонение точек от прямой наблюдается лишь до 5% и свыше 95% квантилей.

Для графической оценки полученных отклонений значений функции распределения от прямой (рис. 3) проведены кривые допустимых величин аварийных отклонений от теоретической линии при надежности (вероятности) $P = 0,95$.

Из рис. 3 видно, что допустимая величина случайных отклонений от теоретической линии значительно больше при значениях P , близких к 0 или 100%, чем при значениях, близких к 50%. Поэтому наблюдаемое заметное отклонение точек значений функций распределения от прямой до 5% и свыше 95% квантилей (см. рис. 2) не может заметно изменить закона выборочного распределения. Кроме того, число наблюдений в указанных пределах не превышает 10% от объема выборки. Сравнение кривых допустимых величин случайных отклонений от теоретической линии с полученными отклонениями значений функции выборочных распределений от прямой показывает, что последние находятся внутри допустимых границ случайных отклонений при $P = 0,95$ и $n > 250$. Следовательно, время аварийного простоя и время аварийного отключения как при поврежденных экскаваторных кабелях, так и при авариях карьерных сетей, распределено по логарифмически нормальному закону. Согласно результату графического анализа выравнивание выборочных распределений производится по уравнению:

$$\Phi(u) = \frac{1}{\sigma_u \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(u_i - \bar{u})^2}{2\sigma_u^2}}, \quad (3)$$

где $\Phi(u)$ – функция распределения; u_i – аргумент преобразующей функции; \bar{u} – среднее значение преобразованного аргумента; σ_u – стандарт преобразованного аргумента.

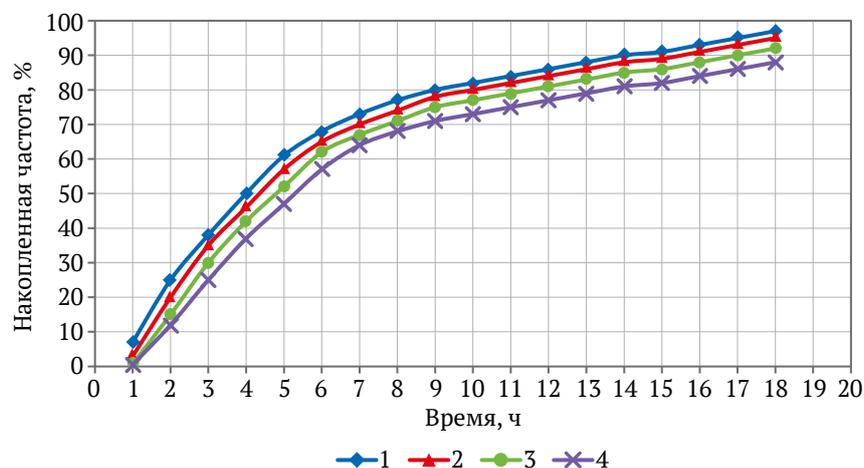


Рис. 1. Диаграммы квантилей распределения времени аварийного простоя и аварийного отключения экскаваторных кабелей и сетей карьера

Результаты аналитической оценки расхождения между выборочными и теоретическими частотами: $\lambda_1 = 0,307$ и $P_1 = 0,999$; $\lambda_2 = 0,818$ и $P_2 = 0,52$; $\lambda_3 = 0,448$ и $P_3 = 0,987$; $\lambda_4 = 0,942$ и $P_4 = 0,365$ (индексы P и λ соответствуют номерам линий, приведенных на рис. 1, 2). Случайные значения λ , которые больше или равны наблюдаемым значениям, могут встретиться с вероятностью большей, чем 0,365, т. е. различие между теоретическими и выборочными распределениями незначительно. Аналитическая проверка подтверждает выводы, полученные графическим анализом.

Наклон прямой к оси абсцисс диаграммы квантилей при логарифмически нормальном распределении определяется значением стандарта аргумента преобразующей функции.

Из диаграммы квантилей (см. рис. 2) видно, что величина стандарта преобразованного аргумента для всех распределений имеет весьма устойчивый характер, так как все прямые диаграммы находятся внутри незначительно удаленных друг от друга двух прямых.

Среднее значение стандарта преобразованного аргумента всех рассматриваемых распределений равно $\sigma_u = 0,347$. Максимальное отклонение отдельных его значений от средней величины составляет 20,1%, чем можно пренебречь и в первом приближении принять $\sigma_u = 0,347 = \text{const}$ ($\sigma_u = \lg u_{60} - \lg u_{15,9}$, где u_{60} , $u_{15,9}$ – соответственно 60% и 15,69% квантили).

На основе подобных анализов, произведенных для всех основных элементов схем электроснабжения карьеров, установлено, что:

1. Время аварийного простоя и время аварийного отключения подчинено логарифмически нормальному закону.

2. Стандарт аргумента преобразующей функции практически сохраняет постоянное значение.

При логарифмически нормальном распределении имеет место соотношение:

$$M(\lg u) = \lg \varepsilon, \tag{4}$$

где $M(\lg u)$ – математическое ожидание логарифма наблюдаемого аргумента; $\lg \varepsilon$ – среднее значение преобразованного аргумента.

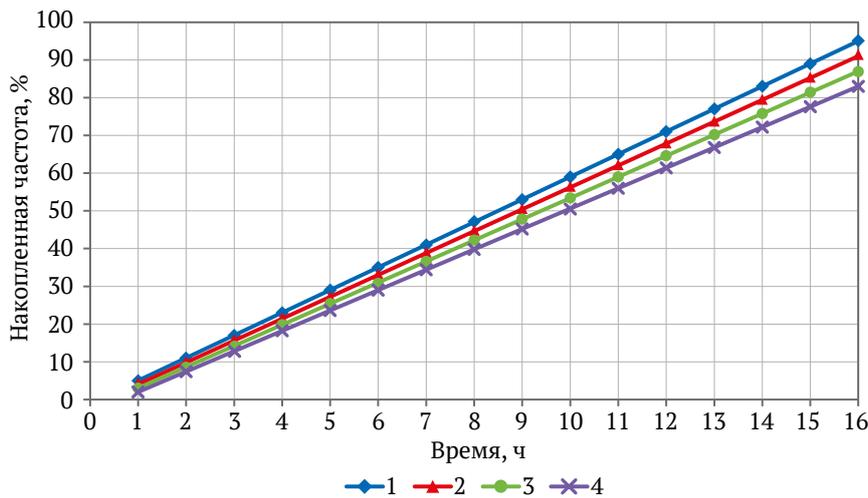


Рис. 2. Новые диаграммы квантилей распределения времени аварийного простоя и аварийного отключения экскаваторных кабелей и сетей карьера

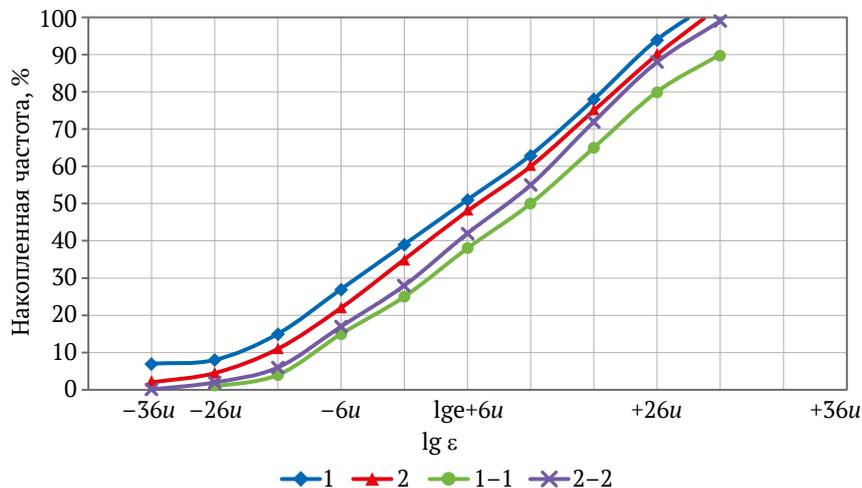


Рис. 3. Кривые допустимых случайных отклонений от теоретической линии при надежности $P = 0,95$, 1–1 при $n = 100$, 2–2 при $n > 250$



Величина $\lg \varepsilon$ является медианой Me в распределении преобразованного аргумента, а квантили преобразованной величины совпадают с преобразованными квантилями первоначальной величины, если только преобразование осуществляется неубывающей функцией. Следовательно, величина ε должна быть равна медиане в распределении x . Медиана же меняется, если любые значения аргумента меньше медианы изменяются как угодно, оставаясь при этом изменением меньше Me . Это свойство медианы и то обстоятельство, что вероятности появления определенного числа наблюдений слева и справа от медианы равны между собой, позволяют использовать их для определения средних значений аргумента при относительно незначительных объемах выборки.

На основе известного соотношения:

$$\lg \bar{x} = \lg \varepsilon + 1,151 \sigma_u^2 \quad (5)$$

можно записать:

$$\lg \bar{x} = \lg \varepsilon + 0,1387. \quad (6)$$

По полученному равенству можно определить среднюю величину значений рассматриваемых параметров аварий и произвести практически ее точную оценку при весьма незначительных объемах выборки, даже при $n = 25-25$. При этом полученные значения средних величин находятся в пределах доверительных границ, определяемых точностью 0,15 от средней величины, определенной при объемах выборки, превышающих 150–200, и имеющих надежность, практически равную значению 0,9. Средние величины, определенные с такой точностью и надежностью, вполне применимы как исходные данные для определения количественных показателей надежности электрической сети.

Проведенные анализы показывают, что годовые продолжительности аварийного простоя электрооборудования карьеров также распределены по логарифмическому нормальному закону и значения стандарта преобразованного аргумента имеют отклонения, не превышающие 20% от определенного среднего значения стандарта $\sigma_u = 0,347$. Следовательно, время аварийного простоя отдельных видов электрооборудования и сетевых устройств в год также можно вычислить предложенным способом, не определяя их среднюю повреждаемость в год с последующим умножением на среднюю продолжительность аварийного простоя.

Для определения показателя надежности схем электроснабжения необходимо знание и третьего параметра аварии – среднего значения количества аварий в год отдельных видов электрооборудования и сетевых устройств.

Определение арифметической средней числа аварий не представляет затруднений, но определение статистической средней, необходимой для вычисления количественных показателей надежности, сопряжено с некоторыми затруднениями (трудностями), связанными с необходимостью учитывать степень влияния возмущающих факторов на значения параметров аварий.

Отдельные значения параметров аварий, обладающие общим средним уровнем, отклонения от которого оказываются случайными, составляют однород-

ную совокупность. В этом случае значение их средней арифметической является средней в статистическом смысле и, выражая средний уровень, обобщает случайные отклонения. Если часть их возмущающих факторов вызывает систематическое отклонение значений параметров аварий от некоторого уровня, наряду со случайными величинами, то она создает новый уровень (средний), образуя тем самым разнородную совокупность. Арифметическая средняя теряет познавательный смысл при попытках использования ее для характеристик значений параметров аварий, составляющих разнородную совокупность, так как невозможно каким-либо показателем выразить не существующий в разнородной совокупности средний уровень. В этом случае для получения статистической средней необходимо разнородную совокупность расчленить на однородные и затем определить среднюю величину для каждой однородной совокупности параметров аварий и, если есть в этом необходимость, то установить форму и меру корреляционной связи между значениями параметров аварий и возмущающими факторами.

Математическая статистика дает ряд методов установления однородности (или разнородности) совокупности значений случайной величины. При анализе данных аварийной статистики электрооборудования наиболее приемлемым является метод сравнительной оценки двух выборочных средних по сравнению с методом сравнения эмпирического распределения с нормальным или методом скользящей средней.

Сущность рекомендуемого метода применительно к обработке данных об авариях заключается в том, что по данным выборки при определенной совокупности возмущающих факторов определяется значение \bar{x}_1 . После исключения из совокупности факторов те факторы, влияние которых на образование среднего уровня выясняется, производится новая выборка и также определяется средняя \bar{x}_2 . Затем определяется критерий:

$$t = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\sqrt{\frac{(n_1 + n_2) \left[\sum (x_1 - \bar{x}_1)^2 + \sum (x_2 - \bar{x}_2)^2 \right]}{n_1 n_2 (n_1 + n_2 - 2)}}}. \quad (7)$$

По найденному значению t и по числу степеней свободы k по таблице вероятностей распределения Стьюдента находится вероятность P , с которой можно ожидать значение t численно равным или большим, чем наблюдаемое (вычисленное) значение. Если при этом $P > 0,95$, сравниваемые средние различаются незначительно и значения параметров аварий образуют однородную совокупность. Число степеней свободы определяется как число не зависящих друг от друга значений параметров аварий. Если для некоторой выборки объема n_1 значения параметров аварий должны удовлетворять h условиям, связывающим их, то число степеней свободы равно: $k = n_1 - h$.

Показатели аварийности

Обработанные на основе данных аварийности электрооборудования [15, 16] рудничных подстанций и сетевых устройств карьера приведены в табл. 1.



Соотношения между надежностью схемы и ее элементами

С использованием положений теории вероятностей и приведенных в табл. 1 данных получены соотношения между надежностью схемы, отдельных ее цепей и элементов при различных способах соединения:

– при последовательном соединении авария каждого элемента вызывает нарушение работы всей установки и потому: $P' = 1 - \sum p_i, P'' = \sum p_i$;

– при параллельном соединении перерыв в электроснабжении может произойти лишь при выходе из строя всех параллельных цепей, поэтому: $P' = 1 - p_1 p_2, P'' = p_1 p_2$;

– при смешанном соединении:

$$P' = (1 - p_1 p_2) \cdot (1 - p_3), P'' = p_1 p_2 + p_3,$$

где p_i – вероятность аварий отдельных параллельных цепей и элементов схемы; p_1, p_2 – вероятность аварий отдельных параллельных цепей и элементов; p_3 – вероятность аварий последовательной цепи или элемента при смешанном соединении; P', P'' – надежность и вероятность аварии схемы.

При выводах аварийности отдельных элементов и цепей схемы рассматриваются как события, не зависящие друг от друга.

Влияние надежности защиты на надежность схемы

Исходя из сущности понятия вероятности некоторого события для определения вероятности неправильного действия защиты p_3 необходимо за число всех случаев, принадлежащих к некоторому определенному плану стохастических испытаний, принять какое-либо определенное количество срабатываний защиты S , а за число случаев, благоприятствующих

неправильному действию защиты, – статистическую среднюю количество неправильного действия защиты m при принятом числе срабатываний, т.е.:

$$p_3 = mS. \tag{8}$$

Продолжительность простоя системы шин T при неправильных действиях защиты p_3 можно определить из выражения:

$$T = np_3 t, \tag{9}$$

где n – общее число аварий на отходящих от шин фидерах; t – статистическая средняя продолжительность простоя шин при неправильном действии защиты.

Влияние работы защиты на надежность схемы определяется из выражения:

$$P = \frac{T}{8760} = \frac{np_3 t}{8760}. \tag{10}$$

Методика анализа схем по надежности

При оценке электрических схем по надежности особое место занимают сборные шины подстанций (п/ст) и распределительных пунктов (РП), показатели надежности которых зависят не только от аварийности самих сборных шин, но и от количества аварий на отходящих от них фидерах и работы защит. Так, на вероятность перерыва электроснабжения потребителя А (рис. 4) влияет не только авария цепи, по которой передается энергия, но и авария на других отходящих от шин 2 фидерах.

Поэтому сборные шины 2 (см. рис. 4) с отходящими от них фидерами необходимо заменить другим условным элементом, например, элементом с аварийностью, равной сумме аварийности шин и вероятности совпадения аварий на фидерах с неправильной работой защит. Тогда для определения вероятности

Таблица 1

Аварийности электрооборудования рудничных подстанций и сетевых устройств карьера

| № п/п | Наименование электрооборудования и сетевых устройств | Число повреждений на 1 объект, раз/год | Вероятность аварийного отключения | Вероятность аварийного простоя |
|-------|---|--|---|---|
| 1 | Гибкие кабели | 3,65 | $0,595 \cdot 10^{-4}$ | $13,1 \cdot 10^{-4}$ |
| 2 | Внутрикарьерные ЛЭП при числе экскаваторов x , расположенные – на вскрыше – на внешних отвалах – на внутренних отвалах | $y = 4,7 \cdot x + 1,7$ $y = 1,32 \cdot x + 0,87$ $y = 2,5 \cdot x + 0,67$ | $0,595 \cdot 10^{-4}$ $0,595 \cdot 10^{-4}$ $0,595 \cdot 10^{-4}$ | $13,5 \cdot 10^{-4}$ $4,6 \cdot 10^{-4}$ $6,66 \cdot 10^{-4}$ |
| 3 | Передвижные подстанции | 0,99 | $0,595 \cdot 10^{-4}$ | $1 \cdot 10^{-4}$ |
| 4 | Ящики типа РВНО и ВЯП | 0,228 | $0,595 \cdot 10^{-4}$ | $0,42 \cdot 10^{-4}$ |
| 5 | Трансформаторные точки внутри карьера и на отвалах | 0,111 | $0,595 \cdot 10^{-4}$ | $0,29 \cdot 10^{-4}$ |
| 6 | Карьерные пункты питания с разъединителями | 2,3 | $0,595 \cdot 10^{-4}$ | $2,36 \cdot 10^{-4}$ |
| 7 | Электрооборудование экскаваторов (до разъединителя) | 0,6 | $0,595 \cdot 10^{-4}$ | $1,1 \cdot 10^{-4}$ |
| 8 | ЛЭП на дневной поверхности | 0,402 | $0,595 \cdot 10^{-4}$ | $1,3 \cdot 10^{-4}$ |
| 9 | ЛЭП между подстанциями | 0,302 | $0,595 \cdot 10^{-4}$ | $0,86 \cdot 10^{-4}$ |
| 10 | Сборные шины с максимальной защитой на отходящих фидерах при неправильной работе защит на одно аварийное отключение защит | – | $0,35 \cdot 10^{-6}$ | – |
| 11 | Присоединения | 0,098 | – | $0,35 \cdot 10^{-4}$ |

перерыва электроснабжения потребителя А получим расчетную схему из последовательно соединенных элементов (рис. 5), из которой:

$$P_A = \sum p_i, \quad (11)$$

где p_i – вероятность аварии отдельных элементов расчетной схемы.

При определении вероятности аварии условного элемента Ш для другого приемника, например Б, число аварийных отключений отходящих фидеров может быть несколько отличным, чем для потребителя А, и обусловлено разностью количества аварий на фидерах потребителей А и Б. Указанная разность по сравнению с общим числом аварий на отходящих фидерах весьма незначительна, поэтому при практических расчетах ею можно пренебречь и принять вероятность аварии элемента Ш одинаковой для всех приемников (фидеров). Дальнейшее изложение методики определения показателя надежности производим на конкретном примере (рис. 6).

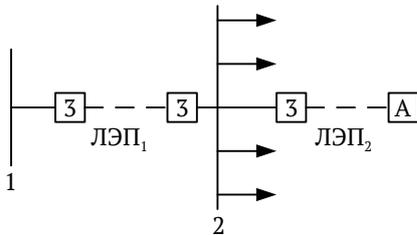


Рис. 4. Расчётная схема электрической сети

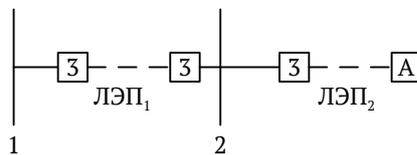


Рис. 5. Расчетная схема из последовательно соединенных элементов

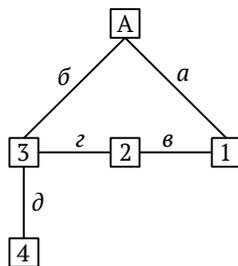


Рис. 6. Пример изложения методики определения показателя надежности

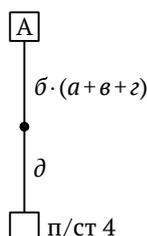


Рис. 7. Замена схемы рис. 6

Определяем показатели надежности п/ст 1, 2, 3, 4 и всей сети, если:

I вариант

1. Вероятность аварий связей между подстанциями равна $a, б, в, г, д$.

2. Мощности приемников п/ст 1, 2, 3, 4 имеют соотношения: $N_1 : N_2 : N_3 : N_4 = 2 : 3 : 5 : 2$.

3. Пропускная способность связей равна: $N_{А-1} = N_{А-3} = N_1 + N_2 + N_3 + N_4, N_{1-2} = N_2 + N_3 + N_4, N_{2-3} = N_1 + N_2$.

4. Надежность работы подстанций равна 1, защита на всех подстанциях работает идеально.

Для п/ст 4 аварийность участка схемы от районной п/ст А до п/ст 3, имеющего две параллельные ветви с вероятностями аварий $б, а + в + г$ равна: $б(а + в + г)$. Следовательно, рассматриваемую схему для п/ст 4 можно заменить схемой, показанной на рис. 7, откуда вероятность перерыва электроснабжения п/ст 4 равна: $P_4 = б(а + в + г) + д$.

Вероятности перерыва питания п/ст 1, 2, 3 соответственно равны: $а(в + б + г), (а + в) · (б + г), б(а + в + г)$.

II вариант

Изменим условие 3 и примем, что $N_{А-1} = N_1 + N_2 + N_3, N_{А-3} = N_1 + N_2 + N_3 + N_4, N_{1-2} = N_2 + N_3, N_{2-3} = N_1 + N_2$.

Вероятность перерыва питания п/ст 1, 2, 3 при этом не изменяется, но существенно меняется вероятность аварии схемы по отношению к п/ст 4, так как связь А–1–2–3 к п/ст 3 при аварии связи А–3 не в состоянии по мощности питать энергией п/ст 4. Вероятность перерыва электроснабжения п/ст 4 определяется аварийностью связей А–3 и 3–4 и равна: $P'_4 = б + д$.

Таким образом, одна и та же схема при одних и тех же потребителях в зависимости от мощностей отдельных участков схемы имеет различные показатели надежности.

III вариант

Изменим условие 2 и примем, что $N_1 : N_2 : N_3 : N_4 = 5 : 1 : 2 : 4$.

Значения вероятностей перерыва электроснабжения отдельных п/ст не изменятся, но меняются мощности приемников каждой п/ст, кВт·ч. Поэтому изменение соотношений между мощностями п/ст рассматриваемой схемы изменяет продолжительность простоя приемников всей схемы. Из сказанного следует, что сумма вероятностей перерыва электроснабжения отдельных п/ст (приемников без учета их мощностей) не может являться показателем надежности всей схемы. Учет мощностей п/ст (приемников) может быть произведен, если вероятность перерыва электроснабжения п/ст привести к одной и той же мощности, например, к суммарной мощности всех п/ст, путем умножения их на соотношение мощностей отдельных п/ст к их суммарной мощности. Полученные в результате приведения новые значения вероятности перерыва электроснабжения отдельных п/ст, имеющие одинаковую значимость с точки зрения продолжительности простоя приемников, позволяют преобразовывать рассматриваемую схему в однолинейную схему с одним условным приемником, мощность которого равна сумме мощностей всех п/ст (приемников).

Преобразование согласно условиям рассматриваемых вариантов схемы приведено на рис. 8.

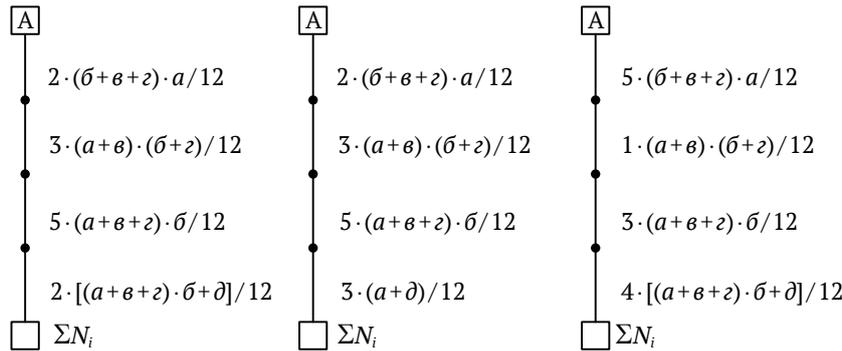


Рис. 8. Преобразование согласно условиям рассматриваемых вариантов схемы

Результаты подсчетов вероятностей перерыва электроснабжения всех приемников схемы в предположении, что $a-b-v-z-d$ равны:

I вариант – $3\frac{1}{4}a^2 + \frac{1}{6}a$,

II вариант – $2\frac{3}{4}a^2 + \frac{1}{3}a$,

III вариант – $3\frac{1}{12}a^2 + \frac{1}{3}a$.

Таким образом, анализ схем по надежности следует производить в следующем порядке:

1. Шины подстанций и РП заменить условными элементами Ш_п, вероятность аварии которых определяется суммой вероятности аварий самих шин и вероятности совпадения аварий на отходящих фидерах с неправильной работой защит.

2. Определить вероятность перерыва электроснабжения каждого приемника (подстанции) с учетом мощностей отдельных участков схемы. При сложных схемах для упрощения расчета преобразовать их в расчетные схемы для каждого приемника (подстанции).

3. Привести вероятности перерыва электроснабжения отдельных потребителей к их суммарной мощности и по приведенным вероятностям составить расчетную схему с одним условным потребителем суммарной мощности.

4. Определить вероятность перерыва электроснабжения всех приемников схемы.

Методы оптимизации систем электроснабжения карьеров

Центральным вопросом при разработке любой подсистемы САПР является определение оптимальных параметров этой подсистемы. Только в этом случае преимущества автоматизации проектирования могут быть реализованы полностью [17, 18].

Разнообразие содержания практических задач, находящее свое отражение в существующих математических моделях, настолько велико, что обычно приходится исследовать многие способы достижения оптимума. Ни один из методов оптимизации не является универсальным с точки зрения применения к любой конкретной задаче, но и не выступает изолированно от других.

Задачу оптимизации математически можно сформулировать следующим образом: имеется функция F нескольких переменных X_n . Эти переменные связаны между собой k -уравнениями или неравенствами вида:

$$\begin{aligned} W_1(X_1, X_2, \dots, X_n) &\geq 0; \\ \dots & \\ W_k(X_1, X_2, \dots, X_n) &\geq 0, \end{aligned} \tag{12}$$

где W_1, W_k – некоторые функции переменных X_i ($i = 1, 2, \dots, n$).

Требуется найти минимум (максимум) функции F . Можно выделить три направления решения указанной задачи, основанных на применении:

- градиентных методов первого порядка;
- методов второго порядка или так называемых квадратичных методов оптимизации;
- методов случайного поиска.

Наиболее распространенной для решения задач нелинейного программирования является группа градиентных методов, среди которых в первую очередь следует рассматривать метод наискорейшего спуска.

Поиск минимума с помощью метода наискорейшего спуска заключается в последовательном применении для вычисления основных переменных следующего выражения:

$$X_j^{(k+1)} = X_j^{(k)} + h \frac{\partial \Phi}{\partial X_j^{(k)}}, \tag{13}$$

где $X_j^{(k+1)}$ – уточненные значения искоемых параметров на $(k+1)$ итерации; $X_j^{(k)}$ – значение параметров на k -й итерации; h – коэффициент длины шага; $\partial \Phi / \partial X_j^{(k)}$ – значения частных производных от целевой функции по основным переменным на k -й итерации.

Значения производных на очередной итерации удобно представлять в виде матрицы.

Коэффициент длины шага можно вычислить по формуле:

$$h = \frac{\sum_{j=1}^n \left(\frac{\partial \Phi}{\partial X_j} \right)^2}{\sum_{j=1}^n \sum_{k=1}^n \left(\frac{\partial^2 \Phi}{\partial X_j \partial X_k} \frac{\partial \Phi}{\partial X_j} \frac{\partial \Phi}{\partial X_k} \right)}. \tag{14}$$



Пусть необходимо минимизировать функцию $U(Z)$ с непрерывным градиентом при ограничениях: $W(Z) = 0, Z_{\min} \leq Z \leq Z_{\max}$.

Вектор параметров Z представляется как совокупность векторов X и Y (зависимых и независимых параметров). При этом задачу можно представить как минимизацию неявной функции:

$$U[X(Y), Y] = I(Y). \quad (15)$$

При ограничениях: $X_{\min} \leq X(Y) \leq X_{\max}, Y_{\min} \leq Y \leq Y_{\max}$, где $X(Y)$ – неявная функция, определяемая уравнением установившегося режима:

$$W(X, Y) = 0. \quad (16)$$

Задачу предлагается решать в два этапа: ввод режима в допустимую область и определение минимума целевой функции в допустимой области.

Пусть имеется задача ввода в допустимую область режима. При $Y^{(0)}$ из уравнения (16) вычисляется $X = X^{(0)}$. Поправки ΔX к вектору исходного приближения $X^{(0)}$ определяются уравнением:

$$\frac{\partial W}{\partial X} \Delta X = -W, \quad (17)$$

где $\partial W / \partial X$ – матрица частных производных функции. На основе (15) вычисляется градиент:

$$\frac{\partial I}{\partial Y} = \frac{\partial I}{\partial Y} \Big|_0 = \frac{\partial I}{\partial X} \frac{\partial X}{\partial Y}, \quad (18)$$

где

$$\frac{\partial X}{\partial Y} = \left[\frac{\partial W}{\partial X} \right]^{-1} \frac{\partial W}{\partial Y}. \quad (19)$$

Допустимый вектор спуска V получается из градиента заменой нулями компонент соответствующих переменных, находящихся на границе и стремящихся выйти за допустимые пределы и изменить знак у остальных компонент.

Следующее приближение вектора Y :

$$Y^{(1)} = Y^{(0)} + Vt = Y(t), \quad (20)$$

где $t = \min(t_n, t_{np})$.

Значение t_n определяется методом Ньютона из выражения:

$$V \frac{\partial I}{\partial Y}(t) = 0. \quad (21)$$

Предельный шаг $t_{np} = \min(t_{inp})$ является решением уравнения:

$$Z_i[Y(t)] - Z_{i, np} = 0, \quad (22)$$

где

$$Z_{i, np} = \begin{cases} Z_{i, np, \max} & \text{при } \frac{\partial Z}{\partial t} < 0, \\ Z_{i, np, \min} & \text{при } \frac{\partial Z}{\partial t} > 0. \end{cases} \quad (23)$$

Окончание вычислительного процесса оптимизации контролируется по величине V с учетом изменений вектора Y и $I(Y)$ на ряде следующих друг за другом приближений.

К недостаткам данного метода следует отнести ухудшение сходимости при приближении к минимуму целевой функции, а также сложность алгоритма и трудоемкость ее реализации.

Для учета ограничений типа неравенств при применении градиентных методов предложено использовать метод штрафных функций.

В литературе приведена сеть градиентных методов оптимизации и дана их сравнительная характеристика.

Наиболее мощный метод оптимизации, основанный на градиентном способе первого порядка, предназначен для решения задач, минимизирующих функцию:

$$I = \sum_{i=1}^k I_i(X). \quad (24)$$

В отличие от метода приведенного градиента уравнение установившегося режима записывается в виде явных функций, и управление функциональными ограничениями осуществляется с помощью штрафных функций, тогда как в методе приведенного градиента – сменой базиса, т.е. обменом переменных векторов X и Y .

Методы оптимизации второго направления получили широкое распространение в многочисленных исследованиях.

Известен метод, решающий задачу комплексной оптимизации. Основная идея состоит в том, чтобы преобразовать первоначально нелинейную задачу с ограничениями в последовательность задач без ограничений, решение которых приближается к решению первоначальной задачи. Преобразованную задачу решают методом Флетчера–Пауэлла [19].

В научных работах проводится анализ различных способов преобразования исходной задачи. Анализ методов Фиакко и Мак–Кормика, Зангвилла, Пауэлла [20] показал целесообразность применения двух последних методов как не требующих начальной точки, удовлетворяющей ограничениям типа неравенств.

С использованием преобразования Зангвилла, соответствующего применению штрафных функций, формулируется следующая неограниченная функция:

$$F(X) = I(X) + \sum_{i=1}^r r_i \cdot W_i(X)^2 + \sum_{j=1}^p r_j \cdot g_j(X)^2. \quad (25)$$

В уравнении (25) член $g_j(X)$, представляющий собой ограничение типа неравенства, существует только тогда, когда это ограничение нарушается.

Согласно методу Флетчера–Пауэлла для квадратичной функции $f(X)$ справедливо соотношение:

$$f(\bar{X} - X) = l_j g(X), \quad (26)$$

где \bar{X} – точка максимума; l_j – обратная матрица вторых частных производных функции $f(X)$, называемой матрицей Гессе; $g(X)$ – вектор первых частных производных функции $f(X)$.

Разность в левой части соотношения (26) представляет собой расстояние между любой точкой X и точкой минимума. Для неквадратичной функции \bar{X} не является точным минимумом, однако эту точку



можно рассматривать в качестве начального приближения для следующей итерации по выражению (26).

Матрица l_j получается итеративно по алгоритму, для реализации которого требуются только первые производные целевой функции. После определения ΔX и новой точки матрицы l_j , которая сначала являлась единичной, пересчитывается добавлением к ней матриц коэффициентов:

$$l_j^{(i+1)} = l_j^{(i)} + A^{(i)} + B^{(i)}, \quad (27)$$

где

$$B_{jk}^{(i)} = \frac{(l_j^{(i)} Y^{(i)})_j (Y^{(i)T} l_j^{(i)})_k}{Y^{(i)T} l_j^{(i)} Y^{(i)}},$$

$$A_{jk}^{(i)} = \frac{\Delta X_j^{(i)} \Delta X_k^{(i)}}{\Delta X^{(i)T} Y^{(i)}},$$

$$Y^{(i)} = \frac{\partial f^{(i-1)}}{\partial X} - \frac{\partial f^{(i)}}{\partial X}.$$

Особенностью метода Флетчера–Пауэлла является отсутствие необходимости в вычислении обратной матрицы вторых частных производных.

К недостаткам метода следует отнести, во-первых, то, что матрица Гессе должна постоянно храниться в оперативной памяти компьютера и изменяться на каждом шаге алгоритма, во-вторых, при решении задач с большим числом переменных изменений в матрице l_j бывает недостаточно для получения таких значений ΔX , которые бы уменьшили $f(X)$.

Для ликвидации этих недостатков выдвигается идея непосредственной оценки матрицы Гессе:

$$H \Delta X = g(X), \quad (28)$$

где H – матрица Гессе.

Уравнение (28) решается относительно ΔX с помощью исключения Гаусса, заключающегося в приведении системы к треугольному виду. Основным недостатком метода является его зависимость от выбора начальной точки.

Статистические методы оптимизации систем электроснабжения изложены и разработаны Д.А. Арзамасцевым [21]. Рассматривается постановка задачи комплексной оптимизации режима электрической сети. Сочетание случайного поиска с методом штрафных функций дает возможность определять условные экстремумы для задачи оптимизации режима работы электрической сети и системы.

В рассматриваемой допустимой области k -факторного пространства выбирается начальная точка $X^{(0)}$ с координатами $X_1^{(0)}, X_2^{(0)}, \dots, X_k^{(0)}$ и в ней вычисляется значение целевой функции $T^{(0)}$. Для перехода в новую точку $X^{(1)}$ с координатами $X_1^{(1)}, X_2^{(1)}, \dots, X_k^{(1)}$ выбирается случайный вектор, равномерно распределенный по гипосфере радиуса h с центром в начале системы координат:

$$\Delta \bar{X}^{(0)} = (\Delta X_1^{(0)}, \Delta X_2^{(0)}, \dots, \Delta X_k^{(0)}). \quad (29)$$

Координаты точки $X^{(1)}$ определяются путем сложения двух векторов:

$$\bar{X}^{(1)} = \bar{X}^{(0)} + \Delta \bar{X}^{(0)}. \quad (30)$$

Значение целевой функции в точке $X^{(1)}$ равно $T^{(1)}$. Выполненный шаг считается удачным и точка $X^{(1)}$ принимается, если выполняется условие:

$$T^{(1)} < T^{(0)}. \quad (31)$$

В противном случае точка $X^{(1)}$ не принимается. Вновь выбирается случайный вектор и производится новая попытка сделать удачный шаг. Процесс перехода из точки $X^{(1)}$ в точку $X^{(2)}$ производится аналогичным образом.

Достоинство метода случайного поиска заключается в простоте структуры программной реализации на компьютере, высокой надежности и эффективности при решении многих задач нелинейного программирования. Это единственный метод, способный решать многоэкстремальные задачи. Он особенно эффективен при отсутствии аналитических выражений для градиента. В то же время при приближении к минимуму целевой функции по алгоритму случайного поиска возрастает число неудачных шагов, поэтому вблизи экстремума уточнение целесообразно проводить каким-либо детерминированным методом оптимизации, например, градиентом.

Разновидностью метода случайного поиска является метод случайного спуска.

При определении минимума целевой функции по алгоритму случайного спуска направление движения в общем случае также задается случайным вектором, равномерно распределенным по гипосфере. Однако, в отличие от алгоритма случайного поиска, направление выбирается не на каждом шаге. В выбранном случайным образом удачном направлении выполняется такое количество рабочих шагов, пока функция не начнет возрастать. В полученной точке вновь выбирается удачное направление, и спуск выполняется в этом направлении до тех пор, пока оно не исчерпает себя, и т.д. Таким образом, производится спуск в район искомого минимума.

Заключение

Проведен анализ существующих схем электроснабжения рудников открытых горных работ с точки зрения аварийности отдельных элементов сетей и электрооборудования карьеров и влияния на нее различных возмущающих факторов. На основе анализа для всех основных элементов схем электроснабжения карьеров установлено, что время аварийного простоя и время аварийного отключения подчинено логарифмически нормальному закону, стандарт аргумента преобразующей функции практически сохраняет постоянное значение. Проведенные анализы показывают, что годовые продолжительности аварийного простоя электрооборудования карьеров также распределены по логарифмически нормальному закону, и значения стандарта преобразованного аргумента имеют отклонения, не превышающие 20% от определенного среднего значения стандарта 0,347. Разработана методика анализа схем по надежности по нескольким вариантам, заключающаяся в определении вероятности перерыва



электроснабжения каждого приемника (подстанции) с учетом мощностей отдельных участков схемы и отдельных потребителей по отношению к их суммарной мощности. Представлены методы оптимизации систем электроснабжения карьеров, заключающиеся в применении градиентных методов первого порядка, методов второго порядка или так называемых квадратичных методов оптимизации, методов случайного поиска. В качестве наиболее распространенных для решения

задач нелинейного программирования используется группа градиентных методов, среди которых в первую очередь следует рассматривать метод наискорейшего спуска. Также рассматривается метод случайного спуска, заключающийся в определении минимума целевой функции по соответствующему алгоритму, при котором направление движения в общем случае задается случайным вектором, равномерно распределенным по гипосфере.

Список литературы / References

1. Пирогов Г.Г. Принципы вскрытия рудных месторождений при разработке на базе подземных горно-обогатительных комплексов. *Учёные записки Забайкальского государственного университета. Серия Физика, математика, техника, технология*. 2017;12(4):73–79. <https://doi.org/10.21209/2308-8761-2017-12-4-73-79>
Pirogov G.G. The principles of opening ore deposits in the development on the basis of underground mining complexes. *Scholarly Notes of Transbaikal State University. Series Physics, Mathematics, Engineering, Technology*. 2017;12(4):73–79. (In Russ.) <https://doi.org/10.21209/2308-8761-2017-12-4-73-79>
2. Каплунов Д.Р., Ломоносов Г.Г. Основные проблемы освоения недр при подземной разработке рудных месторождений. *Горный журнал*. 1999;(1):42–45.
Kaplunov D.R., Lomonosov G.G. Main problems of subsurface development during underground mining of ore deposits. *Gornyi Zhurnal*. 1999;(1):42–45. (In Russ.)
3. Тугай Ю.И., Гай А.В., Стахнюк С.В. Построение моделей надежности системы электроснабжения с использованием метода статистического моделирования Монте-Карло. *Агротехника и энергообеспечение*. 2015;1(5):96–107.
Tugai Yu.I., Gai A.V., Stachniuk S.V. The model's construction of power system reliability based on using Monte Carlo simulation. *Agrotekhnika i Energoobespecheniye*. 2015;1(5):96–107. (In Russ.)
4. Ершов С.В., Демьянов Д.В. Построение математических моделей надежности системы электроснабжения предприятия. *Известия Тульского государственного университета. Технические науки*. 2017;(12–1):118–125.
Ershov S.V., Demyanov D.V. The definition of indicators of system of power supply enterprise. *Izvestiya Tula State University. Technical Science*. 2017;(12–1):118–125. (In Russ.)
5. Corrigan C.C., Ikonnikova S.A. A review of the use of AI in the mining industry: Insights and ethical considerations for multi-objective optimization. *The Extractive Industries and Society*. 2024;17:101440. <https://doi.org/10.1016/j.exis.2024.101440>
6. Yaakoubi Y., Dimitrakopoulos R. Learning to schedule heuristics for the simultaneous stochastic optimization of mining complexes. *Computers & Operations Research*. 2023;159:106349. <https://doi.org/10.1016/j.cor.2023.106349>
7. Суслов Н.М., Чернухин С.А., Суслов Д.Н. Повышение энергоэффективности шагающего драглайна. *Известия Уральского государственного горного университета*. 2020;(3):131–139. <https://doi.org/10.21440/2307-2091-2020-3-131-139>
Suslov N.M., Chernukhin S.A., Suslov D. N. Increasing energy efficiency of walker dragline. *News of the Ural State Mining University*. 2020;(3):131–139. (In Russ.) <https://doi.org/10.21440/2307-2091-2020-3-131-139>
8. Ключев Р.В., Босиков И.И., Гаврина О.А., Ляшенко В.И. Оценка эксплуатационной надежности электроснабжения развивающихся участков добычи руд на высокогорном руднике. *Горные науки и технологии*. 2021;6(3): 211–220. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-211-220>
Klyuev R.V., Bosikov I.I., Gavrina O.A., Lyashenko V.I. Assessment of operational reliability of power supply to developing ore mining areas at a high-altitude mine. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(3):211–220. (In Russ.) <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-211-220>
9. Петров В.Л., Пичуев А.В. Оценка опасности несимметричных режимов утечки тока через изоляцию в подземных электрических сетях горных предприятий. *Энергобезопасность и энергосбережение*. 2022;(5):15–22.
Petrov V.L., Pichuev A.V. Hazard assessment of asymmetric modes for leakage current flowing through insulation in underground mine electrical grids. *Energy Safety and Energy Economy*. 2022;(5):15–22. (In Russ.)
10. Ключев Р.В., Голик В.И., Босиков И.И., Гаврина О.А. Обеспечение электробезопасности высокогорного карьера за счет выбора селективной релейной защиты в электрических сетях напряжением выше 1 кВ. *Безопасность труда в промышленности*. 2021;(9):31–37. <https://doi.org/10.24000/0409-2961-2021-9-31-37>
Klyuev R.V., Golik V.I., Bosikov I.I., Gavrina O.A. Ensuring electrical safety of a mountain quarry by choosing selective relay protection in the electrical networks with the voltage above 1 kV. *Occupational Safety in Industry*. 2021;(9):31–37. (In Russ.) <https://doi.org/10.24000/0409-2961-2021-9-31-37>



11. Пелипенко М.В., Баловцев С.В., Айнбиндер И.И. К вопросу комплексной оценки рисков аварий на рудниках. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2019;(11):180–192. <https://doi.org/25018/0236-1493-2019-11-0-180-192>
12. Kulikova E. Yu., Balovtsev S.V. Risk control system for the construction of urban underground structures. In: *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering. International Conference on Construction, Architecture and Technosphere Safety (ICCATS 2020)*. 6–12 September 2020, Sochi, Russia. 2020;62(4):042020. <https://doi.org/10.1088/1757-899X/962/4/042020>
13. Cabral E.A., Tofoli F.L., Sampaio R.F., Leão R.P.S. Reliability assessment applied in the design of an industrial substation in the context of Industry 4.0. *Electric Power Systems Research*. 2024;231:110365. <https://doi.org/10.1016/j.epsr.2024.110365>
14. Singh K., Kalra Sh. Reliability forecasting and accelerated lifetime testing in advanced CMOS technologies. *Microelectronics Reliability*. 2023;151:115261. <https://doi.org/10.1016/j.microrel.2023.115261>
15. Jia Q., Fu G., Xie X. et al. Enhancing accident cause analysis through text classification and accident causation theory: A case study of coal mine gas explosion accidents. *Process Safety and Environmental Protection*. 2024;185:989–1002. <https://doi.org/10.1016/j.psep.2024.03.066>
16. Li W., Wang L., Ye Zh. et al. A dynamic combination algorithm based scenario construction theory for mine water-inrush accident multi-objective optimization. *Expert Systems with Applications*. 2024;238(A):121871. <https://doi.org/10.1016/j.eswa.2023.121871>
17. Певзнер Л.Д., Киселев Н.А. Система автоматического управления процессом черпания шагающего экскаватора-драглайна. *Горные науки и технологии*. 2022;7(1):57–65. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-1-57-65>
18. Соколов А.А., Орлова Л.Г., Башмур К.А. и др. Моделирование различных режимов работы трансформаторов, применяемых на подстанциях горнодобывающей промышленности. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2023;(11–1):278–291. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_111_0_278
19. Sokolov A.A., Orlova L.G., Bashmur K.A. Ensuring uninterrupted power supply to mining enterprises by developing virtual models of different operation modes of transformer substations. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2023;(11–1):278–291. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_111_0_278
20. Yokoyama K., Yoshii A., Adachi T., Kasai R. Application of Fletcher-Powell's optimization method to process/device simulation of MOSFET characteristics. *Solid-State Electronics*. 1982;25(3):201–203. [https://doi.org/10.1016/0038-1101\(82\)90108-3](https://doi.org/10.1016/0038-1101(82)90108-3)
21. Sieniutycz S., Jezowski J. 1 – Brief review of static optimization methods. In: *Energy Optimization in Process Systems and Fuel Cells*. 3rd Edition. Elsevier; 2018. Pp. 1–41. <https://doi.org/10.1016/B978-0-08-102557-4.00001-3>
21. Мисриханов М.Ш., Русина А.Г. Инновационный подход к решению режимных задач при управлении электроэнергетическими системами. *Вестник Ивановского государственного энергетического университета*. 2012;(3):22–27
21. Misrikhanov M.Sh., Rusina A.G. Innovative approach to solving regime problems in managing electric power systems. *Vestnik of Ivanovo State Power Engineering University*. 2012;(3):22–27. (In Russ.)

Информация об авторе

Роман Владимирович Клюев – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры техники и технологии горного и нефтегазового производства, Московский политехнический университет, г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-3777-7203](https://orcid.org/0000-0003-3777-7203), Scopus ID [57194206632](https://scopus.org/57194206632); e-mail kluev-roman@rambler.ru

Information about the author

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

Поступила в редакцию 13.03.2024
Поступила после рецензирования 17.04.2024
Принята к публикации 10.05.2024

Received 13.03.2024
Revised 17.04.2024
Accepted 10.05.2024