

eISSN 2500-0632

# MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY (RUSSIA)

TOM 7, №2  
2022

GORNYE NAUKI I TEKHNologii  
ГОРНЫЕ НАУКИ И ТЕХНОЛОГИИ



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



Activities of the *Mining Science and Technology (Russia) (Gornye nauki i tekhnologii)* international journal are aimed at developing international scientific and professional cooperation in the field of mining. The journal target audience comprises researchers, specialists in the field of mining, representatives of academic and professional communities.

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

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

#### EDITOR-IN-CHIEF

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

#### DEPUTIES EDITOR-IN-CHIEF

**Oleg I. Kazanin**, Dr.Sci.(Eng.), Prof., National Mineral Resources University "University of Mines", St. Petersburg, Russian Federation

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

#### EDITORIAL BOARD

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

**Bakhadirzhan R. Raimzhanov**, Dr.Sci.(Eng.), Prof., Uzbekistan Research, Design and Survey Institute for Geotechnology and Nonferrous Metallurgy – O'zGEORANGMETLITI, Tashkent, Uzbekistan

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

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

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

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

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

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

#### EDITORIAL COUNCIL

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

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

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

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

#### EXECUTIVE SECRETARY

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

#### QUARTERLY

FOUNDED in 2016


#### REGISTRATION

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

#### INDEXATION

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

#### FOUNDER AND PUBLISHER

 The National University of Science and Technology MISIS (NUST MISIS)

#### CONTACT

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



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



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

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

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

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

## ГЛАВНЫЙ РЕДАКТОР

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

## ЗАМЕСТИТЕЛИ ГЛАВНОГО РЕДАКТОРА

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

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

## РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

## РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

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

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

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

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

## ОТВЕТСТВЕННЫЙ СЕКРЕТАРЬ

**Галушка Дарья Петровна**, НИТУ «МИСиС», г. Москва, Российская Федерация

**ПЕРИОДИЧНОСТЬ** 4 раза в год

**ОСНОВАН** в 2016 году

## РЕГИСТРАЦИЯ

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

Свидетельство о регистрации Эл № ФС77-62652.

## ИНДЕКСИРОВАНИЕ

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

Журнал открытого доступа.

## УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ

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

## АДРЕС УЧРЕДИТЕЛЯ И ИЗДАТЕЛЯ

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

## КОНТАКТЫ РЕДАКЦИИ

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

Телефон: +7 (495) 955-00-77

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



Контент доступен под лицензией  
Creative Commons Attribution 4.0 License.



## CONTENTS

### MINERAL RESOURCES EXPLOITATION

- Substantiation of pillar parameters in mining of inclined coal seams  
in Quang Ninh Province, Vietnam ..... 93  
*V.N. Nguyen, T.N. Pham, P. Osinski, T. C. Nguyen, L.H. Trinh*

### GEOLOGY OF MINERAL DEPOSITS

- Identification of geochemical anomalies associated with Sn-W mineralization  
in the Dong Van region, North-Eastern Vietnam, using statistical methods ..... 100  
*K. T. Hung*

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

- Forecasting PM<sub>2.5</sub> emissions in open-pit mines using a functional link neural network optimized  
by various optimization algorithms ..... 111  
*X.-N. Bui, H. Nguyen, Q.-T. Le, T.-N. Le*

- Rock burst forecasting technique and selecting a safe coal face advance direction ..... 126  
*S. S. Kobylkin, A. S. Pugach*

### MINING ROCK PROPERTIES. ROCK MECHANICS AND GEOPHYSICS

- Controlling blast energy parameters to ensure intensive open-pit rock fragmentation ..... 137  
*U.F. Nasirov, Sh. Sh. Zairov, M.R. Mekhmonov, A. U. Fatkhiddinov*

### MINING MACHINERY, TRANSPORT, AND MECHANICAL ENGINEERING

- Assessment of mine water solid phase impact on section pumps performance  
in the development of kimberlite ores ..... 150  
*N.P. Ovchinnikov*

- Simulation of loads on operating device of peat-cutting unit with regard to errors  
in the cutting elements arrangement ..... 161  
*K. V. Fomin*

- Justification of geometrical parameters of lining plates for a belt conveyor drive drum ..... 170  
*E. Yu. Ziborova, V.U. Mnatsakanyan*

### PROFESSIONAL PERSONNEL TRAINING

- VR/AR technologies and staff training for mining industry ..... 180  
*M. V. Vavenkov*



## СОДЕРЖАНИЕ

### РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

- Обоснование параметров целиков при отработке наклонных угольных пластов  
в условиях шахт провинции Куангнинь Вьетнама ..... 93  
*В.Н. Нгуен, Т.Н. Фам, П. Осинский, Т.К. Нгуен, Л.Х. Чинь*

### ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

- Выявление геохимических аномалий, связанных с Sn-W минерализацией  
в провинции Донг Ван, северо-восточный Вьетнам,  
с использованием статистических методов ..... 100  
*Х.Т. Хунг*

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

- Прогнозирование выбросов пыли ( $PM_{2.5}$ ) на угольных разрезах с помощью нейронной сети  
с функциональными связями, оптимизированной различными алгоритмами ..... 111  
*С.-Н. Буи, Х. Нгуен, К.-Т. Ле, Т.-Н. Ле*

- Методика прогноза горных ударов и выбора безопасного направления фронта  
очистных работ ..... 126  
*С.С. Кобылкин, А.С. Пугач*

### СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОФИЗИКА

- Управление параметрами энергии взрыва для обеспечения  
интенсивного дробления горных пород на карьерах ..... 137  
*У.Ф. Насиров, Ш.Ш. Заиров, М.Р. Мехмонов, А.У. Фатхиддинов*

### ГОРНЫЕ МАШИНЫ, ТРАНСПОРТ И МАШИНОСТРОЕНИЕ

- Оценка влияния твердой фазы шахтных вод на эффективность секционных насосов  
при разработке месторождений кимберлитовых руд..... 150  
*Н.П. Овчинников*

- Моделирование нагрузок на рабочем органе торфяного фрезерующего агрегата  
с учетом погрешности расстановки режущих элементов ..... 161  
*К.В. Фомин*

- Обоснование геометрических параметров футеровочных пластин  
приводного барабана ленточного конвейера..... 170  
*Е.Ю. Зиборова, В.У. Мнацаканян*

### ПОДГОТОВКА ПРОФЕССИОНАЛЬНЫХ КАДРОВ. ОРГАНИЗАЦИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ

- VR/AR-технологии и подготовка кадров для горной промышленности ..... 180  
*М.В. Вавенков*



## РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-93-99>**Обоснование параметров целиков при отработке наклонных угольных пластов в условиях шахт провинции Куангнинь Вьетнама**В. Н. Нгуен<sup>1</sup> , Т. Н. Фам<sup>1</sup> ✉, П. Осинский<sup>2</sup> , Т. К. Нгуен<sup>1</sup> , Л. Х. Чинь<sup>3</sup> <sup>1</sup> Ханойский горно-геологический университет, Ханой, Вьетнам<sup>2</sup> Варшавский университет естественных наук, Варшава, Польша<sup>3</sup> Технический университет им. Ле Куи Дон, Ханой, Вьетнам✉ [phamthinhan@humg.edu.vn](mailto:phamthinhan@humg.edu.vn)**Аннотация**

Проектирование и эксплуатация вспомогательных подземных выработок при разработке угольных месторождений предполагают обоснование параметров целиков угля и требуют разработки новых подходов для обоснования их геометрических параметров. С одной стороны, необходимо обеспечить достаточную устойчивость системы «массив горных пород – выработка – угольный целик», с другой – обосновать параметры «замороженных» в целиках запасов угля. Совместное решение этих двух задач требует точного прогнозирования на основе современных цифровых моделей массива горных пород. В настоящем исследовании авторы публикации, используя программное обеспечение Flac3D, представили модель массива горных пород и выработок с различными размерами угольного целика. Результаты моделирования показали, что в условиях наклонного залегания угольных пластов и массива горных пород объем добычи угля в забое влияет на напряженно-деформированное состояние массива горных пород. В ходе исследования были проанализированы различные факторы, влияющие на геометрические параметры угольного целика, изучено их влияние на поле напряжений и смещений горных пород, происходящих в условиях их наклонного залегания в массиве, а также определена величина зоны пластической деформации вокруг вспомогательной выработки. Результаты исследования имеют практическое значение и в части обоснования параметров конструкции крепи выработки. Размер угольного целика также связан с типом крепи выработки. Следует учитывать, что анкер должен иметь достаточную для прочного крепления длину и располагаться в зоне ненарушенных горных пород. Исследования показали, что для обеспечения оптимальных условий ведения горных работ и безопасности ширина угольного целика должна составлять от 10 до 15 м.

**Ключевые слова**

горное дело, добыча угля, угольный целик, массив горных пород, выработка, напряжения в массиве горных пород, устойчивость, цифровая модель, провинция Куангнинь, Вьетнам, Flac3D

**Финансирование**

Это исследование было поддержано проектом «Исследование применения численного метода для прогнозирования стабильности горных выработок в условиях динамических нагрузок при глубокой разработке, а также для обоснования конструкции горных выработок», код 191/НД-КНСН-КС.01.DD03-18/16-20.

**Для цитирования**

Nguyen V.N., Pham T.N., Osinski P., Nguyen T.C., Trinh L.H. Substantiation of pillar parameters in mining of inclined coal seams in Quang Ninh Province, Vietnam. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):93–99. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-93-99>

## MINERAL RESOURCES EXPLOITATION

Research article

**Substantiation of pillar parameters in mining of inclined coal seams in Quang Ninh Province, Vietnam**V. N. Nguyen<sup>1</sup> , T. N. Pham<sup>1</sup> ✉, P. Osinski<sup>2</sup> , T. C. Nguyen<sup>1</sup> , L. H. Trinh<sup>3</sup> <sup>1</sup> Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam<sup>2</sup> Institute of Civil Engineering, Warsaw University of Natural Science, Warsaw, Poland<sup>3</sup> Le Quy Don Technical University, Hanoi, Vietnam✉ [phamthinhan@humg.edu.vn](mailto:phamthinhan@humg.edu.vn)**Abstract**

Design and operation of auxiliary underground workings in coal mines involves substantiation of parameters of coal pillars and requires development of new approaches to substantiate their geometrics. On the one hand, sufficient stability of a “rock mass – working – coal pillar” system should be ensured. On the other hand, the parameters of “frozen” coal reserves in the pillars should be justified. The joint solution of these two problems



requires accurate forecasting based on modern digital models of a rock mass. In this study, a model of rock mass and mine workings with different dimensions of a coal pillar is presented with the use of Flac3D software. The simulation findings showed that when developing sloping coal seams, the volume of coal extraction in a longwall has an effect on the stress-strain state of the enclosing rock mass. During the study different factors having effect on geometrics of a coal pillar were analyzed, and their influence on the field of stresses and shear of inclined layers in a rock mass was studied, and the size of the plastic deformation zone around an auxiliary mine working was also determined. The study findings are also of practical importance in terms of substantiating the parameters of a working support design. The size of coal pillar is also connected with the support type. It should be taken into account that bolts should be of sufficient length to ensure firm fixing and located in the zone of intact rocks. The research showed that a coal pillar should be 10 to 15 m wide in order to ensure optimal mining conditions and safety.

#### Keywords

Mining, coal mining, coal pillar, rock mass, working, rock mass stress, stability, numerical model, Quang Ninh, Vietnam, Flac3D

#### Acknowledgments

This study was supported by the project “A study on the application of a numerical method to predict instability of a tunnel under dynamic load in deep mining environment and propose reasonable support system”, coded 191/НД-KHCN-KC.01.DD03-18/16-20.

#### For citation

Nguyen V.N., Pham T.N., Osinski P., Nguyen T.C., Trinh L.H. Substantiation of pillar parameters in mining of inclined coal seams in Quang Ninh Province, Vietnam. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):93–99. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-93-99>

### Введение

Угольная промышленность Вьетнама ставит перед собой задачу совершенствования технологии подземной добычи угля при повышении технико-экономического уровня развития шахт и уровня безопасности горных работ. Провинция Куангнинь имеет значительные запасы каменного угля, отработка которых будет осуществляться подземным способом. К 2025 г. этот уровень должен составить 63,1 млн т. Несмотря на то что подземный способ добычи угля является технологически самым сложным, добыча на его основе угля самых ценных для промышленности марок является вполне оправданным.

На протяжении нескольких десятилетий угольная промышленность концептуально развивается по пути технологического принципа «шахта – лава», что обеспечивает высокую производительность предприятия и его конкурентоспособность. Такие решения успешно применяются на передовых угледобывающих шахтах России, Китая, Индии, США, Австралии и многих других стран. Наибольший эффект при использовании такого подхода достигается при отработке выемочных столбов длиной более 1000 м при длине очистного забоя не менее 250–400 м. Для условий наклонных угольных пластов, характерных для провинции Куангнинь, вопросы реализации высокопроизводительных решений на основе ранее озвученных принципов усложняются в значительной степени. Но так как именно в этих условиях сосредоточено более 24 % общих балансовых запасов, потребуется проработать весь комплекс задач, необходимых для эффективной работы шахт. Одной из ключевых задач, требующих решения при обосновании технологии и параметров горных работ, является задача обоснования размеров целиков, обеспечивающих устойчивость выработок. Поискам технологических решений в этом направлении для условий угледобывающей отрасли Вьетнама были посвящены исследования [1–4]. Несмотря на то

что использование охранных целиков при подземной добыче угля на шахтах провинции Куангнинь Вьетнама нашло достаточно широкое применение, четких методик для расчета и обоснования их параметров так и не появилось. В большинстве случаев оценка параметров целиков осуществлялась на основе эмпирических зависимостей, что приводило к завышенным значениям ширины целика и, следовательно, снижало эффективность отработки пласта. В некоторых случаях на стадии проектирования решения принимались без предварительных расчетов, на основе аналогий, что также обеспечивало завышенные значения параметров целиков. В условиях механизированной добычи угля из наклонных угольных пластов задача становится еще более сложной [5]. Подходы, описанные в [6, 7], позволили сделать расчеты охранных угольных целиков в условиях шахты Кхе [6], где была обоснована ширина целика 6 м, но при этом не учитывался критерий, связанный с обеспечением устойчивости вспомогательной выработки, а также параметры и характеристики очистного забоя [6]. Основная идея работы состоит в определении параметров охранных целиков по критерию устойчивости вспомогательной выработки [8], а также с учетом характеристик очистного забоя в условиях наклонных угольных пластов. В качестве инструментария в исследовании используются методы цифрового моделирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород на основе конечно-разностных моделей [9, 10]. В качестве программной среды использовался комплекс Flac3D.

### 1. Параметры имитационной модели

Геометрические параметры: длина – 220 м; ширина – 120 м; высота – 150 м.

Модель массива горных пород включает в себя 14 различных слоев горных пород с разными свойствами. Механические свойства горных пород представлены по пяти категориям (табл. 1).

Таблица 1

Механические свойства слоев горных пород

Слой	Прочность на сжатие $\sigma$ , МПа	$E$ , ГПа	Вес единицы измерения $\gamma$ , $N/m^3$	Угол залегания слоя пород $\varphi$ , град	Деформируемость пород $C$ , МПа
Песчаник ( $f = 6-8$ )	96,64	20	2,67	34	33,6
Алевролит ( $f = 4-6$ )	47,79	18	2,73	32	14,6
Крупнозернистый песчаник ( $f = 8-10$ )	138,13	22	2,59	34	47,2
Уголь ( $f = 1-2$ )	15	5	1,50	20	2,2

На верхнюю часть модели действует сила, имитирующая горное давление от массива горных пород. Формализованные граничные условия модели представлены на рис. 1.

При создании модели участка добычи угля учитывались: условия наклонного залегания слоёв горных пород; размеры целиков угля, в том числе мощность

угольного пласта; параметры и характеристики горных пород между угольными пластами, состоящие из песчаника, алевролита и угля (см. табл. 1) [11]. Численные параметры модели учитывают угол падения угольного пласта –  $20^\circ$ , мощность угольного пласта – 3,5 м, мощность массива горных пород от почвы выработки – 300 м; несущая конструкция крепи горной выработки представлена арочной металлической крепью СВН-27, установленной в выработке с шагом 0,7 м.

Выработки имеют форму прямолинейной полукруглой арки шириной 5,0 и высотой 3,5 м. (Параметры выработки также имеют значение при решении задачи [12]). В модель включены два очистных забоя LC1 и LC2 длиной 190 м, две вентиляционные выработки (вентиляционные штреки) 01, 03 и транспортная выработка (транспортный штрек) 02. Координатный центр модели расположен в центре нижнего вентиляционного штрека. Сетка моделирования становится плотнее по мере приближения к выработкам, что позволяет более точно исследовать явления напряженно-деформированного состояния массива горных пород, влияющих на устойчивость выработок (рис. 2).

**FLAC3D 7.00**

© 2020 Itasca Consulting Group, Inc.

**Zone Group Slot 1**

- layer 1
- layer 2
- layer 3
- layer 4
- layer 5
- layer 6
- layer 7
- layer 8
- layer 9
- layer 10
- layer 11
- layer 12
- layer 13
- layer 14
- roadway 1
- roadway 2
- roadway 3

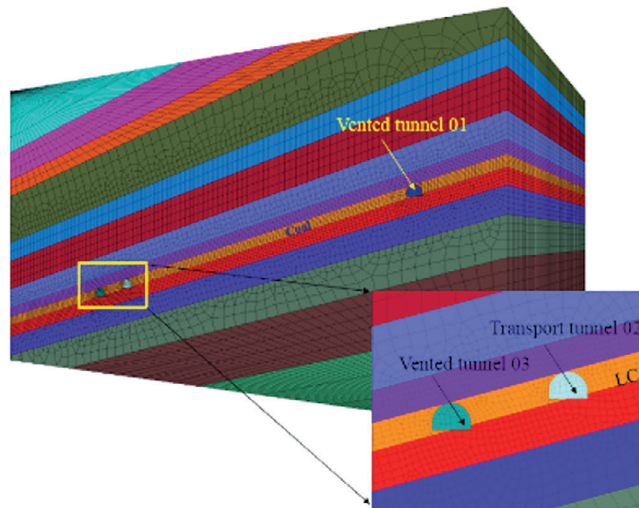


Рис. 1. Граничные условия и модель распределения сил

**FLAC3D 7.00**

© 2020 Itasca Consulting Group, Inc.

**Zone Group Slot 1**

- layer 1
- layer 2
- layer 3
- layer 4
- layer 5
- layer 6
- layer 7
- layer 8
- layer 9
- layer 10
- layer 11
- layer 12
- layer 13
- layer 14

**Zone Applied Force Vectors**

Maximum: 273.648

Scale: 0.0533645

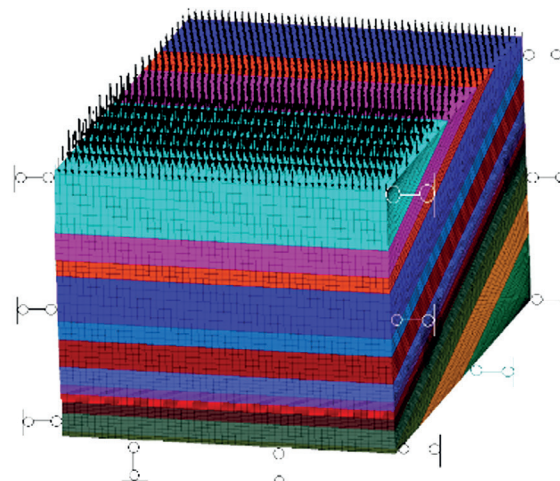


Рис. 2. Модель на Flac3D



## 2. Основные этапы построения модели

На основе фактических данных проходки тоннеля и результатов обработки, полученных экспериментальным способом наблюдений, выведен алгоритм проведения исследования:

Шаг 1: Построение модели – установление величин напряжения в точках измерения в породном массиве и запуск модели до достижения равновесного состояния.

Шаг 2: Проходка выработок №1 и №2 до границы шахтного поля. Запуск модели до достижения равновесного состояния.

Шаг 3: Эксплуатация забоя LC1. Запуск модели для достижения равновесного состояния.

Шаг 4: Проходка выработки №3. Запуск модели для достижения равновесного состояния.

Шаг 5: Сбор данных параметрического моделирования. Определение напряженно-деформированного состояния массива горных пород для последующего анализа и определения устойчивости выработок.

Расчет моделей напряженно-деформированного состояния массива горных пород осуществлялся при различных значениях ширины угольных целиков: 5, 8, 10, 15, 20, 30 м. Оценивалась устойчивость выработки №3.

## 3. Анализ результатов моделирования

Представленное на рис. 2 распределение напряженного состояния массива горных пород демонстрирует, что процесс добычи в забое LC1 оказывает значительное влияние на распределение вертикальных составляющих напряжений в массиве горных пород вокруг забоя LC2. При этом максимальное значение напряжения в горном массиве достигается в угольном пласте в контуре выемочного забоя и составляет порядка 25 МПа. Зона максимального опорного давления в районе очистного забоя LC2 находится на расстоянии около 7,5 м от края угольного целика.

На рис. 3 показано распределение напряжений в массиве горных пород в кровле выработки. Распределение напряжений в массиве горных пород асимметрично относительно выработки. Таким образом,

размер угольного целика оказывает значительное влияние на геомеханическую обстановку в районе LC2.

Результаты обработки данных математического моделирования показали, что при увеличении ширины угольного целика максимальное напряжение на сжатие в массиве горных пород на левой стороне от выработки имеет тенденцию смещаться к выработанному пространству забоя LC1. Уменьшение размера угольного целика приводит к постепенному ослаблению его несущей способности, что влечет за собой перемещение максимального напряжения в сторону нижней зоны выемочного забоя LC2.

С целью анализа зон пластического разрушения массива горных пород вокруг вспомогательной выработки № 3 на рис. 4 представлено распределение зоны этого разрушения. Данные также получены на основе представленной выше модели.

Результаты моделирования показали, что в результате горных работ в очистном забое LC1 массив горных пород вокруг выработки №2 был деструктурирован. При постепенном увеличении размера угольного целика линейные размеры зоны пластической деформации угольного целика изменились («сплошная зона» – «прерывистая зона») (рис. 5, а–г) и достигли 7 м.

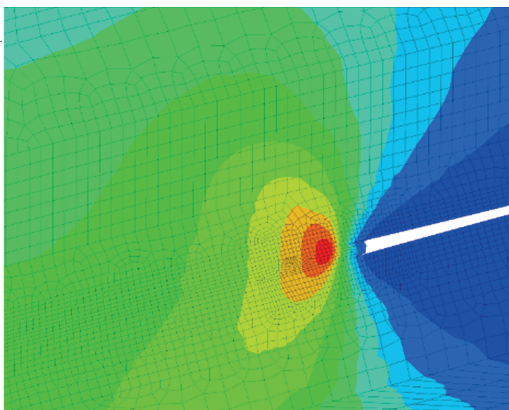
Известно, что при анкерном креплении выработки конструкция анкера опирается на горные породы ненарушенного горного массива [13–15], поэтому размер угольного целика должен быть достаточным для установки анкера и укрепления его секции в устойчивой горной породе. С учетом этого параметра ширина угольного целика должна быть гарантированно не менее 2,5 м. Если вспомогательный тоннель разместить в зоне уменьшающихся напряжений, то будет обеспечена устойчивость крепи тоннеля и угольного целика.

При проведении вспомогательной выработки, крепление которой основывается на анкерной крепи, геомеханические условия угольного целика должны обеспечивать достаточную прочность для установки конструкций крепи. Если геомеханические условия угольного целика слишком слабы (повышенная трещиноватость или деформация массива горных пород),

FLAC3D 7.00  
© 2020 Itasca Consulting Group, Inc.

Zone ZZ Stress  
Cut Plane: on  
Deformed: 8

6.2478E-01  
0.0000E+00  
-2.5000E+00  
-5.0000E+00  
-7.5000E+00  
-1.0000E+01  
-1.2500E+01  
-1.5000E+01  
-1.7500E+01  
-2.0000E+01  
-2.2500E+01  
-2.5000E+01

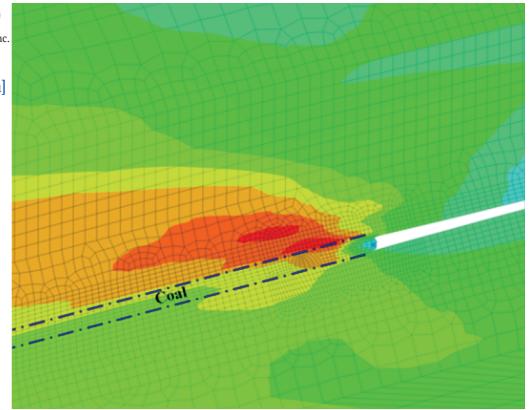


а

FLAC3D 7.00  
© 2020 Itasca Consulting Group, Inc.

Zone ZZ Stress  
Cut Plane: on [MPa]  
Deformed: 8

5.0554E+00  
4.0000E+00  
2.0000E+00  
0.0000E+00  
-2.0000E+00  
-4.0000E+00  
-6.0000E+00  
-8.0000E+00  
-1.0000E+01  
-1.2000E+01  
-1.4000E+01  
-1.6000E+01  
-1.8000E+01



б

Рис. 3. Распределение вертикальных (а) и горизонтальных (б) напряжений в массиве горных пород

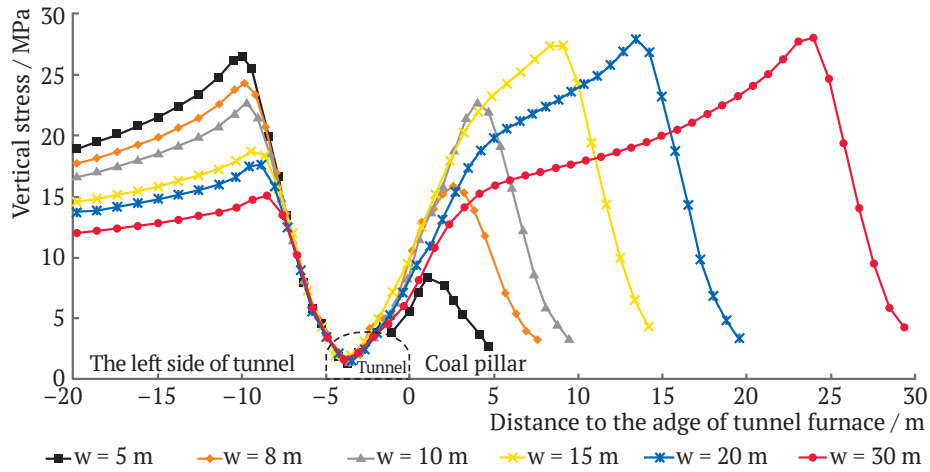


Рис. 4. Распределение напряжения в кровле выработки при различных размерах угольного целика

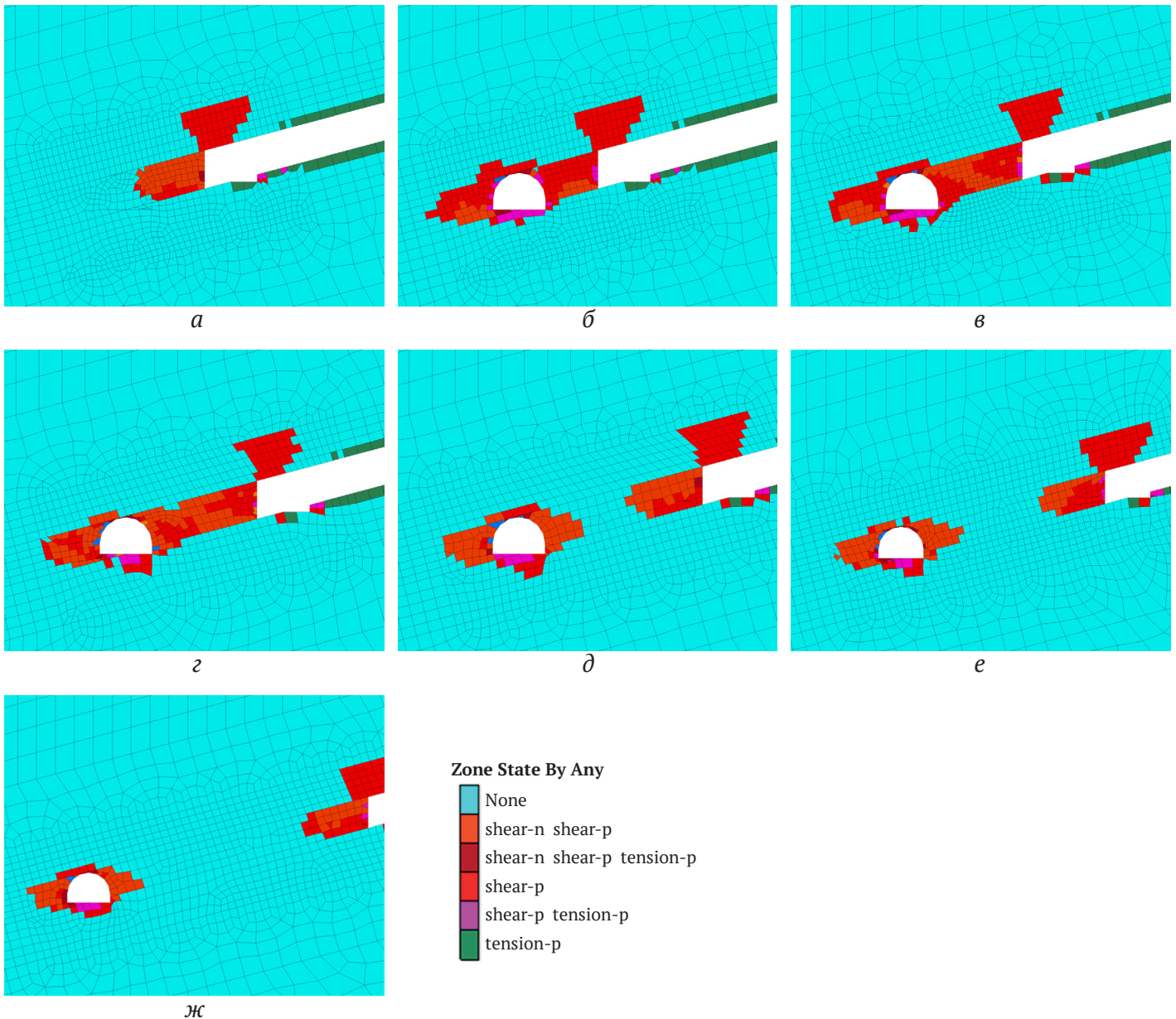


Рис. 5. Характеристики сдвижения массива горных пород вокруг вспомогательной выработки № 3 при изменении размеров угольного целика: а – 5 м; б – 8 м; в – 10 м; г – 15 м, д – 20 м; е – 25 м; ж – 30 м



тогда его устойчивость и несущая способность не будут обеспечивать надёжную работу конструкции крепи. Поэтому анкеры должны располагаться за пределами зоны разрушения, потенциально вызванной влиянием очистного забоя LC1. Следовательно, решение о выборе размера угольного целика должно обеспечивать не только устойчивость выработки, но и ее эффективную эксплуатацию.

### Выводы

1. Для условий наклонных угольных пластов распределение давления в массиве горных пород на кровлю выработки и распределение напряжений по обеим сторонам выработки несимметричны.

2. При увеличении размера угольного целика положение максимума вертикального напряжения смещается в сторону угольного целика. Это явление по существу является переходом системы из одного устойчивого состояния в другое.

3. При недостаточной устойчивости горного массива необходимо уделить внимание усилению крепи для повышения соответствующей устойчивости.

4. Выбор размера угольного целика должен основываться не только на анализе деформационного поведения массива горных пород, распределения напряжений и диапазона зоны пластического разрушения, но и исходя из необходимости максимального использования запасов угля.

5. Размер угольного целика также связан с типом крепи выработки. Для анкерной крепи следует учитывать, что он должен иметь достаточную для прочного крепления длину и располагаться в зоне ненарушенных горных пород.

6. Исследования позволили рекомендовать для условий представленной модели ширину угольного целика от 10 до 15 м, чтобы обеспечить наиболее оптимальные условия для ведения горных работ и безопасности.

### Список литературы / References

1. Ming J. Numerical simulation of narrow coal pillars at fully-mechanized caving face with driving roadway along goaf. *Coal Technology*. 2010;29(12):71–73.
2. Ullah M.F., Alamri A.M., Mehmood K., et al. Coal mining trends, approaches, and safety hazards: a brief review. *Arabian Journal of Geosciences*. 2018;11(21):651. <https://doi.org/10.1007/s12517-018-3977-5>
3. Qu Q. Study on destressing technology for a roadway driven along goaf in a fully mechanized top coal caving face. *Journal of Coal Science & Engineering*. 2003;9(1):33–37.
4. Zhang K.X. Determining the reasonable width of chain pillar of deep coal seams roadway driving along next goaf. *Journal of China Coal Society*. 2011;36(1):29–35.
5. Sun Y., Li G., Zhang J., Qian D. Experimental and numerical investigation on a novel support system for controlling roadway deformation in underground coal mines. *Energy Science & Engineering*. 2020;8(2):490–500. <https://doi.org/10.1002/ese3.530>
6. Nam P.Q., Minh T.T. Studying the stability and determining the reasonable location of auxiliary mining tunnels with the steep condition coal seam in Quang Ninh. In: *National Mining Science and Technical Conference. Quang Ninh. 2018*.
7. Doan D.V. Research on determining the size of coal pillar for the auxiliary mining tunnels at level – 300 in Khe Cham coal mine using FLAC3D software. *Mining Industry Journal*. 2016;5.
8. Pham N.T., Nguyen N.V. The effects of dynamic pressure on the stability of prepared drifts near the working surface areas. *Journal of Mining and Earth Sciences*. 2021;62(1):85–92. (In Vietnamese). [https://doi.org/10.46326/JMES.2021.62\(1\).10](https://doi.org/10.46326/JMES.2021.62(1).10)
9. Le D.T., Bui T.M. Numerical modelling techniques for studying longwall geotechnical problems under realistic geological structures. *Journal of Mining and Earth Sciences*. 2021;62(3):87–96. (In Vietnamese). [https://doi.org/10.46326/JMES.2021.62\(3\).10](https://doi.org/10.46326/JMES.2021.62(3).10)
10. Voznesensky A.S., Kidima-Mbombi L.K. Formation of synthetic structures and textures of rocks when simulating in COMSOL Multiphysics. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(2):65–72. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-65-72>
11. Hung V.M. Study on the law of occurrence of mine pressure and rock deformation in mechanized underground coal mining in Quang Ninh. *Research project under the Ministry of Industry and Trade*. 2015.
12. Pham N.T., Qi F. Application of the numerical method to analyze the effect of cross-sectional type in stabilizing the coal mine tunnel. *Journal of Mining and Earth Sciences*. 2022;63(2):62–70. (In Vietnamese) [https://doi.org/10.46326/JMES.2022.63\(2\).06](https://doi.org/10.46326/JMES.2022.63(2).06)
13. Zhang K., Zhang Y., Ma Z., et al. Determination of the narrow pillar width of gob-side entry driving. *Journal of Mining & Safety Engineering*. 2015;32(3):447–452.
14. Xie G.X., Yang K., Chang J. C. Influenced of coal pillar width on deformation and fracture of gateway surrounding rocks in fully mechanized top-coal caving mining. *Journal of Liaoning Technical University*. 2007;26(2):173–176. (In Chinese). <https://doi.org/10.3969/j.issn.1008-0562.2007.02.004>
15. Yao G.M., Kang L.J., Study on the chain pillar stability of the developing entry in longwall top-coal mining. *Journal of China Coal Society*. 2002;027(001):6–10. (In Chinese). <https://doi.org/10.3321/j.issn:0253-9993.2002.01.002>



### Информация об авторах

**Вьет Нгиа Нгуен** – преподаватель, Ханойский горно-геологический университет, г. Ханой, Вьетнам; ORCID [0000-0001-7010-8613](https://orcid.org/0000-0001-7010-8613), Scopus ID [57204141788](https://scopus.com/authorid/57204141788); e-mail [nguyenvietnghia@gmail.com](mailto:nguyenvietnghia@gmail.com)

**Ти Нхан Фам** – преподаватель, Ханойский горно-геологический университет, г. Ханой, Вьетнам; Scopus ID [57369754200](https://scopus.com/authorid/57369754200); e-mail [phamthinhan@humg.edu.vn](mailto:phamthinhan@humg.edu.vn)

**Петр Осинский** – ассистент, Институт гражданского строительства, Варшавский университет естественных наук, г. Варшава, Польша; ORCID [0000-0003-1503-7650](https://orcid.org/0000-0003-1503-7650), Scopus ID [55929586000](https://scopus.com/authorid/55929586000), ResearcherID [N-5911-2015](https://orcid.org/N-5911-2015)

**Тхи Кук Нгуен** – преподаватель, Ханойский горно-геологический университет, г. Ханой, Вьетнам; Scopus ID [57450931300](https://scopus.com/authorid/57450931300); e-mail [nguyenthicuc.nn@humg.edu.vn](mailto:nguyenthicuc.nn@humg.edu.vn)

**Ле Хунг Чинь** – преподаватель, Технический университет им. Ле Куи Дон, г. Ханой, Вьетнам; ORCID [0000-0002-2403-063X](https://orcid.org/0000-0002-2403-063X), Scopus ID [57035066200](https://scopus.com/authorid/57035066200); e-mail [trinhlehung@lqdtu.edu.vn](mailto:trinhlehung@lqdtu.edu.vn)

### Information about the authors

**Viet Nghia Nguyen** – Lecturer, Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam; ORCID [0000-0001-7010-8613](https://orcid.org/0000-0001-7010-8613), Scopus ID [57204141788](https://scopus.com/authorid/57204141788); e-mail [nguyenvietnghia@gmail.com](mailto:nguyenvietnghia@gmail.com)

**Thi Nhan Pham** – Lecturer, Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam; Scopus ID [57369754200](https://scopus.com/authorid/57369754200); e-mail [phamthinhan@humg.edu.vn](mailto:phamthinhan@humg.edu.vn)

**Piotr Osinski** – Assistant, Department of Geotechnical Engineering, Warsaw University of Life Science, Warsaw, Poland; ORCID [0000-0003-1503-7650](https://orcid.org/0000-0003-1503-7650), Scopus ID [55929586000](https://scopus.com/authorid/55929586000), ResearcherID [N-5911-2015](https://orcid.org/N-5911-2015)

**Thi Cuc Nguyen** – Lecturer, Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam; Scopus ID [57450931300](https://scopus.com/authorid/57450931300); e-mail [nguyenthicuc.nn@humg.edu.vn](mailto:nguyenthicuc.nn@humg.edu.vn)

**Le Hung Trinh** – Lecturer, Le Quy Don Technical University, Hanoi, Vietnam; ORCID [0000-0002-2403-063X](https://orcid.org/0000-0002-2403-063X), Scopus ID [57035066200](https://scopus.com/authorid/57035066200); e-mail [trinhlehung@lqdtu.edu.vn](mailto:trinhlehung@lqdtu.edu.vn)

Поступила в редакцию	01.05.2022	Received	01.05.2022
Поступила после рецензирования	20.05.2022	Revised	20.05.2022
Принята к публикации	28.05.2022	Accepted	28.05.2022



## ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-100-110>**Выявление геохимических аномалий, связанных с Sn-W минерализацией в провинции Донг Ван, северо-восточный Вьетнам, с использованием статистических методов**Х. Т. Хунг   *Ханойский университет горного дела и геологии, г. Ханой, Вьетнам* [khuongthehung@humg.edu.vn](mailto:khuongthehung@humg.edu.vn)**Аннотация**

Изучение Sn-W комплексной (поликомпонентной) минерализации в провинции Донг Ван, северо-восточный Вьетнам, проводилось с использованием статистических и мультивариантных подходов на основе 890 проб донных отложений водных потоков, отобранных для анализа на 27 элементов. Результаты частотного анализа показали, что Sn, W, Pb, As, Bi, Li, Ta, Ce, Ag, Sb и Be имеют тесные связи с комплексными рудами, что означает, что эти элементы могут быть использованы в качестве поисковых индикаторов комплексной (поликомпонентной) минерализации. Кроме того, были проведены исследования с использованием корреляционных матриц и дендрограмм для разделения элементов в анализах проб донных отложений на две группы: связанные с комплексной минерализацией (подгруппы Be-Sn-W-Bi и, в меньшей степени, Li-Pb) и не связанные с минерализацией (подгруппы As-Cd-Sc-Cr-Ce-La, Co-Ni-V и Ga-Ge-Ba). Sn и W были признаны лучшими элементами-индикаторами минерализации, согласно результатам геохимического моделирования и расположению их аномалий в провинции. Более того, в провинции Донг Ван были выявлены обширные геохимические аномалии Sn и W (с использованием пороговых значений содержаний (среднее  $\pm 3$  STD)), что дает наиболее важные указания для поисков комплексной минерализации в провинции. Исследования также указывают на генетические связи между комплексной минерализацией провинции и системой разломов направления северо-запад – юго-восток и скрытыми гранитоидными блоками. В итоге проведенный статистический анализ содержаний (с использованием пороговых значений) в пробах донных отложений позволил выявить индикаторные элементы и их геохимические аномалии и использовать их в качестве эффективных инструментов при дальнейших поисках и разведке комплексной минерализации в провинции.

**Ключевые слова**


геохимические аномалии, Sn-W минерализация, статистические методы, Geostatistic, провинция Донг Ван, северо-восточный Вьетнам

**Для цитирования**

Hung K.T. Identification of geochemical anomalies associated with Sn-W mineralization in the Dong Van region, North-Eastern Vietnam, using statistical methods. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):100–110. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-100-110>

## GEOLOGY OF MINERAL DEPOSITS

Research paper

**Identification of geochemical anomalies associated with Sn-W mineralization in the Dong Van region, North-Eastern Vietnam, using statistical methods**К. Т. Хунг   *Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam* [khuongthehung@humg.edu.vn](mailto:khuongthehung@humg.edu.vn)**Abstract**

Sn-W multimetal mineralization in the Dong Van region, North-Eastern Vietnam was studied using statistical and multivariate approaches based on 890 samples of stream bottom sediments collected for assaying for 27 elements. The findings of frequency analysis demonstrated that Pb, As, Bi, Li, Sn, W, Ta, Ce, Ag, Sb, and Be have close ties with multimetal ores, implying that these elements can be used as prospecting indicators for multimetal mineralization. In addition, correlation matrix and dendrogram studies were also applied to subdivide the elements in the stream bottom sediment samples assays into two groups: associated with multimetal mineralization (Be-Sn-W-Bi, and, to a lesser extent, Li-Pb sub-groups) and not associated with the mineralization: (As-Cd-Sc-Cr-Ce-La, Co-Ni-V, and Ga-Ge-Ba sub-groups). Sn and W were found to be the best indicator elements for the mineralization, according to the findings of geochemical modeling



and location of their anomalies in the region. Furthermore, extensive Sn and W anomalies were identified in the Dong Van region (using threshold values (mean  $\pm$  3 STD), providing the most important indications for multimetal mineralization prospecting in the region. The studies also suggest genetic ties between the region's multimetal mineralization and the northwest-southeast fault system and concealed granitoid blocks. Finally, the performed statistical analyses (with the use of threshold values) of stream bottom sediments assays allowed revealing indicator elements and their geochemical anomalies and using them as an effective tool in further prospecting and exploration for multimetal mineralization in the region.

#### Keywords

geochemical anomalies, Sn-W mineralization, statistical methods, Dong Van region, North-Eastern Vietnam

#### For citation

Hung K. T. Identification of geochemical anomalies associated with Sn-W mineralization in the Dong Van region, North-Eastern Vietnam, using statistical methods. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):100–110. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-100-110>

### Введение

Исследования минеральных ресурсов в значительной степени основаны на изучении донных отложений водных потоков, и многочисленные типы месторождений были выявлены этим способом в северо-восточном Вьетнаме [1, 2]. Однако обработка таких данных для поиска мультивариантных геохимических закономерностей и сигналов, связанных с минерализацией, является сложной задачей [3]. Анализ главных компонент является полезным методом анализа данных для сокращения числа переменных в наборе данных или выявления компонент, которые раскрывают скрытые закономерности в мультивариантных данных [4, 5]. Помимо базового анализа главных компонент, существует еще несколько видов анализа главных компонент [6, 7]. Эти методы могут использоваться с необработанными данными, логарифмически преобразованными данными, выбранными данными и другими типами данных [8].

Традиционные инструменты статистического анализа, такие как вероятностные графики, методы одномерного и мультивариантного анализа [8–10], фрактальные и мультифрактальные модели, были предложены для отделения геохимических аномалий от фона [11–14]. Рейманн с соавт. [15] сравнили различные статистические методы для определения пороговых значений содержаний элементов в аномалиях. Они обнаружили, что для оценки пороговых значений аномалий коробочные графики, медиана  $\pm$  2 медианных абсолютных отклонения и эмпирические кумулятивные функции распределения работают лучше, чем среднее  $\pm$  2 среднеквадратических отклонения. Фрактальные и мультифрактальные алгоритмы часто использовались для идентификации геохимических аномалий из-за пространственной автокорреляционной природы данных [16–18].

Провинция Донг Ван на северо-востоке Вьетнама считается весьма перспективным районом для обнаружения комплексных (многокомпонентных, т.е. Fe, Mn, Sn, W и Au) руд [1]. Более того, поскольку олово, вольфрам и золото обычно встречаются в ассоциации с мышьяковой минерализацией, такой как на As-Sn-W-Au месторождениях Nam Khi (Нам Хи), Lang Xum (Ланг Ксум), Lang Me (Ланг Меи) и Lang Lup (Ланг Луп), эта минерализация играет важную роль в качестве источника драгоценных металлов для промышленно-

сти<sup>1</sup> [19]. С 1965 г. по настоящее время эта провинция изучалась в масштабе 1:500 000–1:50 000 для целей геологического картирования и разведки полезных ископаемых [20–23]. Однако сбора геологических проб и обработки геохимических данных явно недостаточно для выявления перспективных на Sn-W минерализацию участков. Поэтому крайне важно провести дополнительные исследования в провинции Донг Ван на северо-востоке Вьетнама с целью выявления новых перспективных участков на комплексные руды.

Для обработки 890 геохимических проб были использованы статистические методы и мультивариантный анализ, позволяющие выявить проявления комплексной минерализации в провинции Донг Ван.

### 1. Геологическое строение

В пределах северо-восточного блока Вьетнамского сегмента расположена зона Сонг Хиен – 200-километровая тектоническая зона, простирающаяся с северо-запада на юго-восток и вмещающая пермско-триасовые и триасовые вулканогенно-осадочные толщи формации Сонг Хиен с подчиненными средне-позднепалеозойскими терригенно-карбонатными породами (рис. 1). Считается, что зона Сонг Хиен является внутриконтинентальным рифтовым бассейном возраста до позднего палеозоя – раннего мезозоя, связанным с Эмейшаньским плюмом [24–27] или внутридуговым бассейном возраста до позднего палеозоя – раннего мезозоя, образовавшимся в результате рифтообразования в пределах объединенной Индокитайской-Южнокитайской плиты [28].

Исследуемый участок относится к зоне Сонг Хиен на северо-востоке Вьетнама (рис. 1, А). Литологические разновидности пород, выделенные в провинции Донг Ван, представлены в основном триасовыми осадочными породами (мергелистый сланец, оолитовый известняк, алевролит, туфопесчаник, сланец, песчаник), девонскими, меловыми и пермскими осадочными отложениями (т.е. конгломерат, глинистый сланец, карбонатные породы и мергелистый песчаник). Кембрийские и ордовикские осадочные породы также присутствуют на периферии зоны Сонг Хиен; триас-

<sup>1</sup> USGS. Minerals Yearbook. United States Geological Survey: Reston, VA, USA (Геологическая служба Соединенных Штатов: Рестон, штат Вирджиния, США); 2014. <https://doi.org/10.3133/mybvl>

совые габбро и гранитоидные породы неизвестного возраста встречаются в центральной и западной части зоны [21–23, рис. 1, B]. Четвертичные отложения в основном встречаются вдоль долин (т.е. песчаник и гравелит). Провинция Донг Ван расположена в северной части зоны Сонг Хиен, простирающейся с северо-запада на юго-восток (рис. 1, B). Зона сбросо-сдвигов Као Банг-Ланг Сон-Тьен Йен в северной части и взброс Дуонг Тхуонг-Ду Гиа в южной части играют важную роль в контроле структурной зоны Сонг Хиен [20]. Интрузивные магматические породы на этом участке в значительной степени контролировались этими разломами и другими небольшими системами разломов, что способствовало формированию более сложной структуры участка [22].

На исследуемом участке обнаружена основная зона комплексной минерализации, а именно Донг Ван, которая простирается с северо-запада на юго-восток

и занимает площадь 1 190 квадратных километров. Вмещающими для зоны I в основном являются триасовые осадочные породы [21–23, рис. 1, B]. Согласно Труену с соавт. [22] в этой минерализованной зоне были обнаружены неравномерные содержания Sn, W и As, как показано Тхангом с соавт. [29].

## 2. Материалы и методы исследований

### 2.1. Отбор и подготовка проб донных отложений

Геохимические методы разведки месторождений полезных ископаемых традиционно включают исследования проб донных отложений. Для данного исследования было отобрано 890 геохимических проб современных донных отложений по рекам и ручьям с интервалом 25–50 м. Поверхностные отложения (с глубины 0–3 см) отбирались ручным ковшом со всех точек (по обеим сторонам реки) с низкой скоростью течения, чтобы отобрать тонкий и современный

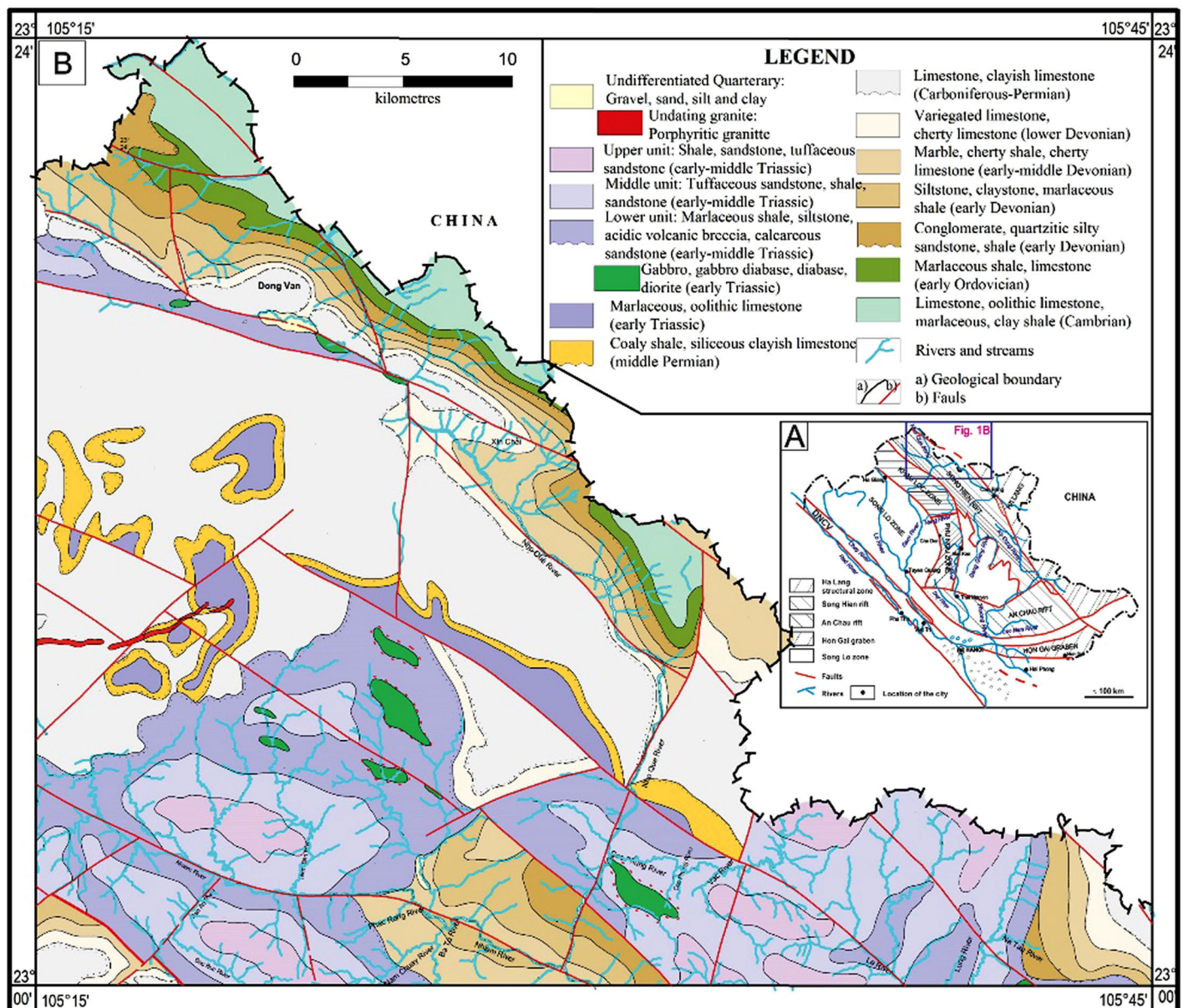


Рис. 1. Обзорная тектоническая карта северо-восточного Вьетнама, представляющая исследуемый участок (A) [20]; Упрощенная геологическая карта провинции Донг Ван (B) (изменено на основании [22])

материал. Каждая проба содержала около 25–130 г современных донных отложений, в зависимости от размера частиц пробы осадка (рис. 2).

Наборы проб были обработаны на основе учета различных характеристик донных отложений зоны. Кроме того, содержания 27 химических компонентов (элементов) были определены методом масс-спектрометрии с индуктивно-связанной плазмой (ICP-MS) (Ag, As, Be, Ba, Bi, Cd, Ce, Co, Cr, Cu, Ga, Ge, La, Li, Mo, Nb, Ni, Pb, Sb, Sc, Sn, Sr, Ta, V, W, Y и Zn).

### 2.2. Преобразование данных

В данном исследовании было обработано 27 элементов (переменных) (Ag, As, Be, Ba, Bi, Cd, Ce, Co, Cr, Cu, Ga, Ge, La, Li, Mo, Nb, Ni, Pb, Sb, Sc, Sn, Sr, Ta, V, W, Y и Zn) в пробах донных отложений. Если переменные не демонстрировали асимметричного распределения, то для оценки нормального распределения каждой переменной использовали асимметрию (тест на статистическое распределение) и преобразованные переменные [30]. Кроме того, были разработаны десять моделей распределения (геометрическое, специаль-

ное дискретное, равномерное, треугольное, Парето, биномиальное, экспоненциальное, логнормальное, нормальное и гамма-преобразованное) для достижения нормального распределения и преобразования для асимметричных переменных [8, 31–33].

### 2.3. Мультивариантный анализ

Методы мультивариантного анализа используются для уточнения и объяснения корреляций между многочисленными факторами, связанными со статистическими данными в ходе оценки и сбора этих данных.

Программа Geostatistic 9.0 используется для изучения полученных коэффициентов корреляции и результатов кластерных исследований, которые помогают анализировать связи между элементами и группирование элементов.

Кластерный анализ направлен на уменьшение количества значимых подгрупп людей или вещей в обширной коллекции данных. Подразделение (группирование) данных осуществляется на основе сходства элементов по заранее определенным характеристикам.

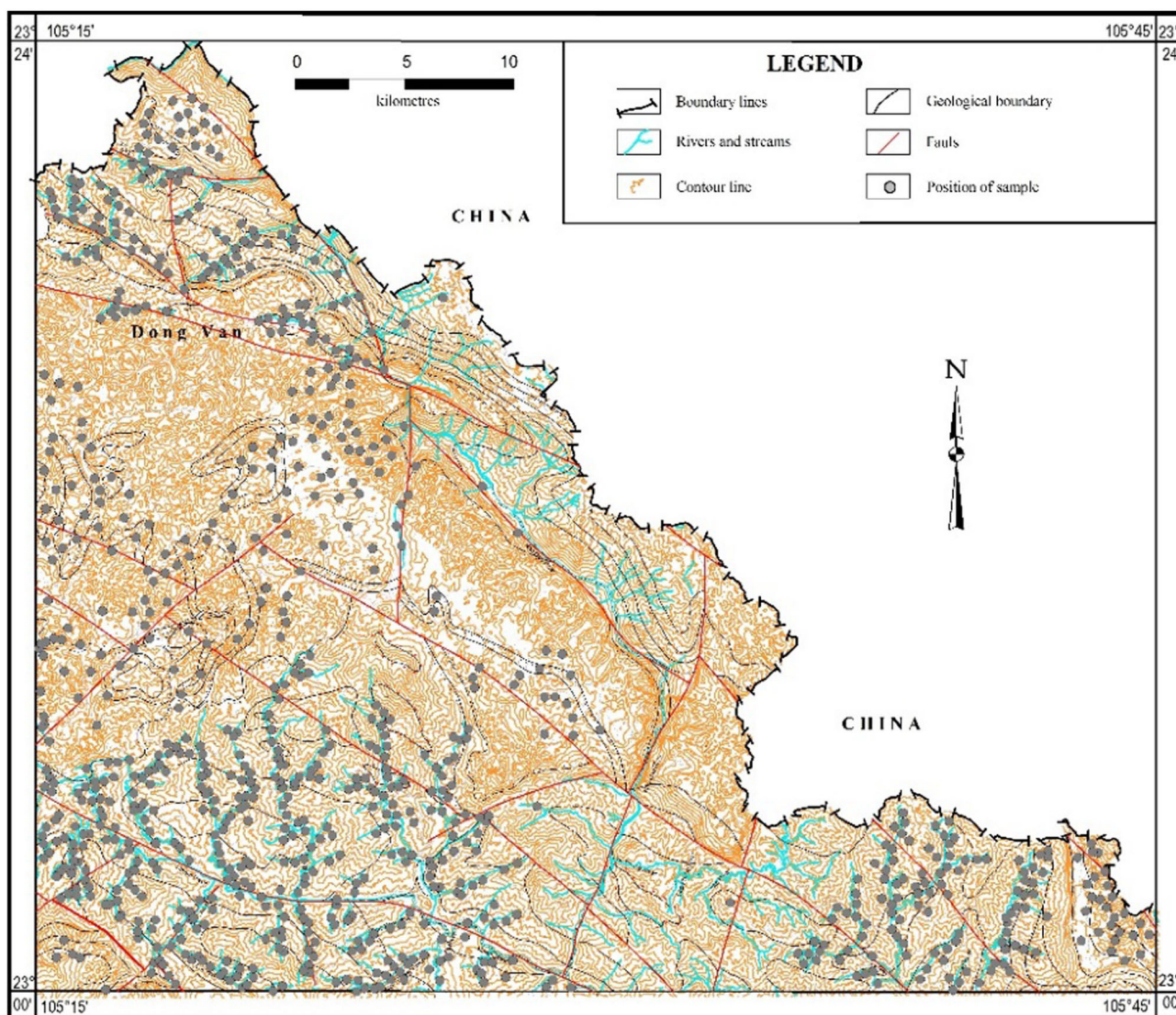


Рис. 2. Обзорная карта провинции Донг Ван, северо-восточный Вьетнам, с указанием точек отбора проб донных отложений (показаны черными точками)





Уорд [34] представил универсальный агломеративный иерархический метод кластеризации, в котором критерии выбора пары кластеров, объединяемых на каждом уровне, основаны на оптимальном значении целевой функции.

Собственные значения и собственные векторы используются для общего построения матриц ковариации и коэффициентов корреляции.

При этом для повышения факторных нагрузок был применен метод варимакс-вращения. Подход Уорда использовался для выполнения кластерного анализа коэффициентов корреляции Пирсона (или иерархического кластерного анализа), а результаты были представлены в виде дендрограммы.

### 3. Результаты и их обсуждение

#### 3.1. Характеристики

##### статистического распределения элементов

Модели статистического распределения элементов комплексных (поликомпонентных) руд и сопутствующих элементов могут быть использованы для выявления закономерностей их статистического распределения. Результаты статистического анализа ге-

охимических данных по территории всей провинции были представлены отдельно. Полученная иерархия содержаний элементов была следующей: Pb > As > Bi > Li > Sn > W > Ta > Ce > Ag > Sb > Be > Mo > La > Nb > Cr > Ni > Cd > Y > Cu > Ba > Co > Sc > Zn > Sr > V (табл. 1). Более того, на Pb, As, Bi, Li, Sn, W, Ta, Ce, Ag, Sb и Be пришлось более 90 % от общего количества, что указывает на их очевидную связь с комплексными рудами. Наконец, эти элементы могут быть использованы в качестве индикаторов при поисках комплексной минерализации.

В данном исследовании геохимические пробы были статистически обработаны с использованием метода предела, соответствующего трем среднеквадратическим отклонениям (табл. 2). В качестве основных статистических показателей мы использовали среднее значение, дисперсию и коэффициент вариации. Кроме того, для проверки моделей распределения элементов и содержаний большинства элементов на основе критериев геометрического распределения были использованы методы асимметрии и эксцесса (табл. 3). Оценка моделей распределения и статистический анализ выполнялись с использованием программы Geostatistic 9.0 [35].

Таблица 1

Частотный анализ содержания элементов (г/т) в пробах донных осадков

Элемент	Количество информации (AI)	Объединение информации (IC)	Вероятность (%)	Элемент	Количество информации (AI)	Объединение информации (IC)	Вероятность (%)
Pb	0,573	0,573	30,02	Nb	0,337	1,842	96,49
As	0,572	0,810	42,41	Cr	0,313	1,868	97,87
Bi	0,564	0,987	51,69	Ni	0,235	1,883	98,64
Li	0,561	1,135	59,46	Cd	0,197	1,893	99,18
Sn	0,546	1,260	65,98	Y	0,190	1,903	99,68
W	0,527	1,365	71,52	Cu	0,095	1,905	99,80
Ta	0,512	1,458	76,39	Ba	0,082	1,907	99,89
Ce	0,492	1,539	80,62	Co	0,069	1,908	99,96
Ag	0,471	1,609	84,31	Sc	0,046	1,909	99,99
Sb	0,439	1,668	87,39	Zn	0,029	1,909	100
Be	0,435	1,724	90,31	Sr	0,000	1,909	100
Mo	0,413	1,773	92,87	V	0,000	1,909	100
La	0,369	1,811	94,86				

Примечание: AI и IC описаны в работе Хунга с соавт. (2020) [2].

Таблица 2

Статистические характеристики индикаторных элементов (г/т) в провинции Донг Ван

Параметры	Ag	As	Be	Pb	Bi	Sb	Ce	Sn	Ta	W	Ge	Li
Среднее	1,27	49,39	5,67	27,9858	0,98	19,2444	87,55	14,6279	23,0603	19,7104	5,5618	46,403
Медианное	0,33	27,63	1,90	23,31	0,47	3,2	78,15	8,805	5,255	5,87	5	33,715
Мода	18,54	49,00	31,60	10,77	4,03	37,24	64,05	49,07	20,63	48,02	0	40,19
Среднеквадратическое отклонение	13,10	75,83	29,49	21,7042	3,62	60,9511	40,018	45,4845	46,9017	61,1201	1,579	47,3386
Дисперсия	171,60	5750,53	869,61	471,0731	13,09	3715,039	1601,45	2068,839	2199,772	3735,672	2,4934	2240,944
Коэффициент дисперсии	1029,03	153,55	520,29	77,55	371,94	316,72	45,71	310,94	203,39	310,09	28,39	102,02
Асимметрия распределения	25,87	6,32	14,85	2,252	18,13	6,19	2,35	14,913	4,109	9,053	2,463	7,51
Эксцесс распределения	717,33	52,41	270,95	9,444	384,99	47,879	7,91	273,92	22,217	106,11	4,073	83,746
Минимальное	0,04	2,00	0,10	0,77	0,03	0,24	16,05	0,07	0,13	0,02	5	5,69
Максимальное	370,70	945,65	636,31	209,29	85,61	743,58	337,75	986,44	415,76	967,95	10	703,89
Итого	1132,97	43954	5044,38	24907,39	865,90	17127,49	77916,67	13018,85	20523,7	17542,25	4950	41298,7



Правила распределения индикаторных элементов не соответствовали нормальному стандартному распределению, но соответствовали геометрическому распределению согласно характеристикам статистического распределения Sn и W во вторичных геохимических ореолах (рассеяния (табл. 3). Общие содержания Sn и W выше кларковых ( $Sn^* = 2,5$  г/т,  $W^* = 1,3$  г/т [36]), а распределения содержаний Sn и W варьируют от неравномерных до крайне неравномерных. Исходя из этого можно выделить различные геохимические аномалии на локальном уровне. Это указывает на то, что Sn и W могут образовывать небольшие первичные геохимические аномалии. Эти данные могут позволить выявить первичные геохимические ореолы рассеяния, которые, в свою очередь, могут быть использованы для определения перспективных на Sn-W объектов минерализации в провинции Донг Ван.

### 3.2. Применение корреляционного анализа и кластерного анализа

Результаты корреляционного анализа позволяют составить матрицу парной корреляции элементов, являющихся наилучшими индикаторными элементами всего геохимического ландшафта (схемы рассеяния элементов) провинции. В табл. 4 представлена матрица парной корреляции элементов. Среди индикаторных элементов Be, Sn, W и Bi демонстрируют очевидную корреляцию, особенно Sn и W, что определяет данную ассоциацию элементов как индикаторный признак для поисков комплексных руд. Li также продемонстрировал заметную корреляцию с Be и Bi, что указывает на участие Li в рудообразующих процессах.

Таким образом, расчеты показали тесные корреляционные связи между Be, Sn, W и Bi, что свидетельствует о формировании ими устойчивой ассоциации.

Таблица 3

Испытания моделей статистического распределения Sn и W

Распределение (модель)	Sn, г/т							W, г/т						
	Отклонение	Фактическое отклонение	Критерий хи-квадрат (18,307)	Соответствие критерию хи-квадрат	$\lambda$ (1,358)	Соответствие критерию Колмогорова-Смирнова	Синтезатор	Отклонение	Фактическое отклонение	Критерий хи-квадрат (18,307)	Соответствие критерию хи-квадрат	$\lambda$ (1,358)	Соответствие критерию Колмогорова-Смирнова	Синтезатор
Геометрическое	2,486	1	3,267	1-Да	0,160	1-Да	0,300	5,045	1	31,429	1-Нет	0,345	1-Да	1,973
Гамма	24,441	2	61,592	2-Нет	1,562	2-Нет	4,515	22,369	2	51,685	2-Нет	1,470	2-Нет	3,906
Логнормальное	61,402	3	164,788	3-Нет	3,412	3-Нет	11,514	32,496	3	88,052	3-Нет	1,889	3-Нет	6,201
Специальное дискретное	104,029	5	459,352	4-Нет	7,294	5-Нет	30,463	58,635	4	147,230	4-Нет	3,282	4-Нет	10,459
Парето	115,827	6	487,814	5-Нет	7,537	6-Нет	32,196	98,299	5	412,558	5-Нет	6,929	5-Нет	27,638
Экспоненциальное	94,306	4	606,050	6-Нет	6,356	4-Нет	37,7853	111,040	6	449,417	6-Нет	7,227	6-Нет	29,871
Биномиальное	287,065	10	926,397	7-Нет	20,737	10-Нет	65,874	281,168	10	1223,811	7-Нет	20,239	10-Нет	81,753
Нормальное	266,722	9	2150,286	8-Нет	14,912	7-Нет	128,438	260,992	9	2059,889	8-Нет	14,689	7-Нет	123,336
Треугольное	234,503	7	4426,587	9-Нет	17,320	8-Нет	254,552	231,131	7	4598,079	9-Нет	17,081	8-Нет	263,743
Равномерное	251,125	8	8564,185	10-Нет	18,822	9-Нет	481,669	244,535	8	8120,654	10-Нет	18,324	9-Нет	457,075

Примечание: Тест Колмогорова-Смирнова был выполнен в работе Чакраварти с соавт. [31]

Таблица 4

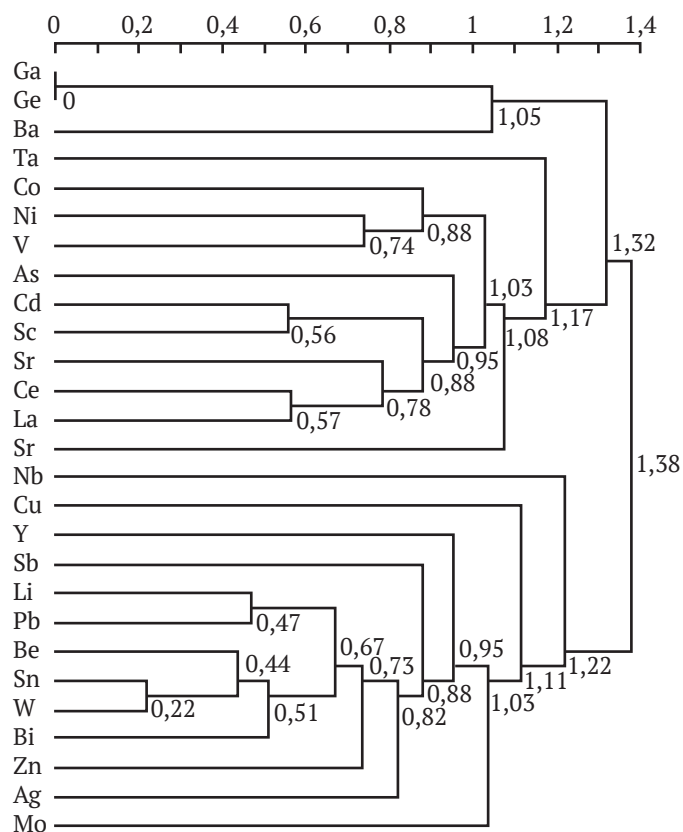
Коэффициент корреляции индикаторных элементов (г/т) в пробах донных осадков

	Ag	As	Be	Bi	Ce	Li	Pb	Sb	Sn	Ta	W
Ag	1										
As	0,032	1									
Be	0,062	0,445	1								
Bi	0,051	0,205	<b>0,711</b>	1							
Ce	0,026	0,262	0,082	0,142	1						
Li	0,044	0,425	<b>0,569</b>	<b>0,542</b>	0,386	1					
Pb	-0,009	0,310	0,173	0,057	0,331	0,333	1				
Sb	0,071	0,407	0,392	0,499	0,437	0,465	-0,027	1			
Sn	0,006	<b>0,623</b>	<b>0,645</b>	0,213	-0,027	0,377	0,325	0,106	1		
Ta	-0,021	-0,019	-0,045	-0,036	-0,000	-0,078	0,110	-0,073	0,041	1	
W	0,018	0,438	<b>0,588</b>	0,412	-0,048	0,400	0,264	0,176	<b>0,666</b>	0,138	1

Для определения корреляционных связей между изучаемыми элементами во вторичных геохимических ореолах рассеяния в провинции Донг Ван на основе результатов парно-корреляционного анализа была построена дендрограмма (рис. 3). Для статистической оценки этих связей использовались коэффициенты корреляции Пирсона.

Дендрограмма отображает ассоциации между изученными элементами и позволяет объединять их в группы/подгруппы. Элементы, связанные с комплексной минерализацией, представлены двумя подгруппами – Be-Sn-W-Bi и, в меньшей степени, Li-Pb. В то же время можно выделить три другие подгруппы – As-Cd-Sc-Cr-Ce-La, Co-Ni-V и Ga-Ge-Ba, не связанные с минерализацией. Например, на дендрограмме также видна локальная ветвь Co-Ni-V, указывающая на то, что Co, Ni и V не являются сингенетическими компонентами комплексных руд в данной провинции.

Для определения значимости ассоциации сингенетических элементов для поисков комплексных руд в исследуемой провинции использовалась комбинация мультивариантной корреляции и анализа дендрограмм. В результате Be, Sn, W и Bi были признаны членами сингенетической ассоциации. Несмотря на высокие содержания некоторых других элементов в пробах, их нельзя рассматривать как индикаторы комплексной минерализации (или какой-то другой минерализации) в этой провинции.



**Рис. 3.** Дендрограмма содержаний элементов в геохимическом ландшафте провинции Донг Ван (г/т). Цифры указывают расстояния между кластерами в кластерном анализе, полученные на основе алгоритма агломеративной кластеризации Уорда

### 3.3. Моделирование геохимических аномалий

Вторичное геохимическое рассеяние – это перемещение элементов на поверхности Земли или непосредственно под ней, которое происходит в результате выветривания, эрозии и осаднения. Внешние обстоятельства могут разрушать и изменять рудные тела, зоны минерализации и изменять геохимический ландшафт региона. Некоторые минералы могут растворяться, вымываться, и некоторые элементы могут мигрировать прочь, в то время как другие могут накапливаться с увеличением их содержания. Значимые элементы вторичных геохимических ореолов перераспределяются в условиях выветривания. Ореолы рассеяния могут быть значительно больше, чем первичные рудные тела. Вторичные геохимические ореолы рассеяния и выявленные геохимические аномалии имеют решающее значение при поисках скрытых месторождений полезных ископаемых в регионе. Диаграммы геохимических аномалий были использованы для представления пространственных вариаций содержаний элементов в регионе (провинции) и прогнозирования перспективных участков комплексной минерализации.

Были построены вторичные геохимические аномалии Sn и W, представляющие пространственное распределение этих эффективных индикаторных элементов, для поисков комплексных руд в провинции Донг Ван. Построение диаграмм геохимических аномалий этих элементов направлено на выявление распределения и накопления индикаторных элементов в определенных местах (рис. 4, 5). Это позволяет интерпретировать и выделить аномалии, связанные с минерализацией, и исключить аномалии, не свидетельствующие о какой-либо минерализации.

Для выявления перспективных аномалий были построены изолинии содержаний Sn и W (индикаторных элементов) на основе трех заданных порогов (содержаний) аномалий и нанесены на карту с учетом значений геохимического фона. Пороги аномалий первого порядка (среднее  $\pm 1$  среднеквадратическое отклонение), второго порядка (среднее  $\pm 2$  среднеквадратических отклонения) и третьего порядка (среднее  $\pm 3$  среднеквадратических отклонения) были выбраны с использованием результатов статистической обработки для оценки значений геохимического фона на основе локальных средних значений (табл. 5, рис. 4, 5). Для этого на основе геометрического распределения были рассчитаны значения средних и среднеквадратических отклонений. Геохимические аномалии, связанные с комплексной минерализацией, могут быть выбраны, а геохимические аномалии, не связанные с минерализацией, могут быть отвергнуты на основе диаграмм геохимических аномалий для индикаторных элементов в сочетании с данными поисковых работ для проверки геохимических аномалий.

Геохимические аномалии Sn и W отражают рудопроявления олова в минерализованной зоне. Геохимические аномалии индикаторных элементов были выявлены на трех отдельных участках, как показано на рис. 5. Эти аномалии часто имеют эллиптическую форму, вытянутую в направлении северо-запад – юго-восток в соответствии с установленной ориентацией

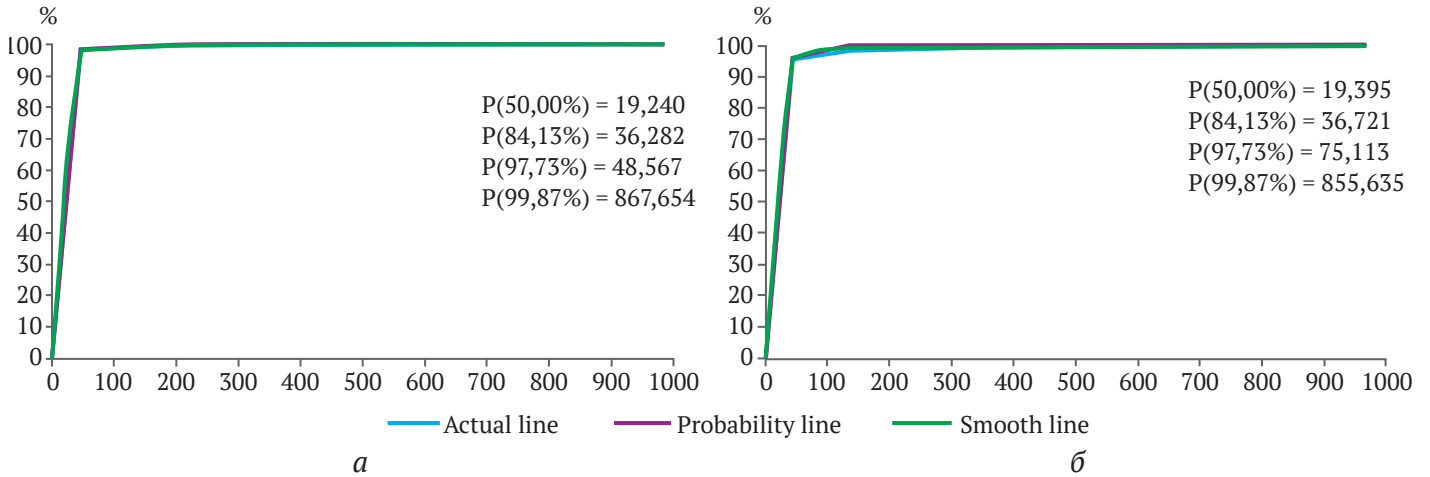


Рис. 4. Графики нахождения (содержаний) Sn (а) и W (б) на основе их распределения в провинции Донг Ван, показывающие вероятность при трех порогах аномалии и фоне

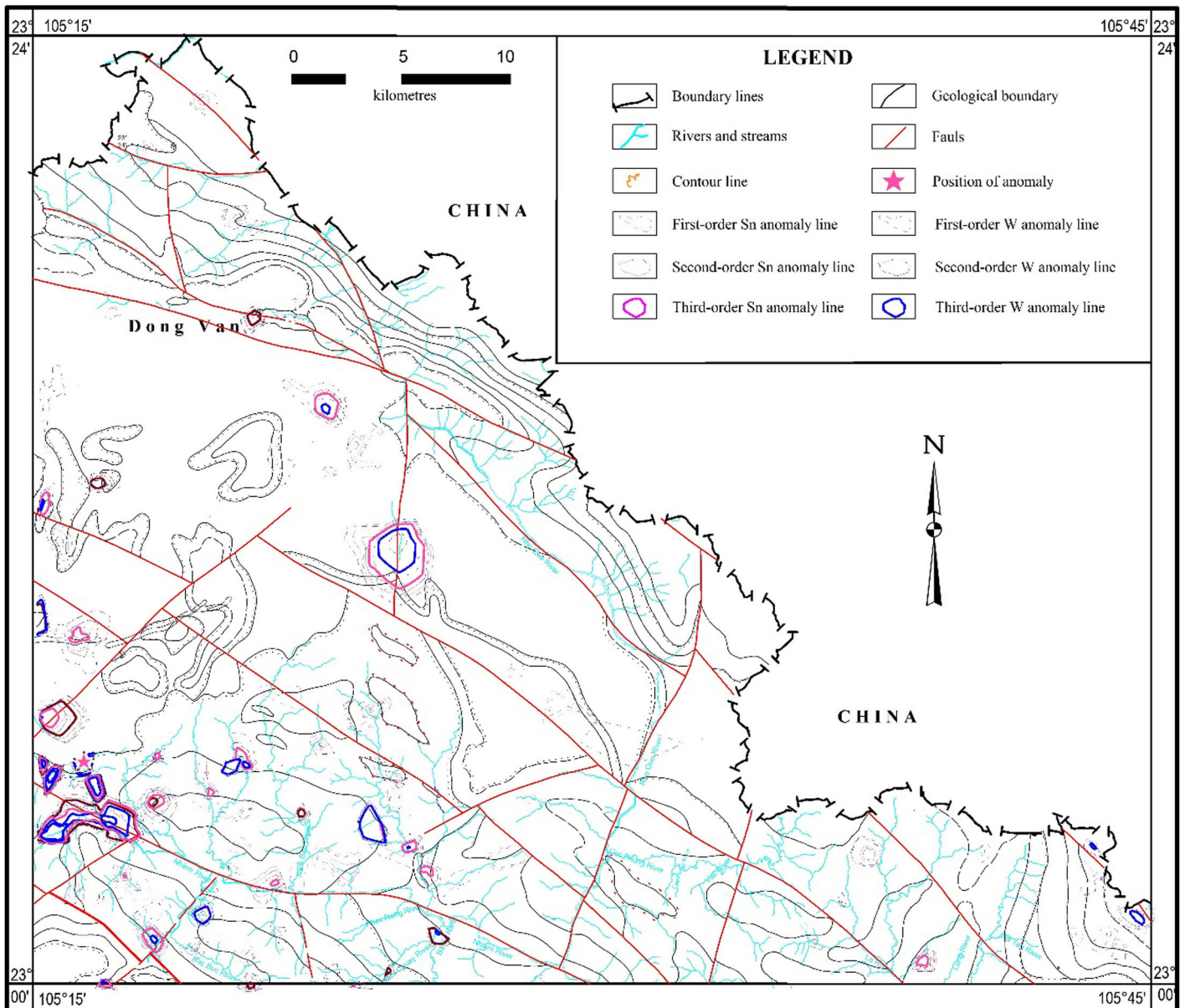


Рис. 5. Обзорная карта провинции Донг Ван, на которой показана Sn-W аномалия, указывающая на перспективный участок



Таблица 5

Содержание Sn и W в провинции Донг Ван на основе пороговых значений аномалий с использованием расчетного, теоретического и вероятностного среднеквадратического отклонения

Элемент г/т	Метод	Кларк	Фоновое содержание	Аномалия с порогом первого порядка	Аномалия с порогом второго порядка	Аномалия с порогом третьего порядка	Аномалия
Sn	Расчетное среднеквадратическое отклонение (CSD)	2,5	19	65	110	156	156
	Теоретическое среднеквадратическое отклонение (TSD)	2,5	19	19	20	20	20
	Среднеквадратическое отклонение вероятности (PSD)	2,5	19	38	57	76	76
	Распределение вероятности (PPD)	2,5	19	36	49	868	868
W	Расчетное среднеквадратическое отклонение (CSD)	1,3	19	81	142	203	203
	Теоретическое среднеквадратическое отклонение (TSD)	1,3	19	20	20	20	20
	Среднеквадратическое отклонение вероятности (PSD)	1,3	19	38	56	75	75
	Распределение вероятности (PPD)	1,3	19	37	75	856	856

Примечание: Кларковые значения для индикаторных элементов ( $Sn^* = 2,5$  г/т,  $W^* = 1,3$  г/т) были взяты из Фортеस्कю [32].

зоны минерализации. Большинство геохимических аномалий приурочено к зоне распространения формации Сонг Хиен. Выявленные геохимические аномалии, особенно олова и вольфрама, прилегающие к минерализованной зоне, относительно крупные и имеют сложную форму, что может указывать на присутствие скрытых рудных тел, связанных с гранитоидным массивом. Геохимические аномалии, не имеющие связи с минерализацией, часто представлены ограниченными вторичными скоплениями, расположенными на локальных склонах и подобных формах рельефа.

### Выводы

Комплексная минерализация в провинции Донг Ван, северо-восточный Вьетнам, была изучена с использованием статистических и мультивариантных аналитических подходов на основе 890 геохимических проб донных отложений водных потоков. Результаты частотного анализа показали, что Sn, W, Pb, As, Bi, Li, Ta, Ce, Ag, Sb и Be имеют тесные связи с комплексными рудами, что означает, что эти элементы могут быть использованы в качестве поисковых индикаторов комплексной (поликомпонентной) минерализации. Кроме того, в провинции Донг Ван были выявлены обширные геохимические аномалии Sn и W, которые являются наиболее важными индикаторными указаниями для поисков комплексной минерализации в этой провинции. В изученном регионе исследования корреляционных матриц и дендрограмм также были использованы для разделения элементов в анализах

проб донных отложений на две группы: связанные с комплексной (поликомпонентной) минерализацией (подгруппы Be-Sn-W-Bi и, в меньшей степени, Li-Pb) и не связанные с минерализацией (подгруппы As-Cd-Sc-Cr-Ce-La, Co-Ni-V и Ga-Ge-Ba).

Затем было применено пороговое значение (среднее  $\pm 3$  среднеквадратических отклонения) для определения местоположений аномалий индикаторных элементов (и фоновых уровней), связанных с известной комплексной минерализацией в провинции. Таким образом, такие аномалии могут стать перспективным инструментом для дальнейших поисков и разведки комплексной минерализации.

В этом отношении Sn и W являются лучшими элементами-индикаторами данной минерализации, согласно результатам геохимического моделирования и с учетом расположения их аномалий в провинции. Исследования также указывают на генетические связи между комплексной минерализацией провинции и системой разломов направления северо-запад – юго-восток и скрытыми гранитоидными блоками.

### Общее заключение

В итоге проведенный статистический анализ содержаний (с использованием пороговых значений) в пробах донных отложений позволил выявить индикаторные элементы и их геохимические аномалии и использовать их в качестве эффективных инструментов при дальнейших поисках и разведке комплексной минерализации в провинции.

### Список литературы / References

1. Tri T.V., Khuc V. (eds.). *Geology and Earth Resources of Vietnam*. General Department of Geology and Minerals of Vietnam: Publishing House for Science and Technology. 2011. 645 p.
2. Hung K.T., Sang P.N., Phuong N. et al. Statistical evaluation of the geochemical data for prospecting complex mineralization in the Suoi Thau-Sang Than region, Northeast Vietnam. *Geology, Geophysics and Environment*. 2020;46(4):285–299. <https://doi.org/10.7494/geol.2020.46.4.285>



3. Carranza E.J.M. Usefulness of stream order to detect stream sediment geochemical anomalies. *Geochemistry: Exploration, Environment, Analysis*. 2005;4(4):341–352. <https://doi.org/10.1144/1467-7873/03-040>
4. Cheng Q., Jing L., Panahi A. Principal component analysis with optimum order sample correlation coefficient for image enhancement. *International Journal of Remote Sensing*. 2006;27(16):3387–3401. <https://doi.org/10.1080/01431160600606882>
5. Reimann C., Filzmoser P., Garrett R.G., Dutter R. *Statistical Data Analysis Explained: Applied Environmental Statistics with R*. Wiley, Chichester, UK; 2008. 362 p. <https://doi.org/10.1002/9780470987605>
6. Cheng Q., Bonham-Carter G., Wang W., Zhang S., Li W., Qinglin X. A spatially weighted principal component analysis for multi-element geochemical data for mapping locations of felsic intrusions in the Gejiu mineral district of Yunnan, China. *Computers and Geosciences*. 2011;37(5):662–669. <https://doi.org/10.1016/j.cageo.2010.11.001>
7. Zuo R. Identification of geochemical anomalies associated with mineralization in the Fanshan district, Fujian, China. *Journal of Geochemical Exploration*. 2013;139:170–176. <https://doi.org/10.1016/j.gexplo.2013.08.013>
8. Aitchison J. *The Statistical Analysis of Compositional Data*. Chapman & Hall, London; 1986. 416 p. <https://doi.org/10.1002/bimj.4710300705>
9. Tukey J.W. *Exploratory data analysis*. Reading, Massachusetts: Addison-Wesley Publishing Company; 1977. 688 p. <https://doi.org/10.1177/014662167800200115>
10. Sun X., Deng J., Gong Q. et al. Kohonen neural network and factor analysis based approach to geochemical data pattern recognition. *Journal of Geochemical Exploration*. 2009;103(1):6–16. <https://doi.org/10.1016/j.gexplo.2009.04.002>
11. Mandelbrot B.B. *The fractal geometry of nature*. Freeman, San Francisco; 1983. 468 p.
12. Agterberg F.P. Multifractal modeling of the sizes and grades of giant and supergiant deposits. *International Geology Review*. 1995;37(1):1–8. <https://doi.org/10.1080/00206819509465388>
13. Wang Q.F., Deng J., Zhao J. et al. Tonnage-cutoff model and average grade-cutoff model for a single ore deposit. *Ore Geology Reviews*. 2010;38(1–2):113–120. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2010.07.003>
14. Yang L.Q., Wang Q.F., Liu X.F. Correlation between mineralization intensity and fluid-rock reaction in the Xinli gold deposit, Jiaodong Peninsula, China: constraints from petrographic and statistical approaches. *Ore Geology Reviews*. 2015;71:29–39. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2015.04.005>
15. Reimann C., Filzmoser P., Garrett R.G. Background and threshold: critical comparison of methods of determination. *Science of the Total Environment*. 2005;346(1–3):1–16. <https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2004.11.023>
16. Cheng Q. Mapping singularities with stream sediment geochemical data for prediction of undiscovered mineral deposits in Gejiu, Yunnan Province, China. *Ore Geology Reviews*. 2007;32(1–2):314–324. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2006.10.002>
17. Sun X., Gong Q., Wang Q. et al. Application of local singularity model to delineate geochemical anomalies in Xiong'ershan gold and molybdenum ore district, Western Henan province, China. *Journal of Geochemical Exploration*. 2010;107(1):21–29. <https://doi.org/10.1016/j.gexplo.2010.06.001>
18. Zuo R., Xia Q., Zhang D. A comparison study of the C–A and S–A models with singularity analysis to identify geochemical anomalies in covered areas. *Applied Geochemistry*. 2013;33:165–172. <https://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2013.02.009>
19. Graedel T.E., Harper E.M., Nassar N.T., Reck B.K. On the materials basis of modern society. *Proceedings of the National Academy of Sciences*. 2013;112(20):6295–6300. <https://doi.org/10.1073/pnas.1312752110>
20. Dovzhikov A.E., My B.P., Vasilevskaya E.D. et al. *Geology of North Vietnam*. Hanoi: Science and Technology Publishing House; 1965. 650 p. (In Russ.)
21. Tinh H.X. (ed.). *Report on results of geological mapping and mineral investigation of Bao Lac sheet at 1:200.000 scale*. Geological Department of Vietnam, Ha Noi; 1976. (In Vietnamese)
22. Truyen M.T. (ed.). *Report on results of geological mapping and mineral investigation of Bao Lac sheet at 1:50.000 scale*. Geological Department of Vietnam, Ha Noi; 1977. (In Vietnamese)
23. Tri T.V. (ed.). *Report on results of geological and mineral potential mapping of Bao Lac-Bac Quang-Ma Quang at 1:200.000 scale*. Geological Department of Vietnam, Ha Noi; 2000 (In Vietnamese)
24. Izokh A.E., Polyakov G.V., Hoa T.T., Balykin P.A., Phuong N.T. Permian–Triassic ultramafic–mafic magmatism of Northern Vietnam and Southern China as expression of plume magmatism. In: *32<sup>nd</sup> International Geological Congress*. 2005;46:942–951. (In Russ.)
25. Hoa T.T., Anh T.T., Phuong N.T. et al. Permo-Triassic intermediate–felsic magmatism of the Truong Son belt, eastern margin of Indochina. *Comptes Rendus Geoscience*. 2008;340(1–2):112–126. <https://doi.org/10.1016/j.crte.2007.12.002>
26. Polyakov G.V., Shelepaev R.A., Hoa T.T. et al. The Nui Chua layered peridotite gabbro complex as manifestation of Permo-Triassic mantle plume in northern Vietnam. *Russian Geology and Geophysics*. 2009;50(6):501–516. <https://doi.org/10.1016/j.rgg.2008.10.002>



27. Vladimirov A. G., Balykin P. A., Anh P. L. et al. The Khao Que-Tam Tao gabbro-granite massif, Northern Vietnam: a petrological indicator of the Emeishan plume. *Russian Journal of Pacific Geology*. 2012;6:395–411. <https://doi.org/10.1134/S1819714012050065>

28. Hai T. T., Thanh N. X., Halpin J. A., Zaw K. The occurrence of ophiolite-style assemblages along Sino-Vietnam border, Northeastern Vietnam and its implication to the tectonic evolution of Northeastern Indochina. In: *Proceedings of the International Conference on Geology. Geotechnology and Mineral Resources of Indochina (GEOINDO 2011)*, KhonKaen. 2011. Pp. 479–488.

29. Thang P. V. (ed.). *Report on the results of prospecting Sn-W mineralization and accompanying minerals in the northwestern Ha Giang area*. Geological Department of Vietnam, Ha Noi; 1988. (In Vietnamese)

30. Reimann C., Filzmoser P. Normal and lognormal data distribution in geochemistry: death of a myth. Consequences for the statistical treatment of geochemical and environmental data. *Environmental Geology*. 2000;39:1001–1014. <https://doi.org/10.1007/s002549900081>

31. Chakravarti R., Laha G., Roy J. *Handbook of Methods of Applied Statistics. Volume I*. John Wiley and Sons; 1967. 160 p.

32. Egozcue J. J., Pawlowsky-Glahn V., Mateu-Figueras G., Barceló-Vidal C. Isometric logratio transformations for compositional data analysis. *Mathematical Geology*. 2003;35:279–300. <https://doi.org/10.1023/A:1023818214614>

33. Carranza E. J. M. Analysis and mapping of geochemical anomalies using logratio-transformed stream sediment data with censored values. *Journal of Geochemical Exploration*. 2011;110(2):167–185. <https://doi.org/10.1016/j.gexplo.2011.05.007>

34. Ward J. H. Jr. Hierarchical grouping to optimize an objective function. *Journal of the American Statistical Association*, 1963;58:236–244. <https://doi.org/10.1080/01621459.1963.10500845>

35. Robertson G. P. *GS+: Geostatistics for the Environmental Sciences*. Gamma Design Software, Plainwell: Michigan USA; 2008. URL: <https://softbooks.pl/gammadesign/files/download/gsplususerguide.pdf>

36. Fortescue J. A. C. Landscape geochemistry-retrospect and prospect–1990. *Applied Geochemistry*. 1992;7(1):1–53. [https://doi.org/10.1016/0883-2927\(92\)90012-R](https://doi.org/10.1016/0883-2927(92)90012-R)

### Информация об авторе

**Хуонг Те Хунг** – доктор наук (науки о Земле), преподаватель, кафедра поисково-разведочной геологии, Ханойский университет горного дела и геологии, г. Ханой, Вьетнам; ORCID [0000-0003-1544-6470](https://orcid.org/0000-0003-1544-6470), Scopus ID [36716173500](https://scopus.com/authorid/36716173500); e-mail [khuongthehung@humg.edu.vn](mailto:khuongthehung@humg.edu.vn)

### Information about the author

**Khuong The Hung** – Dr. Sci. (Earth Sci.), Lecturer, Department of Prospecting and Exploration Geology, Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam; ORCID [0000-0003-1544-6470](https://orcid.org/0000-0003-1544-6470), Scopus ID [36716173500](https://scopus.com/authorid/36716173500); e-mail [khuongthehung@humg.edu.vn](mailto:khuongthehung@humg.edu.vn)

Поступила в редакцию	21.01.2022	Received	21.01.2022
Поступила после рецензирования	17.05.2022	Revised	17.05.2022
Принята к публикации	18.05.2022	Accepted	18.05.2022



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



Научная статья


<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-111-125>

### Прогнозирование выбросов пыли (PM<sub>2.5</sub>) на угольных разрезах с помощью нейронной сети с функциональными связями, оптимизированной различными алгоритмами

С.-Н. Буй<sup>1</sup>   , Х. Нгуен<sup>1</sup>  , К.-Т. Ле<sup>1</sup> , Т.-Н. Ле<sup>2</sup>

<sup>1</sup> Ханойский университет горного дела и геологии, Ханой, Вьетнам

<sup>2</sup> Vinacomin – Minerals Holding Corporation, Ханой, Вьетнам

 [buixuannam@humg.edu.vn](mailto:buixuannam@humg.edu.vn)

#### Аннотация

Загрязнение воздуха PM<sub>2.5</sub> (твердые частицы размером 2,5 мк и менее) представляет собой не только значительную опасность для здоровья человека в повседневной жизни, но и опасный риск для рабочих при открытых горных работах, особенно на угольных разрезах. PM<sub>2.5</sub> на угольных разрезах могут вызывать заболевания легких (например, пневмокониоз, рак легких) и сердечно-сосудистые заболевания из-за длительного воздействия вдыхаемой пыли. Поэтому точное прогнозирование PM<sub>2.5</sub> имеет большое значение для минимизации загрязнения PM<sub>2.5</sub> и улучшения качества воздуха на рабочих местах. В данном исследовании изучались метеорологические условия и выбросы PM<sub>2.5</sub> на угольном разрезе во Вьетнаме с целью разработки новой интеллектуальной модели для прогнозирования выбросов и загрязнения PM<sub>2.5</sub>, применялась нейронная сеть с функциональными связями (FLNN) для прогнозирования загрязнения PM<sub>2.5</sub> в зависимости от метеорологических условий (в частности, температуры, влажности, атмосферного давления, направления и скорости ветра). Вместо традиционных алгоритмов для обучения модели FLNN был использован алгоритм поиска методом голодных игр (HGS). Важнейшая роль HGS в данном исследовании заключается в оптимизации весов в модели FLNN, которая была названа моделью HGS-FLNN. Также были рассмотрены три другие гибридные модели, основанные на FLNN и метаэвристических алгоритмах, т.е. ABC (искусственная пчелиная колония)-FLNN, GA (генетический алгоритм)-FLNN и PSO (оптимизация роя частиц)-FLNN, для оценки возможности прогнозирования PM<sub>2.5</sub> на угольных разрезах и сравнения их результатов с результатами модели HGS-FLNN. Исследования показали, что HGS-FLNN является лучшей моделью с самой высокой точностью прогнозирования загрязнения воздуха PM<sub>2.5</sub> (в среднем до 94–95 %, при этом точность других моделей варьировалась от 87 до 90 %), а также наиболее стабильной моделью с наименьшей относительной ошибкой (в диапазоне от –0,3 до 0,5 %).

#### Ключевые слова

угольный разрез, загрязнение воздуха, пыль, PM<sub>2.5</sub>, здоровье человека, поиск методом голодных игр, нейронная сеть с функциональными связями, оптимизация, разрез Кок Сау, провинция Куангнинь, Вьетнам

#### Благодарности

Данное исследование было финансово поддержано Министерством образования и профессиональной подготовки (МОЕТ) Вьетнама в рамках гранта № B2018-MDA-03SP. Авторы также благодарят Центр горных и электромеханических исследований Ханойского университета горного дела и геологии (HUMG), Вьетнам; инженеров и руководителей угольного разреза Кок Сау, провинция Куангнинь, Вьетнам, за помощь и сотрудничество.

#### Для цитирования


Bui X.-N., Nguyen H., Le Q.-T., Le T.-N. Forecasting PM<sub>2.5</sub> emissions in open-pit mines using a functional link neural network optimized by various optimization algorithms. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):111–125. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-111-125>





## SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Research paper

**Forecasting PM<sub>2.5</sub> emissions in open-pit mines using a functional link neural network optimized by various optimization algorithms**X.-N. Bui<sup>1</sup>   , H. Nguyen<sup>1</sup>  , Q.-T. Le<sup>1</sup> , T.-N. Le<sup>2</sup><sup>1</sup> Hanoi University of Mining and Geology, Hanoi, Vietnam<sup>2</sup> Vinacomin – Minerals Holding Corporation, Hanoi, Vietnam buixuannam@humg.edu.vn**Abstract**

PM<sub>2.5</sub> air pollution is not only a significant hazard to human health in everyday life but also a dangerous risk to workers operating in open-pit mines (OPMs), especially open-pit coal mines (OPCMs). PM<sub>2.5</sub> in OPCMs can cause lung-related (e.g., pneumoconiosis, lung cancer) and cardiovascular diseases due to exposure to airborne respirable dust over a long time. Therefore, the precise prediction of PM<sub>2.5</sub> is of great importance in the mitigation of PM<sub>2.5</sub> pollution and improving air quality at the workplace. This study investigated the meteorological conditions and PM<sub>2.5</sub> emissions at an OPCM in Vietnam, in order to develop a novel intelligent model to predict PM<sub>2.5</sub> emissions and pollution. We applied functional link neural network (FLNN) to predict PM<sub>2.5</sub> pollution based on meteorological conditions (e.g., temperature, humidity, atmospheric pressure, wind direction and speed). Instead of using traditional algorithms, the Hunger Games Search (HGS) algorithm was used to train the FLNN model. The vital role of HGS in this study is to optimize the weights in the FLNN model, which was finally referred to as the HGS-FLNN model. We also considered three other hybrid models based on FLNN and metaheuristic algorithms, i.e., ABC (Artificial Bee Colony)-FLNN, GA (Genetic Algorithm)-FLNN, and PSO (Particle Swarm Optimization)-FLNN to assess the feasibility of PM<sub>2.5</sub> prediction in OPCMs and compare their results with those of the HGS-FLNN model. The study findings showed that HGS-FLNN was the best model with the highest accuracy (up to 94–95 % in average) to predict PM<sub>2.5</sub> air pollution. Meanwhile, the accuracy of the other models ranged 87 % to 90 % only. The obtained results also indicated that HGS-FLNN was the most stable model with the lowest relative error (in the range of –0.3 to 0.5 %).

**Keywords**

open-pit coal mine, air pollution, dust, PM<sub>2.5</sub>, human health, hunger games search, functional link neural network, optimization, Coc Sau open-pit coal mine, Quang Ninh province, Vietnam

**Acknowledgments**

This study was financially supported by the Ministry of Education and Training (MOET) of Vietnam under grant number B2018-MDA-03SP. The authors also thank the Center for Mining, Electro-Mechanical Research of Hanoi University of Mining and Geology (HUMG), Vietnam; the engineers and managers of the Coc Sau open-pit coal mine, Quang Ninh province, Vietnam for their help and cooperation.

**For citation**

Bui X.-N., Nguyen H., Le Q.-T., Le T.-N. Forecasting PM<sub>2.5</sub> emissions in open-pit mines using a functional link neural network optimized by various optimization algorithms. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):111–125. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-111-125>

**Введение**

«Горное дело – это ещё не всё, но без горного дела всё – ничто», – сказал Макс Планк, знаменитый немецкий физик-теоретик. Практически всё, например, металлы, цемент, строительные материалы, мосты, стекло, башни/здания, уголь, энергетические установки и т.д. – коренным образом зависит от добычи полезных ископаемых. Горнодобывающая промышленность оказывает положительный экономический эффект на развитие стран мира и энергетическую безопасность каждой страны. Однако горнодобывающая промышленность также оказывает значительное негативное воздействие на окружающую среду, в частности, генерируя загрязнители воздуха (например, взвешенные твердые частицы (TSP), вдыхаемые

частицы пыли с диаметром 1,0, 2,5, 10 и меньше мк (PM<sub>1.0</sub>, PM<sub>2.5</sub>, PM<sub>10</sub> соответственно)) [1–3] рис. 1). Открытые горные работы оказывают более серьезное воздействие на окружающую среду по сравнению с подземными рудниками (шахтами) из-за проведения работ на открытом воздухе. В зависимости от размера частиц негативное воздействие на здоровье человека/профессиональное воздействие может быть более или менее значительным [4, 5]. Среди мелких частиц, образующихся при добыче полезных ископаемых открытым способом, частицы, образующиеся на угольных разрезах, считаются наиболее опасными из-за их различных размеров, химического и минералогического состава (в частности, уголь, минералы, органические соединения и т.д.) [6].

На угольных разрезах многие виды работ могут производить пыль (т.е.  $PM_{2.5}$ ), например, бурение, взрывные работы, выемка грунта, транспортировка и т.д. Радиус воздействия пыли может увеличиваться из-за конкретных метеорологических условий (например, направление и скорость ветра). В последние годы с экспоненциальным ростом потребления энергии разработка угольных разрезов смещается на большие глубины для увеличения добычи угля [8]. На глубоких угольных разрезах не может эффективно использоваться естественная вентиляция. Это приводит к наличию огромного количества тонких частиц в местах ведения горных работ. Эти частицы являются источником опасности для горняков и могут вызывать серьезные последствия для здоровья [9, 10].

Для управления выбросами пыли на открытых горных работах многие исследователи измеряли и анализировали количество твердых частиц (PM) различных размеров, чтобы оценить их воздействие в зависимости от размера. Они предложили решения по снижению загрязнения воздуха [11–13]. Д-р Эмануэль Кодэ с соавт. (Центр NIOSH по прямым показаниям и сенсорным технологиям) (Dr. Emanuele Cauda et al., NIOSH Center for Direct Reading and Sensor Technologies) исследовали распределение твердых частиц из различных источников, и их результаты показали, что выбросы пыли в угольных разрезах являются значитель-

ным источником твердых частиц (рис. 2), а их прогноз и контроль являются весьма актуальной задачей.

Другим подходом к решению проблемы загрязнения пылью является оценка/прогнозирование выбросов/концентрации пыли на угольных разрезах. Большинство исследований прошлых периодов, связанных с выбросами твердых частиц на угольных разрезах, были сосредоточены на оценке концентраций твердых частиц при ведении этих горных работ [14, 15]. В последние годы искусственный интеллект (ИИ) широко применяется для прогнозирования концентрации/выбросов пыли на открытых горных работах. Он также рекомендуется как надежный инструмент для использования в других секторах [16–20]. В целях прогнозирования загрязнения воздуха на угольных разрезах Лал Б. и Трипати С.С. [21] применили модель нейронной сети с многоуровневым перцептроном (MLP) для прогнозирования концентрации пыли в индийском угольном разрезе. Их исследование подтвердило высокую точность модели MLP в прогнозировании концентрации пыли. Bakhtavar E. et al. [22] также применили модель искусственной утяжеленной нейронной сети с взвешиванием причинно-следственных связей (ACWNN) для прогнозирования выбросов пыли при взрывных работах при ведении открытых горных работ. Они применили нечеткую когнитивную карту для получения весов входов для нейронной



а



б



в



г

**Рис. 1.** Загрязнение воздуха в угольных разрезах из различных источников: а – загрязнение воздуха транспортом [7]; б – загрязнение воздуха экскаваторами; в – загрязнение воздуха различными работами; г – загрязнение воздуха взрывами

сети прогнозирования выбросов пыли. Однако в исследовании прогнозировалось только горизонтальное и вертикальное распределение пыли. Учитывая другие виды работ в угольных разрезах (например, буровые работы), Vui H.-N. et al. [23] предсказал выброс PM<sub>10</sub> с помощью модели регрессии опорных векторов, оптимизированной методом роя частиц (PSO). Используя технику глубокого обучения (например, долгую краткосрочную память – LSTM), Li L. et al. [24] предсказал выбросы PM<sub>2.5</sub> и PM<sub>10</sub> в разрезе при RMSE (среднеквадратическая ошибка) 29,517 и 23,204, MAPE (средняя абсолютная ошибка в процентах) 11,573 % и 8,537 % соответственно. Lu X. et al. [25] предложили гибридную модель PSO-GBM (Gradient Boosting Machine – система градиентного бустинга) для прогнозирования концентрации PM<sub>2.5</sub> на основе другого алгоритма машинного обучения. В их исследовании наблюдалась высокая сходимость с коэффициентом корреляции от 0,920 до 0,942.

Концентрации/выбросы пыли были изучены с точки зрения измерения и прогнозирования. В большинстве случаев они измерялись и прогнозировались на основе отдельных видов деятельности в угольных разрезах. Хотя несколько моделей ИИ были предложены и успешно применены для прогнозирования выбросов/концентраций пыли, их действенность была ограничена из-за диапазона метеорологических условий в различных районах и надежности различных интеллектуальных моделей. В карьерах PM<sub>2.5</sub> были оценены как гораздо более опасные, чем PM<sub>10</sub> в рабочей среде. Они могут вызывать обструктивные респираторные расстройства и заболевания, связанные с поражением легких и сердечно-сосудистой системы [26–28]. Поэтому в данном исследовании мы разработали интеллектуальную систему оценки качества воздуха для измерения выбросов PM<sub>2.5</sub> в разрезах. Мы использовали технологию интернета вещей для пере-

дачи данных на рабочие станции. Затем была разработана новая гибридно-нейросетевая модель на основе функциональной связанной нейронной сети (FLNN) и алгоритма поиска голодных игр (HGS), сокращенно называемая HGS-FLNN модель, для прогнозирования выбросов PM<sub>2.5</sub> в глубоком угольном разрезе. Следует отметить, что предложенная модель HGS-FLNN ранее не разрабатывалась и не применялась для прогнозирования выбросов пыли в разрезах. Полученные результаты модели HGS-FLNN затем сравнивались с тремя другими гибридными моделями, т.е. ABC (искусственная пчелиная колония)-FLNN, GA (генетический алгоритм)-FLNN и PSO (оптимизация методом роя частиц)-FLNN, чтобы подчеркнуть выдающиеся характеристики модели HGS-FLNN.

### 1. Сбор данных

Для оценки выбросов PM<sub>2.5</sub> при добыче угля открытым способом был исследован разрез Кок Сау во Вьетнаме (рис. 3). Это один из самых больших и глубоких вьетнамских угольных разрезов с глубиной 300 м по состоянию на июль 2021 г.<sup>1</sup> Из-за неправильной формы и большой глубины качество воздуха в разрезе, особенно в отношении PM<sub>2.5</sub>, очень плохое. Из-за большой глубины разреза не может использоваться естественная вентиляция. Поэтому воздействие высоких концентраций PM<sub>2.5</sub> является значительным. Как описано выше, категория частиц PM<sub>2.5</sub> является одной из самых неблагоприятных, способных вызывать профессиональные заболевания. Следовательно, прогнозирование PM<sub>2.5</sub> в этом разрезе направлено на поиск подходящих решений для снижения загрязнения воздуха (в частности, концентрации PM<sub>2.5</sub>) в рабочей среде разреза.

<sup>1</sup> Coc Sau Coal Company (Угольная компания “Кок Сау”). Summary report of production in 2021, Coc Sau (in Vietnamese) (Краткий отчет о производстве в 2021 году, Кок Сау). 2021 (на вьетнамском языке).

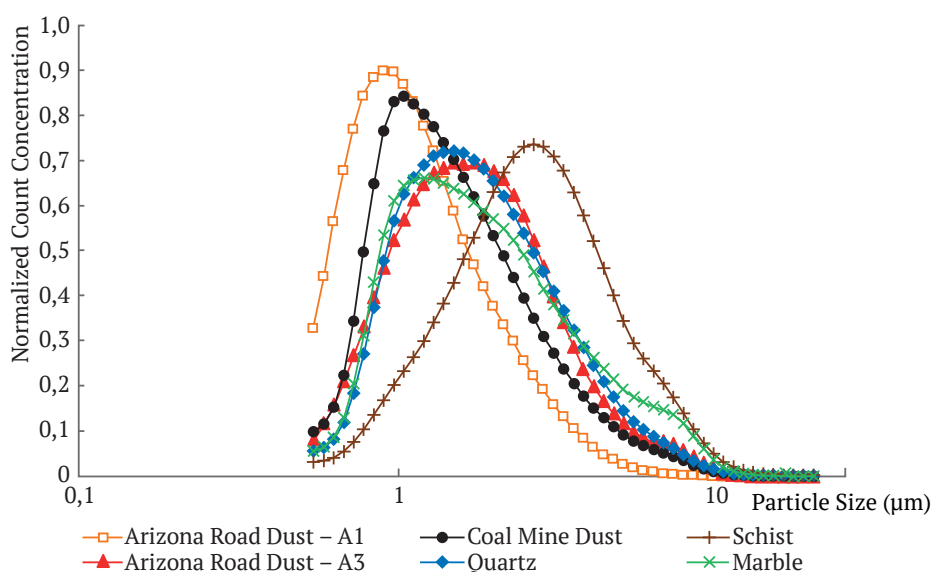


Рис. 2. Распределение пыли из различных источников по размерам

Источник: Nanozen (официальный сайт). Dust specific calibrated real-time particle monitors.

(Калиброванные по размеру частиц пыли счетчики частиц, дающие показания в режиме реального времени.) 2020. <https://nanozen.com/nanozette-q120/>[Accessed: 03/10/2021]

Набор данных для разработки моделей ИИ для прогнозирования PM<sub>2.5</sub> был собран с помощью трех измерительных станций (рис. 3). Каждая станция была разработана как система измерения качества воздуха, способная измерять не только PM<sub>2.5</sub>, но и метеорологические условия, такие как температура *T*, атмосферное давление *AP*, влажность *H*, направление и скорость ветра *WD*, *WS*. Эти станции ежедневно измеряли все параметры и передавали данные в технический отдел организации, ведущей горные работы, через сеть 4G. Ранее выполненные исследования показали, что метеорологические условия значительно влияют на выборы пыли в разрезе [29, 30]. Поэтому в настоящем исследовании они использовались в качестве входных переменных для прогнозирования PM<sub>2.5</sub>. Поскольку геометрия разреза существенно не меняется с углублением, загрязнение PM<sub>2.5</sub> за время эксплуатации считается стабильным. Стоит отметить, что для решения задачи на основе регрессионного анализа в данном исследовании направления ветра (например, запад, восток, север, юг) были преобразованы в числовые значения. Набор данных представлен в табл. 1.

Таблица 1

Выбросы PM<sub>2.5</sub> и метеорологические условия в районе исследования

Категория	PM <sub>2.5</sub>	Температура	Влажность	Атмосферное давление	Направление ветра	Скорость ветра
Минимальное	10	18,5	83,4	985,5	1	0,1
1-й квартал	23	22,4	91,7	1 000,3	3	2,4
Медианное	34	23,4	94,7	1 004,4	10	3,3
Среднее	34,98	23,43	94,3	1 004,3	8,534	3,285
3-й квартал	44	24,5	97,1	1 008,2	12	4,2
Максимальное	90	28,8	100	1 023,9	16	7,5

## 2. Проектирование модели HGS-FLNN для прогнозирования PM<sub>2.5</sub>

В целях прогнозирования PM<sub>2.5</sub> в данном исследовании мы выбрали FLNN (нейронную сеть с функциональными связями), разновидность ANN (искусственной нейронной сети) в форме одноуровневой архитектуры [31, 32]. Уникальный механизм этой сети основан на входных переменных и нелинейных функциональных расширениях [33]. Она может генерировать скрытые нейроны и вычислять сумму весов. Такой подход позволяет уменьшить сложности, связанные с проблемами регрессии [34]. Для обучения модели FLNN могут применяться простые методы алгоритма минимальной среднеквадратичной ошибки (LMS), обратного распространения ошибки обучения (BP) или градиентного спуска для обновления весов модели. Архитектура модели FLNN показана на рис. 4.

Модель FLNN (см. рис. 4) имеет много узлов, сформированных с большим количеством весов. В связи с этим обновление весов в сети является сложной задачей для модели FLNN с традиционными алгоритмами обучения (например, BP, LMS) [35]. При обучении модели FLNN с помощью традиционных алгоритмов обучения могут возникать локальные оптимумы. Это может снизить эффективность модели FLNN при прогнозировании PM<sub>2.5</sub>.

Чтобы преодолеть эту проблему, можно использовать алгоритмы оптимизации для обучения сети с целью оптимизации весов модели FLNN. Метаэвристические алгоритмы являются хорошим выбором, поскольку они позволяют модели FLNN достичь глобального оптимума [36, 37]. В данном исследовании для обучения модели FLNN вместо традиционных алгоритмов был выбран HGS (поиск голодных игр), новый метаэвристический алгоритм, предложенный Yang Y. et al. [38]. HGS является высококонкурентным

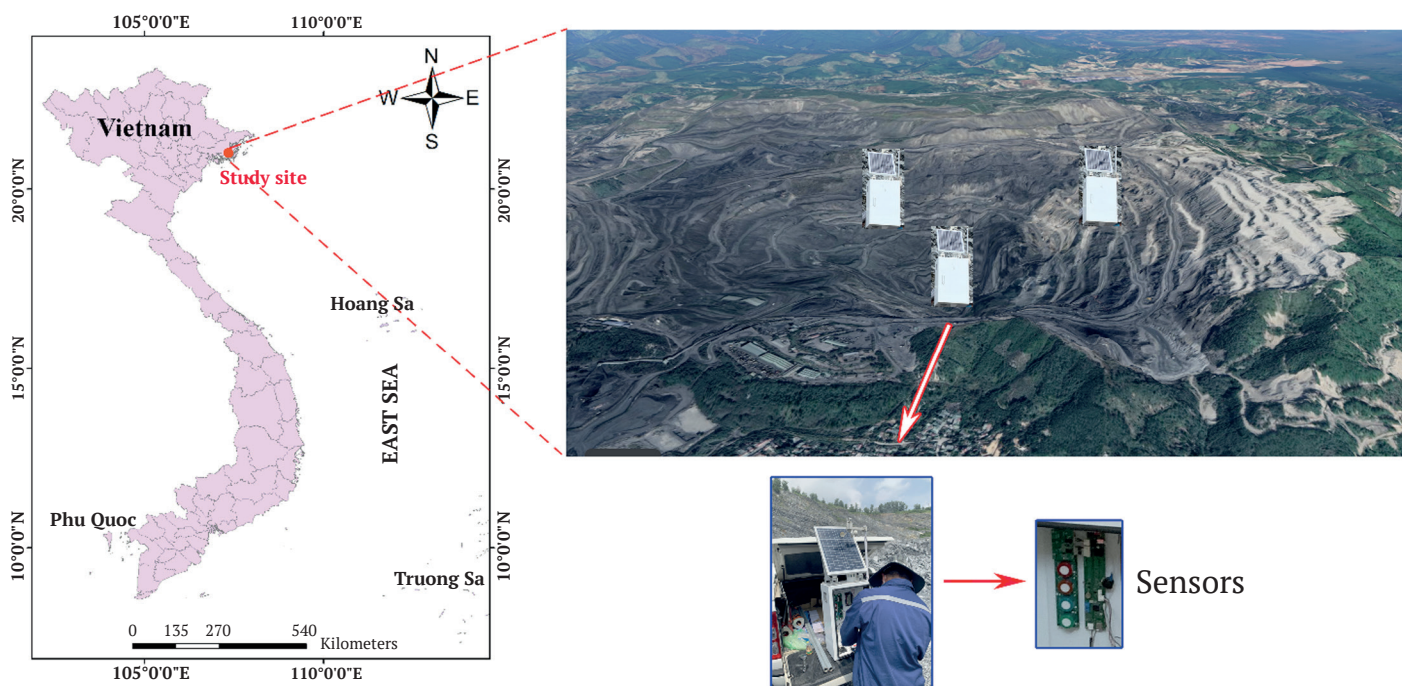


Рис. 3. Район исследования и расположение станций измерения качества воздуха

алгоритмом в решении проблем оптимизации [39]. Он был разработан на основе действий голодных особей в рое во время охоты на добычу или поиска пищи. Подробности HGS можно найти в оригинальном исследовании [38]. Блок-схема HGS представлена на рис. 5.

Была разработана новая гибридная модель ИИ на основе FLNN и алгоритма HGS для прогнозирования  $PM_{2.5}$  в угольных разрезах, названная моделью HGS-FLNN. Алгоритм HGS был разработан и использован

для обучения и создания весов для модели FLNN на основе действий, вызванных голодом. Затем обновляли веса для сети и рассчитывали ошибку модели. При оптимизации модели FLNN для прогнозирования  $PM_{2.5}$  использовали среднеквадратическую ошибку (RMSE) в качестве функции потерь для оценки эффективности модели, чтобы определить, удовлетворяется ли критерий или нет. Предложенная схема модели HGS-FLNN представлена на рис. 6.

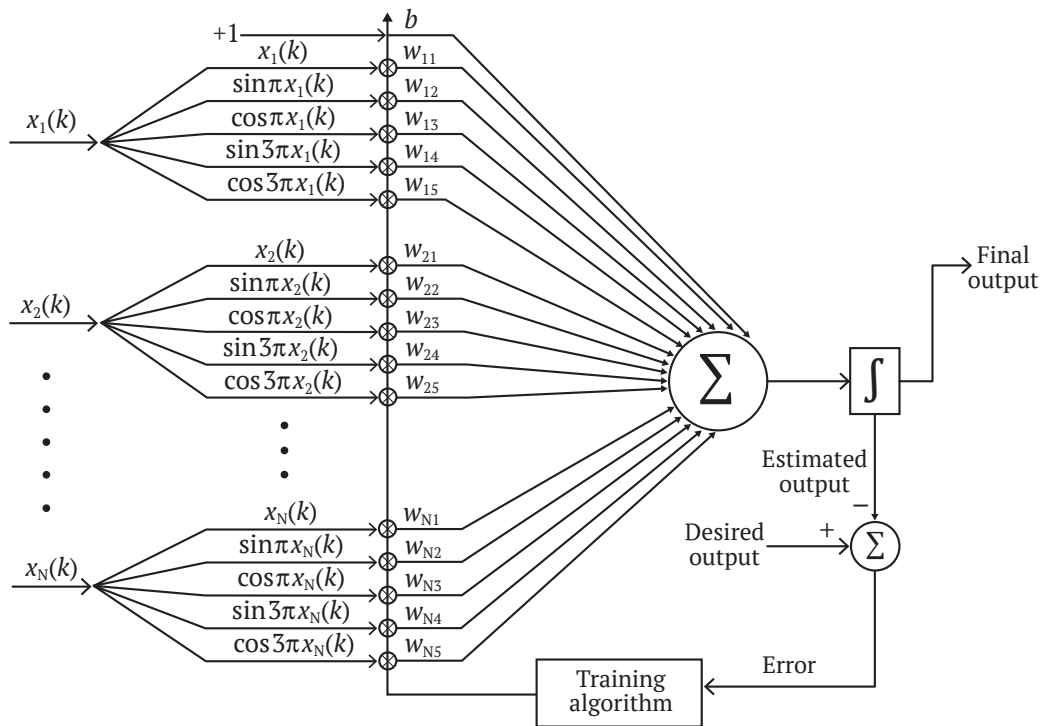


Рис. 4. Архитектура модели FLNN

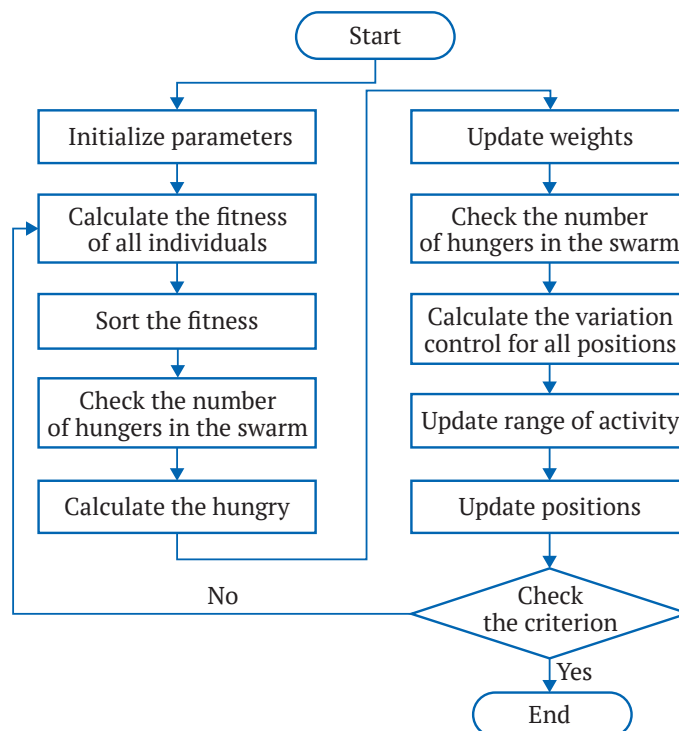


Рис. 5. Упрощенная блок-схема алгоритма оптимизации HGS

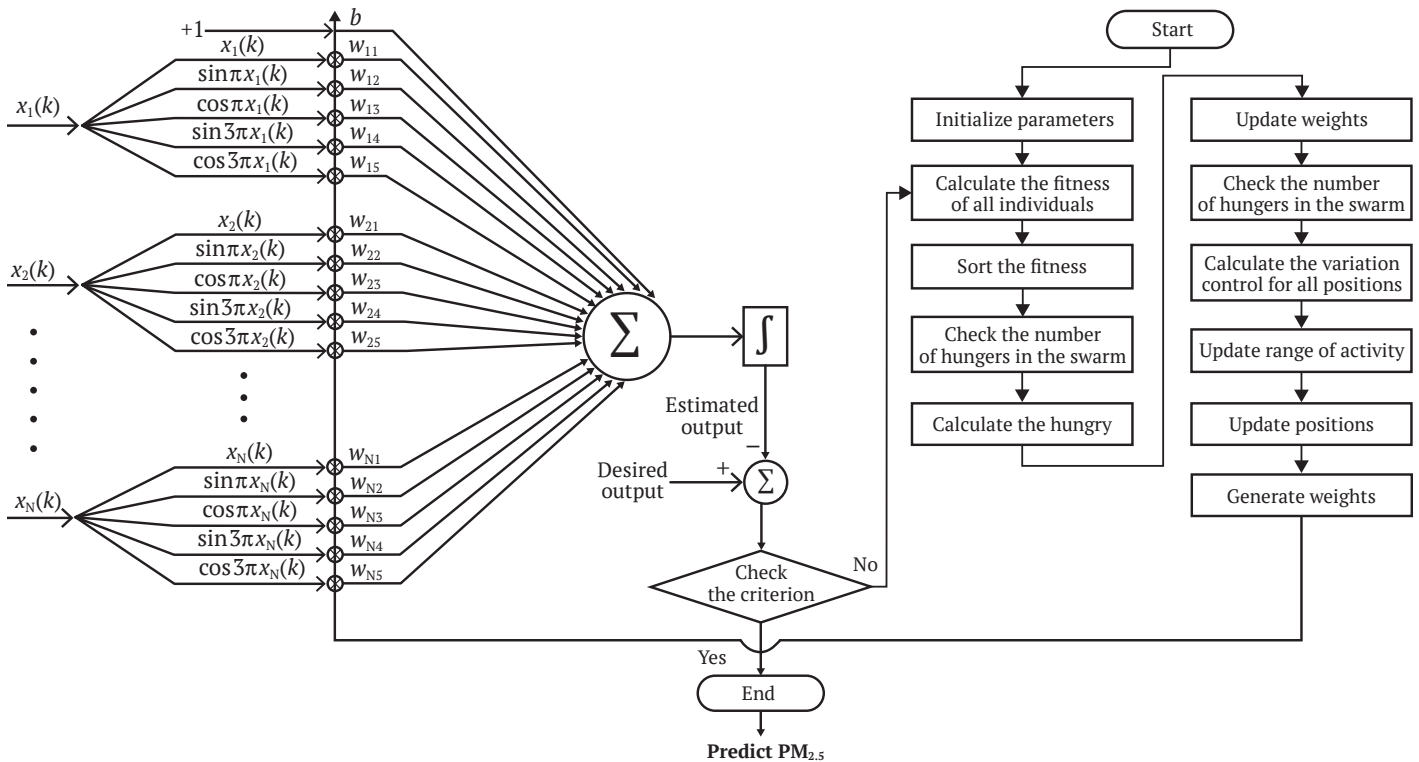


Рис. 6. Предложенная модель HGS-FLNN для прогнозирования PM<sub>2.5</sub> в карьерах

### 3. Создание и развитие модели HGS-FLNN для прогнозирования PM<sub>2.5</sub>

Модель HGS-FLNN для прогнозирования PM<sub>2.5</sub> в угольном разрезе была разработана, как описано на рис. 6. Перед разработкой HGS-FLNN и других моделей набор данных был случайным образом разделен на две части в соотношении 4:1 для разработки и тестирования моделей соответственно. Кроме того, наборы данных были нормализованы путем масштабирования от 0 до 1, чтобы повысить точность моделей и минимизировать ошибки.

Перед оптимизацией модели FLNN были установлены и откалиброваны функциональное расширение и параметры HGS. Функция Чебышева была выбрана в качестве функции расширения модели FLNN для передачи данных входных переменных (т.е. температуры, влажности, атмосферного давления, направления и скорости ветра (T, H, AP, WD, WS)) в скрытые узлы. Кроме того, функция активации ReLu (Rectified Linear Unit – блок линейной ректификации) использовалась для преобразования данных (весов) в узлах модели FLNN. Для оптимизатора HGS рассматривались различные количества голодающих особей, например, 50, 100, 150, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500 – для оценки производительности оптимизатора. Вероятность обновления позиции переключения была выбрана равной 0,03 с порогом 1000. Для каждой голодающей особи и ее позиции HGS создавал веса, а затем обновлял их в модели FLNN. Наконец, были рассчитаны значения среднеквадратической ошибки (RMSE) и была выбрана наилучшая модель с наименьшим значением RMSE, как показано на рис. 7. Для этой цели использо-

валась библиотека Mealyru, разработанная N.V. Thieu<sup>2</sup>. Кривые эффективности показывают, что эффективность обучения модели HGS-FLNN и значения RMSE превосходны. Следующая глава посвящена тестированию и оценке эффективности модели.

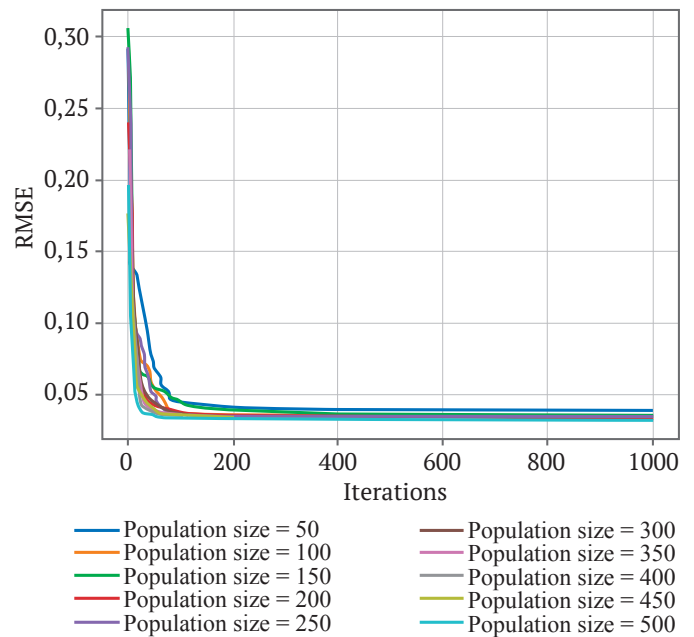


Рис. 7. Эффективность оптимизации модели HGS-FLNN для прогнозирования PM<sub>2.5</sub>

<sup>2</sup> Thieu N.V. A collection of the state-of-the-art meta-heuristics algorithms in Python (Коллекция современных алгоритмов метаэвристики на языке Python): Mealyru. 2020.

#### 4. Разработка других моделей для прогнозирования PM<sub>2,5</sub>

PSO (оптимизация роя частиц), GA (генетический алгоритм) и ABC (искусственная пчелиная колония) – известные метаэвристические алгоритмы – широко используются для решения проблем оптимизации [40–48]. В данном исследовании мы гибридизировали модель FLNN (для прогнозирования PM<sub>2,5</sub> в угольных разрезах) с этими алгоритмами, чтобы получить соответственно модели, называемые PSO-FLNN, GA-FLNN и ABC-FLNN. Следует отметить, что это также новые гибридные модели, связанные с прогнозированием загрязнения воздуха, особенно в целях прогнозирования PM<sub>2,5</sub>. Основные принципы алгоритмов PSO, GA и ABC представлены в следующих исследованиях [49–61]. Стоит также отметить, что в данном исследовании роль PSO, GA и ABC аналогична роли оптимизатора HGS, а разработка моделей PSO-FLNN, GA-FLNN и ABC-FLNN аналогична разработке модели HGS-FLNN.

##### 4.1. PSO-FLNN (Нейронная сеть с функциональными связями с алгоритмом оптимизации методом роя частиц)

Для разработки модели PSO-FLNN использовалась та же схема с функцией Чебышева и функцией активации ReLu (аналогично модели HGS-FLNN). Различное количество роев также задавалось в интервале 50–500, как и в модели HGS-FLNN. Параметры PSO были заданы следующим образом:  $C_1 = 1,2$ ,  $C_2 = 1,2$ ,  $W_{\text{мин}} = 0,4$ ,  $W_{\text{макс}} = 0,9$ . PSO также был реализован с 1000 итераций через объективную функцию RMSE. Затем была определена наилучшая модель PSO-FLNN на основе наименьшей RMSE (рис. 8).

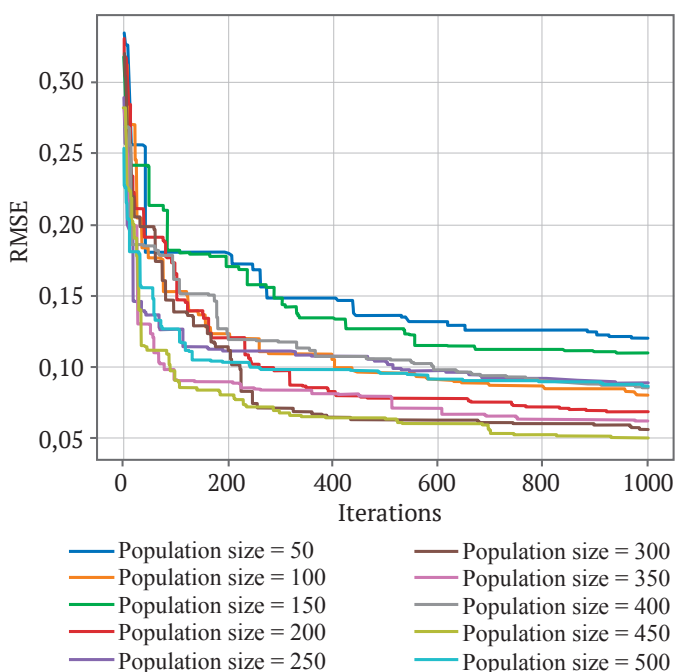


Рис. 8. Эффективность оптимизации модели PSO-FLNN для прогнозирования PM<sub>2,5</sub>

##### 4.2. Нейронная сеть с функциональными связями с генетическим алгоритмом оптимизации (GA-FLNN)

Для разработки модели GA-FLNN использовалась та же схема с функцией Чебышева и функцией активации ReLu (аналогичная той, что использовалась для моделей HGS-FLNN и PSO-FLNN). Различное количество роев также задавалось в интервале 50–500, как и для моделей HGS-FLNN и PSO-FLNN. Параметры GA были заданы следующим образом:  $P_c = 0,85$ ,  $P_m = 0,05$ . Алгоритм GA также был реализован с 1000 итераций через объективную функцию RMSE. Затем была определена наилучшая модель GA-FLNN на основе наименьшей RMSE (рис. 9).

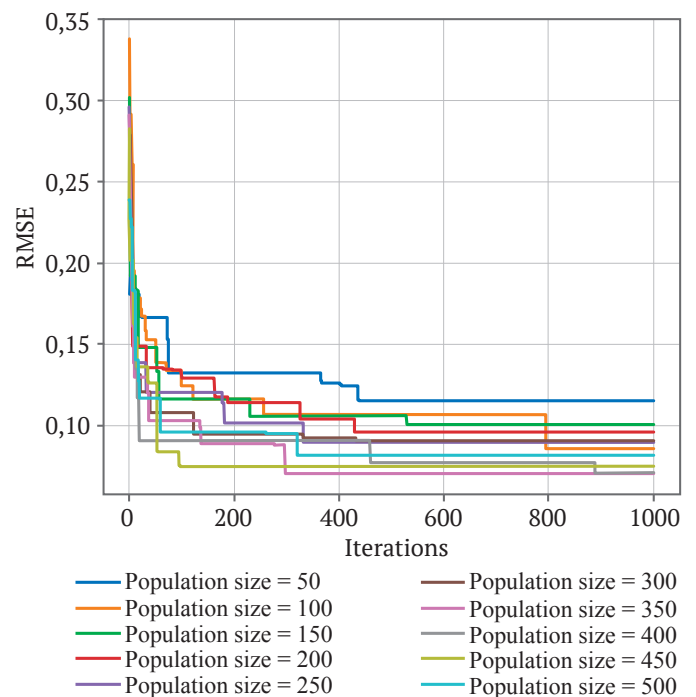


Рис. 9. Эффективность оптимизации модели GA-FLNN для прогнозирования PM<sub>2,5</sub>

##### 4.3. Нейронная сеть с функциональными связями с алгоритмом оптимизации методом искусственной пчелиной колонии (ABC-FLNN)

Как и модели PSO-FLNN и GA-FLNN, модель ABC-FLNN для прогнозирования PM<sub>2,5</sub> также была разработана на основе тех же подходов. Была использована та же структура исходной модели FLNN (т.е. входы, функция расширения, функция активации). Далее оптимизатор ABC реализовал глобальный поиск для обеспечения набора количества весов. После этого они обновлялись в соответствии с исходной моделью FLNN, и вычислялась среднеквадратическая ошибка (RMSE). Различные количества пчел также были установлены равными 50–500, как и для моделей HGS-FLNN, PSO-FLNN и GA-FLNN. Величина окрестности для элиты и других пчел (как параметр ABC) был задан равным 16,4. Алгоритм ABC оптимизировал начальную модель FLNN посредством 1000 ите-

раций через объективную функцию RMSE, как показано на рис. 10. В конечном итоге, наилучшая модель ABC-FLNN была определена на основе наименьшего значения RMSE. Кривые обучения на рис. 10 показывают, что эффективность обучения модели ABC-FLNN хорошая. В следующей главе описаны тестирование и оценка эффективности.

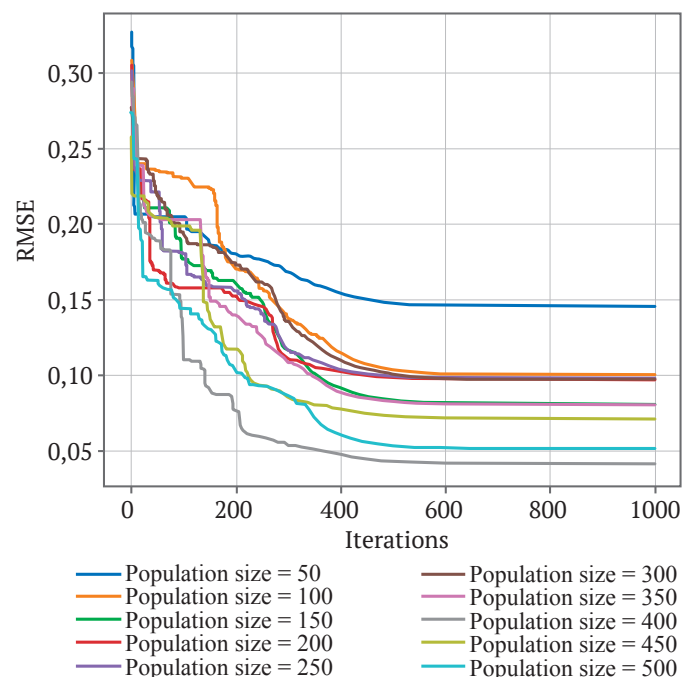


Рис. 10. Эффективность оптимизации модели ABC-FLNN для прогнозирования PM<sub>2.5</sub>

### 5. Результаты и их обсуждение

Рис. 5–8 показывают, что модели HGS-FLNN, ABC-FLNN, PSO-FLNN и GA-FLNN хорошо обучены и демонстрируют хорошую сходимость. Однако только по этим рисункам трудно определить, какая модель является лучшей для прогнозирования PM<sub>2.5</sub>. Мы использовали статистические показатели, такие как MAE (средняя абсолютная ошибка), RMSE (среднеквадратическая ошибка), R<sup>2</sup> (коэффициент детерминированности) и MAPE (средняя абсолютная ошибка в процентах) для оценки точности разработанных гибридных моделей на основе FLNN. Они полезны не только для оценки точности моделей, но и для определения свойств разработанных моделей (например, переобучение (чрезмерная аппроксимация), недо-

подгонка) (недостаточная аппроксимация). Результаты представлены в табл. 2.

Данные табл. 2 показывают, что модель HGS-FLNN очевидно превосходит другие модели. В модели HGS-FLNN MAE (средняя абсолютная ошибка) составляет от 1,405 до 1,497, в то время как модели ABC-FLNN, PSO-FLNN и GA-FLNN дают более высокие ошибки (MAE 1,776, 2,326, 3,693 соответственно в наборе данных обучения, и MAE 2,246, 2,453, 3,602 соответственно в наборе данных тестирования). Аналогично MAE, значения RMSE в модели HGS-FLNN, равные 2,652 и 2,700 (на этапах обучения и тестирования соответственно), ниже, чем у других моделей. Этапы обучения и тестирования других моделей дали более высокие значения RMSE (в диапазоне 3,298–5,938 и 3,857–5,672 соответственно). Примечательно, что MAPE (средняя абсолютная ошибка в процентах) составила всего лишь 5,4 % при обучении модели HGS-FLNN и 5,7 % при тестировании соответствующего набора данных. Другими словами, MAPE в прогнозировании PM<sub>2.5</sub> на основе модели HGS-FLNN составила 5,4–5,7 % (принимая во внимание только метеорологические условия).

Что касается уровня регрессии в моделях (т.е. коэффициента детерминированности R<sup>2</sup>), результаты также показали, что модель HGS-FLNN продемонстрировала самый высокий R<sup>2</sup> на обоих этапах. Кроме того, как было замечено, разработанные модели не продемонстрировали чрезмерной аппроксимации. Другими словами, этапы обучения и тестирования показали практически аналогичную точность результатов по прогнозированию PM<sub>2.5</sub> в данном исследовании. Визуализация уровней регрессии моделей на рис. 9 и 10 показывает наилучшую корреляцию между предсказанными и измеренными данными в модели HGS-FLNN по сравнению с другими моделями. В то время как корреляция в модели HGS-FLNN идеальна, другие модели (т.е. ABC-FLNN, PSO-FLNN и GA-FLNN) демонстрируют более низкую корреляцию, особенно модель GA-FLNN. Модель GA-FLNN продемонстрировала самую низкую эффективность в прогнозировании PM<sub>2.5</sub> в данном исследовании. Модели PSO-FLNN и ABC-FLNN продемонстрировали лучшую корреляцию/эффективность, чем модель GA-FLNN.

Переходя к результатам обучения моделей на основе FLNN (см. рис. 5–8) и внимательно рассматривая линии эффективности и значения RMSE, можно увидеть, что результаты обучения модели HGS-FLNN

Таблица 2

Статистические показатели для проверки моделей на основе FLNN для прогнозирования PM<sub>2.5</sub>

Модель	Обучение				Испытания			
	MAE	RMSE	R <sup>2</sup>	MAPE (%)	MAE	RMSE	R <sup>2</sup>	MAPE (%)
HGS-FLNN	1,405	2,652	0,967	5,4	1,497	2,700	0,966	5,7
ABC-FLNN	1,776	3,298	0,949	7,0	2,246	3,857	0,931	9,7
PSO-FLNN	2,326	3,968	0,930	8,7	2,453	3,962	0,933	9,1
GA-FLNN	3,693	5,938	0,837	12,5	3,602	5,672	0,852	12,9





намного лучше, чем у других моделей с более низкими значениями RMSE. Этот вывод подтверждает результаты, представленные в табл. 2 и на рис. 9–10. Другими словами, это подтверждает, что алгоритм HGS в данном случае работает лучше, чем другие алгоритмы (т.е. ABC, PSO и GA). Это утверждение не означает, что алгоритм HGS лучше алгоритмов ABC, PSO и GA во всех случаях. Это зависит от наборов данных, используемых в каждом конкретном исследовании. Тем не менее алгоритм HGS считается лучшим для прогнозирования PM<sub>2,5</sub> в угольных разрезах, по крайней мере, в данном исследовании. Чтобы измерить точность модели HGS-FLNN на практике, была рассчитана относительная ошибка (RE), как показано на рис. 13. Как видно на рисунке, в модели HGS-FLNN

относительная ошибка очень мала. Большинство значений RE находится в диапазоне от  $-0,3$  до  $0,5$ . Только одна точка данных выходит за пределы этого диапазона, но и это значение RE невелико –  $0,699$ . В то же время другие модели демонстрируют более высокие значения RE, варьирующиеся от  $-0,63$  до  $2,194$ . Заметим, что статистические показатели модели ABC-FLNN (см. табл. 2) свидетельствуют о ее лучшей эффективности по сравнению с моделями PSO-FLNN и GA-FLNN. Тем не менее модель ABC-FLNN показала некоторые точки данных с самой высокой RE, как показано на рис. 13. В итоге данное исследование позволило сделать уверенный вывод о том, что модель HGS-FLNN является наилучшей для прогнозирования PM<sub>2,5</sub>.

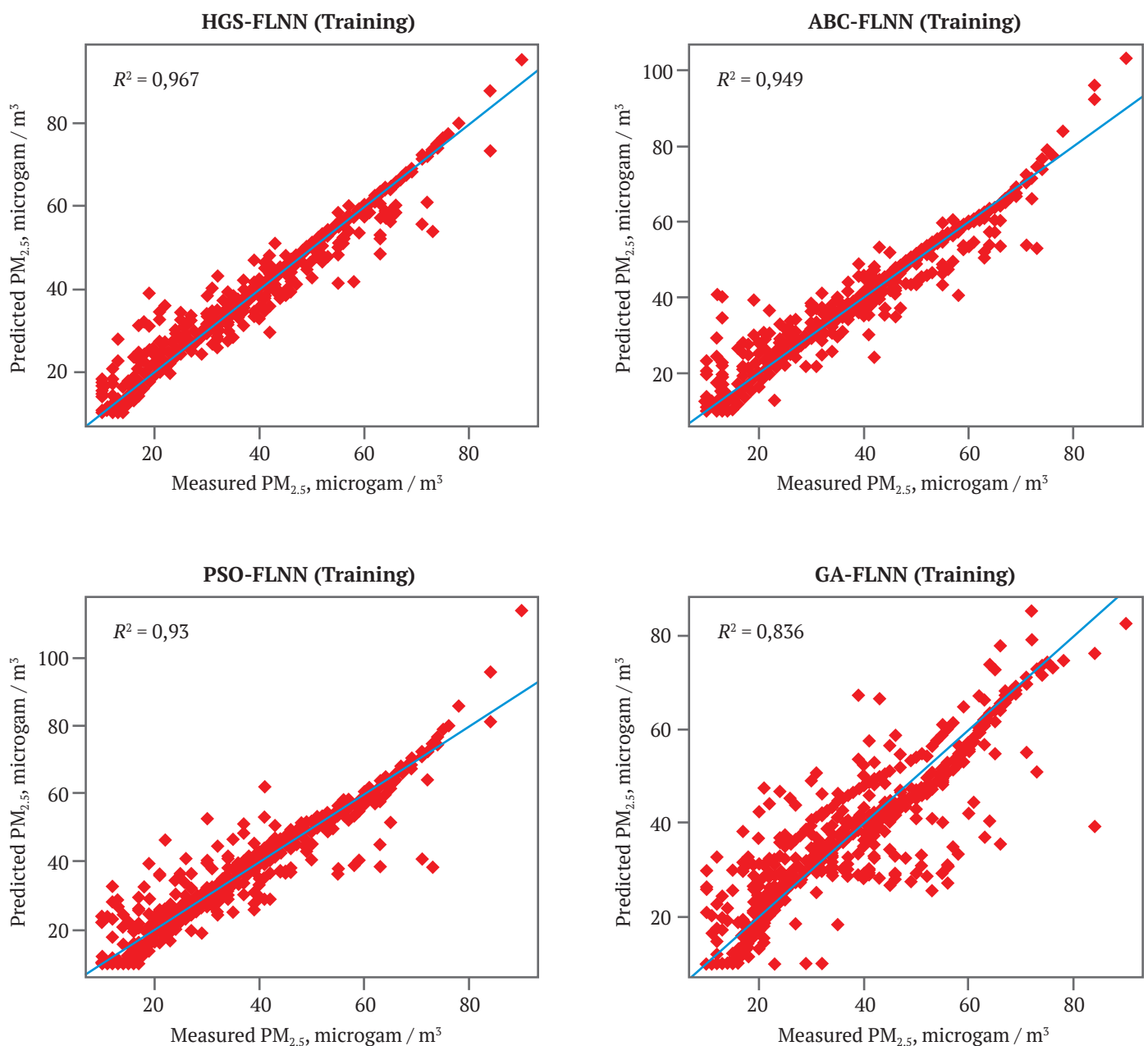


Рис. 11. Корреляция между предсказанными и измеренными данными в моделях FLNN (набор обучающих данных) при оптимизации на основе роевых алгоритмов

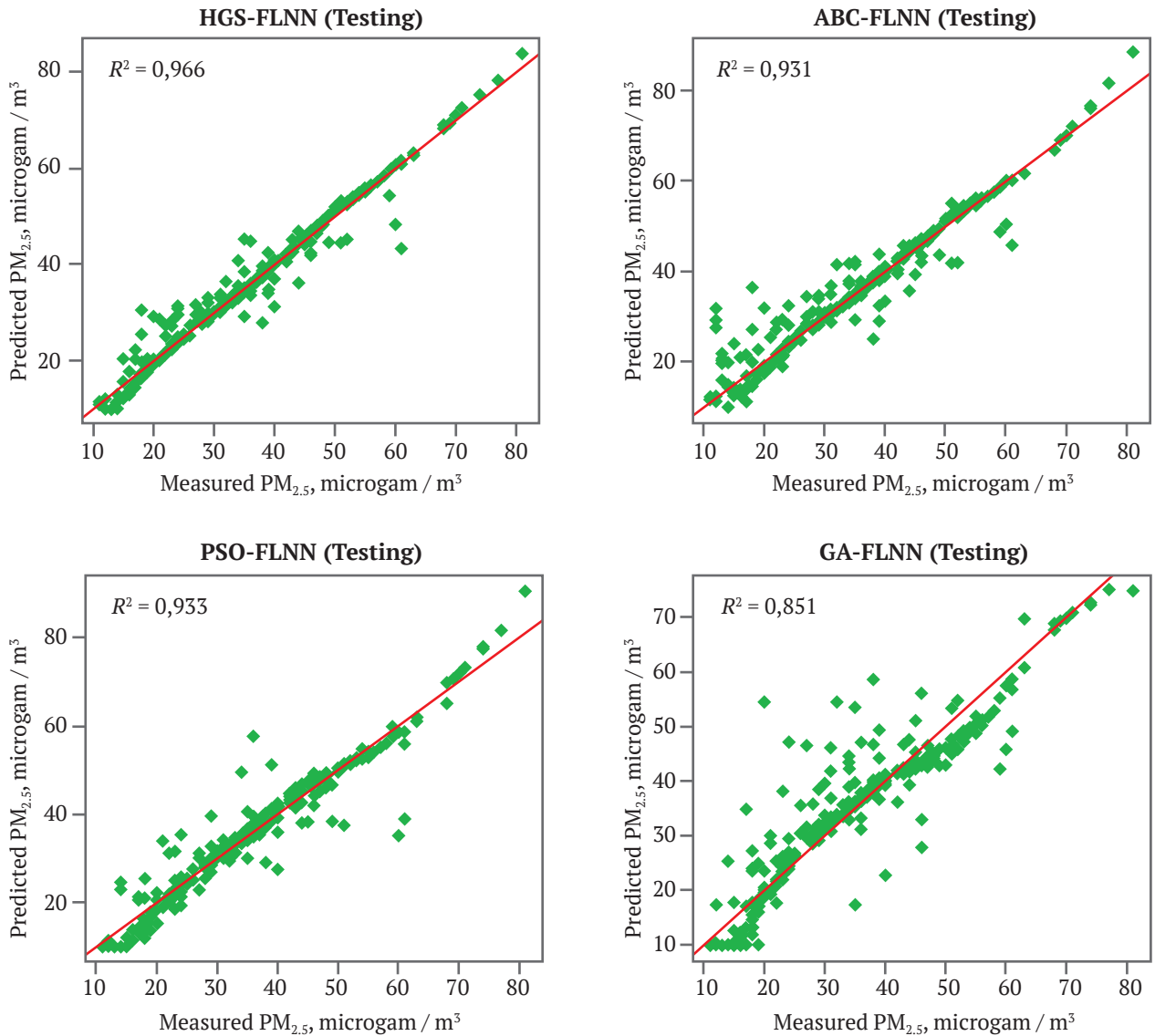


Рис. 12. Корреляция между предсказанными и измеренными данными в моделях FLNN (набор данных для тестирования) при оптимизации роевых алгоритмов

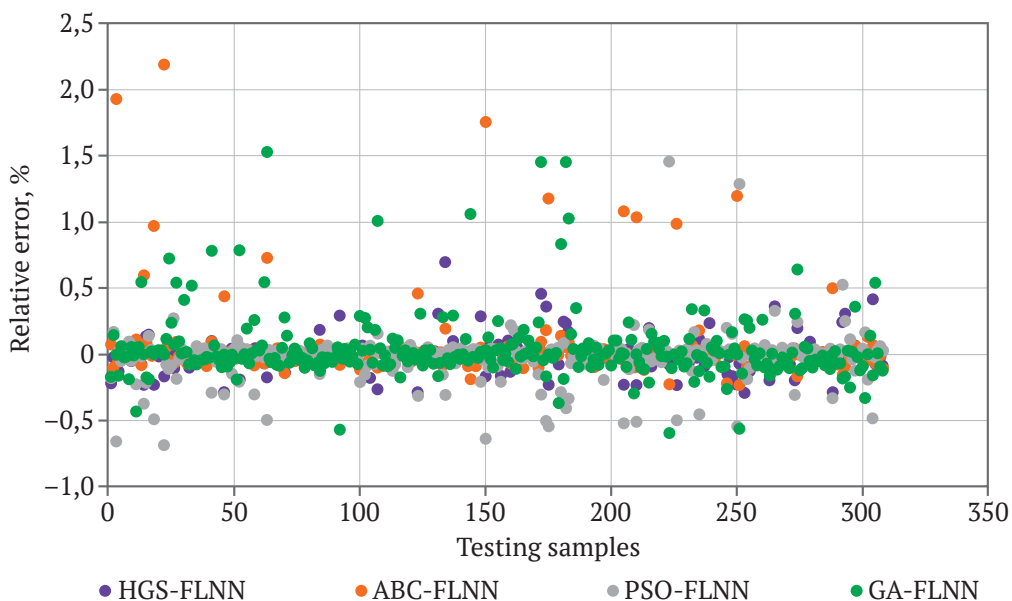


Рис. 13. Сравнение относительных ошибок рассмотренных моделей



### Заключение

PM<sub>2.5</sub> в угольных разрезах представляет собой серьезную профессиональную опасность для здоровья шахтеров. Эти твердые частицы в воздухе могут вызывать респираторные, легочные, сердечно-сосудистые и онкологические заболевания. Отчеты по ранее проведенным исследованиям показывают, что увеличение загрязнения воздуха – концентрации PM<sub>2.5</sub> на 10 мкг/м<sup>3</sup> – приводит к увеличению частоты рака легких на 36%. Между тем, выбросы PM<sub>2.5</sub> в угольных разрезах, измеренные в данном исследовании, варьировались от 10 до 90 мкг/м<sup>3</sup>. Это действительно опасные уровни для здоровья шахтеров. Поэтому точное прогнозирование загрязнения воздуха PM<sub>2.5</sub> имеет решающее значение с точки зрения гигиены труда

и выбора решений для снижения загрязнения PM<sub>2.5</sub> в угольных разрезах. В данном исследовании предложена новая модель HGS-FLNN для прогнозирования загрязнения PM<sub>2.5</sub> в угольных разрезах со средней точностью 94–95 %. Кроме того, были разработаны, рассмотрены и оценены три другие гибридные модели для прогнозирования PM<sub>2.5</sub>. Однако их точность оказалась ниже – в диапазоне от 87 % до 90 %. Полученные результаты также показали, что модель HGS-FLNN является наиболее стабильной моделью с очень низкой относительной ошибкой. Таким образом, мы считаем, что эта модель может уверенно использоваться при проектировании и ведении горных работ в угольных разрезах для прогнозирования и контроля загрязнения PM<sub>2.5</sub>.

### Список литературы / References

1. Aneja V.P., Isherwood A., Morgan P. Characterization of particulate matter (PM<sub>10</sub>) related to surface coal mining operations in Appalachia. *Atmospheric Environment*. 2012;54:496–501. <https://doi.org/10.1016/j.atmosenv.2012.02.063>
2. Chakraborty M., Ahmad M., Singh R. et al. Determination of the emission rate from various opencast mining operations. *Environmental Modelling & Software*. 2002;17(5):467–480. [https://doi.org/10.1016/S1364-8152\(02\)00010-5](https://doi.org/10.1016/S1364-8152(02)00010-5)
3. Nie B.-S., Li X.-C., Yang T. et al. Distribution of PM<sub>2.5</sub> dust during mining operation in coal workforce. *Journal of China Coal Society*. 2013;38(1):33–37. (In Chinese) URL: <https://www.ingentaconnect.com/content/jccs/jccs/2013/00000038/00000001/art00006#>
4. Kurth L.M., McCawley M., Hendryx M., Lusk S. Atmospheric particulate matter size distribution and concentration in West Virginia coal mining and non-mining areas. *Journal of Exposure Science & Environmental Epidemiology*. 2014;24:405–411. <https://doi.org/10.1038/jes.2014.2>
5. Li Z., Ma Z., van der Kuijp T.J. et al. A review of soil heavy metal pollution from mines in China: pollution and health risk assessment. *Science of the Total Environment*. 2014;468–469:843–853. <https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2013.08.090>
6. Dos Santos Pedroso-Fidelis G., Farias H.R., Mastella G.A. et al. Pulmonary oxidative stress in wild bats exposed to coal dust: A model to evaluate the impact of coal mining on health. *Ecotoxicology and Environmental Safety*. 2020;191:110211. <https://doi.org/10.1016/j.ecoenv.2020.110211>
7. Hendryx M., Islam M.S., Dong G.-H., Paul G. Air pollution emissions 2008–2018 from Australian coal mining: implications for public and occupational health. *International Journal of Environmental Research and Public Health*. 2020;17(5):1570. <https://doi.org/10.3390/ijerph17051570>
8. Luo H., Zhou W., Jiskani I.M., Wang Z. Analyzing characteristics of particulate matter pollution in open-pit coal mines: Implications for Green Mining. *Energies*. 2021;14(9):2680. <https://doi.org/10.3390/en14092680>
9. Moreno T., Trechera P., Querol X. et al. Trace element fractionation between PM<sub>10</sub> and PM<sub>2.5</sub> in coal mine dust: Implications for occupational respiratory health. *International Journal of Coal Geology*. 2019;203:52–59. <https://doi.org/10.1016/j.coal.2019.01.006>
10. Song Y., Wang X., Maher B.A. et al. The spatial-temporal characteristics and health impacts of ambient fine particulate matter in China. *Journal of Cleaner Production*. 2016;112:1312–1318. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2015.05.006>
11. Alvarado M., Gonzalez F., Fletcher A., Doshi A. Towards the development of a low cost airborne sensing system to monitor dust particles after blasting at open-pit mine sites. *Sensors*. 2015;15(8):19667–19687. <https://doi.org/10.3390/s150819667>
12. Nambiar M.K., Robe F.R., Seguin A.M. et al. Diurnal and seasonal variation of area-fugitive methane advective flux from an open-pit mining facility in Northern Canada using WRF. *Atmosphere*. 2020;11(11):1227. <https://doi.org/10.3390/atmos11111227>
13. Trechera P., Moreno T., Córdoba P. et al. Comprehensive evaluation of potential coal mine dust emissions in an open-pit coal mine in Northwest China. *International Journal of Coal Geology*. 2021;235:103677. <https://doi.org/10.1016/j.coal.2021.103677>
14. Chaulya S. Assessment and management of air quality for an opencast coal mining area. *Journal of Environmental Management*. 2004;70(1):1–14. <https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2003.09.018>
15. Patra A.K., Gautam S., Kumar P. Emissions and human health impact of particulate matter from surface mining operation – A review. *Environmental Technology & Innovation*. 2016;5:233–249. <https://doi.org/10.1016/j.eti.2016.04.002>



16. Alam G., Ihsanullah I., Naushad M., Sillanpää M. Applications of artificial intelligence in water treatment for optimization and automation of adsorption processes: recent advances and prospects. *Chemical Engineering Journal*. 2022;427:130011. <https://doi.org/10.1016/j.cej.2021.130011>
17. Li B.-H., Hou B.-C., Yu W.-T., Lu X.-B., Yang C.-W. Applications of artificial intelligence in intelligent manufacturing: a review. *Frontiers of Information Technology & Electronic Engineering*. 2017;18:86–96. <https://doi.org/10.1631/FITEE.1601885>
18. Nguyen H., Bui N.X., Tran H.Q., Le G.H.T. A novel soft computing model for predicting blast – induced ground vibration in open – pit mines using gene expression programming. *Journal of Mining and Earth Sciences*. 2020;61:107–116. (In Vietnamese) <https://doi.org/10.46326/jmes.kltt2020.09>
19. Nguyen L.Q. A novel approach of determining the parameters of Asadi profiling function for prediction ground subsidence due to inclined coal seam mining at Quang Ninh coal basin. *Journal of Mining and Earth Sciences*. 2020;61:86–95. (In Vietnamese) [https://doi.org/10.46326/jmes.2020.61\(2\).10](https://doi.org/10.46326/jmes.2020.61(2).10)
20. Tayarani-N M.-H. Applications of artificial intelligence in battling against COVID-19: a literature review. *Chaos, Solitons & Fractals*. 2020;142:110338. <https://doi.org/10.1016/j.chaos.2020.110338>
21. Lal B., Tripathy S.S. Prediction of dust concentration in open cast coal mine using artificial neural network. *Atmospheric Pollution Research*. 2012;3(2):211–218. <https://doi.org/10.5094/APR.2012.023>
22. Bakhtavar E., Hosseini S., Hewage K., Sadiq R. Green blasting policy: simultaneous forecast of vertical and horizontal distribution of dust emissions using artificial causality-weighted neural network. *Journal of Cleaner Production*. 2021;283:124562. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2020.124562>
23. Bui X.-N., Lee C.W., Nguyen H. et al. Estimating PM<sub>10</sub> concentration from drilling operations in open-pit mines using an assembly of SVR and PSO. *Applied Sciences*. 2019;9(14):2806. <https://doi.org/10.3390/app9142806>
24. Li L., Zhang R., Sun J. et al. Monitoring and prediction of dust concentration in an open-pit mine using a deep-learning algorithm. *Journal of Environmental Health Science and Engineering*. 2021;19:401–414. <https://doi.org/10.1007/s40201-021-00613-0>
25. Lu X., Zhou W., Qi C. et al. Prediction into the future: A novel intelligent approach for PM<sub>2.5</sub> forecasting in the ambient air of open-pit mining. *Atmospheric Pollution Research*. 2021;12(6):101084. <https://doi.org/10.1016/j.apr.2021.101084>
26. Gautam S., Prasad N., Patra A.K. et al. Characterization of PM<sub>2.5</sub> generated from opencast coal mining operations: A case study of Sonepur Bazari Opencast Project of India. *Environmental Technology & Innovation*. 2016;6:1–10. <https://doi.org/10.1016/j.eti.2016.05.003>
27. Huang Y., Bao M., Xiao J. et al. Effects of PM<sub>2.5</sub> on cardio-pulmonary function injury in open manganese mine workers. *International Journal of Environmental Research and Public Health*. 2019;16(11):2017. <https://doi.org/10.3390/ijerph16112017>
28. Wanjun T., Qingxiang C. Dust distribution in open-pit mines based on monitoring data and fluent simulation. *Environmental Monitoring and Assessment*. 2018;190:632. <https://doi.org/10.1007/s10661-018-7004-9>
29. Oguntoke O., Ojelede M.E., Annegarn H.J. Frequency of mine dust episodes and the influence of meteorological parameters on the Witwatersrand area, South Africa. *International Journal of Atmospheric Sciences*. 2013;2013:128463. <https://doi.org/10.1155/2013/128463>
30. Silvester S., Lowndes I., Hargreaves D. A computational study of particulate emissions from an open pit quarry under neutral atmospheric conditions. *Atmospheric Environment*. 2009;43(40):6415–6424. <https://doi.org/10.1016/j.atmosenv.2009.07.006>
31. Pao Y. *Adaptive pattern recognition and neural networks*. CWRU: Case Western Reserve University; 1989. <https://doi.org/10.5860/choice.26-6311>
32. Patra J.C., Pal R.N. A functional link artificial neural network for adaptive channel equalization. *Signal Processing*. 1995;43(2):181–195. [https://doi.org/10.1016/0165-1684\(94\)00152-P](https://doi.org/10.1016/0165-1684(94)00152-P)
33. Nguyen T., Tran N., Nguyen B.M., Nguyen G. A resource usage prediction system using functional-link and genetic algorithm neural network for multivariate cloud metrics. In: *2018 IEEE 11<sup>th</sup> Conference on Service-Oriented Computing and Applications (SOCA)*. 2018. Pp. 49–56. <https://doi.org/10.1109/SOCA.2018.00014>
34. Majhi B., Naidu D. Pan evaporation modeling in different agroclimatic zones using functional link artificial neural network. *Information Processing in Agriculture*. 2021;8(1):134–147. <https://doi.org/10.1016/j.inpa.2020.02.007>
35. Nguyen T., Nguyen B.M., Nguyen G. Building Resource Auto-scaler with Functional-Link Neural Network and Adaptive Bacterial Foraging Optimization. In: Gopal TV, Watada J (eds.) *Theory and Applications of Models of Computation. TAMC 2019. Lecture Notes in Computer Science*. Springer, Cham. 2019. Pp. 501–517. [https://doi.org/10.1007/978-3-030-14812-6\\_31](https://doi.org/10.1007/978-3-030-14812-6_31)
36. Kaveh A. *Advances in metaheuristic algorithms for optimal design of structures*. Springer, Cham; 2014. <https://doi.org/10.1007/978-3-319-05549-7>
37. Ting T., Yang X.-S., Cheng S., Huang K. Hybrid metaheuristic algorithms: past, present, and future. In: Yang X. S. (ed.) *Recent Advances in Swarm Intelligence and Evolutionary Computation. Studies in Computational Intelligence*. Springer, Cham; 2015. Pp. 71–83. [https://doi.org/10.1007/978-3-319-13826-8\\_4](https://doi.org/10.1007/978-3-319-13826-8_4)



38. Yang Y., Chen H., Heidari A.A., Gandomi A.H. Hunger games search: Visions, conception, implementation, deep analysis, perspectives, and towards performance shifts. *Expert Systems with Applications*. 2021;177:114864. <https://doi.org/10.1016/j.eswa.2021.114864>
39. Nguyen H., Bui X.-N. A novel hunger games search optimization-based artificial neural network for predicting ground vibration intensity induced by mine blasting. *Natural Resources Research*. 2021;30:3865–3880. <https://doi.org/10.1007/s11053-021-09903-8>
40. Chen W., Sarir P., Bui X.-N. et al. Neuro-genetic, neuro-imperialism and genetic programming models in predicting ultimate bearing capacity of pile. *Engineering with Computers*. 2020;36:1101–1115. <https://doi.org/10.1007/s00366-019-00752-x>
41. Erkoc M.E., Karaboga N. A novel sparse reconstruction method based on multi-objective Artificial Bee Colony algorithm. *Signal Processing*. 2021;189:108283. <https://doi.org/10.1016/j.sigpro.2021.108283>
42. Fang Q., Nguyen H., Bui X.-N., Tran Q.-H. Estimation of blast-induced air overpressure in quarry mines using cubist-based genetic algorithm. *Natural Resources Research*. 2020;29:593–607. <https://doi.org/10.1007/s11053-019-09575-5>
43. Liu L., Moayed H., Rashid A.S.A. et al. Optimizing an ANN model with genetic algorithm (GA) predicting load-settlement behaviours of eco-friendly raft-pile foundation (ERP) system. *Engineering with Computers*. 2020;36:421–433. <https://doi.org/10.1007/s00366-019-00767-4>
44. Nguyen H., Bui H.-B., Bui X.-N. Rapid determination of gross calorific value of coal using artificial neural network and particle swarm optimization. *Natural Resources Research*. 2021;30:621–638. <https://doi.org/10.1007/s11053-020-09727-y>
45. Peng B., Wu L., Wang Y., Wu Q. Solving maximum quasi-clique problem by a hybrid artificial bee colony approach. *Information Sciences*. 2021;578:214–235. <https://doi.org/10.1016/j.ins.2021.06.094>
46. Xu Y., Wang X. An artificial bee colony algorithm for scheduling call centres with weekend-off fairness. *Applied Soft Computing*. 2021;109:107542. <https://doi.org/10.1016/j.asoc.2021.107542>
47. Zhang X., Nguyen H., Bui X.-N. et al. Evaluating and predicting the stability of roadways in tunnelling and underground space using artificial neural network-based particle swarm optimization. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2020;103:103517. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2020.103517>
48. Zhang X., Nguyen H., Bui X.-N. et al. Novel soft computing model for predicting blast-induced ground vibration in open-pit mines based on particle swarm optimization and XGBoost. *Natural Resources Research*. 2020;29:711–721. <https://doi.org/10.1007/s11053-019-09492-7>
49. Akay B., Karaboga D., Gorkemli B., Kaya E. A survey on the artificial bee colony algorithm variants for binary, integer and mixed integer programming problems. *Applied Soft Computing*. 2021;106:107351. <https://doi.org/10.1016/j.asoc.2021.107351>
50. Aygun H., Turan O. Application of genetic algorithm in exergy and sustainability: A case of aero-gas turbine engine at cruise phase. *Energy*. 2022;238:121644. <https://doi.org/10.1016/j.energy.2021.121644>
51. Bai B., Zhang J., Wu X. et al. Reliability prediction-based improved dynamic weight particle swarm optimization and back propagation neural network in engineering systems. *Expert Systems with Applications*. 2021;177:114952. <https://doi.org/10.1016/j.eswa.2021.114952>
52. Kennedy J., Eberhart R. Particle swarm optimization. In: *Proceedings of ICNN'95 – International Conference on Neural Networks*. 1995. Pp. 1942–1948. <https://doi.org/10.1109/ICNN.1995.488968>
53. Kiran M.S., Hakli H., Gunduz M., Uguz H. Artificial bee colony algorithm with variable search strategy for continuous optimization. *Information Sciences*. 2015;300:140–157. <https://doi.org/10.1016/j.ins.2014.12.043>
54. Liang B., Zhao Y., Li Y. A hybrid particle swarm optimization with crisscross learning strategy. *Engineering Applications of Artificial Intelligence*. 2021;105:104418. <https://doi.org/10.1016/j.engappai.2021.104418>
55. Mirjalili S. Genetic algorithm. In: *Evolutionary Algorithms and Neural Networks. Studies in Computational Intelligence*. Springer, Cham; 2019. Pp. 43–55. [https://doi.org/10.1007/978-3-319-93025-1\\_4](https://doi.org/10.1007/978-3-319-93025-1_4)
56. Pourzangbar A., Vaezi M. Optimal design of brace-viscous damper and pendulum tuned mass damper using Particle Swarm Optimization. *Applied Ocean Research*. 2021;112:102706. <https://doi.org/10.1016/j.apor.2021.102706>
57. Roy A., Dubey C.P., Prasad M. Gravity inversion of basement relief using Particle Swarm Optimization by automated parameter selection of Fourier coefficients. *Computers & Geosciences*. 2021;156:104875. <https://doi.org/10.1016/j.cageo.2021.104875>
58. Tapia A.R., del Nozal A., Reina D.G., Millán P. Three-dimensional optimization of penstock layouts for micro-hydropower plants using genetic algorithms. *Applied Energy*. 2021;301:117499. <https://doi.org/10.1016/j.apenergy.2021.117499>
59. Wang C., Guo C., Zuo X. Solving multi-depot electric vehicle scheduling problem by column generation and genetic algorithm. *Applied Soft Computing*. 2021;112:107774. <https://doi.org/10.1016/j.asoc.2021.107774>



60. Wang S.-C. Genetic algorithm. In: *Interdisciplinary Computing in Java Programming. The Springer International Series in Engineering and Computer Science*. Springer, Boston; 2003. Pp. 101–116. [https://doi.org/10.1007/978-1-4615-0377-4\\_6](https://doi.org/10.1007/978-1-4615-0377-4_6)

61. Xiang W.-L., Li Y.-Z., He R.-C., An M.-Q. Artificial bee colony algorithm with a pure crossover operation for binary optimization. *Computers & Industrial Engineering*. 2021;152:107011. <https://doi.org/10.1016/j.cie.2020.107011>

### Информация об авторах

**Суан-Нам Буй** – доктор наук, профессор, департамент открытых горных работ, Ханойский университет горного дела и геологии, Ханой, Вьетнам; Исследовательская группа инноваций для устойчивой и ответственной добычи полезных ископаемых (ISRM), Ханойский университет горного дела и геологии, Ханой, Вьетнам; ORCID [0000-0001-5953-4902](https://orcid.org/0000-0001-5953-4902), Scopus ID [36892679300](https://scopus.com/authorid/36892679300); e-mail [buixuannam@humg.edu.vn](mailto:buixuannam@humg.edu.vn)

**Хоанг Нгуен** – департамент открытых горных работ, Ханойский университет горного дела и геологии, Ханой, Вьетнам; Исследовательская группа инноваций для устойчивой и ответственной добычи полезных ископаемых (ISRM), Ханойский университет горного дела и геологии, Ханой, Вьетнам; ORCID [0000-0001-6122-8314](https://orcid.org/0000-0001-6122-8314), Scopus ID [57209589544](https://scopus.com/authorid/57209589544); e-mail [nguyenhoang@humg.edu.vn](mailto:nguyenhoang@humg.edu.vn)

**Ки-Тао Ле** – департамент открытых горных работ, Ханойский университет горного дела и геологии, Ханой, Вьетнам; Исследовательская группа инноваций для устойчивой и ответственной добычи полезных ископаемых (ISRM), Ханойский университет горного дела и геологии, Ханой, Вьетнам; Scopus ID [57209279515](https://scopus.com/authorid/57209279515); e-mail [lequithao@humg.edu.vn](mailto:lequithao@humg.edu.vn)

**Туан-Нгок Ле** – заместитель генерального директора, Vinacomин – Minerals Holding Corporation, Ханой, Вьетнам; e-mail [letuannhoc@vimico.vn](mailto:letuannhoc@vimico.vn)

### Information about the authors

**Huan-Nam Bui** – Dr.-Ing, Professor, Department of Surface Mining, Mining Faculty, Hanoi University of Mining and Geology; Research Group of Innovations for Sustainable and Responsible Mining (ISRM), Hanoi University of Mining and Geology; ORCID [0000-0001-5953-4902](https://orcid.org/0000-0001-5953-4902), Scopus ID [36892679300](https://scopus.com/authorid/36892679300); e-mail [buixuannam@humg.edu.vn](mailto:buixuannam@humg.edu.vn)

**Hoang Nguyen** – Department of Surface Mining, Mining Faculty, Hanoi University of Mining and Geology; Research Group of Innovations for Sustainable and Responsible Mining (ISRM), Hanoi University of Mining and Geology; ORCID [0000-0001-6122-8314](https://orcid.org/0000-0001-6122-8314), Scopus ID [57209589544](https://scopus.com/authorid/57209589544); e-mail [nguyenhoang@humg.edu.vn](mailto:nguyenhoang@humg.edu.vn)

**Qui-Thao Le** – Department of Surface Mining, Mining Faculty, Hanoi University of Mining and Geology; Research Group of Innovations for Sustainable and Responsible Mining (ISRM), Hanoi University of Mining and Geology; Scopus ID [57209279515](https://scopus.com/authorid/57209279515); e-mail [lequithao@humg.edu.vn](mailto:lequithao@humg.edu.vn)

**Tuan-Ngoc Le** – Deputy General Director, Vinacomин – Minerals Holding Corporation, Hanoi, Vietnam; e-mail [letuannhoc@vimico.vn](mailto:letuannhoc@vimico.vn)

Поступила в редакцию	17.01.2022	Received	17.01.2022
Поступила после рецензирования	22.02.2022	Revised	22.02.2022
Принята к публикации	25.05.2022	Accepted	25.05.2022



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

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-126-136>

### Методика прогноза горных ударов и выбора безопасного направления фронта очистных работ

С. С. Кобылкин   , А. С. Пугач *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ МИСиС), г. Москва, Российская Федерация* [kobylkin.s@misis.ru](mailto:kobylkin.s@misis.ru)

#### Аннотация

Планирование горных работ связано с выбором оптимальных решений по раскройке шахтного поля. При этом необходимо комплексно учитывать основные факторы, влияющие в том числе на безопасность ведения горных работ. Разработанная методика прогноза горных ударов в процессе ведения горных работ, учитывающая горные выработки выемочного участка и выработанное пространство, позволяет определить безопасное направление фронта очистных работ. Предлагаемая методика учитывает также все геологические нарушения, которые находятся и за пределами шахтного поля. В основе исходных данных, необходимых для осуществления прогноза горных ударов, предлагается использовать распределение удельной потенциальной энергии в нетронутом массиве. Прогноз осуществляется путем оценки параметра Надаи–Лоде (Lode–Nadai coefficient) при различных направлениях движения фронта очистных работ. Для определения безопасного направления предлагается в качестве критерия использовать коэффициент напряженности. В статье определен критерий безопасности для условий ш. Комсомольская, равный 10. Также для данной шахты было определено направление фронта очистных работ, при котором существенно снижаются риски проявления горных ударов. Наиболее безопасным для условий ш. Комсомольская является вариант направления между 138° и 128° против часовой стрелки от Северного направления для любых реализаций модуля деформации и коэффициента Пуассона.

#### Ключевые слова

угольная шахта, безопасность, горный удар, прогноз, выемочный участок, алгоритм

#### Для цитирования

Kobylkin S.S., Pugach A.S. Rock burst forecasting technique and selecting a safe coal face advance direction. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):126–136. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-126-136>

## SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

Research article

### Rock burst forecasting technique and selecting a safe coal face advance direction

S. S. Kobylkin   , A. S. Pugach *National University of Science and Technology “MISiS” (NUST MISiS), Moscow, Russian Federation* [kobylkin.s@misis.ru](mailto:kobylkin.s@misis.ru)

#### Abstract

Mine planning involves selecting an optimal mine layout. At the same time key factors, including those influencing mining safety, should be comprehensively taken into account. A developed rock burst forecasting technique taking into account mine workings of an extraction area and a mine goaf enables determining the safe direction of a coal face. The proposed technique also takes into account all faulting/joint systems, occurring beyond a mine field. The distribution of specific potential energy in an intact rock mass is proposed to be used as the basis of the input data required for rock burst forecasting. The forecast is carried out via estimating the Lode-Nadai coefficient at different directions of coal face advancing. The stress (intensity) coefficient is proposed to be used as a criterion in order to determine a safe direction. We determined the safety criterion is equal to 10 in the Komsomolskaya Mine conditions. Besides, the safest direction of a coal face advance to mitigate the risks of rock burst was determined for this mine. The direction between 138° and 128° counter-clockwise from the north direction was identified to be the safest for the Komsomolskaya Mine conditions for any values of deformation modulus and Poisson's ratio.

#### Keywords

coal mine, safety, rock burst, forecast, extraction area, algorithm

#### For citation

Kobylkin S.S., Pugach A.S. Rock burst forecasting technique and selecting a safe coal face advance direction. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):126–136. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-126-136>

## Введение

Обеспечение безопасности горных работ является комплексной, системной задачей, решение которой осуществляется задолго до появления горных выработок. При этом на разных стадиях существования предприятия учитываются разные факторы. Геомеханическая безопасность связана с большим числом влияющих параметров: физическими свойствами горного массива, глубиной ведения горных работ, наличием геологических нарушений и их влиянием на напряжённое состояние угольного пласта [1, 2], структурными особенностями массива [3, 4, 5], влиянием тектонических сил [6] и т. д. Существуют комплексные подходы к прогнозированию опасных зон на основании геологической нарушенности массива<sup>1</sup>. Область ведения горных работ (горный отвод или шахтное поле) выбирают в местах с наименьшим количеством крупных геологических нарушений. При добыче угля контроль влияния этих геологических нарушений, расположенных вне границ шахтного поля, не производится. Для повышения уровня безопасности предлагается разработанная методика прогноза горных ударов с учетом всех рядом находящихся геологических нарушений. Она применима в условиях ведения горных работ, когда было зафиксировано хотя бы одно геодинамическое явление. Данная методика позволяет определить безопасное направление движения фронта очистных работ.

## Исходные данные для прогноза горных ударов

Одним из наиболее привлекательных методов для прогнозирования горных ударов является оценка событий на основании концепции о сейсмичности событий [7]. Согласно документам [8, 9], регламентирующим работу сейсмических станций, выделяют 4 энергетических уровня. II уровень энергии соответствует разрушению в приконтурном массиве горных выработок и определяется от 3500 Дж. III уровень энергии соответствует влиянию очистных работ при выемке угля и определяется от 6000 Дж. Такое введение энергетических уровней обусловлено представлениями выбора критерия безопасности и рекомендациями работ сейсмических служб. В задаче рассматриваем II и III энергетические уровни, а остальные исключаем, поскольку при уровне энергии от 3500 Дж начинают вести учёт опасности по проявлению горных ударов. II и III уровни служат пороговыми значениями минимальных нарушений, поскольку при добыче угля влияние очистных работ будет сказываться в любом случае. Таким образом, мы определяем пограничную зону между разрушением в приконтурном массиве горных выработок и влиянием очистных работ. Применение IV энергетического уровня будет завышать значение критерия

безопасности. При этом можно отметить общую тенденцию в распределении энергий, рассчитанных для нетронутого состояния угольного пласта в соответствии с разработанной авторами данной статьи математической моделью и определяемых работой сейсмостанции. В основу математической модели заложены представления о природе тектонических сил [6], модели поведения геоматериалов [10, 11, 12], результаты лабораторных испытаний образцов [13] и их физические свойства [14]. В исследованиях отмечается, что от правильного выбора модели зависит точность описания поведения массива [15]. Эти подходы были обобщены нами в единый метод прогноза. Значения сейсмической энергии, полученные для ш. Комсомольская (рис. 1, а), были сопоставлены с рассчитанными значениями удельной потенциальной энергии в нетронутом угольном пласте (рис. 1, б).

Полученное распределение удельной потенциальной энергии в нетронутом массиве лежит в основе исходных данных, необходимых для осуществления прогноза горных ударов. Также в исходных данных должен быть представлен план горных работ.

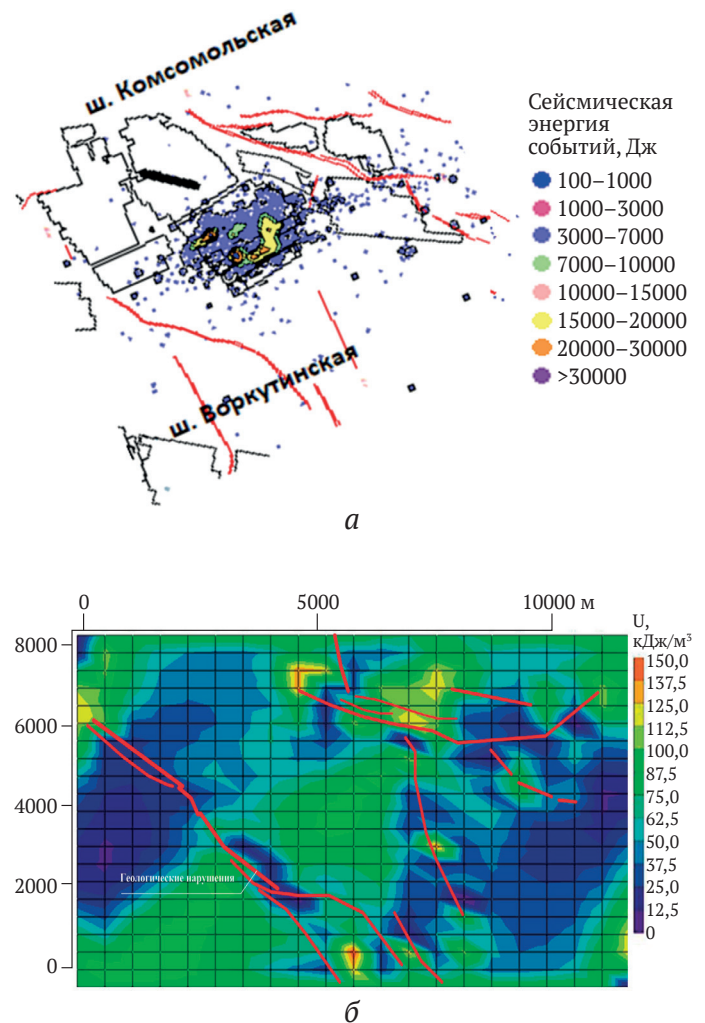


Рис. 1. Данные сейсмонаблюдений (а), карта значений удельной потенциальной энергии в нетронутом массиве (б)

<sup>1</sup> Прогнозирование зон возможной тектонической нарушенности. 2017. URL: <https://www.micromine.ru/possible-zones-of-tectonic-disturbance-prediction/> (Дата обращения: 31.12.2021)



### Методика определения безопасного направления движения фронта очистных работ

При решении задачи прогноза проявления горных ударов при различных значениях модуля деформации  $E_{ur}$  и коэффициента Пуассона  $\nu$  для нетронутого массива в зоне геологической нарушенности производится оценка напряжённо-деформированного состояния угольного пласта. Физические свойства, закладываемые в модель, определяются в соответствии с технической документацией шахты и [16]. По карте значений напряжений выбираются наиболее характерные варианты задач. При этом на первом этапе решаются различные задачи с различным набором значений модуля деформации и коэффициента Пуассона, определяется удельная потенциальная энергия. И далее выбираются решения, имеющие наибольшие качественные отличия. Для рассматриваемого примера (ш. Комсомольская) характерным решениям соответствуют следующие варианты: 1)  $E_{ur} = 1489$  МПа,  $\nu = 0,211$ ; 2)  $E_{ur} = 1335$  МПа,  $\nu = 0,181$ ; 3)  $E_{ur} = 1037$  МПа,  $\nu = 0,203$ ; 4)  $E_{ur} = 1305$  МПа,  $\nu = 0,232$ ; 5)  $E_{ur} = 1296$  МПа,  $\nu = 0,162$ ; 6)  $E_{ur} = 1395$  МПа,  $\nu = 0,224$ ; 7)  $E_{ur} = 1524$  МПа,  $\nu = 0,179$ ; 8)  $E_{ur} = 1036$  МПа,  $\nu = 0,160$ ; 9)  $E_{ur} = 1331$  МПа,  $\nu = 0,171$ ; 10)  $E_{ur} = 1433$  МПа,  $\nu = 0,174$ .

После чего в расчётную модель добавляется рассматриваемый выемочный участок, представляющий совокупность горных выработок (очистной забой и примыкающие штреки, а также выработанное пространство). Для каждого набора рассматриваемых параметров производится оценка параметра Надаи–Лоде в сравнении с его изменением по отношению к нетронутому состоянию угольного пласта (см. рис. 1, б). На рис. 2 представлена карта значений параметра Надаи–Лоде в зависимости от расположения выемочного участка в пространстве для 1-го направления фронта очистных работ ( $218^\circ$  от северного направления). Относительно плоскости модели было выбрано изменение направления (начальное положение –  $218^\circ$  по часовой стрелке от северного направ-

ления) с шагом в  $10^\circ$ . На ш. Комсомольская направление фронта очистных работ выбирают в зависимости от границ шахтного поля (в перпендикулярном направлении от границ). Границы, как правило, соответствуют геометрии нарушений. Фронт очистных работ в этом случае приходится на 5–6-е направления в соответствии с выбранными нами обозначениями ( $168$ – $158^\circ$  от северного направления по часовой стрелке).

На рис. 4 показано распределение максимальных и минимальных главных напряжений вдоль направления фронта очистных работ (рис. 5) вглубь массива при различных комбинациях физических свойств.

Интерпретируя графики на рис. 4 через представление удельной потенциальной энергии, определяем градиент между максимальным главным напряжением и напряжением на границе моделируемого очистного забоя. Горное давление пород песчаника представляется в виде силы тяжести, приходящейся на единицу площади (эквивалент напряжения). Исходя из этого рассчитывается удельная энергия

$$\mathcal{E}_{\text{вес.песч}} = \frac{(\rho_{\text{песч}} g H)^2}{2E_{\text{песч}}}, \quad (1)$$

где  $\rho_{\text{песч}}$  – плотность песчаника,  $\text{кг/м}^3$ ;  $g$  – ускорение свободного падения,  $\text{м/с}^2$ ;  $H$  – глубина ведения работ,  $\text{м}$ ;  $E_{\text{песч}}$  – модуль деформации песчаника, МПа.

Отношение удельной энергии активации  $W_a$ , к удельной потенциальной энергии веса вышележащих горных пород  $\mathcal{E}$  представляет величину, по которой можно судить о степени опасности при выборе направления движения фронта очистных работ. Энергия активации определяется по градиенту от максимума или минимума напряжений (2 варианта поведения графиков на рис. 4). Полученное значение сравнивается с критическим значением, соответствующим безопасной удельной потенциальной энергии. Это отношение можно назвать коэффициентом напряжённости  $K$ .

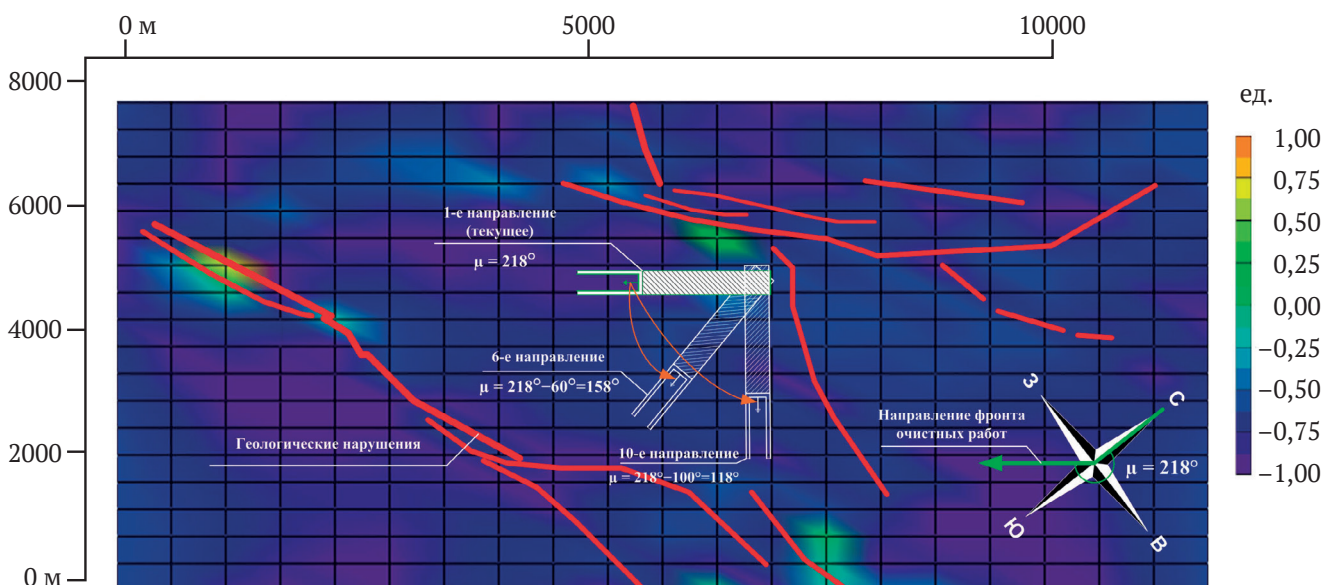


Рис. 2. Карта значений параметра Надаи–Лоде при 1-м направлении фронта очистных работ

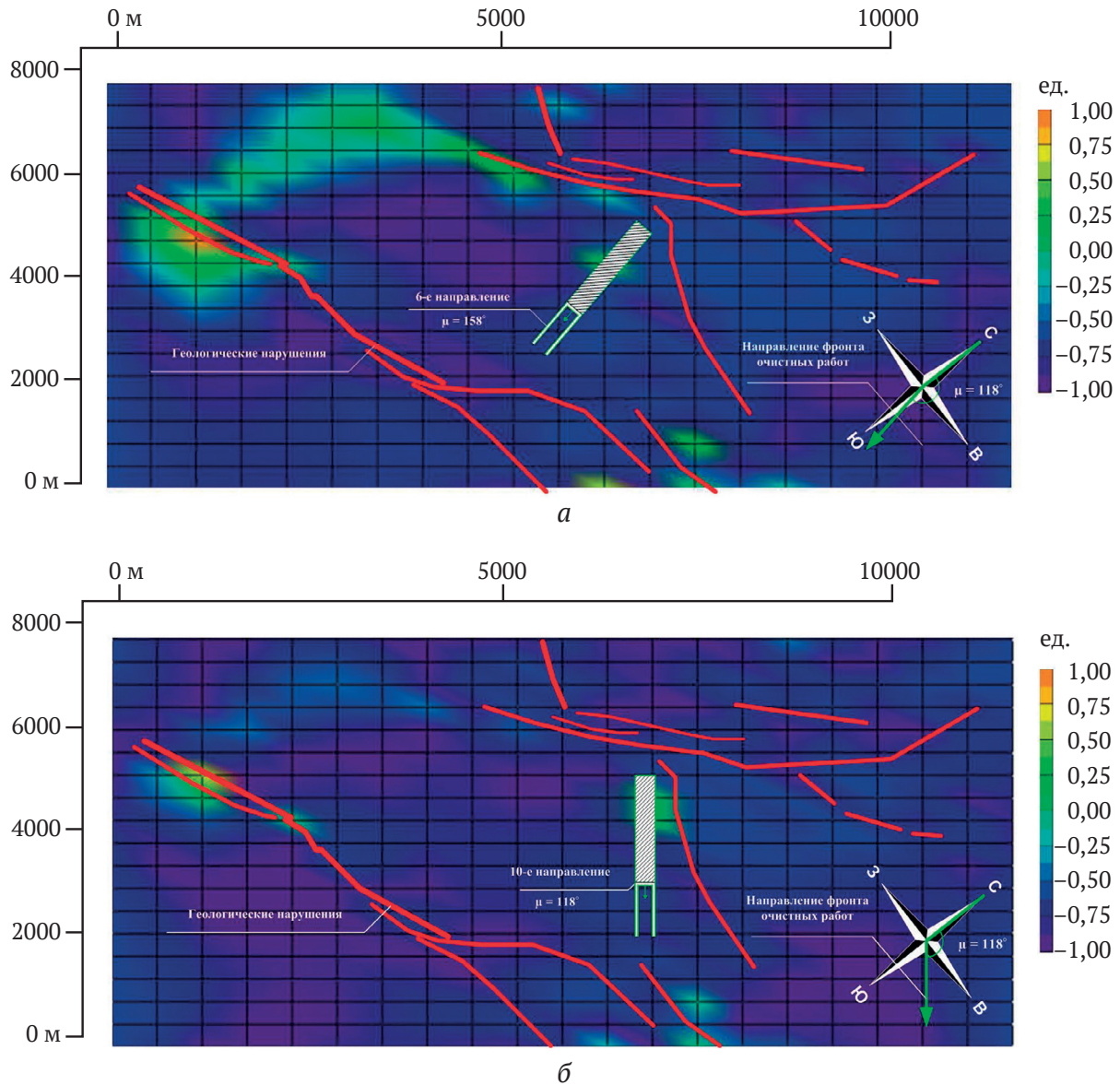


Рис. 3. Карта значений параметра Надаи–Лоде при различных положениях выработки: а – 6-е направление (158°) [текущее]; б – 10-е направление (118°)

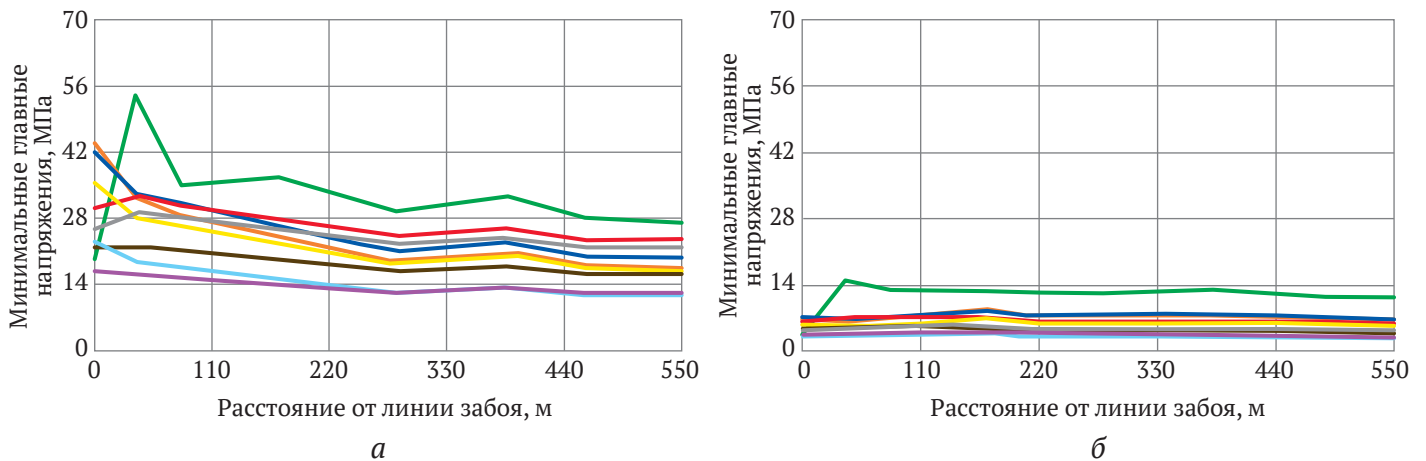


Рис. 4. Распределение главных напряжений вдоль направления моделируемого очистного пространства выработки вглубь массива для первого направления: а – для максимальных главных напряжений  $\sigma_1$ ; б – для минимальных главных напряжений  $\sigma_3$

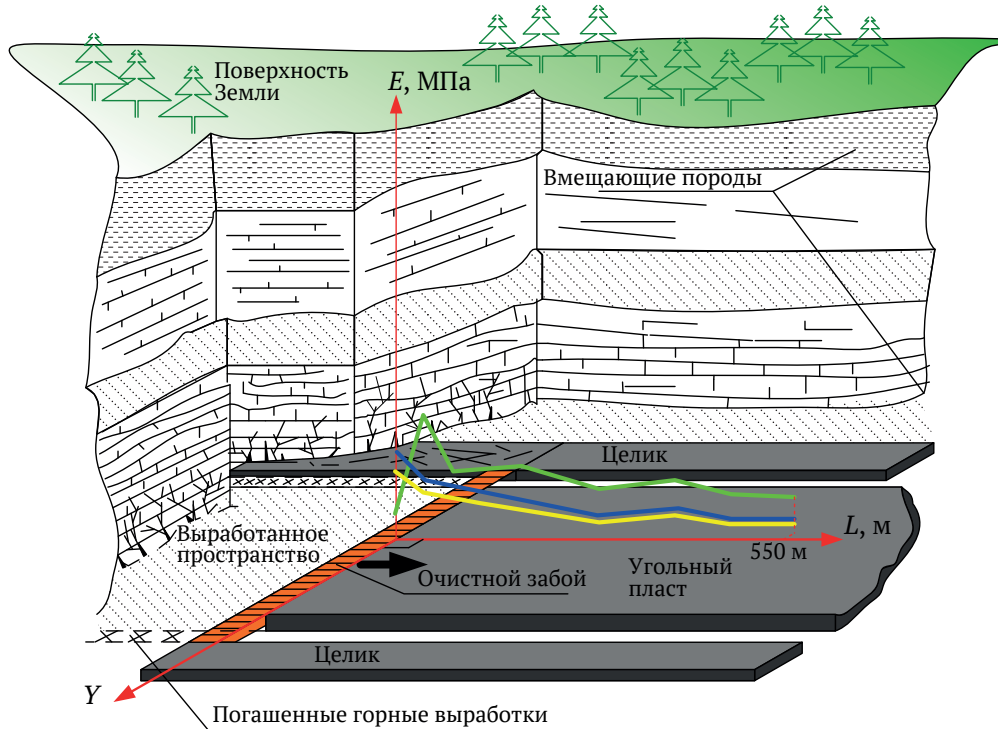


Рис. 5. Схема к определению распределения максимальных и минимальных главных напряжений вдоль направления фронта очистных работ

В зависимости от наблюдаемых на забое выработки максимальных главных напряжений: локальных максимумов или локальных минимумов – представим два варианта расчётов.

Ниже представлены формулы для локального максимума напряжений на границе моделируемого очистного пространства выработки. Этому случаю соответствуют решения моделей с  $E_{ur} = 1036$  МПа,  $\nu = 0,160$  (рис. 6).

Коэффициент напряжённости при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных максимумах напряжений

$$K_1 = \frac{W_{a_1}}{\mathfrak{E}_{\text{вес\_песч}}}. \quad (2)$$



Рис. 6. Распределение главных напряжений вдоль направления моделируемого очистного пространства выработки вглубь массива на примере 1-го направления для  $E_{ur} = 1036$  МПа,  $\nu = 0,160$

Удельная потенциальная энергия активации при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных максимумах напряжений

$$W_{a_1} = 0,5 \left( \frac{[\sigma_1^{\max \text{ заб}} - \sigma_3^{\max \text{ заб}}]^2}{E_i} - \frac{[\sigma_1^{\min} - \sigma_3^{\min}]^2}{E_i} \right); \quad (3)$$

градиент напряжений при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных максимумах напряжений

$$\text{grad}_1 = \frac{\sigma_1^{\min} - \sigma_1^{\max \text{ заб}}}{r^{\min}}, \quad (4)$$

здесь  $\sigma^{\max \text{ заб}}$  – локальные максимумы напряжений на границе моделируемого очистного пространства выработки, МПа;  $\sigma^{\min}$  – локальные минимумы напряжений вглубь массива, МПа;  $E_i$  – рассчитанный модуль деформации в соответствующей максимумам/минимумам напряжений  $i$ -й точке массива, МПа;  $r^{\min}$  – расстояние от границы моделируемого очистного пространства выработки до локального минимума напряжений, м.

В табл. 1 представлены значения, по которым было построено распределение.

Значение  $r = 0$  является границей моделируемого очистного пространства – плоскость забоя. Для графика представленного вида определяем  $\sigma_1^{\max \text{ заб}} = 43,86$  МПа,  $\sigma_1^{\min} = 18,41$  МПа,  $r^{\min} = 280$  м и производим расчёт в соответствии с формулами (2)–(4).

Далее рассматривается второй случай, когда на границе моделируемого очистного забоя создаются локальные минимумы. Этому случаю соответствуют решения моделей с  $E_{ur} = 1037$  МПа,  $\nu = 0,203$  (рис. 7).

Таблица 1

Данные для построения графика зависимости изменения максимальных главных напряжений от расстояния от плоскости забоя вглубь массива (для  $E_{ur} = 1036$  МПа,  $\nu = 0,160$ )

Параметры	Значения									
Максимальные главные напряжения $\sigma_1$ , МПа	43,86	32,38	28,51	23,53	21,78	18,41	20,26	17,62	16,96	16,67
Расстояние от границы моделируемого очистного пространства выработки вглубь массива $r$ , м	0	38	79	172	212	280	387	459	564	649

Таблица 2

Данные для построения графика зависимости изменения максимальных главных напряжений от расстояния от плоскости забоя вглубь массива (для  $E_{ur} = 1037$  МПа,  $\nu = 0,203$ )

Параметры	Значения									
Максимальные главные напряжения $\sigma_1$ , МПа	20,97	54,54	35,14	36,92	34,1	29,67	32,85	28,39	26,94	25,98
Расстояние от границы моделируемого очистного пространства выработки вглубь массива $r$ , м	0	38	79	172	212	280	387	459	564	649



Рис. 7. Распределение главных напряжений вдоль направления моделируемого очистного пространства выработки вглубь массива на примере 1-го направления для  $E_{ur} = 1037$  МПа,  $\nu = 0,203$

Коэффициент напряжённости при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных минимумах напряжений равен

$$K_2 = \frac{W_{a_2}}{\mathfrak{E}_{\text{вес\_песч}}}. \quad (5)$$

Удельная потенциальная энергия активации при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных минимумах напряжений равна

$$W_{a_2} = 0,5 \left( \frac{[\sigma_1^{\max} - \sigma_3^{\max}]^2}{E_i} - \frac{[\sigma_1^{\min \text{ заб}} - \sigma_3^{\min \text{ заб}}]^2}{E_i} \right); \quad (6)$$

градиент напряжений при наблюдаемых на границе моделируемого очистного пространства выработки локальных минимумах напряжений равен

$$\text{grad}_2 = \frac{\sigma_1^{\max} - \sigma_1^{\min \text{ заб}}}{r^{\max}}, \quad (7)$$

здесь  $\sigma^{\min \text{ заб}}$  – локальные минимумы напряжений на границе моделируемого очистного пространства выработки, МПа;  $\sigma^{\max}$  – локальные максимумы напряжений вглубь массива, МПа;  $E_i$  – рассчитанный модуль деформации в соответствующей максимумам/минимумам напряжений  $i$ -й точке массива, МПа;  $r^{\max}$  –

расстояние от границы моделируемого очистного пространства выработки до локального максимума напряжений, м.

В табл. 2 представлены значения, по которым было построено распределение для этого варианта.

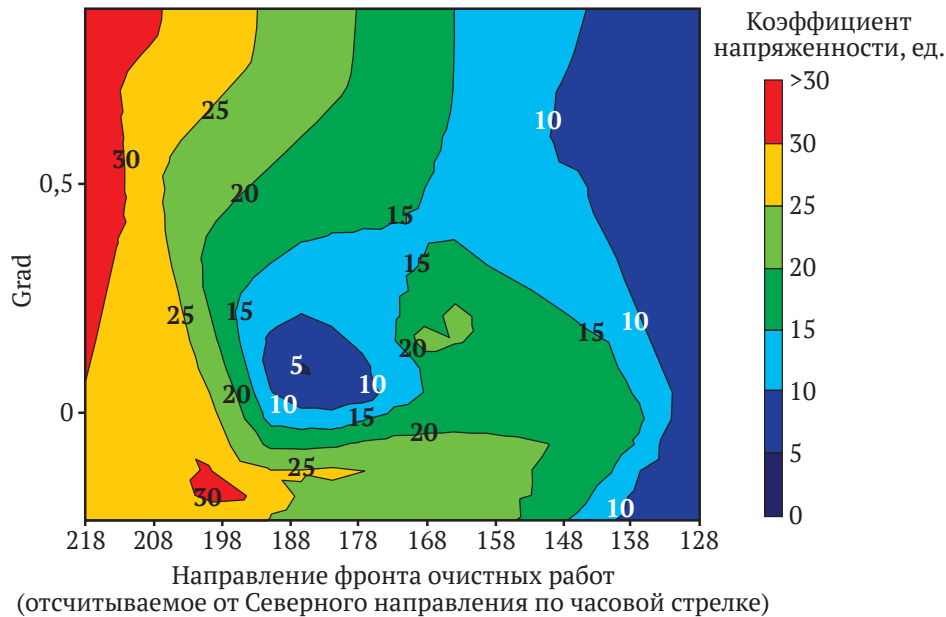
Тогда  $\sigma_1^{\min \text{ заб}} = 20,97$  МПа,  $\sigma_1^{\max} = 54,54$  МПа,  $r^{\max} = 38$  м подставляем в формулы (5)–(7) и производим расчёт.

Относя графики на рис. 4 к первому или второму варианту, производим соответствующие расчёты и получаем 10 значений энергий активации для максимальных главных напряжений и 10 значений градиентов напряжений.

Аналогичным образом определяются минимальные главные напряжения для графиков каждого рассматриваемого направления фронта очистных работ (угол  $\mu$  на рис. 2). Внутри одного направления будет 10 значений энергий активации для максимальных главных напряжений и 10 значений градиентов напряжений. Для каждого из вариантов рассчитываются коэффициенты напряжённостей  $K_1$  и  $K_2$ . Далее  $K_1$  и  $K_2$  представляем как одну характеристику  $K$ . Описанный порядок расчётов производим для каждого из направлений на рис. 2. Результаты сводим в единую матрицу. Эта матрица значений применяется для построения изограммы (рис. 8).

Изограмма является поверхностью коэффициентов напряжённости. В качестве строк этой матрицы выступают значения градиентов, определяемых по формулам (5) и (7) в зависимости от типа распределения; в качестве столбцов – направления моделируемого фронта движения очистного забоя. Матрица формируется из векторов коэффициентов напряжённостей для каждого направления, рассчитанных по аналогии с показанным выше примером.

Для оценки безопасности выбранного направления движения фронта очистных работ предлагается использовать критерий безопасности (безразмерный критерий безопасности  $[K]$ ). Критерий  $[K]$  определяется на основе сопоставления данных с сейсмостанции и рассчитанной удельной потенциальной энергии активации, отнесённой к удельной потенциальной энергии силы тяжести вышележащих горных пород  $\mathfrak{E}_{\text{вес\_песч}}$  (2) и (3), т.е.  $[K]$  сравнивается с  $K_{a1}$  и  $K_{a2}$ .



**Рис. 8.** Изограмма коэффициента напряжённости в зависимости от «градиента» напряжений и направления выработки

Ориентируясь на рис. 1 и исходные данные по энергетическим уровням, отметим, что границам II энергетического уровня (см. рис. 1, а) соответствует удельная потенциальная энергия в нетронутом угольном пласте со значением  $60 \text{ кДж/м}^3$  (см. рис. 1, б), границам III уровня (см. рис. 1, а) –  $112,5 \text{ кДж/м}^3$  (см. рис. 1, б).

Подставим в формулу (1) эти значения в числитель в качестве энергии активации. Удельную потенциальную энергию силы тяжести оставляем без изменений. Ниже квадратными скобками обозначаем, что величина является критерием.

$$\mathcal{E}_{\text{вес.песч}} = 18 \text{ кДж/м}^3.$$

$$\text{При } W_a = 60 \text{ кДж/м}^3 \quad [K]_{\text{нетр}}^{\text{II}} = 3,333.$$

$$\text{При } W_a = 112,5 \text{ кДж/м}^3 \quad [K]_{\text{нетр}}^{\text{III}} = 6,25.$$

$[K]_{\text{нетр}}$  – безопасное значение для нетронутого состояния угольного пласта, верхний индекс обозначает привязку к соответствующему энергетическому уровню.

Действующие в массиве напряжения превышают рассчитываемую прочность ненарушенного горного массива в связи с наличием осложняющих факторов. Для перехода к критерию в условиях проведения выработок воспользуемся тем, что на практике относительно безопасные выработки для угольных шахт на глубоких горизонтах можно отнести к III категории устойчивости согласно работам [17, 18]. III категория устойчивости характеризуется стабилизацией роста деформаций через 1–2 недели. Коэффициент, учитывающий превышение действующих напряжений рассчитываемой прочности, составляет 1,61–3,0. С учётом этого коэффициента  $[K]_{\text{нетр}}^{\text{II}}$  изменяется в диапазоне 5,37...10,  $[K]_{\text{нетр}}^{\text{III}}$  – в диапазоне 10,06...18,75. Данный принцип основан на аналогии с рекомендациями ввода коэффициента изменчивости прочности угля в нормативной документации

и Инструкциях по правилам безопасности<sup>2</sup>. Правомерность такого перехода от нетронутого массива к неустойчивым горным породам находит подтверждение в проводимых исследователями лабораторных испытаниях [19].

Переходя от нетронутого массива к породам III категории устойчивости определяют границу между разрушением в приконтурном массиве горных выработок (II энергетический уровень) и влиянием очистных выработок при выемке угля (III энергетический уровень). На стадии ведения добычных работ принимается критерий безопасности  $[K] = 10$ .

В соответствии с рис. 6 наиболее безопасным для условий ш. Комсомольская является вариант направления между  $138$  и  $128^\circ$  против часовой стрелки от северного направления для любых реализаций модуля деформации и коэффициента Пуассона. Направление в районе  $188^\circ$  также характеризуется меньшим коэффициентом напряжённости, но не во всех реализациях модуля деформации и коэффициента Пуассона. Этим принципом и следует руководствоваться при обосновании параметров безопасной отработки угольных пластов на глубоких горизонтах. Незначительные отклонения угла приводят к перераспределению напряжений по плоскости забоя и это может привести к аварии или инциденту.

<sup>2</sup> Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по прогнозу динамических явлений и мониторингу массива горных пород при отработке угольных месторождений». Приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 10 декабря 2020 года № 515. Доступ из Электронного фонда правовых и нормативных документов. URL: <https://docs.cntd.ru/document/573264171>



**Алгоритм осуществления прогноза горных ударов с учетом ведения очистных работ**

На основании вышеизложенного делаем вывод, что на стадии проектирования шахты важным условием является выбор безопасного направления движения очистных работ. В угольных пластах, подверженных действию геологических нарушений, ещё до ведения горных работ создаются неблагоприятные условия, причиной которых является накопление по-

тенциальной энергии в массиве горных пород. Избытки этой энергии проявляются в виде горных ударов [20, 14]. На угольных шахтах энергетические проявления в массиве фиксируют с помощью датчиков, информация с которых поступает на сейсмостанции. Эти проявления фиксируют как события. Описанный выше пример прогноза горных ударов и выбор безопасного направления фронта очистных работ можно записать в виде алгоритма (рис. 9).

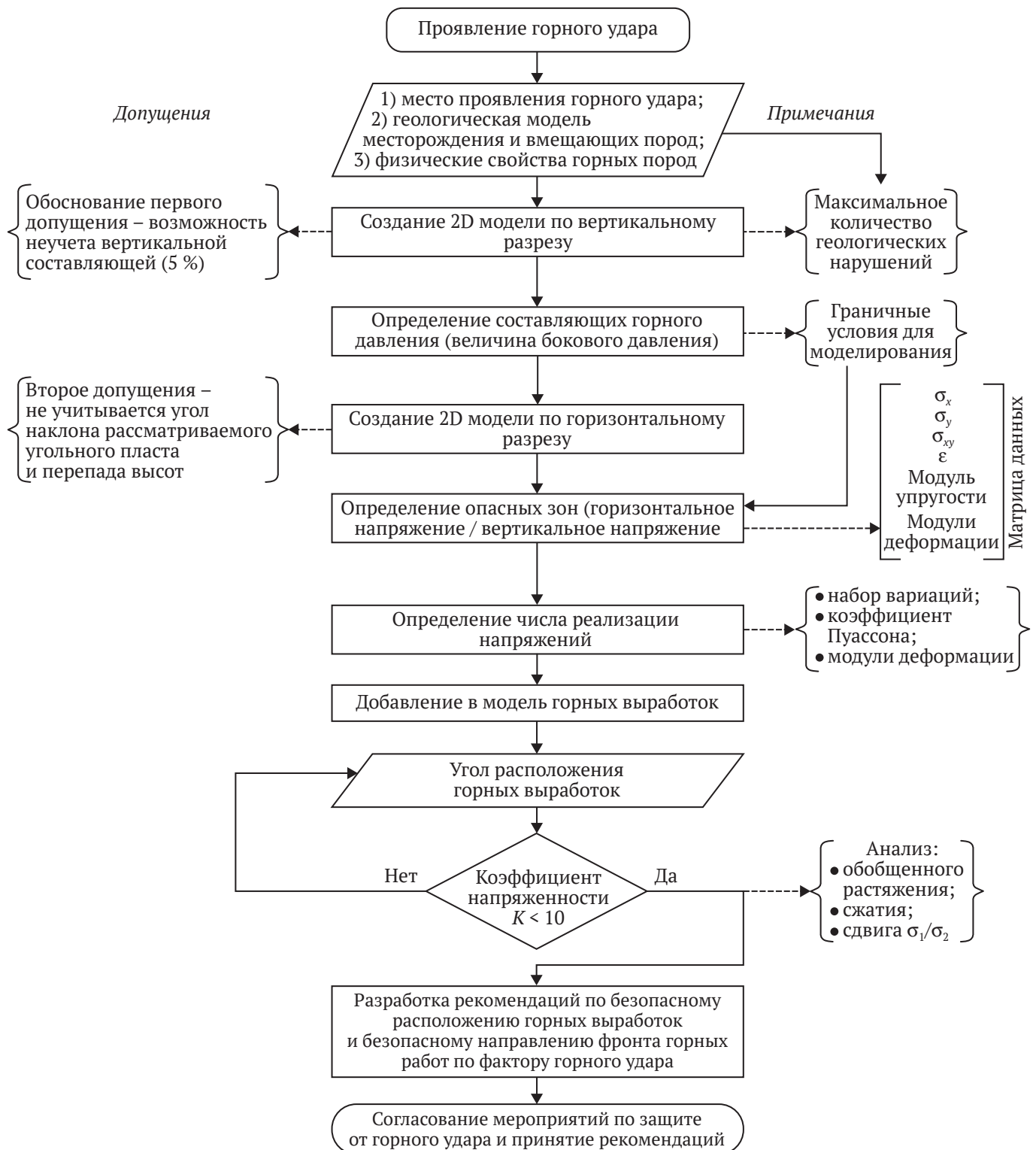


Рис. 9. Алгоритм регионального текущего прогноза горных ударов



Порядок применения алгоритма:

1. На первом этапе происходит сбор данных (места проявления горного удара, геологические документы и физические свойства горных пород).

2. Далее строится 2D модель по вертикальному разрезу с учётом пересечения максимального количества тектонических нарушений. Подтверждается возможность применения первого допущения, которая проявляется в возможности неучёта вертикальной составляющей горного давления.

3. Также по вертикальному сечению определяют составляющие горного давления (горизонтальные напряжения с коэффициентом бокового распора). Получаем граничные условия для дальнейшей работы.

4. Далее строится 2D модель по горизонтальному разрезу. Затем определяются направления тектонических сил на основе формирования опасных зон. Эти зоны определяются по отношению горизонтальных напряжений к вертикальным. Построение 2D модели по горизонтальному сечению выполняется с допущением, что не рассматриваются угол наклона разрабатываемого пласта, перепады высот, локальные нарушения (перемещение пласта, бифуркация, пликативные нарушения). Эти особенности пласта учитываются при более детальном локальном прогнозировании.

5. Далее определяется плотность вероятности числа реализаций напряжений в зависимости от набора вариаций физических свойств в системе задаваемых значений «Модуль деформации – коэффициент Пуассона» (200 наборов).

6. Расчётным путем определяется характер поведения нетронутого угольного пласта. Для этого применяется параметр Надаи–Лоде. Он учитывает обобщённое растяжение, сжатие и сдвиг. Последующий выбор направления фронта движения очистных работ основывается на расчётных значениях обобщённого сжатия. Условиям обобщённого сжатия соответствует значительная часть участков ведения горных работ [20].

7. После анализа напряжений в нетронутом массиве осуществляется анализ напряжений с учётом горных выработок при различном повороте их оси с шагом в  $10^\circ$ . Параметр Надаи–Лоде просчитывается и в этом случае с целью выявления закономерности перераспределения напряжений.

8. После определяется критерий безопасности. Критерий безопасности выбирается на основе сравнения данных сейсмостанции и результатов распределения удельной потенциальной энергии активации. Значение коэффициента безопасности принимается с поправкой на нарушение угольного пласта в результате образования зон ослабления (проведение горных

выработок) и сравнивается с получаемым коэффициентом напряжённости. Коэффициент напряжённости – величина, зависящая от градиента напряжённости вдоль нормали к линии забоя выработки.

9. При коэффициенте напряжённости менее 10 работы более безопасны с точки зрения возможного проявления горного удара. Если критерий более 10, то рекомендуется разработать дополнительные мероприятия по обеспечению контроля и безопасности горных работ.

Представленный алгоритм – универсальный для всех горных предприятий. Его применение возможно на любой шахте или в любой проектной организации. Для его реализации могут быть дополнительно использованы специальные программные средства. При использовании данного алгоритма для условий ш. Комсомольская применялись Plaxis и MathCad.

### Заключение

Разработанная методика прогноза горных ударов позволяет учесть геологические нарушения, находящиеся вне шахтного поля, наличие горных выработок с учетом их взаимовлияния, а также выработанное пространство.

Для оценки опасности проявления горных ударов введен критерий – коэффициент напряжённости. Он определяется на основе сопоставления данных с сейсмостанции и отношения рассчитанной удельной потенциальной энергии активации. Удельная потенциальная энергия активации отнесена к удельной потенциальной энергии силы тяжести вышележащих горных пород. Прогноз осуществляется путем оценки параметра Надаи–Лоде при различных направлениях движения фронта очистных работ.

Для реализации методики разработан и апробирован для условий ш. Комсомольская алгоритм регионального текущего прогноза горных ударов на угольных шахтах.

Разработанные решения позволяют повысить безопасность ведения горных работ.

По данному алгоритму, базирующемуся на разработанном способе прогноза горных ударов для условий ш. Комсомольская, был определен критерий безопасности, равный 10. Также для данной шахты было определено направление фронта очистных работ, при котором существенно снижаются риски проявления горных ударов. Наиболее безопасным для условий ш. Комсомольская является вариант направления между  $138$  и  $128^\circ$  против часовой стрелки от северного направления для любых реализаций модуля деформации и коэффициента Пуассона.

### Список литературы

1. Malinnikova O., Uchaev D., Uchaev D., Malinnikov V. The study of coal tectonic disturbance using multifractal analysis of coal specimen images obtained by means of scanning electron microscopy. In: *E3S Web of Conferences. 1st International Scientific Conference "Problems in Geomechanics of Highly Compressed Rock and Rock Massifs" (GHCRRM 2019)*. 2019;129:01017. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201912901017>
2. Zakharov V.N., Malinnikova O.N. Modeling geomechanical and geodynamic behavior of miningaltered rock mass with justifying mechanisms of initiation and growth of failure zones. In: *International European Rock Mechanics Symposium, EUROCK 2018. Geomechanics and Geodynamics of Rock Masses*. 2018;1:167–180.



3. Tianwei L., Hongwei Z., Sheng L., Jun H., Weihua S., Batugin A. S., Guoshui T. Numerical study on 4-1 coal seam of xiaoming mine in ascending mining. *Scientific World Journal*. 2015. <https://doi.org/10.1155/2015/516095>
4. Lan T., Sun J., Batugin A. S., Jia W., Zhang Z. Dynamic characteristics of fault structure and its controlling impact on rock burst in mines. *Shock and Vibration*. 2021;2021:7954876. <https://doi.org/10.1155/2021/7954876>
5. Lan T., Zhang H., Li S., Batugina I., Batugin A. Application and development of the method of geodynamic zoning according to geodynamic hazard forecasting at coal mines in China. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. World Multidisciplinary Earth Sciences Symposium (WMESS 2018)*. 3–7 September 2018, Prague, Czech Republic. 2019;221(1):012088. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/221/1/012088>
6. Марков Г.А. *Тектонические напряжения и горное давление в рудниках Хибинского массива*. Л.: Наука; 1977. 213 с.
7. Ловчиков А.В. Новая концепция механизма горно-тектонических ударов и других динамических явлений для условий рудных месторождений. *Горные науки и технологии*. 2020;5(1):30–38. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-1-30-38>
8. Яковлев Д.В., Цирель С.В., Мулев С.Н. Закономерности развития и методика оперативной оценки техногенной сейсмической активности на горных предприятиях и в горнодобывающих регионах. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2016;(2):34–47. URL: <https://www.sibran.ru/upload/iblock/ca1/ca15451a9d2410129c5af3babe2bafef.pdf>
9. Яковлев Д.В., Исаев Ю.С., Мулев С.Н. и др. Аппаратно-программный комплекс «Geo Info Trans System (GITS) в системах геодинамического и экологического мониторинга. В: *Международная конференция «Горная геофизика»*. 22–25 июня 1998. СПб.: ВНИМИ; 1998.
10. Kovtanyuk L.V., Panchenko G.L. On compression of a heavy compressible layer of an elastoplastic or elastoviscoplastic. *Medium Mechanics of Solids*. 2017;52(6):653–662. <https://doi.org/10.3103/S002565441706005X>
11. Kondner R.L., Zelasko J.S. A hyperbolic stress strain formulation for sands. In: *Proceedings of the 2<sup>nd</sup> Pan American Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering*. Sao Paulo, Brazil. 1963;1:289–324.
12. Duncan J.M., Chang C.-Y. Nonlinear analysis of stress and strain in soil. *Journal of the Soil Mechanics and Foundation Division*. 1970;96(5):1629–1653.
13. Janbu J. Soil Compressibility as determined by oedometer and triaxial tests. In: *Proceedings of European Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering (ECSMFE)*. Wiesbaden, Germany. 1963;1:9–25.
14. Von Soos P. Properties of soil and rock. In: *Grundbau-Taschenbuch*. Part 4. Ed. 4. Berlin: Ernst & Sohn; 1990. (In German)
15. Устинов Д.В. Влияние выбора модели вмещающего массива на результаты моделирования рыхлости перегонных тоннелей метрополитена. *Геотехника*. 2018;10(5–6):34–50.
16. *Справочник (кадастр) физических свойств горных пород*. Под ред. Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, М.М. Протождяконова. М.: Недра; 1975. 279 с.
17. Трушко О.В. Оценка геодинамической устойчивости горных выработок глубоких рудников. *Наука, техника и образование*. 2015;(2):58–62.
18. Трушко О.В., Петров Д.Н., Стрелецкий А.В. Обеспечение устойчивости горных выработок. *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*. 2012;(2):51–55.
19. Басов В.В. Исследование геомеханического состояния неустойчивых пород в окрестности сопряжений горных выработок. *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):23–30. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2019-1-23-30>
20. Курленя М.В., Серяков В.М., Ерёменко А.А. *Техногенные геомеханические поля напряжений*. Новосибирск: Наука; 2005. 264 с.

## References

1. Malinnikova O., Uchaev D., Uchaev D., Malinnikov V. The study of coal tectonic disturbance using multifractal analysis of coal specimen images obtained by means of scanning electron microscopy. In: *E3S Web of Conferences. 1<sup>st</sup> International Scientific Conference “Problems in Geomechanics of Highly Compressed Rock and Rock Massifs” (GHCRRM 2019)*. 2019;129:01017. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201912901017>
3. Tianwei L., Hongwei Z., Sheng L., Jun H., Weihua S., Batugin A. S., Guoshui T. Numerical study on 4-1 coal seam of xiaoming mine in ascending mining. *Scientific World Journal*. 2015. <https://doi.org/10.1155/2015/516095>
4. Lan T., Sun J., Batugin A. S., Jia W., Zhang Z. Dynamic characteristics of fault structure and its controlling impact on rock burst in mines. *Shock and Vibration*. 2021;2021:7954876. <https://doi.org/10.1155/2021/7954876>
5. Lan T., Zhang H., Li S., Batugina I., Batugin A. Application and development of the method of geodynamic zoning according to geodynamic hazard forecasting at coal mines in China. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. World Multidisciplinary Earth Sciences Symposium (WMESS 2018)*. 3–7 September 2018, Prague, Czech Republic. 2019;221(1):012088. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/221/1/012088>
6. Markov G.A. *Tectonic stresses and rock pressure in the Khibiny massif mines*. Leningrad: Nauka Publ.; 1977. 213 p. (In Russ.)





7. Lovchikov A. V. A new concept of the mechanism of rock-tectonic bursts and other dynamic phenomena in conditions of ore deposits. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(1):30–38. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-1-30-38>
8. Yakovlev D. V., Tsirel S. V., Mulev S. N. Regularities of development and technique of rapid assessment of technogenic seismic activity at mining enterprises and in mining regions. *Fiziko-Tekhnicheskiye Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh*. 2016;(2):34–47. (In Russ.) URL: <https://www.sibran.ru/upload/iblock/ca1/ca15451a9d2410129c5af3babe2bafef.pdf>
9. Yakovlev D. V., Isaev Yu. S., Mulev S. N. et al. “GeoInfoTransSistem (GITS) hardware-software complex in geodynamic and environmental monitoring systems. In: *International Conference “Mining Geophysics”*. June 22–25, 1998. St. Petersburg: VNIMI Publ.; 1998 p. (In Russ.)
10. Kovtanyuk L. V., Panchenko G. L. On compression of a heavy compressible layer of an elastoplastic or elastoviscoplastic. *Medium.Mechanics of Solids*. 2017;52(6):653–662. <https://doi.org/10.3103/S002565441706005X>
11. Kondner R. L., Zelasko J. S. A hyperbolic stress strain formulation for sands. In: *Proceedings of the 2<sup>nd</sup> Pan American Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering*. Sao Paulo, Brazil. 1963;1:289–324.
12. Duncan J. M., Chang C.-Y. Nonlinear analysis of stress and strain in soil. *Journal of the Soil Mechanics and Foundation Division*. 1970;96(5):1629–1653.
13. Janbu J. Soil Compressibility as determined by oedometer and triaxial tests. In: *Proceedings of European Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering (ECSMFE)*. Wiesbaden, Germany. 1963;1:9–25.
14. Von Soos P. Properties of soil and rock. In: *Grundbau-Taschenbuch*. Part 4. Ed. 4. Berlin: Ernst & Sohn; 1990. (In German)
15. Ustinov D. V. Impact of the enclosing massif model selection over the results of subway tunnels excavation modelling. *Geotechnics*. 2018;10(5–6):34–50. (In Russ.)
16. Melnikova N. V., Rzhevskii V. V., Protodiakonov M. M. (eds.) *Handbook (cadastre) of rock physical properties*. Moscow: Nedra Publ.; 1975. 279 p. (In Russ.)
17. Trushko O. V. Geodynamic stability assessment for mine workings in deep mines. *Science, Technology and Education*. 2015;(2):58–62. (In Russ.)
18. Trushko O. V., Petrov D. N., Streletsky A. V. Provision of durability of mine workings. *Izvestiya Vysshikh Uchebnykh Zavedenii. Gornyi Zhurnal*. 2012;(2):51–55. (In Russ.)
19. Basov V. V. The study of geomechanical condition of unstable rocks in the vicinity of mine working junctions. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2019;4(1):23–30. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2019-1-23-30>
20. Kurlenya M. V., Seryakov V. M., Yeremenko A. A. *Technogenic geotechnical stress fields*. Novosibirsk: Nauka Publ.; 2005. 264 p.

### Информация об авторах

**Сергей Сергеевич Кобылкин** – доктор технических наук, профессор кафедры Безопасности и экологии горного производства, Горный институт, Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов» (НИТУ «МИСиС»), г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-2626-208X](https://orcid.org/0000-0002-2626-208X), Scopus ID [56209222200](https://scopus.com/authorid/56209222200); e-mail [kobylkin.s@misis.ru](mailto:kobylkin.s@misis.ru)

**Александр Сергеевич Пугач** – старший преподаватель кафедры Физических процессов горного производства и геоконтроля, Горный институт, Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов» (НИТУ «МИСиС»), г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-9353-4567](https://orcid.org/0000-0002-9353-4567); e-mail [as.pugach@misis.ru](mailto:as.pugach@misis.ru), [Alpugach@mail.ru](mailto:Alpugach@mail.ru)

### Information about the authors

**Sergey S. Kobylkin** – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Department of Safety and Ecology of Mining, Mining Institute, National University of Science and Technology “MISIS” (NUST MISIS), Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-2626-208X](https://orcid.org/0000-0002-2626-208X), Scopus ID [56209222200](https://scopus.com/authorid/56209222200); e-mail [kobylkin.s@misis.ru](mailto:kobylkin.s@misis.ru)


**Alexander S. Pugach** – Senior Lecturer of the Department of Physical Processes of Mining and Geo-control, Mining Institute, National University of Science and Technology “MISIS” (NUST MISIS), Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-9353-4567](https://orcid.org/0000-0002-9353-4567); e-mail [as.pugach@misis.ru](mailto:as.pugach@misis.ru), [Alpugach@mail.ru](mailto:Alpugach@mail.ru)

Поступила в редакцию	13.03.2022	Received	13.03.2022
Поступила после рецензирования	08.04.2022	Revised	08.04.2022
Принята к публикации	27.05.2022	Accepted	27.05.2022



## СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОФИЗИКА

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-137-149>**Управление параметрами энергии взрыва для обеспечения интенсивного дробления горных пород на карьерах**У. Ф. Насиров<sup>1</sup> , Ш. Ш. Заиров<sup>2</sup>  , М. Р. Мехмонов<sup>2</sup>, А. У. Фатхиддинов<sup>3</sup><sup>1</sup> Филиал Национального исследовательского технологического университета «МИСиС»,  
г. Алмалык, Республика Узбекистан<sup>2</sup> Навоийский государственный горно-технологический университет,  
г. Навои, Республика Узбекистан;<sup>3</sup> Ташкентский государственный технический университет им. Ислама Каримова,  
г. Ташкент, Республика Узбекистан; [sheer-z@mail.ru](mailto:sheer-z@mail.ru)**Аннотация**

Управление действием взрыва на основе повышения его энергетической эффективности в технологической скважине является актуальной задачей, так как позволяет обеспечить формирование разрушенной горной массы с заданными параметрами крупности. Одним из направлений повышения эффективности взрывного воздействия на горную породу и снижения выхода негабаритов на карьерах традиционно рекомендуется усиление взрывного давления и увеличение времени воздействия взрыва на массив горных пород. Одним из устройств, использование которого позволяет в определенной степени реализовать этот подход является турбулизатор. Турбулизатор изготавливают из алюминиевой пластины, скрученной винтообразно вокруг продольной оси. Монтаж устройства в взрывной технологической скважине осуществляют по специально разработанной схеме. Разработанная методика исследования напряженно-деформированного состояния горного массива при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде взрывчатых веществ позволила определить размер зоны радиальных трещин и радиус дробления горных пород. Рекомендуется способ инициирования скважинных зарядов взрывчатых веществ во взрывном блоке карьера, включающий бурение взрывных скважин, заполнение их взрывчатым веществом, установление внутрискважинных капсул-детонаторов и взрывание неэлектрической системой инициирования. Взрывной блок разделяется на две равные части, которые в свою очередь содержат три серии скважин для короткозамедленного взрывания. Инициирование скважинных зарядов производится одновременно в двух частях блока в виде трапециевидной схемы взрывания с обеспечением встречи детонационных волн. В первой серии с двух концов взрывного блока производится мгновенное взрывание скважин в виде трапеции. Далее во второй серии через 42 мс взрываются последующие скважины также в виде трапеции. Еще через 42 мс по периметру взрывного блока в третьей серии взрываются оставшиеся скважины. Внедрение конструкции с использованием эффекта турбовзрывания при дроблении горных пород скважинными зарядами на месторождении Кальмакыр АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» позволило снизить потребность во взрывчатых материалах и уменьшить объемы бурения, снизить затраты на вторичное дробление, повысить производительность работы экскаваторов и безопасность горных работ.

**Ключевые слова**

добыча полезных ископаемых, карьер, взрывные работы, взрывчатые вещества, разрушение горных пород, турбовзрыв, турбулизатор, скважинные заряды, инициирование, АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», Узбекистан

**Финансирование**

Исследование выполнено в рамках плана прикладных научно-исследовательских работ Навоийского государственного горного института на темы: «Разработка технологии отстройки устойчиво-конструктивных бортов карьеров с учетом технологии ведения буровзрывных работ» (проект №БВ-А-тех-2018-37).

**Для цитирования**


Nasirov U. F., Zairov Sh. Sh., Mekhmonov M. R., Fatkhiddinov A. U. Controlling blast energy parameters to ensure intensive open-pit rock fragmentation. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):137–149. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-137-149>



## MINING ROCK PROPERTIES. ROCK MECHANICS AND GEOPHYSICS

Research article

## Controlling blast energy parameters to ensure intensive open-pit rock fragmentation

U. F. Nasirov<sup>1</sup> , Sh. Sh. Zairov<sup>2</sup>  , M. R. Mekhmonov<sup>2</sup>, A. U. Fatkhiddinov<sup>3</sup><sup>1</sup> National University of Science and Technology “MISIS” (Almalyk Branch), Almalyk, Republic of Uzbekistan<sup>2</sup> Navoi State Mining-Technological University, Navoi, Republic of Uzbekistan<sup>3</sup> Islam Karimov Tashkent State Technical University, Tashkent, Republic of Uzbekistan [sheer-z@mail.ru](mailto:sheer-z@mail.ru)

### Abstract

Controlling blast action, in order to increase its energy efficiency in a production blasthole is quite an important issue. This is because it enables the formation of broken rock mass with preset coarseness parameters. Increasing the blast pressure and the time of the blast impact on a rock mass is traditionally recommended as one of the ways to improve the blast action on the rock mass, thus reducing the oversize yield in open pits. One device which enables this approach to a certain extent is a turbulator. The turbulator is fabricated of aluminum plate twisted in a helical fashion around its longitudinal axis. It is mounted in a production blasthole according to a specially designed scheme. The methodology developed to study the stress and strain state of a rock mass when using a turbulator in a blasthole explosive charge allows the size of radial fracture zone and the radius of rock fragmentation to be defined. A method was developed to initiate blasthole charges in a pit blasting block. It includes drilling blastholes, filling them with explosive, installing downhole blasting caps, and blasting using non-electric initiation system. A blasting block is divided into two equal parts (sections), which in turn contain three series of blastholes for short-delay blasting. Blasthole charges are initiated simultaneously in the two parts of the block based on a trapezoidal blasting pattern, thus ensuring meeting detonation waves. In the first series, instantaneous blasting of blastholes located on both ends of the blasting block and forming a trapezoid (in plan view) is carried out. Then after 42 ms, the second series of blastholes (also forming a trapezoid) is detonated. After another 42 ms, the remaining blastholes are detonated along the perimeter of the blast block in the third series. Implementation of this design with the effect of turbo-blasting for rock fragmentations by blasthole charges at the Kalmakyr deposit of JSC “Almalyk Mining and Metallurgical Complex” has led to the reduction of consumption of explosives, volume of drilling, secondary fragmentation costs, and increased productivity of excavators and mining safety.

### Keywords

mining, open pit, blasting, explosives, rock fragmentation, turbo-blast, turbulator, blasthole charges, initiation, JSC “Almalyk Mining and Metallurgical Complex”, JSC “Navoi Mining and Metallurgical Complex”, Uzbekistan

### Acknowledgments

The research was performed within the framework of the Plan of Applied Research Works of Navoi State Mining Institute on the topics: “Development of the technology for forming stable open pit walls with regard to drilling and blasting operations technique” (Project No. BV-Atekh-2018-37).

### For citation

Nasirov U. F., Zairov Sh. Sh., Mekhmonov M. R., Fatkhiddinov A. U. Controlling blast energy parameters to ensure intensive open-pit rock fragmentation. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):137–149. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-137-149>

### Введение

Среди известных современных методов взрывания, существенно влияющих на механический эффект и позволяющих управлять степенью дробления горных пород, выделяются три основных направления [1, 2]:

1) разработка рациональной конструкции заряда взрывчатых веществ (ВВ) для эффективного дробления массива горных пород;

2) соблюдение принципа энергетического соответствия между энергией, которая затрачивается на дробление горных пород, и энергией, которая концентрируется в единице заряда ВВ;

3) разработка различных технологических приемов взрывания.

Анализ современного состояния буровзрывных работ (БВР) с учетом закономерностей изменения взрываемости горного массива [2–7] показал, что повышение эффективности БВР в этих условиях возможно за счет: определения основных закономерностей влияния параметров БВР на физико-механические и горнотехнологические свойства массива, изменяющиеся с глубиной разработки, на эффективность дробления горной массы; обоснования параметров БВР с использованием ВВ, обеспечивающих повышение

эффективности взрывных работ и их безопасность; разработки эффективных способов взрывания, позволяющих улучшить качество дробления горной массы; разработки комплексной системы безопасности при производстве и применении ВВ, а также разработки технических и технологических решений по управлению действием взрыва, базирующихся на экспериментально установленном физическом эффекте повышения его энергии и импульса в скважине.

В настоящее время даже применением прогрессивных способов ведения БВР не удастся полностью исключить выход крупной фракции (негабаритов), о чём свидетельствует опыт разрушения крепких и особо крепких горных пород при ведении горных работ [8]. Установлено, что увеличение выхода негабарита с 2,5 до 5 % вызывает снижение производительности экскаватора на 20–30 %, а при 20 % выхода негабарита его производительность снижается в 2,0–2,5 раза [9–11]. В связи с этим необходимо уделять особое внимание решению вопросов повышения качества дробления массива горных пород и обеспечению снижения выхода негабаритов.

Традиционная технология ведения БВР на глубоких горизонтах карьеров исчерпала свои возможности, поэтому необходимо внедрение более прогрессивных способов, предусматривающих обеспечение в полной мере заданного качества дробления горной массы. При реализации известных разработанных способов взрывного разрушения массива горных пород не обеспечивается равномерное их дробление, что ведет к ухудшению качества подготовки горной массы и повышенным затратам на экскавацию. При изучении процессов взрывного разрушения массива горных пород с применением скважинных зарядов ВВ необходимо особое внимание уделять выявлению физических особенностей их разрушения в зависимости от конкретных структурных и прочностных свойств взрывающегося массива горных пород. Наиболее перспективным направлением при создании способов разрушения пород с асимметрией распределения энергии взрыва в пространстве и максимальной ее концентрации в направлении вглубь разрушаемого массива является использование явления турбовзрывания.

### 1. Исследование эффекта «турбовзрывания» при дроблении горных пород

#### скважинными зарядами взрывчатых веществ

Для повышения эффективности взрывного воздействия на горную породу и снижения выхода негабаритов на карьерах рекомендуется увеличение давления и времени воздействия взрыва на массив путем использования турбулизатора, эффект которого подробно описан в работе [12]. Турбулизатор предназначен для повышения фактического коэффициента использования потенциальной энергии колонковых зарядов промышленных типов ВВ за счет повышения скорости вторичных химических реакций догорания ВВ в скважине после прохождения детонационной волны до момента прорыва продуктов детонации на свободную поверхность.

Базовая конструкция турбулизатора представляет собой пластину, изготовленную из стального листа или алюминия, скрученную винтообразно вокруг продольной оси [12] (рис. 1).

Приведение турбулизатора в действие детонационной волной представлено на рис. 2 [12].

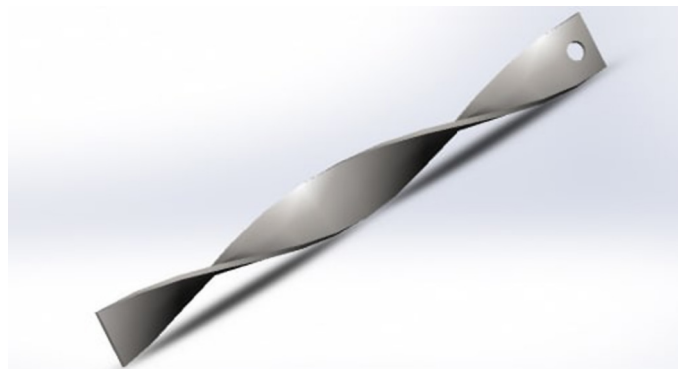


Рис. 1. Базовая конструкция турбулизатора [12]

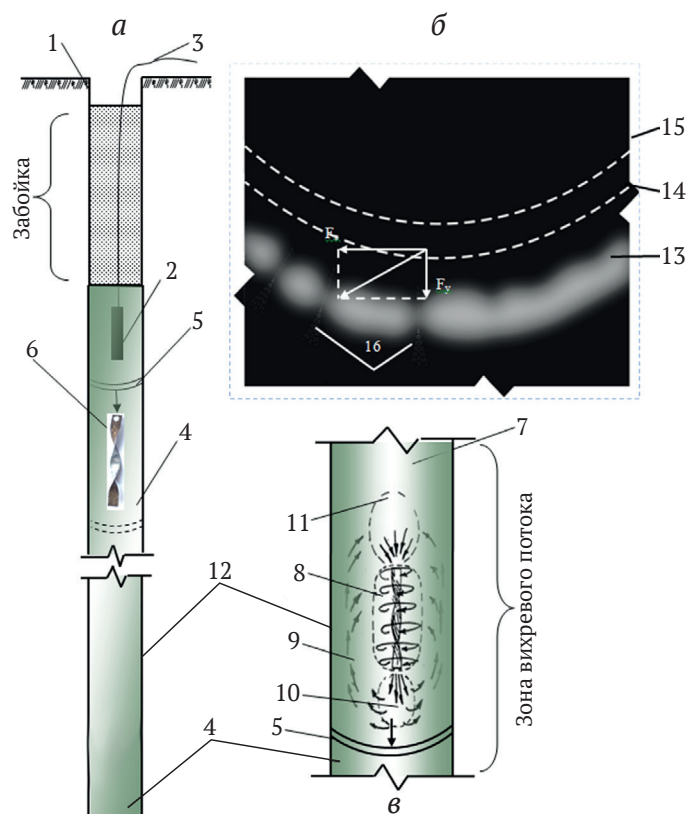


Рис. 2. Схема действия детонационной волны при использовании турбулизатора [12]:

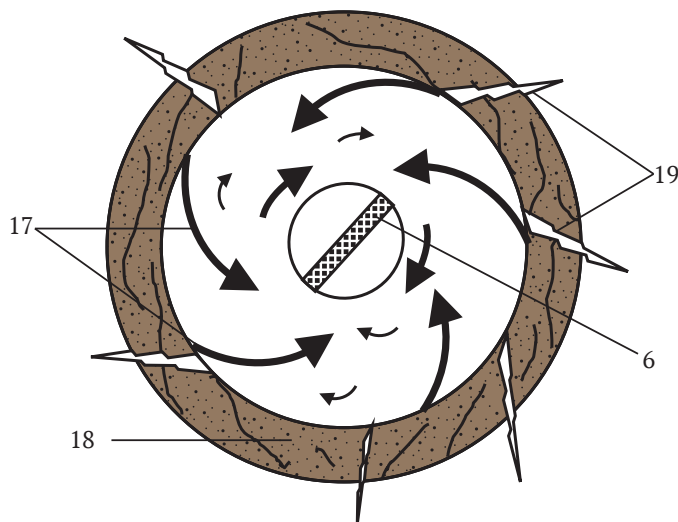
- 1 – взрывная скважина; 2 – промежуточный детонатор;
- 3 – средство взрывания СИНВ; 4 – колонка заряда ВВ;
- 5 – детонационная волна; 6 – турбулизатор;
- 7 – высокоскоростное вращательно-поступательное движение турбулизатора по скважине;
- 8 – осесимметричные вихревые потоки взрывных газов;
- 9 – продольные вихревые потоки взрывных газов;
- 10 – зона компрессии газов; 11 – зона депрессии газов;
- 12 – стенка скважины; 13 – фронт головной ударной волны;
- 14 – расчётное положение контактной поверхности;
- 15 – расчётное положение возвратной волны в ПД;
- 16 – струи продуктов детонации, пронизывающие плазму

Согласно рис. 2 в скважине 1 при взрыве промежуточного детонатора 2 в ВВ 4 формируется детонационная волна 5,двигающаяся к турбулизатору 6. Детонационная волна, проходя через винтообразную пластину, двигается дальше по колонке заряда – 4.

Эффект турбулизации возникает от проходящей вдоль турбулизатора детонационной волны. На рис. 2, б представлено возникающее давление на фронте детонационной волны.

В турбулизаторе возникают давление и скоростной напор высокоплотных продуктов детонации, движущихся за фронтом волны.

Детонационная волна разделяется на силовые составляющие  $F_x$  и  $F_y$ , при этом составляющая  $F_x$  создает крутящий момент вокруг продольной оси турбулизатора, сообщая импульс вращательного движения, а составляющая  $F_y$  сообщает турбулизатору импульс поступательного движения по скважине. В результате данного процесса при прохождении детонационной волны через турбулизатор по скважине 7 начинается высокоскоростное вращательно-поступательное движение.



**Рис. 3.** Процесс образования вихревых потоков взрывных газов во взрывной скважине при использовании турбулизатора:  
17 – мелкодисперсные частицы переизмельчённых горных пород; 18 – зона бризантного действия взрыва; 19 – трещины горного массива

В результате высокоскоростного вращательно-поступательного движения во взрывной скважине создаются осесимметричные 8 и продольные 9 вихревые потоки взрывных газов. Перед турбулизатором возникает компрессия газов (зона 10), а позади – депрессия (зона 11) из-за нагнетания взрывных газов вглубь скважины. Со стенки скважины 12 вихревыми потоками 9 срываются мелкодисперсные частицы переизмельчаемой горной породы 17 (рис. 3), которые в зоне 18 образуются из-за бризантного действия взрыва. В самой стенке взрывной скважины снижается концентрация твердых частиц, повышаясь у оси скважины. Далее взрывные газы проникают в трещины горного массива 19 [12].

Рассмотрим гидродинамическую теорию детонации и распространение ударной волны по турбулизатору согласно схеме, приведенной на рис. 4.

Примем следующие параметры среды перед фронтом ударной волны и за ее фронтом: давление  $P_0$  и  $P_1$ , плотность  $\rho_0$  и  $\rho_1$ , температура  $T_0$  и  $T_1$ . Для того чтобы найти связь между этими параметрами, воспользуемся законами сохранения массы, импульса и энергии.

За время  $t$  ударная волна переместится на расстояние  $Ut$ , а фронт ударной волны – на расстояние  $Dt$ . Масса детонационной волны, сжатая за это время, равна  $\rho_1(D - U)St$ , до сжатия масса равнялась произведению  $\rho_0DtS$ . Из закона сохранения массы имеем

$$\rho_0 DSt = \rho_1 (D - U)St, \quad (1)$$

или

$$\rho_0 D = \rho_1 (D - U), \quad (2)$$

где  $\rho_0$  – плотность детонационной волны до сжатия,  $\text{кг/м}^3$ ;  $\rho_1$  – плотность детонационной волны после сжатия,  $\text{кг/м}^3$ ;  $D$  – скорость детонации исходного ВВ,  $\text{м/с}$ ;  $U$  – скорость детонации после прохождения через конструкцию турбулизатора,  $\text{м/с}$ .

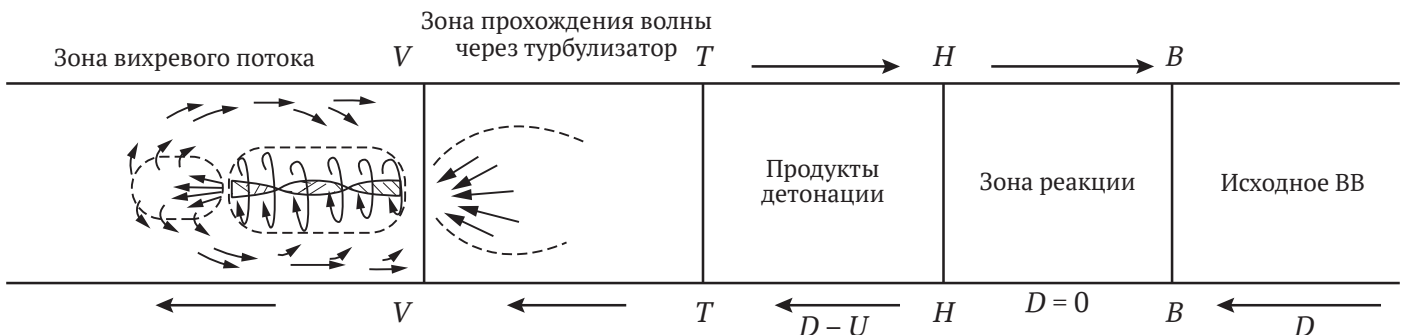
Изменение импульса этой массы равно импульсу силы, действующей на нее:

$$(P_1 - P_0)St = \rho_0 DStU, \quad (3)$$

или

$$P_1 - P_0 = \rho_0 DU, \quad (4)$$

где  $P_0$  – первоначальное давление газов внутри скважины, МПа;  $P_1$  – давление газов внутри скважины после прохождения через конструкцию турбулизатора, МПа.



**Рис. 4.** Схема распространения ударной волны по турбулизатору

Поскольку процесс считается адиабатическим, изменение полной энергии массы детонационной волны  $\rho_0 DSt$  равно сумме работы внешних сил и энергии после прохождения через конструкцию турбулизатора, т.е.

$$\rho_0 DSt = P_1 USt + E_r + E_{tr}. \quad (5)$$

Обозначим внутреннюю энергию единицы массы детонационной волны до и после сжатия соответственно через  $\epsilon_0$  и  $\epsilon_1$ , а кинематическую энергию единицы массы после сжатия  $mU^2/2$ .

Тогда

$$\rho_0 DSt \left( \epsilon_1 - \epsilon_0 + \frac{mU^2}{2} \right) = P_1 USt + E_r + E_{tr}, \quad (6)$$

где  $E_r$  – энергия вращательного движения, Дж;  $E_{tr}$  – энергия поступательного движения, Дж;  $S$  – площадь поперечного сечения скважины, м<sup>2</sup>.

Определим механическое напряжение на стенки взрывной скважины при использовании конструкции турбулизатора согласно схеме, приведенной на рис. 5.

Длину и скорость вращения детонационной волны определим по формулам:

$$\Delta S = \alpha R; \quad (7)$$

$$v = \lim_{\Delta t \rightarrow 0} \frac{\Delta S}{\Delta t} = \frac{\Delta S}{\Delta t}; \quad (8)$$

$$v = \frac{d(\alpha R)}{dt} = \frac{R d\alpha}{dt} = R\omega, \quad (9)$$

где  $\Delta S$  – длина вращения детонационной волны, м;  $\alpha$  – угол вращения турбулизатора, град;  $R$  – радиус кручения турбулизатора, м;  $v$  – скорость вращения детонационной волны, м/с;  $\omega$  – частота вращения, Гц;  $t$  – время вращения, с.

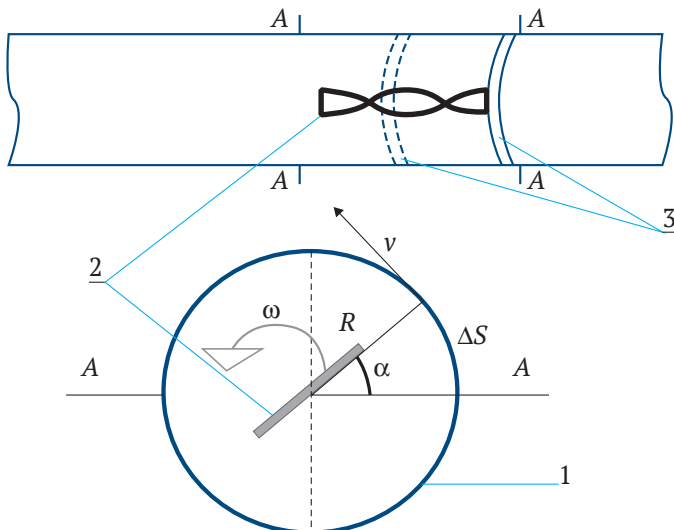


Рис. 5. Схема к расчету механического напряжения на стенки скважины:

- 1 – взрывная скважина; 2 – турбулизатор;
- 3 – детонационная волна;  $R$  – радиус кручения турбулизатора;  $\alpha$  – угол вращения турбулизатора;
- $\omega$  – частота вращения детонационной волны;
- $v$  – скорость вращения детонационной волны;
- $\Delta S$  – длина вращения детонационной волны

Для определения энергии вращательного и поступательного движений воспользуемся общеизвестной формулой определения кинетической энергии:

$$E_k = \frac{Mv^2}{2}. \quad (10)$$

Из уравнений (8)–(10) следует, что скорость вращения равна  $v = R\omega$ . Учитывая данное выражение, получим формулу определения энергии вращательного движения:

$$E_r = \frac{M\omega^2 R^2}{2}, \quad (11)$$

или

$$E_r = \frac{I\omega^2}{2}, \quad (12)$$

где  $I$  – момент инерции, кг·м<sup>2</sup>.

В формуле (12) будем учитывать момент инерции для турбулизатора длиной  $l$  и массой  $M$ , т.е. [13]:

$$I = \frac{1}{12} Ml^2. \quad (13)$$

Отсюда энергия поступательного движения:

$$E_{tr} = \frac{M\omega^2 l^2}{24}. \quad (14)$$

Подставив выражения (11) и (14) в уравнение (7), получим равенство закона сохранения массы:

$$\rho_0 DSt \left( \epsilon_1 - \epsilon_0 + \frac{mU^2}{2} \right) = P_1 USt + \frac{M\omega^2 R^2}{2} + \frac{M\omega^2 l^2}{24}. \quad (15)$$

Механическая работа взрыва в скважине при использовании турбулизатора определяется по формуле:

$$A = P_1 USt + \frac{M\omega^2 R^2}{2} + \frac{M\omega^2 l^2}{24}. \quad (16)$$

Механическое напряжение на стенки скважины определяется как:

$$\sigma = \frac{F}{S} = \frac{PS}{S} = P, \quad (17)$$

где  $F$  – действующая сила, Н;  $S$  – площадь поперечного сечения скважины, м<sup>2</sup>;  $P$  – механическое давление, МПа:

$$P = \frac{A}{\Delta V}, \quad (18)$$

где  $\Delta V$  – объем газов, движущихся вращательно-поступательно, м<sup>3</sup>:

$$\Delta V = S\Delta l = S(D-U)t, \quad (19)$$

где  $\Delta l$  – длина газов, движущихся вращательно-поступательно, м.

Подставив выражения (16), (17) и (19) в (18), получим формулу определения механического напряжения на стенки взрывной скважины при использовании конструкции турбулизатора:

$$\sigma = \frac{P_1 USt + \frac{M\omega^2 R^2}{2} + \frac{M\omega^2 l^2}{24}}{S(D-U)t}. \quad (20)$$

Таким образом, определено механическое напряжение на стенки взрывной скважины при использо-

вании конструкции турбулизатора. Использование эффекта «турбовзрывания» при дроблении горных пород скважинными зарядами ВВ позволяет снизить потребность во взрывчатых материалах и уменьшить объемы бурения, снизить затраты на вторичное дробление, повысить производительность работы экскаваторов и безопасность горных работ.

## 2. Определение размера зоны радиальных трещин при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде ВВ

На основе теоретических предпосылок [14–17] исследовано влияние физико-механических свойств горных пород и энергетических характеристик ВВ на размеры образующейся при взрыве зоны раздавливания горных пород при использовании турбулизатора в скважинном заряде ВВ. Механизм образования зоны раздавливания представлен на рис. 6.

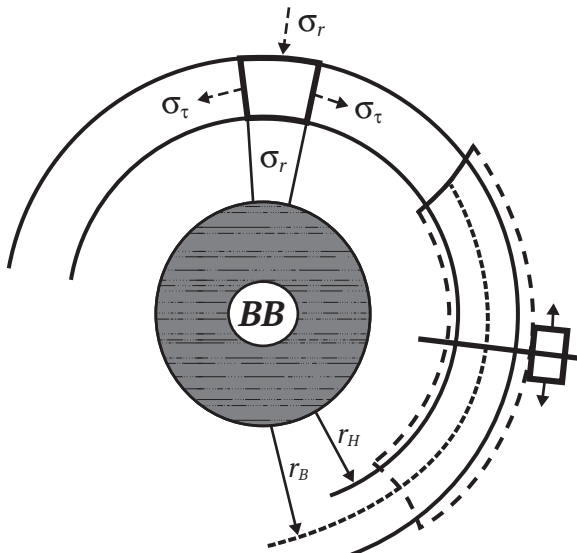


Рис. 6. Механизм образования зоны раздавливания:  
 $\sigma_r$  – сжимающие напряжения;  
 $\sigma_\tau$  – растягивающие напряжения

Поток расширяющихся газов от действия турбулизатора будет устремляться в трещины, оказывая влияние на их раскрытие. Скорость потока расширяющихся газов достаточно высокая и газ в этом случае может достигать вершины трещин. В связи с тем что течение газа в трещинах сопровождается гидродинамическими и тепловыми потерями, давление начнет быстро уменьшаться, становясь недостаточным для дальнейшего разрыва.

Таким образом, размер образовавшейся при взрыве зоны радиальных трещин будет зависеть от давления продуктов детонации взрыва, прочностных и упругих свойств окружающих заряд горных пород.

Исследования показали, что при использовании турбулизатора в скважинном заряде ВВ зона раздавливания не превышает 3–15 радиусов заряда ВВ. В связи с чем радиус зоны радиальных трещин также будет зависеть от радиуса заряда ВВ, скорости распространения продольных волн в массиве и напряжения.

Радиус зоны радиальных трещин определяется по формуле [13]:

$$r_{rad} = r_0 C_p \frac{\sqrt{\gamma}}{5\sigma_{comp}}, \text{ м}, \quad (21)$$

где  $r_0$  – радиус заряда ВВ, м;  $\gamma$  – плотность породы, кг/м<sup>3</sup>;  $C_p$  – скорость продольных волн в массиве, м/с;  $\sigma_{comp}$  – предел прочности пород на сжатие, Н/м<sup>2</sup>.

При использовании турбулизатора в скважинном заряде ВВ скорость продольных волн в массиве определяется с учетом угла вращения турбулизатора. Отсюда

$$C_p = D \cdot \cos \alpha, \text{ м/с}, \quad (22)$$

где  $D$  – скорость детонации промышленного ВВ, м/с;  $\alpha$  – угол вращения турбулизатора, град.

Установлено, что с увеличением угла вращения турбулизатора скорость продольных волн в массиве уменьшается. Так, при угле вращения турбулизатора 45° скорость продольных волн в массиве составляет 2700 м/с.

Радиус радиальных трещин при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде ВВ рекомендуется определять по формуле:

$$r_{rad} = \frac{0,2Dr_0\sqrt{\gamma}}{\sigma_{comp}} \cos \alpha, \text{ м}, \quad (23)$$

где  $D$  – скорость детонации промышленного ВВ, м/с;  $r_0$  – радиус заряда ВВ, м;  $\gamma$  – плотность породы, кг/м<sup>3</sup>;  $\sigma_{comp}$  – предел прочности пород на сжатие, Н/м<sup>2</sup>;  $\alpha$  – угол вращения турбулизатора, град.

## 3. Исследование процесса дробления горных пород при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде ВВ

Согласно энергетическому принципу расчета параметров ВВ [17, 18] качество дробления при прочих равных обуславливается запасом энергии ВВ в разрушаемом объеме. Однако использовать энергию взрывного разрушения можно по-разному. Установлено, что на качество дробления горных пород наряду с запасом энергии ВВ влияет ряд факторов, из которых наиболее важными являются трещиноватость массива горных пород, диаметр заряда, схема, интервал и порядок взрывания, а также конструкция заряда и тип забойки.

С учетом вышеизложенного зависимость изменения среднего диаметра куса взорванной горной массы  $d_i$  от удельного расхода ВВ  $q$  (кг/м<sup>3</sup>) при использовании конструкции турбулизатора можно выразить следующим образом:

$$d_i = d_0 \exp(k_{exp.en} d_0 q).$$

Из данной формулы получена зависимость для определения расстояний между рядами скважин и между скважинами в ряду, которые, в свою очередь, позволяют определить радиус дробления горных пород при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде ВВ в зависимости от условий взрывания и требуемого качества:

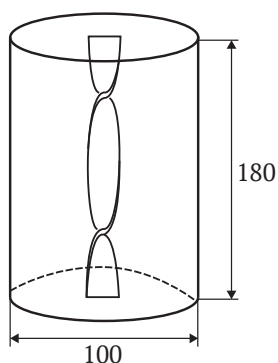
$$r_{cr.rad} = \sqrt{\frac{pl_{ch}}{mH_l \frac{1}{k_{exp.en} d_0} \ln \frac{d_0}{d_i}}}, \text{ м}, \quad (24)$$

где  $p$  – вместимость 1 п. м скважины, м;  $l_{ch}$  – длина заряда ВВ в скважине, м;  $m$  – коэффициент сближения скважинных зарядов ВВ;  $H_l$  – высота уступа, м;  $k_{exp.en}$  – коэффициент, учитывающий использование энергии ВВ на дробление горных пород при конкретных схемах взрывания;  $d_0$  – средний диаметр отдельностей массива по степени блочности (трещиноватости), мм;  $d_i$  – средний диаметр взорванного куска горных пород, мм.

#### 4. Разработка способа дробления массива горных пород взрывом с использованием конструкции турбулизатора

Разработан способ дробления массива горных пород взрывом с использованием конструкции турбулизатора, позволяющий обеспечить равномерное и качественное дробление массива горных пород взрывом, а также повышение фактического коэффициента использования потенциальной энергии зарядов ВВ путем изменения механизма ее передачи и увеличения времени на процесс разрушения.

Согласно данному способу изготавливают пластину из алюминиевого листа размерами  $2 \times 20 \times 180$  мм, скрученную винтообразно вокруг продольной оси на  $360^\circ$  на один оборот. В поливинилхлоридную трубу длиной 180 мм и диаметром 100 мм устанавливают в вертикальном положении изготовленную пластину по центру и трубу запаивают с двух сторон. Таким образом, создается конструкция, именуемая турбулизатором, в воздушной полости (рис. 7).

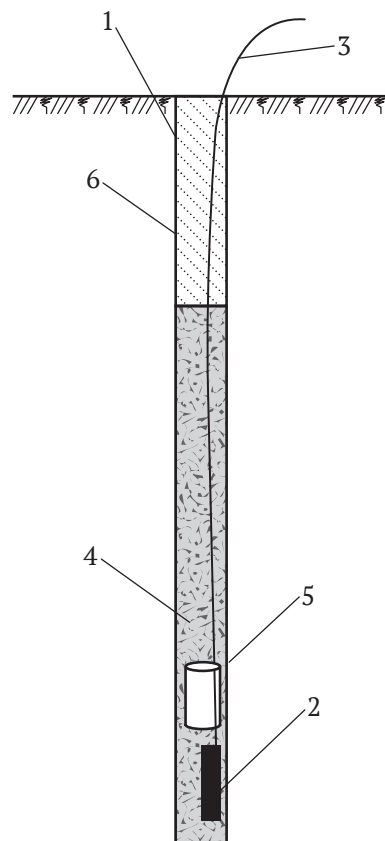


**Рис. 7.** Конструкция турбулизатора в воздушной полости из поливинилхлоридной трубы

Далее во взрываеом массиве горных пород бурятся взрывные скважины по паспорту буровзрывных работ. На дно скважин устанавливают промежуточный детонатор и засыпают небольшое количество промышленного ВВ так, чтобы промежуточный детонатор был полностью покрыт (рис. 8). Поверху опускают изготовленную конструкцию турбулизатора и скважины засыпают оставшимся количеством ВВ, производят забойку и взрывание.

Применение предлагаемого способа дробления массива горных пород взрывом с использованием конструкции турбулизатора обеспечивает равномер-

ное и качественное дробление массива горных пород взрывом, а также повышение фактического коэффициента использования потенциальной энергии зарядов ВВ путем изменения механизма ее передачи и увеличения времени на процесс разрушения.



**Рис. 8.** Конструкция скважинного заряда ВВ с турбулизатором для дробления массива горных пород: 1 – взрывная скважина; 2 – промежуточный детонатор; 3 – система инициирования неэлектрического взрывания; 4 – промышленное ВВ; 5 – конструкция турбулизатора в воздушной полости; 6 – забойка

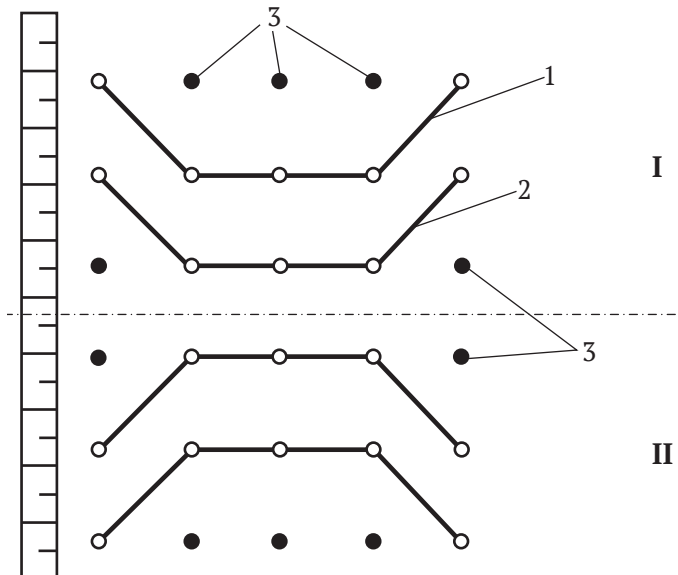
#### 5. Разработка способа секционного инициирования скважинных зарядов взрывчатых веществ

Разработан также способ инициирования скважинных зарядов ВВ во взрывном блоке, позволяющий управлять длительностью и кратностью приложения взрывных нагрузок, их направленностью, а также повысить использование энергии взрыва на дробление горных пород (рис. 9).

Согласно данному способу во взрывном блоке бурятся ряды скважин по паспорту буровзрывных работ. Скважины заполняются промышленным ВВ, в качестве средств инициирования скважинных зарядов ВВ используется неэлектрическая система инициирования СИНВ. Взрывной блок разделяется на две равные части, а они, в свою очередь, на три серии короткозамедленного взрывания скважин. Инициирование скважинных зарядов ВВ производится одновременно в двух частях блока в виде трапециевидной схемы взрывания навстречу друг к другу одновременно так, чтобы произошло встречное движение взрыв-



ных волн и соударение породных кусков при взрыве. С двух концов взрывного блока в первой серии производится мгновенное взрывание скважин в виде трапеции, далее во второй серии через 42 мс взрываются последующие скважины также в виде трапеции, еще через 42 мс по периметру взрывного блока в третьей серии взрываются оставшиеся скважины.



**Рис. 9.** Схема взрывания в способе секционного инициирования скважинных зарядов:

- I и II – первая и вторая части взрывного блока;
- 1 – первая серия взрывания с замедлением 0 мс;
- 2 – вторая серия взрывания с замедлением 42 мс;
- 3 – третья серия взрывания с замедлением 42 мс

Применение данного способа взрывания позволяет обеспечить эффективное использование энергии взрыва и возможность соударения кусков породы в процессе их движения, что способствует повышению использования энергии взрыва на дробление горных пород, получению заданной степени дробления и обеспечению качества подготовки горной массы для различных технологических схем разработки с минимальными материальными и энергетическими затратами.

### 6. Промышленное испытание разработанных способов повышения качества дробления массива горных пород

В соответствии с «Программой проведения исследования перераспределения энергии ВВ по длине скважинного заряда при использовании эффекта турбовзрывания» на месторождении Кальмакыр АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» проведены опытно-промышленные испытания новой конструкции скважинных зарядов ВВ с использованием эффекта турбовзрывания и способа инициирования скважинных зарядов ВВ во взрывном блоке.

Место производства взрывных работ – карьер «Ёшлик-1» – расположен на территории Ташкентской области Республики Узбекистан на расстоянии 1 км к югу от г. Алмалыка. На карьере ведется добыча медно-молибденовых руд. Проектная мощность по выемке горной массы – 88,1 млн м<sup>3</sup>.

Основными рудовмещающими породами «Ёшлик-1» являются сиенито-диориты (58 % подсчитанных запасов руд), в меньшей степени диориты (35 %) и гранодиорит-порфиры (7 %). Роль остальных пород в локализации рудных тел крайне незначительна.

Общая характеристика руды и породы:

- категория крепости по шкале М.М. Протодяконова – 10–15;
- объёмный вес:
  - балансовой и забалансовой руды – 2,6 т/м<sup>3</sup>;
  - окисленной руды – 2,5 т/м<sup>3</sup>;
  - породы – 2,44 т/м<sup>3</sup>;
- коэффициент разрыхления – 1,5;
- обводнёность карьера – 65–68%.

Бурение взрывных скважин осуществлялось буровым станком марки СБШ-250МНА-32. Взрывные работы на руднике производил участок взрывных работ с использованием ВВ марки ANFO.

Расчет параметров скважинных зарядов рыхления производился согласно «Нормативному справочнику по БВР» и «Техническим правилам ведения взрывных работ на дневной поверхности» [17, 18].

Параметры буровзрывных работ при взрыве по традиционному и разработанному способам дробления горных пород взрывом приведены в табл. 1.

Таблица 1

#### Параметры буровзрывных работ при взрыве по традиционному и разработанному способам дробления горных пород взрывом

Показатели	Значение
Крепость пород по шкале проф. М.М. Протодяконова	10–14
Высота уступа, м	15
Глубина скважин, м	18
Диаметр скважин, мм	244,5
Сетка взрывных скважин, мхм	7х7
Количество взрывных скважин, шт.	65
Вес ВВ в скважине, кг	588
Тип ВВ	ANFO
Тип промежуточного детонатора	Алманит
Объем взорванной горной массы, м <sup>3</sup>	50180
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0,76
Удельный расход бурения, м/м <sup>3</sup>	0,0245
Эксплуатационная производительность бурового станка, п.м/год	41800
Количество промежуточных детонаторов, шт.	1

Для повышения эффективности взрывного воздействия на горную породу и снижения выхода негабаритов применен способ дробления массива горных пород взрывом с использованием конструкции турбулизатора. Использование данной конструкции зарядов изменило механизм передачи энергии, увеличивая время процесса разрушения. Процесс разрушения определился первичной волной сжатия и системой последующих волн напряжения, обеспечивая более равномерное и качественное дробление разрушаемого массива.

Также промышленно испытана разработанная схема последовательного взрывания скважинных зарядов ВВ с использованием эффекта встречного динамического воздействия.

Согласно данной схеме во взрывном блоке были пробурены пять рядов скважин буровым станком СБШ-250МН диаметром 252 мм и сеткой скважин 5×5 м. При высоте уступа 15 м длина скважины составляла 17 м, длина забойки принималась 5 м, длина заряда – 12 м, скважины заполнялись промышленным ВВ марки ANFO с плотностью заряжания 0,85 г/см<sup>3</sup>. Масса каждого скважинного заряда составляла 618 кг.

Внутрискважинные капсулы-детонаторы устанавливали в нижней части скважин (одна скважина – один детонатор). Интервалы замедления между скважинами принимались 0, 42 и 84 мс. Последовательность взрывания – трапециевидная схема с обеспечением встречи детонационных волн в центре взрывного блока. Иницирование зарядов в системе СИНВ производилось электродетонаторами ЭД-8Ж

и магистральной нитью детонирующего шнура ДШЭ-12. Источником взрывного импульса для неэлектрической системы иницирования СИНВ являлся СИНВ-СТАРТ.

Взрывной блок разделялся на две равные части – I и II по 15 скважин в каждом блоке, а каждая секция на три серии короткозамедленного взрывания скважин. Одновременно в секциях I и II с двух концов взрывного блока в первой серии производилось мгновенное взрывание скважин в виде трапеции, далее во второй серии через 42 мс взрывались остальные скважины одновременно в каждой секции также в виде трапеции, еще через 42 мс по периметру взрывного блока в третьей серии взрывались оставшиеся скважины.

Основными факторами, которые определяли результаты взрыва, являлись грансостав взорванной горной массы и выход негабаритных кусков горной массы. Результаты промышленных взрывов при использовании базового и разработанного способов приведены на рис. 10 и 11.

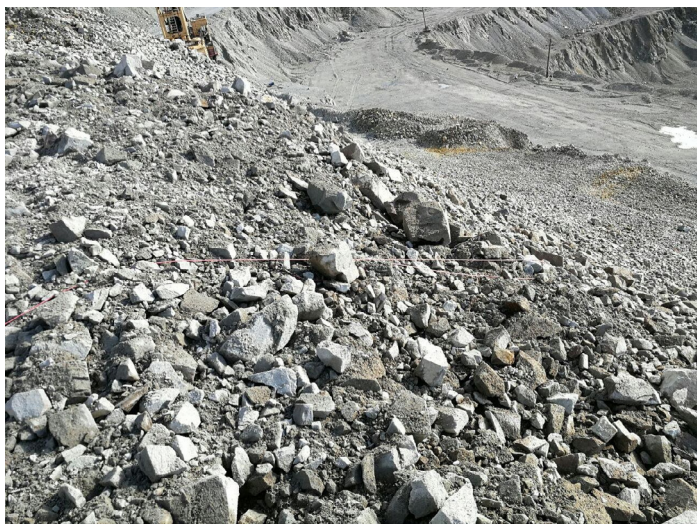


Рис. 10. Результаты промышленных взрывов при использовании базового способа дробления массива горных пород



Рис. 11. Результаты промышленных взрывов при использовании разработанного способа дробления массива горных пород

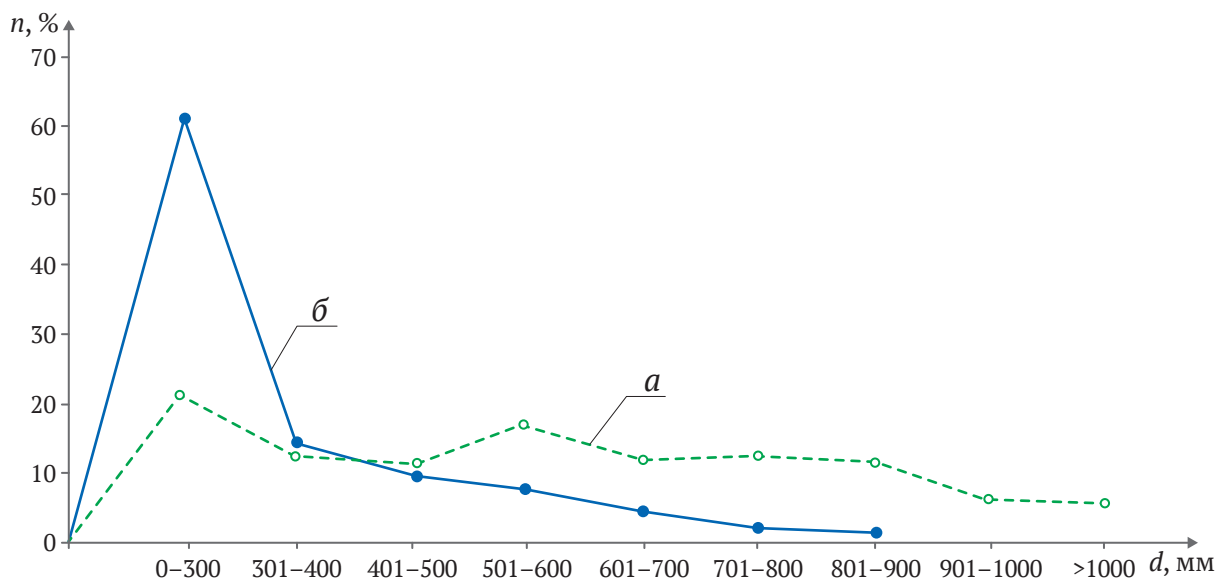


Рис. 12. Распределение фракций гранулометрического состава при базовом (а) и разработанном (б) способах дробления горных пород

После каждого взрыва в процессе отгрузки проанализирован грансостав горных пород. Сравнительные данные распределения гранулометрического состава при базовом и разработанном способах приведены в табл. 2 и на рис. 12.

Таблица 2

**Сравнительные данные распределения гранулометрического состава при базовом и разработанном способах дробления горных пород**

Линейный размер фракций d, мм	Содержание фракций в зависимости от способа дробления горных пород n, %	
	базовый	разработанный
0-300	20	61,3
301-400	11	12,1
401-500	10	11,2
501-600	16	10,5
601-700	11	2,3
701-800	12	1,6
801-900	11	1
901-1000	5	-
более 1000	4	-

Анализ гранулометрического состава показал, что в разработанном способе по сравнению с базовым средний размер куска уменьшился на 43 %, а количество негабаритных кусков – на 44 %. Проведенные опытно-промышленные испытания показали, что по разработанному способу достигается равномерное дробление горных пород.

Таким образом, внедрение конструкции с использованием эффекта турбовзрывания при дроблении горных пород скважинными зарядами ВВ позволило снизить потребность во взрывчатых материалах и уменьшить объёмы бурения, снизить затраты на вторичное дробление, повысить производительность

работы экскаваторов и безопасность горных работ. Применение способа последовательного взрывания скважинных зарядов ВВ с использованием эффекта встречного динамического воздействия позволило обеспечить эффективное использование энергии взрыва и возможность соударения кусков породы в процессе их движения, что способствовало повышению использования энергии взрыва на дробление горных пород, получению заданной степени дробления и обеспечению качества подготовки горной массы с минимальными материальными и энергетическими затратами.

**Выводы**

1. Одним из важнейших компонентов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых является проблема управления действием взрыва, требующая правильного понимания физического механизма его воздействия на разрушаемый горный массив. Для повышения эффективности взрывного воздействия на горную породу и снижения выхода негабаритов на карьерах рекомендуется увеличить давление и время воздействия взрыва на массив путем использования турбулизатора. Турбулизатор предназначен для повышения фактического коэффициента использования потенциальной энергии колонковых зарядов промышленных типов ВВ за счет повышения скорости вторичных химических реакций догорания ВВ в скважине после прохождения детонационной волны до момента прорыва продуктов детонации на свободную поверхность.

2. Предложенная математическая модель перераспределения энергии ВВ по длине скважинного заряда при использовании эффекта «турбовзрывания» показывает, как за счет перераспределения энергии ВВ по длине заряда в нужном направлении изменить степень взрывного воздействия на породу в массиве. Механическое давление на стенки взрывной скважи-



ны зависит от давления за фронтом ударной волны, площади поперечного сечения скважины, скорости детонации после прохождения через конструкцию турбулизатора, времени прохождения ударной волны, длины и массы турбулизатора, частоты вращения, радиуса кручения турбулизатора и скорости детонации исходного ВВ.

3. Физико-механические свойства горных пород и энергетические характеристики ВВ влияют на размеры образующейся при взрыве зоны раздавливания горных пород при использовании турбулизатора в скважинном заряде ВВ, при этом размер образовавшейся при взрыве зоны радиальных трещин зависит от давления продуктов детонации взрыва, прочностных и упругих свойств окружающей заряд горных пород. Величина радиуса зоны радиальных трещин горного массива при использовании конструкции турбулизатора в скважинном заряде ВВ изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, скорости детонации промышленного ВВ, плотности взрывающей породы, углу вращения турбулизатора и обратно пропорционально пределу прочности горных пород на сжатие.

4. Рекомендован способ дробления массива горных пород взрывом с использованием конструкции турбулизатора, позволяющий обеспечить равномер-

ное и качественное дробление массива горных пород взрывом, а также повышение фактического коэффициента использования потенциальной энергии зарядов ВВ путем изменения механизма ее передачи и увеличения времени на процесс разрушения. Также рекомендован способ инициирования скважинных зарядов ВВ во взрывном блоке, позволяющий управлять длительностью и кратностью приложения взрывных нагрузок, их направленностью, а также повысить использование энергии взрыва на дробление горных пород.

5. Практическое внедрение конструкции с использованием эффекта турбовзрывания при дроблении горных пород скважинными зарядами ВВ и способа инициирования скважинных зарядов ВВ во взрывном блоке на месторождении Кальмакыр АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» позволило снизить потребность во взрывчатых материалах и уменьшить объёмы бурения, снизить затраты на вторичное дробление, повысить производительность работы экскаваторов и безопасность горных работ. Анализ гранулометрического состава показал, что в разработанном способе по сравнению с базовым средний размер куска уменьшился на 43 %, а количество негабаритных кусков – на 44 %.

### Список литературы

1. Дубнов Л.В., Колесниченко И.Т. Об энергетическом критерии эффективности ВВ и некоторых его следствиях. *Горный журнал*. 1986;(5):57–61.
2. Мосинец В.Н. Современное состояние и перспективы развития технологии и методов производства взрывных работ на карьерах СССР. В: *Взрывное дело*. Сб. № 89/46. М.: Недра; С. 100–109.
3. Ahmed R. *Comportement et fragmentation dynamique des matériaux quasifragiles*. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'École Nationale Supérieure des Mines de Paris. 2004. 210 p. (In French)
4. Peter B. *Optimisation of fragmentation and comminution at Boliden Mineral, Aitik Operation*. 2005. 179 p.
5. Paine R.S., Holmes, D.K., Clark H.E. Presplit blasting at the Niagara power project. *The Explosives Engineer*. 2003;39(3):72–92.
6. Rossmann H.P. The mechanics and physics of advanced blasting-waves, shocks, fracture, damage, impact and profit. Short Course. *FragBlast*. 2006;(8). 214 p.
7. Selberg H.L. Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. *Archive for Physics*. 1995;5(7):307–314.
8. Кутузов Б.Н., Анриевский А.П. *Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлиненными зарядами взрывчатых веществ*. Новосибирск: Наука, 2002.
9. Бибик И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. *Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров*. Ташкент: Фан; 2008. 424 с.
10. Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р., Номдоров Р.У. Формирование устойчивости бортов при ведении взрывных работ на карьерах Кызылкумского региона. *Горные науки и технологии*. 2020;5(3):235–252. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-3-235-252>
11. Заиров Ш.Ш., Мехмонов М.Р., Фатхиддинов А.У. *Повышение качества дробления массива горных пород энергией взрыва*. Монография. LAP Lambert Academic Publishing; 2022. 165 с.
12. Мучник С.В. *Разработка и научное обоснование технических и технологических решений по управлению фугасным действием взрыва в горнодобывающей промышленности*. [Дисс. ... докт. техн. наук]. Новосибирск; 2000. 308 с.
13. Ракишев Б.Р. *Энергоемкость механического разрушения горных пород*. Алматы: Баспагер, 1998. 210 с.
14. Лукьянов А.Н. *Разработка научных основ, исследование и внедрение методов и средств интенсификации технологических процессов при открытой разработке скальных сложноструктурных месторождений отрасли*. [Дисс. ... докт. техн. наук]. Москва; 1983. 452 с.



15. Zairov Sh., Ravshanova M., Karimov Sh. Scientific and technical fundamentals for explosive destruction of the mass composed of rocks with different hardness. *Mining of Mineral Deposits*. 2017;11(2):46–51. <https://doi.org/10.15407/mining11.02.046>
16. Zairov Sh., Ravshanova M., Karimov Sh. Intensification of technological processes in drilling and blasting operations during open-cut mining in Kyzylkum region. *Mining of Mineral Deposits*. 2018;(12)1:54–60. <https://doi.org/10.15407/mining12.01.054>
17. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Гуров Н.В., Кантор В.Х. *Нормативный справочник по буровзрывным работам*. М.: Недра; 1986. 511 с.
18. Авдеев Ф.А., Барон В.Л. и др. *Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности*. М.: Недра; 1972. 238 с.

### References

1. Dubnov L.V., Kolesnichenko I.T. On the energy criterion of explosives performance and some of its consequences. *Gornyi Zhurnal*. 1986;(5):57–61. (In Russ.)
2. Mosinets V.N. Current condition and prospects for the development of technology and methods of blasting work in the USSR's open pits. In: *Blasting Work*. Collected book, № 89/46. Moscow: Nedra Publ.; Pp. 100–109. (In Russ.)
3. Ahmed R. *Comportement et fragmentation dynamique des matériaux quasifragiles*. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'École Nationale Supérieure des Mines de Paris. 2004. 210 p. (In French)
4. Peter B. *Optimisation of fragmentation and comminution at Boliden Mineral, Aitik Operation*. 2005. 179 p.
5. Paine R.S., Holmes, D.K., Clark H.E. Presplit blasting at the Niagara power project. *The Explosives Engineer*. 2003;39(3):72–92.
6. Rossmanith H.P. The mechanics and physics of advanced blasting-waves, shocks, fracture, damage, impact and profit. Short Course. *FragBlast*. 2006;(8). 214 p.
7. Selberg H.L. Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. *Archive for Physics*. 1995;5(7):307–314.
8. Kutuzov B.N., Andrievsky A.P. *New theory and new technologies of rock disintegration by elongated explosive charges*. Novosibirsk: Nauka Publ.; 2002. (In Russ.)
9. Bibik I.P., Rubtsov S.K., Sytenkov D.V. *Control of rock blasting breaking in open pit process flows*. Tashkent: FAN Publ.; 2008. 424 p. (In Russ.)
10. Zairov S.S., Urinov S.R., Nomdorov R.U. Ensuring wall stability in the course of blasting at open pits of Kyzyl Kum Region. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(3):235–252. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-3-235-252>
11. Zairov Sh.Sh., Mekhmonov M.R., Fatkhiddinov A.U. *Improving quality of rock mass fragmentation by blast energy*. Monograph. LAP Lambert Academic Publishing; 2022. 165 p. (In Russ.)
12. Muchnik S.V. *Development and scientific justification of technical and process solutions for control of blast effect in mining industry*. [Ph.D. thesis in Engineering Science.] Novosibirsk: 2000, 308 p. (In Russ.)
13. Rakishev B.R. *Energy intensity of mechanical disintegration of rocks*. Almaty: Baspager Publ.; 1998. 210 p. (In Russ.)
14. Lukyanov A.N. *Development of scientific foundation, research and implementation of methods and means for intensification of technological processes in open-pit mining of hard rock deposits of complicated structure*. [Ph.D. thesis in Engineering Science.] Moscow; 1983. 452 p. (In Russ.)
15. Zairov Sh.Sh., Sharipov Z.S., Mekhmonov M.R., Arziyeva S. I. Use of the effect of “turbo blasting” in crushing rocks by well charges of explosives. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2021;(4):21–25. (In Russ.) URL: <http://gorniyvestnik.uz/assets/uploads/pdf/2021-oktyabr-dekabr.pdf>
16. Zairov Sh.Sh., Ravshanova M.H., Mekhmonov M.R., Arziyeva S.I. Use of the effect of “turbo blasting” in crushing rocks by well charges of explosives. *Design Engineering*. 2021;(09):10801–10813.
17. Avdeev F.A., Baron V.L., Gurov N.V., Kantor V.Kh. *Drilling and blasting reference-book on standards*. Moscow: Nedra Publ.; 1986. 511 p. (In Russ.)
18. Avdeev F.A., Baron V.L. et al. *Technical rules for blasting on daytime surface*. Moscow: Nedra Publ.; 1972. 238 p. (In Russ.)

### Информация об авторах

**Уткир Фатидинович Насиров** – доктор технических наук, заместитель директора по научной работе и инновациям, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ МИСиС) (филиал в г. Алмалык), г. Алмалык, Республика Узбекистан; Scopus ID [56527108100](https://orcid.org/0009-0001-9211-1000); e-mail [unasirov@yandex.ru](mailto:unasirov@yandex.ru)



**Шерзод Шарипович Заиров** – доктор технических наук, профессор кафедры Горного дела, Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Республика Узбекистан; ORCID [0000-0002-1513-5683](https://orcid.org/0000-0002-1513-5683), Scopus ID [56527393000](https://scopus.com/56527393000), ResearcherID [ABC-5825-2020](https://orcid.org/ABC-5825-2020); e-mail [sher-z@mail.ru](mailto:sher-z@mail.ru)

**Максуд Раббонокул угли Мехмонов** – докторант, Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Республика Узбекистан

**Аслиддин Уткир угли Фатхиддинов** – докторант, Ташкентский государственный технический университет им. Ислама Каримова, г. Ташкент, Республика Узбекистан

### Information about the authors

**Utkir F. Nasirov** – Dr. Sci. (Eng.), Deputy Director for Research and Innovation, National University of Science and Technology “MISiS” (NUST MISiS) (Almalyk Branch), Almalyk, The Republic of Uzbekistan; Scopus ID [56527108100](https://scopus.com/56527108100); e-mail [unasirov@yandex.ru](mailto:unasirov@yandex.ru)

**Sherzod Sh. Zairov** – Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Mining Department, Navoi State Mining and Technology University, Navoi, The Republic of Uzbekistan; ORCID [0000-0002-1513-5683](https://orcid.org/0000-0002-1513-5683), Scopus ID [56527393000](https://scopus.com/56527393000), ResearcherID [ABC-5825-2020](https://orcid.org/ABC-5825-2020); e-mail [sher-z@mail.ru](mailto:sher-z@mail.ru)

**Maksud R. Mekhmonov** – Doctoral Student, Navoi State Mining and Technology University, Navoi, The Republic of Uzbekistan

**Asliddin U. Fatkhiddinov** – Doctoral Student, Tashkent State Technical University, Tashkent, The Republic of Uzbekistan

Поступила в редакцию	02.02.2022	<b>Received</b>	02.02.2022
Поступила после рецензирования	14.03.2022	<b>Revised</b>	14.03.2022
Принята к публикации	25.05.2022	<b>Accepted</b>	25.05.2022



## ГОРНЫЕ МАШИНЫ, ТРАНСПОРТ И МАШИНОСТРОЕНИЕ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-150-160>**Оценка влияния твердой фазы шахтных вод на эффективность секционных насосов при разработке месторождений кимберлитовых руд**

Н. П. Овчинников

*Северо-Восточный федеральный университет им. М. К. Аммосова, г. Якутск, Российская Федерация* [ovchinnlar1986@mail.ru](mailto:ovchinnlar1986@mail.ru)**Аннотация**

Несмотря на принятые нововведения в горно-обогатительных комбинатах АК «АЛРОСА» (ПАО) в рамках обновленной стратегии по экономическому развитию, практика свидетельствует, что за последние несколько лет существенно возросли затраты на эксплуатацию секционных насосов главного водоотлива подземного рудника «Удачный». Такому росту затрат мог способствовать заметный рост концентрации механических примесей в шахтных водах. Настоящая работа посвящена комплексной оценке влияния концентрации механических примесей в шахтных водах на эффективность секционных насосов главной водоотливной установки подземного рудника «Удачный» для технико-экономического обоснования проходки дополнительных наклонных осветляющих резервуаров. Поставленная цель достигается путем проведения визуальных, аналитических, статистических и других видов исследований по установлению степени влияния концентрации механических примесей в шахтных водах на ряд эксплуатационных показателей секционных насосов водоотливных хозяйств подземных кимберлитовых рудников. Комплексными исследованиями доказано, что концентрация механических примесей в шахтных водах является ключевым фактором, определяющим межремонтный ресурс и электропотребление насосного оборудования. Межремонтный ресурс секционных насосов главной водоотливной установки подземного рудника «Удачный» может быть рассчитан как линейная функция их подачи на момент вывода в капитальный ремонт, изменение которой с высокой степенью достоверности описывается эмпирическим выражением  $Q = -7,5X_6 + 326,67$ , где  $X_6$  – усредненная концентрация механических примесей в шахтных водах. Расчетным путем установлено, что снижение концентрации механических примесей в шахтных водах с 17 до 4 г/л позволит уменьшить годовые затраты на эксплуатацию насосного оборудования главной водоотливной установки рудника «Удачный» на 100 млн рублей.

**Ключевые слова**

добыча алмазов, подземный рудник, АК «АЛРОСА» (ПАО), рудник «Удачный», водоотлив, секционные насосы, износ, щелевые уплотнения, механические примеси, эффективность эксплуатации

**Для цитирования**

Ovchinnikov N.P. Assessment of mine water solid phase impact on section pumps performance in the development of kimberlite ores. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):150–160. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-150-160>

## MINING MACHINERY, TRANSPORT, AND MECHANICAL ENGINEERING

Research article

**Assessment of mine water solid phase impact on section pumps performance in the development of kimberlite ores**

N.P. Ovchinnikov

*M.K. Ammosov North-Eastern Federal University, Yakutsk, Russian Federation* [ovchinnlar1986@mail.ru](mailto:ovchinnlar1986@mail.ru)**Abstract**

Despite innovations in ALROSA's (PJSC) mining and processing complexes under the updated strategy for economic development, practice shows that in recent few years the operating costs of the section pumps at the Udachny underground mine's main drainage have increased significantly. Such an increase could be the result of a concentration of mechanical impurities in the mine water. This study is aimed at the integrated assessment of the impact of mechanical impurities concentration in mine water on the performance of the Udachny underground mine's main drainage section pumps. It is also aimed at studying the feasibility of sinking additional inclined clarifying working-reservoirs. The target goal was

achieved by means of visual, analytical, statistical, and other types of research in determining the impact of the concentration of mechanical impurities in mine water on the performance indicators of section pumps of the kimberlite mine's underground drainage facilities. The integrated studies showed that the concentration of mechanical impurities in mine water is the key factor in determining the overhaul life and electricity demand of pumping equipment. The Udachny underground mine's main drainage section pumps overhaul life can be calculated as a linear function of their delivery rates at the moment of taking-down for overhaul. This function is reliably described by empirical expression  $Q = -7.5X_6 + 326.67$ , where  $X_6$  is the averaged mechanical impurities concentration in the mine water. Calculations showed that reducing the concentration of mechanical impurities in mine water from 17 to 4 g/l would decrease the annual operating costs of the Udachny underground mine's main drainage section pumps by 100 million rubles.

### Keywords

diamond mining, underground mine, PJSC ALROSA, Udachny mine, mine drainage, section pumps, wear, groove seals, mechanical impurities, operating efficiency

### For citation

Ovchinnikov N.P. Assessment of mine water solid phase impact on section pumps performance in the development of kimberlite ores. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):150–160. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-150-160>

## Введение

В период пандемии многие отечественные горнопромышленные компании переживают не лучшие времена в плане сбыта реализуемой продукции. Эти обстоятельства затронули и алмазодобывающую компанию «АЛРОСА» (далее – Компания), основные производственные мощности которой сосредоточены в Западной Якутии на территории Мирнинского района. В связи с временным падением спроса на технические и ювелирные алмазы в Компании в рамках обновленной стратегии по экономическому развитию активно внедряются различного рода технологические и технические решения по снижению себестоимости добычи и обогащения алмазосодержащего сырья.

Принятые нововведения в горно-обогатительных комбинатах в большой степени положительно сказались на финансовом положении Компании, но в то же время затраты по некоторым переделам горных работ не только не снизились, но и продолжают расти. К таким частным случаям можно отнести главный водоотлив подземного рудника «Удачный».

Существенная доля финансовых затрат на эксплуатацию насосного оборудования рассматриваемой водоотливной установки, представленного центробежными секционными насосами, приходится на следующие статьи расходов: выполнение капитальных ремонтов и электропотребление. Как видно из рис. 1, за последние шесть лет затраты по перечисленным статьям расходов  $S$  выросли более чем в 2 раза. В связи с этим весьма актуальными являются исследования по установлению причин такого роста затрат.

Существенному увеличению затрат мог способствовать заметный рост концентрации механических примесей в шахтных водах рудника, контакт с которыми активизирует процесс гидроабразивного изнашивания деталей проточной части, в первую очередь щелевых уплотнений рабочих колес (далее – щелевые уплотнения), в результате чего преждевременно ухудшаются рабочие параметры насосного оборудования [1, 2].

Негативное воздействие абразивного потока жидкости на насосное оборудование отмечается в более ранних исследованиях [3–5].

Хочется отметить, что достаточно высокая концентрация механических примесей в откачиваемых шахтных водах вызвана интенсивным загрязнением водоотливных трасс, по которым шахтная вода перемещается с горизонтов в водосборные горные выработки.

Основными источниками загрязнения являются просыпанная в процессе работы конвейерного транспорта горная масса и стуженная ило-шламовая пульпа, проливаемая в процессе ее откатки погрузочно-доставочными машинами при чистке водосборников и осветляющих резервуаров, а также ее транспортировании на дневную поверхность подъемными установками.

В то же время в публикациях [6, 7] указывается, что при подземной разработке месторождений твердых полезных ископаемых секционные насосы часто выходят из строя в связи с обширным кавитационным разрушением деталей проточной части.

В работах [8, 9] отмечается, что для секционных насосов в случае достижения предельного радиального зазора в щелевых уплотнениях характерен процесс активизации адгезионного изнашивания корпусных и роторных деталей.

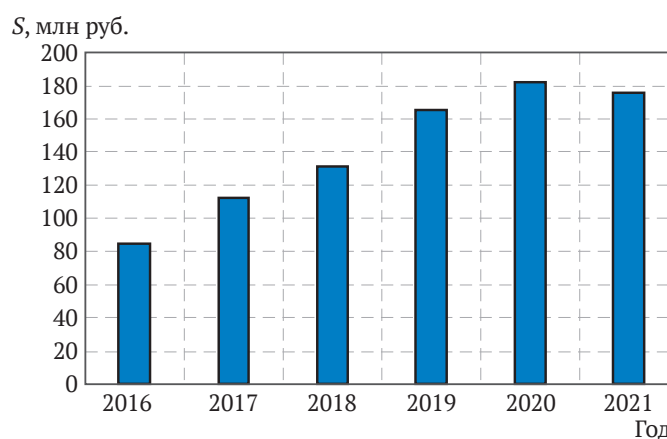


Рис. 1. Динамика изменения затрат на эксплуатацию насосного оборудования главной водоотливной установки подземного рудника «Удачный» по годам

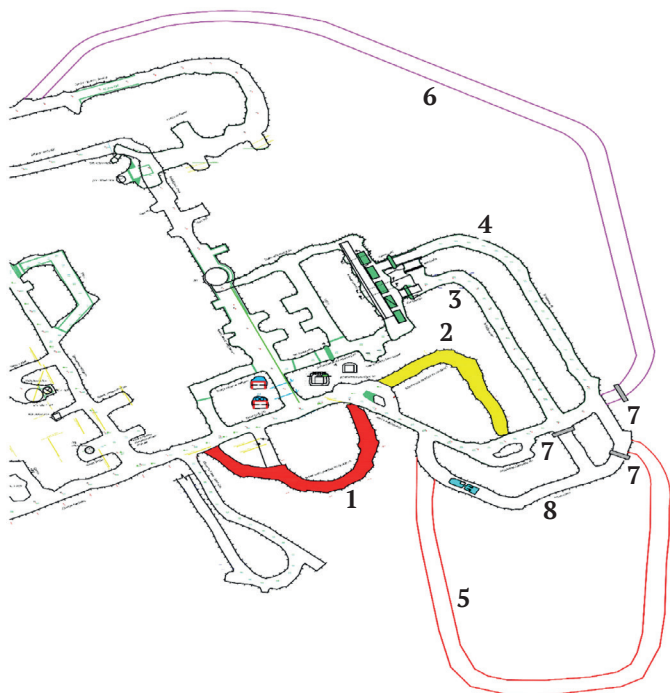


Откачиваемые насосным оборудованием шахтные воды обладают в основном повышенной минерализацией и водородным показателем pH больше или меньше 7 [10].

В связи с этим при достаточной агрессивности шахтных вод к металлу для деталей проточной части секционных насосов может быть характерно развитие коррозии металла [11].

На основании анализа вышеприведенных работ констатируем, что снижение долговечности деталей проточной части секционных насосов подземных рудников и угольных шахт вызвано сложным многофакторным разрушением, представляющим собой комплексное воздействие на металл гидроабразивного, коррозионного, кавитационного и адгезионного видов изнашивания, где степень влияния каждого из представленных деградационных процессов зависит от гидрогеологических и горнотехнических условий конкретного разрабатываемого месторождения твердых полезных ископаемых.

Производственные службы предприятия ставят целью добиться значительного снижения содержания твердых частиц на выходе из водосборников главного водоотлива подземного рудника «Удачный» (с 17 до 4 г/л) и дальнейшего эффективного обезвреживания ило-шламовых отложений путем проходки дополнительных наклонных осветляющих резервуаров суммарным полезным объемом 7500 м<sup>3</sup> (рис. 2). Однако сдерживающим фактором внедрения технических решений являются существенные капитальные затраты на их реализацию, приблизительно равные 340 млн рублей.



**Рис. 2.** Предлагаемая система главного водоотлива:  
1 – осветляющий резервуар № 3; 2 – осветляющий резервуар № 4; 3 – водосборник № 1; 4 – водосборник № 2; 5 – проектный осветляющий резервуар № 5; 6 – проектный осветляющий резервуар № 6; 7 – перемычки; 8 – шламоотстойник

Целью настоящей работы является комплексная оценка влияния концентрации механических примесей в шахтных водах на эффективность секционных насосов главной водоотливной установки подземного рудника «Удачный» для технико-экономического обоснования проходки дополнительных наклонных осветляющих резервуаров.

Поставленная цель достигается путем проведения визуальных, аналитических, статистических и других методов исследований по установлению степени влияния концентрации механических примесей в шахтных водах на ряд эксплуатационных показателей секционных насосов подземных рудников Компании.

Объектом исследования являются секционные насосы водоотливных хозяйств подземных рудников Компании.

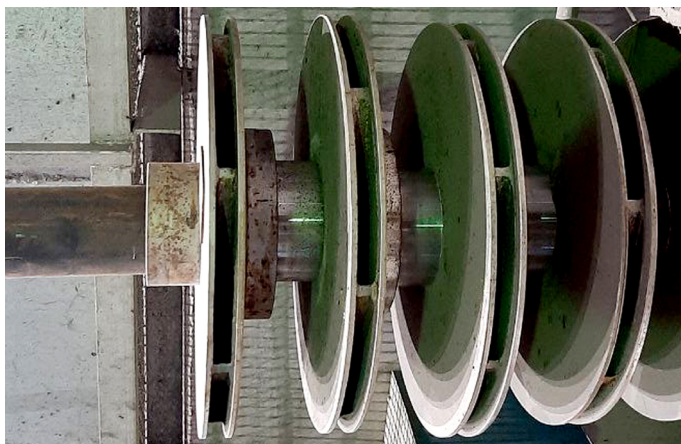
### Методика исследований

#### *Исследование износа щелевых уплотнений насосного оборудования главной водоотливной установки подземного рудника «Удачный», представленного секционными насосами моделей JSH-200 и НЦС(К) 350-1100*

Результаты многочисленных обследований изношенных щелевых уплотнений свидетельствуют, что они подвержены преимущественно гидроабразивному износу, о чем свидетельствуют своеобразные волны на внешних поверхностях поясков рабочих колес и внутренних поверхностях уплотнительных колец, образованные при вихревом движении потока загрязненной механическими примесями шахтной воды (рис. 3: а–в). Наиболее крупные механические примеси под углом, близким к нормали, ударяются об металл, вызывая его деформацию в виде вмятин и наплывов. Меньше крупные механические частицы, двигаясь по касательной, срезают слой металла, в том числе образовавшиеся наплывы [12].

Установлено, что наибольшее разрушение металла при контакте с механическими примесями наблюдается в местах коррозии, которая развивается на поверхностях элементов щелевых уплотнений в виде локальных очагов (рис. 4). Дело все в том, что образовавшаяся на поверхностях деталей коррозионная пленка весьма чувствительна к истиранию механическими примесями [13].

В меньшей степени у отказавших щелевых уплотнений наблюдается адгезионное разрушение, которое проявляется в виде уменьшения толщины поясков рабочих колес и уплотнительных колец частично или по всей площади вследствие затирания деталей друг о друга (рис. 5: а, б). Рассматриваемый вид изнашивания является закономерным результатом критического осевого сдвига ротора у обследованных секционных насосов, обусловленного неравномерным распределением давления в боковых пазухах ступеней в связи с достижением предельного износа щелевых уплотнений в условиях гидроабразивно-коррозионной рабочей среды. Стоит отметить, что наличие такого вида механического изнашивания у деталей проточной части секционных насосов обычно свидетельствует об аварийном состоянии насосного оборудования.



а



б



в

Рис. 3. Гидроабразивный износ щелевых уплотнений рабочих колес:

а – пояски рабочих колес; б, в – уплотнительные кольца

Кавитационный износ щелевых уплотнений обследованного насосного оборудования практически не встречается, что объясняется его работой с подпором на всасывающей линии. Как известно, подпор обеспечивает давление на входе в насос выше атмосферного, тем самым затрудняя развитие кавитационных явлений.

По результатам выполненных визуальных осмотров отказавших щелевых уплотнений установлено, что преобладающим видом износа их поверхностей является гидроабразивный износ, который более интенсивно проявляется в местах образования коррозионной пленки.

#### *Исследование износа секционных насосов подземных алмазодобывающих рудников*

Периодичность капитальных ремонтов секционных насосов, зависящая от интенсивности гидроабразивно-коррозионного изнашивания поверхностей щелевых уплотнений за заданный промежуток времени, обусловлена влиянием следующих факторов внутренней и внешней среды:

- Факторы, отвечающие за скорость движения абразивного потока – номинальные подача  $X_1$  и напор секционного насоса  $X_2$ , номинальное число оборотов электродвигателя  $X_3$ , номинальный диаметр пояска рабочего колеса  $X_4$ , номинальный радиальный зазор в щелевых уплотнениях  $X_5$ ;



Рис. 4. Коррозионная пленка на поверхности изношенного пояска рабочего колеса



Рис. 5. Адгезионный износ поясков и дисков рабочих колес



• Факторы, отвечающие за физико-механические характеристики твердой фазы шахтных вод – усредненная концентрация механических примесей  $X_6$ , условный диаметр абразивной частицы  $X_7$ , ее твердость  $X_8$  и плотность  $X_9$ ;

• Факторы, отвечающие за сопротивление истиранию поверхностей деталей механическими примесями – номинальная твердость металла  $X_{10}$ , усредненная минерализация  $X_{11}$  и усредненный водородный показатель шахтных вод  $X_{12}$ .

Далее автором был выполнен отбор наиболее значимых факторов, исходя из анализа теоретических основ перекачивания жидкостей, гидрогеологических условий разработки подземным способом кимберлитовых руд и отказов обследованных секционных насосов.

Из первой группы факторов для дальнейшего изучения картины гидроабразивно-коррозионного изнашивания были отобраны факторы  $X_1$  и  $X_2$ . Выбор в пользу фактора  $X_1$  объясняется тем, что он является наиболее известным параметром, характеризующим кинематику движения воды в проточной части насосного оборудования. Кроме этого, в соответствии с теорией гидротранспорта рассматриваемый фактор может быть рассмотрен в виде функции конструктивных параметров насосного оборудования, влияющих на скорость перекачиваемого потока, т.е. факторов  $X_3...X_5$ . Именно поэтому в дальнейших исследованиях не были учтены вышеприведенные три фактора. Исключение фактора  $X_3$  также объясняется тем, что его значение у преобладающей доли секционных насосов подземных рудников Компании одинаково и составляет по паспортной характеристике 1450 об/мин.

Отбор фактора  $X_2$  аргументируется результатами визуальных осмотров щелевых уплотнений обследованного насосного оборудования. В ходе визуальных осмотров секционных насосов было установлено, что в большинстве случаев гидроабразивный износ щелевых уплотнений ступеней практически не различается, при том что наибольшее негативное воздействие механические примеси в теории должны наносить деталям начальных ступеней из-за своей остроугольной формы, которая становится более окатанной по мере перемещения от первой ступени к последней. В то же время окатанные твердые частицы в конечных ступенях перемещаются при большем давлении жидкости по сравнению с остроугольными твердыми частицами в начальных ступенях. То есть воздействие на металл окатанной частицы в зонах большего давления ставится в противовес ее изначальной остроугольной форме.

Из второй группы факторов был отобран только фактор  $X_6$ . Применительно к остальным физико-механическим характеристикам твердой фазы шахтных вод, откачиваемых из подземных кимберлитовых рудников (остальные факторы группы), их значения практически одинаковы между собой, что объясняет отсутствие этих факторов в дальнейших исследованиях.

Детали проточной части секционных насосов, работающих в системах водоотлива подземных рудников Компании, выполнены преимущественно в кор-

розионностойком исполнении, что свидетельствует об идентичных эксплуатационных характеристиках, в том числе и прочностных свойств используемых при их отливке сталей. По этой причине был исключен фактор  $X_{10}$ . Практика показывает, что откачиваемые из подземных алмазодобывающих рудников шахтные воды в плане своей химической активности к металлу являются слабощелочными или слабокислыми растворами в зависимости от конкретного рудника. На основании вышеизложенного материала из третьей группы факторов были отобраны факторы  $X_{11}$  и  $X_{12}$ .

Исходя из полученных результатов аналитических исследований констатируем, что средний ресурс секционных насосов между капитальными ремонтами  $T$  может быть представлен в функции отобранных следующих пяти факторов:

$$T = f(X_1, X_2, X_6, X_{11}, X_{12}). \quad (1)$$

Степень влияния каждого из отобранных факторов определяется по результатам статистических исследований.

#### **Статистические исследования влияния отобранных факторов на периодичность капитальных ремонтов секционных насосов**

Статистические исследования по установлению степени влияния отобранных факторов на показатель  $T$  выполнялись следующим образом. Средневзвешенные значения параметров (см. формулу (1)) заносились в программную среду *MS Excel*, в которой в последующем формировались зависимости корреляционных полей. Далее с помощью аппроксимации линейным трендом определялись уравнения линейной регрессии и их параметры достоверности (рис. 6: а–д). Затем выполнялась проверка уравнений на адекватность на основе  $F$ -критерия Фишера с уровнем надежности  $g = 0,05$  в пакете «Анализ данных».

Исходя из коэффициентов достоверности полученных регрессионных уравнений значение показателя  $T$  преимущественно обусловлено воздействием факторов  $X_2$  и  $X_6$ . Указанные результаты корреляционно-регрессионного анализа являются адекватными, так как значения параметра  $F$ -значимость в обоих случаях составили 0,03. Таким образом, выполненными исследованиями подтверждено отрицательное влияние твердой фазы шахтных вод на периодичность капитальных ремонтов секционных насосов подземных рудников Компании.

Несмотря на не слишком высокие значения коэффициентов достоверности уравнений регрессий, где аргументами функций являются факторы  $X_{11}$  и  $X_{12}$ , видно, что оба этих фактора тоже оказывают определенное влияние на межремонтный ресурс насосного оборудования подземных рудников Компании.

В то же время является интересным тот установленный факт, что средний ресурс секционных насосов до очередного капитального ремонта  $T_p$ , применяемых в системе главного водоотлива подземного рудника «Удачный», при более чем двукратном повышении фактора  $X_6$  (с 7 до 17 г/л) снизился до 1625 ч (рис. 7, а), хотя согласно расчетам по полученной по

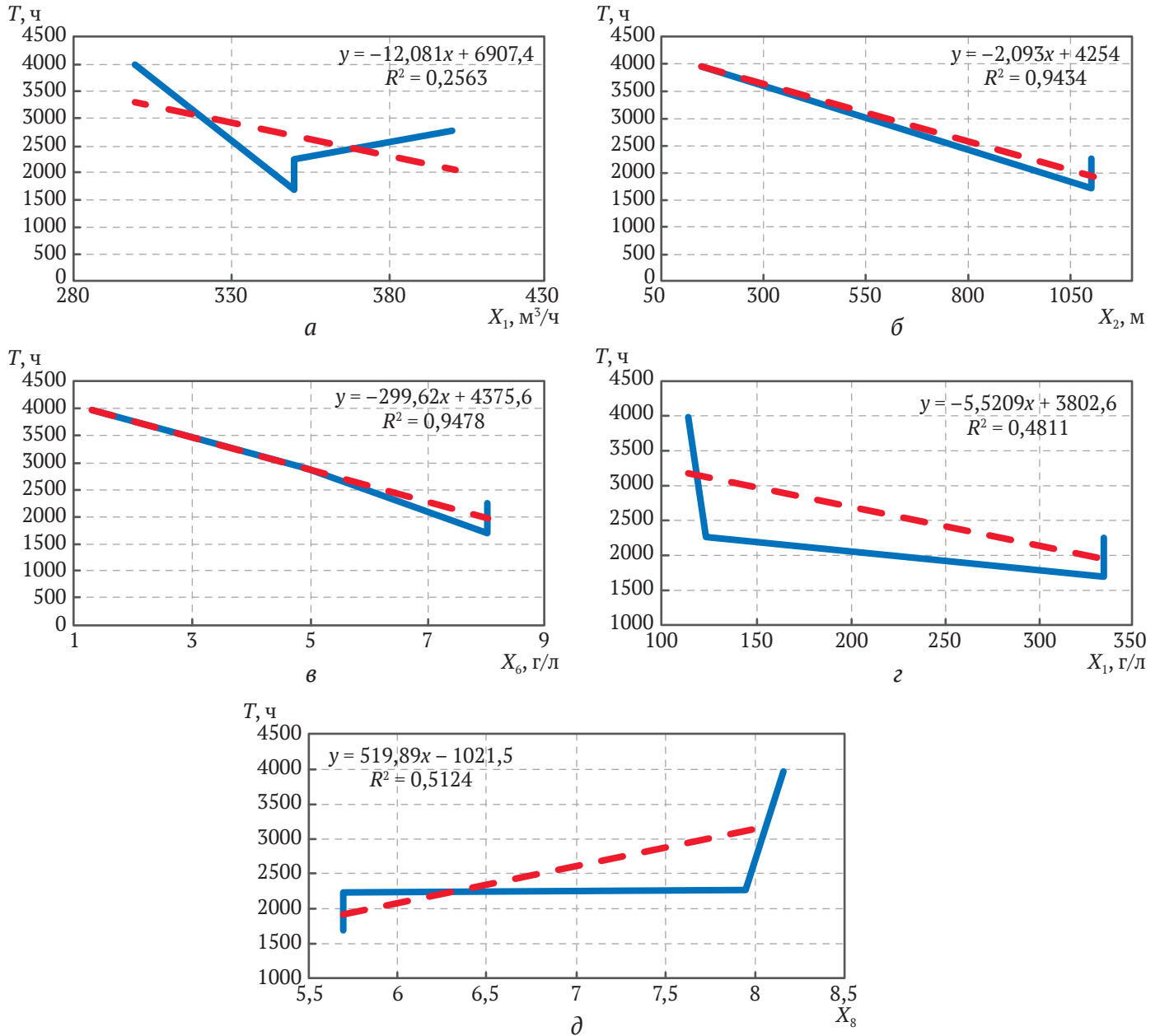


Рис. 6. Зависимости среднего ресурса секционных насосов между капитальными ремонтами от номинальной подачи (а), номинального напора (б), усредненной концентрации механических примесей (в), усредненной минерализации (з) и усредненного водородного показателя шахтных вод (д)

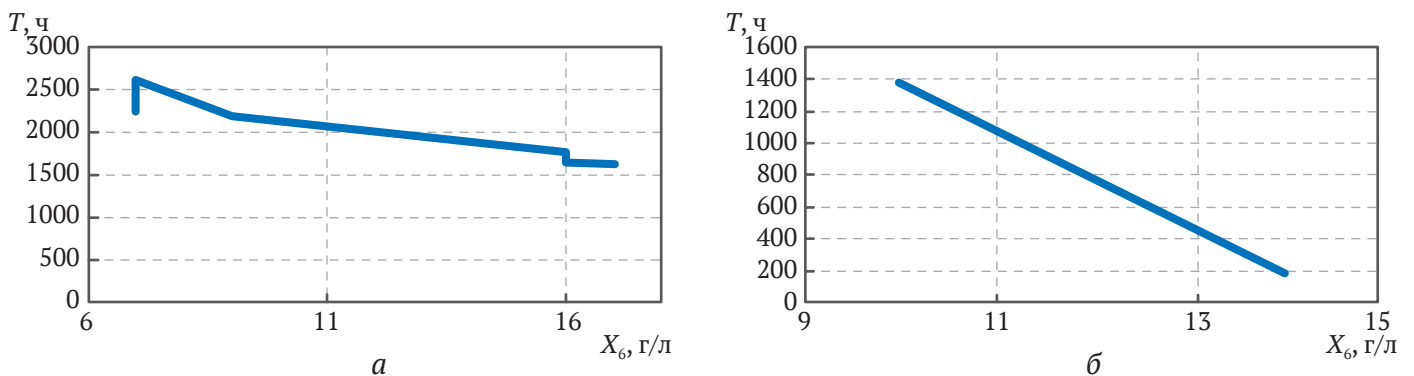


Рис. 7. Сравнение фактических (а) и расчетных (б) значений межремонтного ресурса в зависимости от концентрации механических примесей в шахтных водах



результатам статистических исследований формуле (см. рис. 6, в) прогнозное значение межремонтного ресурса при значении фактора  $X_6 = 14$  г/л уже составляло менее 200 ч наработки (рис. 7, б).

В связи с такой нестыковкой результатов исследований автором были проведены дополнительные исследования.

**Причины различия фактических и расчетных значений среднего ресурса насосного оборудования до капитального ремонта в зависимости от концентрации механических примесей в шахтных водах**

Одним из критериев вывода секционного насоса в капитальный ремонт является значительное снижение его подачи (от 30 % и более от номинального значения) в результате увеличения размеров кольцевой щели.

В соответствии с результатами расчетов (рис. 8), выполненных по методике [14], радиальный зазор в щелевых уплотнениях  $h$  секционного насоса увеличивается более чем на 1 мм, т.е. достигает нижней гра-

ницы предельных значений (начальный радиальный зазор в щелевых уплотнениях секционных насосов подземного рудника «Удачный» составляет приблизительно 0,65 мм): при наработке  $t$  в 2250 ч, при этом  $X_6 = 7$  г/л; при наработке  $t$  в 1750 ч, при этом  $X_6 = 9$  г/л; при наработке  $t$  в 1000 ч, при этом  $X_6 = 16...17$  г/л.

Установлено, что разница между практическими данными и результатами расчетов в плане межремонтного ресурса насосного оборудования особенно сильно проявляется при  $X_6 = 16...17$  г/л.

При выполнении тщательного анализа опыта эксплуатации насосного оборудования главной водоотливной установки подземного рудника «Удачный» было установлено, что фактическое значение показателя  $T_p$  недостаточно сильно уменьшилось при  $X_6 = 16...17$  г/л по причине его вывода в капитальный ремонт при достижении им более низкой подачи  $Q$  в сравнении с предыдущими годами (рис. 9, а). Как видно из рис. 9, б, параметры  $Q$  и  $T_p$  сильно взаимосвязаны друг с другом, о чем свидетельствует полученный коэффициент достоверности.

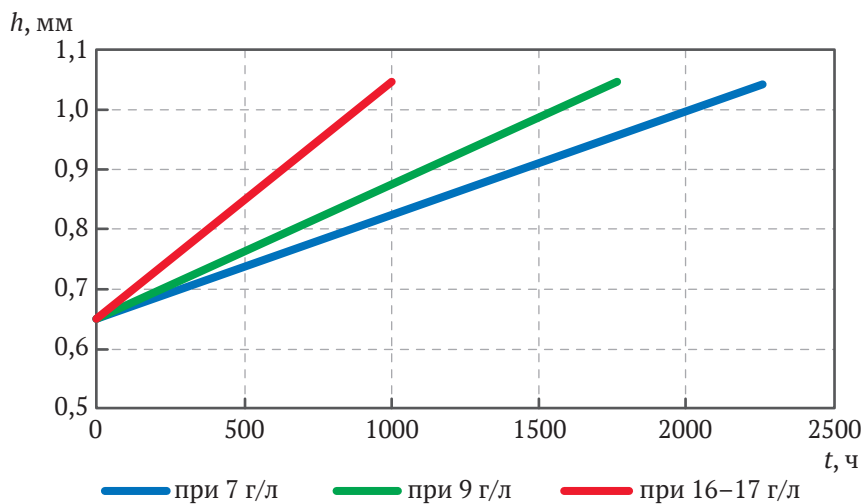


Рис. 8. Радиальный зазор в щелевых уплотнениях в зависимости от наработки секционного насоса

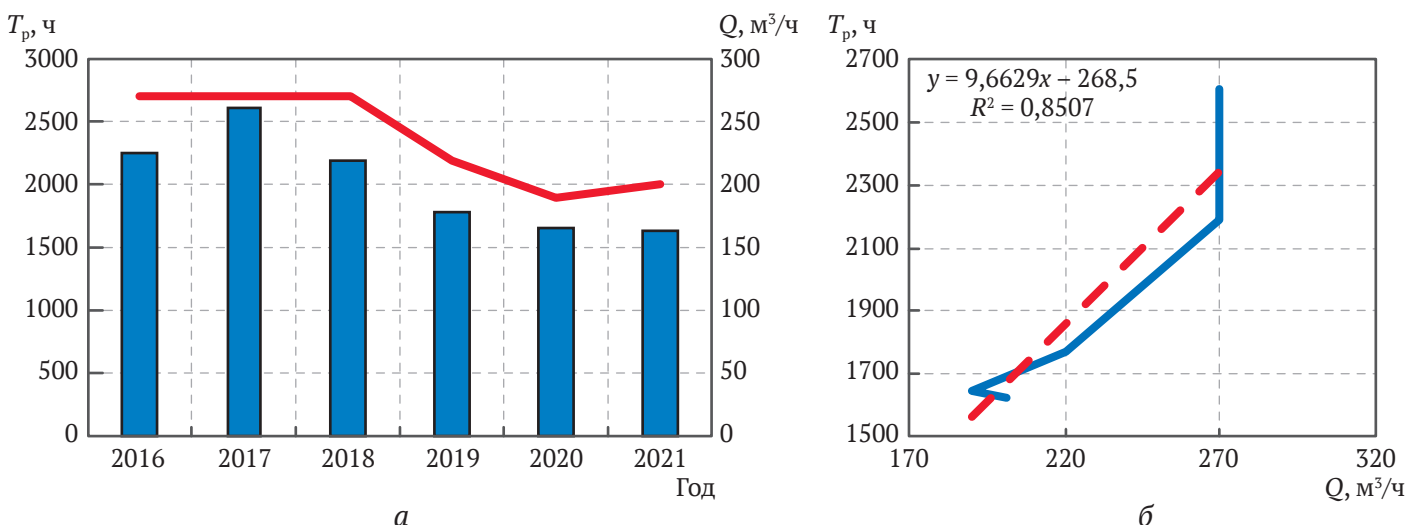
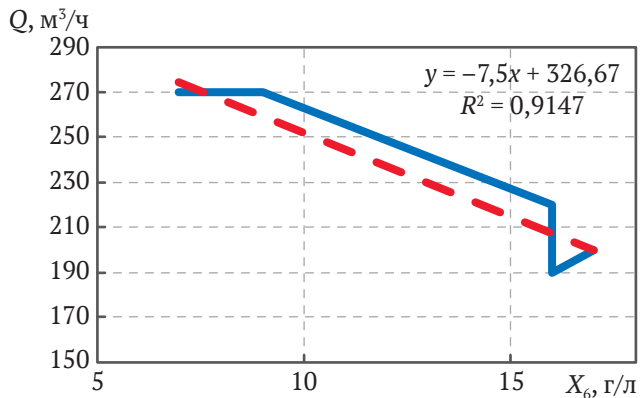


Рис. 9. Динамика изменения среднего ресурса секционного насоса до капитального ремонта и его подачи на момент вывода в капитальный ремонт по годам (а) и зависимость между данными параметрами (б)

Снижение подачи  $Q$  в период 2019–2021 гг. аргументировалось в Компании недопущением значительного повышения количества выполняемых капитальных ремонтов насосного оборудования в связи с существенным повышением фактора  $X_6$ . Согласно результатам корреляционно-регрессионного анализа вышеназванные параметры имеют тесную взаимосвязь (рис. 10).



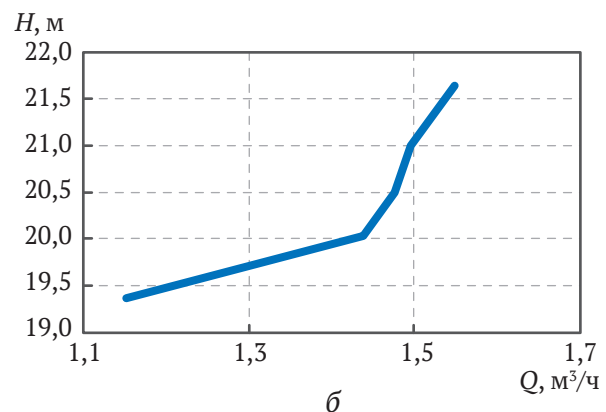
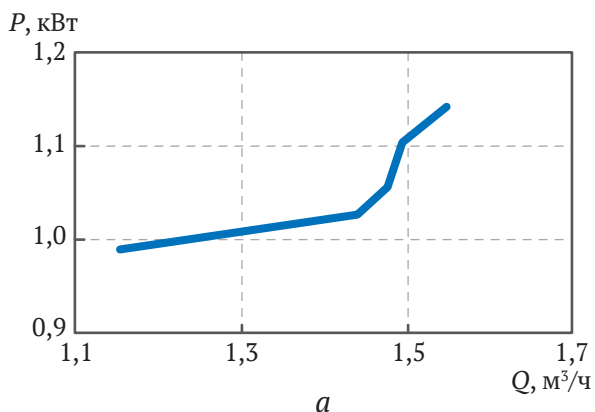
**Рис. 10.** Зависимость подачи секционного насоса на момент вывода в капитальный ремонт от усредненной концентрации механических примесей в шахтных водах

Таким образом, межремонтный ресурс секционных насосов рассматриваемой водоотливной установки может быть рассчитан как линейная функция их подачи на момент вывода в капитальный ремонт  $Q$ , изменение которой с высокой степенью достоверности описывается эмпирическим выражением  $Q = -7,5X_6 + 326,67$ .

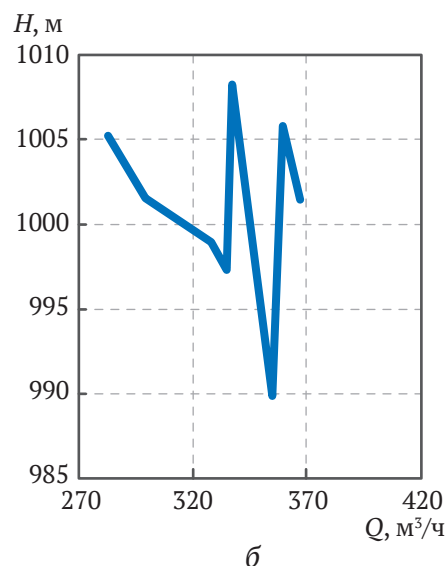
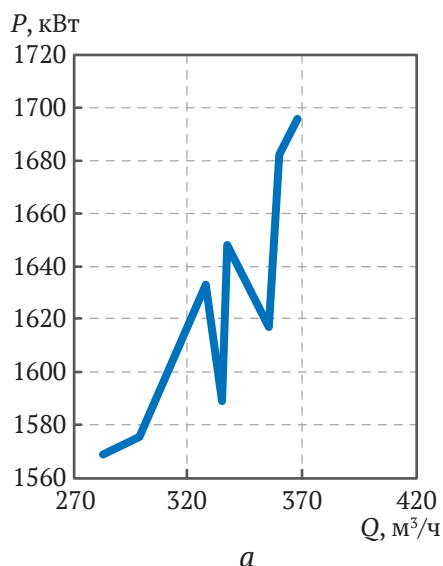
#### Оценка энергетической эффективности секционных насосов при откачке абразивного потока шахтной воды

Лабораторные исследования (рис. 11, а), выполненные согласно методике [15], показали, что потребляемая мощность  $P$  центробежного одноступенчатого насоса при значительном падении подачи  $Q$  (на 26 %) из-за износа деталей проточной части снижается достаточно плавно – на 13 %. При этом из рис. 11, б видно, что такое снижение подачи  $Q$  сопровождается значительным падением напора  $H$ .

В свою очередь, снижение подачи секционного насоса рассматриваемой водоотливной установки на 20...23 % от ее номинального значения из-за интенсивного износа щелевых уплотнений приводит к падению потребляемой электроэнергии на 6,5 % (рис. 12, а). Такое более плавное снижение потребляе-



**Рис. 11.** Зависимости потребляемой мощности (а) и напора (б) от подачи одноступенчатого насоса



**Рис. 12.** Зависимости потребляемой мощности (а) и напора (б) от подачи секционного насоса



мой электроэнергии секционным насосом при разных подачах по сравнению с одноступенчатым насосом объясняется относительным постоянством величины напора (997...1008 м), что вызвано слабым износом лопаток рабочих колес, отвечающих за развиваемые им подачу и напор, в связи с малым размером перекачиваемых твердых частиц (рис. 12, б). Основная доля механических примесей (80...85 %) представлена классом минус 0,05 мм.

Согласно [16] количество механических примесей  $\varepsilon$ , контактирующих с лопатками рабочего колеса центробежного насоса, напрямую зависит от их размера  $d$ :

$$\varepsilon = 0,4 \sqrt{\frac{0,75}{1 + 0,35 \cdot \frac{\rho_{ТВ}}{\Delta\rho} \cdot \frac{D}{d}}}, \quad (2)$$

где  $\rho_{ТВ}$  – плотность механических примесей,  $\Delta\rho$  – разность плотностей механических примесей и чистой воды,  $D$  – диаметр рабочего колеса,  $d$  – размер твердой частицы.

Другими словами, наиболее мелкие твердые частицы увлекаются потоком шахтной воды, не вступая при этом в контакт с лопатками рабочего колеса.

Таким образом, видно, что откачка шахтной воды секционными насосами с изношенными щелевыми уплотнениями займет значительно большее количество времени по сравнению с новым или отремонтированным насосом, при этом его потребляемая мощность слабо уменьшается, что в конечном итоге обязательно приведет к существенному суммарному повышению электропотребления. Все это свидетельствует о нецелесообразности длительной работы секционных насосов при малых подачах с точки зрения энергоэффективности.

### Обсуждение результатов исследований

Выполненные исследования подтвердили негативное воздействие интенсивного гидроабразивного изнашивания щелевых уплотнений на работоспособность секционных насосов. Как видно из рис. 13, влияние фактора  $X_6$  на суммарные затраты по основным статьям расходов  $S$  (затраты на выполнение капитальных ремонтов и электропотребление) секционных насосов рассматриваемой водоотливной установки

с высокой степенью достоверности описывается эмпирическим выражением  $S = 7,6835X_6 + 49,577$ . В соответствии с этим выражением установлено, что снижение концентрации механических примесей в шахтных водах с 17 до 4 г/л позволит уменьшить годовые затраты на эксплуатацию насосного оборудования главной водоотливной установки рудника «Удачный» на 100 млн рублей.

С учетом такого ожидаемого экономического эффекта от снижения твердой фазы шахтных вод капитальные вложения на проходку двух проектных осветляющих резервуаров в размере 340 млн рублей будут возмещены (окуплены) менее чем через 3,5 года.

### Заключение

На основании всего вышеизложенного материала сделаны следующие основные выводы:

1. Межремонтный ресурс секционных насосов главной водоотливной установки подземного рудника «Удачный» может быть рассчитан как линейная функция их подачи на момент вывода в капитальный ремонт, изменение которой с высокой степенью достоверности описывается эмпирическим выражением  $Q = -7,5X_6 + 326,67$ , где  $X_6$  – усредненная концентрация механических примесей в шахтных водах.

2. Снижение подачи секционного насоса на 20...23 % от номинального значения из-за интенсивного износа щелевых уплотнений приводит к падению потребляемой электроэнергии на 6,5 %. Такое медленное снижение потребляемой электроэнергии секционным насосом при разных подачах объясняется относительным постоянством величины напора (997...1008 м), что вызвано слабым износом лопаток рабочих колес вследствие малого размера основной доли перекачиваемых твердых частиц, представленных классом минус 0,05 мм.

3. Расчетным путем установлено, что снижение концентрации механических примесей в шахтных водах с 17 до 4 г/л позволит уменьшить годовые затраты на эксплуатацию насосного оборудования главной водоотливной установки рудника «Удачный» на 100 млн рублей. Таким образом, окупаемость проходки двух проектных осветляющих резервуаров, обеспечивающих такое значительное снижение твердой фазы шахтных вод, составит менее 3,5 лет.

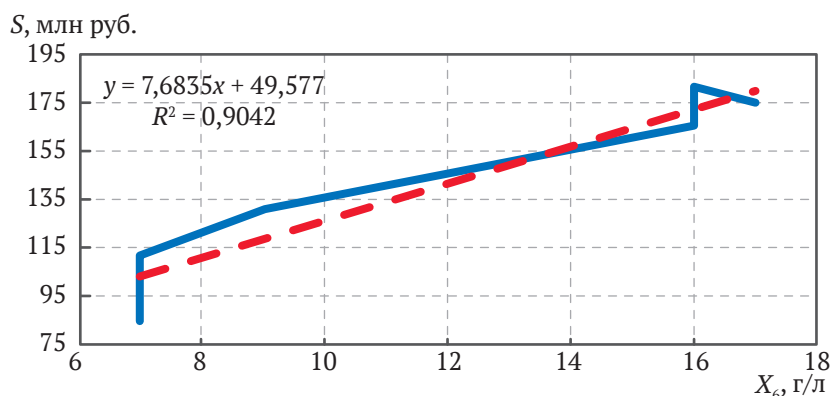


Рис. 13. Зависимость суммарных затрат на выполнение капитальных ремонтов и электропотребление насосного оборудования от усредненной концентрации механических примесей в шахтных водах



### Список литературы

1. Овчинников Н. П., Зырянов И. В. Оценка долговечности секционных насосов подземных кимберлитовых рудников АК «АЛРОСА». *Горный журнал*. 2017;(10):41–44. <https://doi.org/10.17580/gzh.2017.10.08>
2. Овчинников Н. П. Проблемы эксплуатации электронасосных агрегатов секционного типа на кимберлитовых рудниках АК «АЛРОСА» и пути их решения. *Известия Томского Политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. 2018;329(6):66–73. URL: <http://izvestiya.tpu.ru/archive/article/view/2046>
3. Долганов А. В. Влияние гидроабразивного износа элементов проточной части на эксплуатационные качества центробежных насосов медно-колчеданных рудников. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2015;(8):181–186.
4. Shen Z., Li R., Han W., Quan H. Erosion wear in impeller of double-suction centrifugal pump due to sediment flow. *Journal of Applied Fluid Mechanics*. 2020;13(4):1131–1142. <https://doi.org/10.36884/jafm.13.04.30907>
5. Serrano R., Santos L., Viana E., Martinez C. B. Case study: Effects of sediment concentration on the wear of fluvial water pump impellers on Brazil's Acre River. *Wear*. 2018;408–409:131–137. <https://doi.org/10.1016/j.wear.2018.04.018>
6. Паламарчук Н. В., Тимохина В. Ю., Паламарчук Т. Н. Причины неудовлетворительной работы автоматических уравнивающих устройств центробежных высоконапорных насосов. *Сборник научных трудов Донецкого института железнодорожного транспорта*. 2016;(42):65–71.
7. Бородкин Н. Н., Паламарчук Т. Н., Захаров В. А. Выбор и расчет базовых параметров центробежных насосов для определения начального этапа кавитации. *Сборник научных трудов Донецкого института железнодорожного транспорта*. 2019;(52):82–91.
8. Тимохин Ю. В., Паламарчук Н. В. Результаты исследований осевой силы ротора и параметров автоматических уравнивающих устройств центробежных секционных насосов. *Сборник научных трудов Донецкого института железнодорожного транспорта*. 2017;(45):32–42.
9. Долганов А. В., Ислентьев А. О., Торопов Э. Ю., Чураков Е. О. Анализ эффективности разгрузочных устройств шахтных центробежных секционных насосов. *Известия Уральского государственного горного университета*. 2014;(2):31–35. URL: <http://www.iuggu.ru/download/2014-2-Dolganov.pdf>
10. Долганов А. В., Тимухин С. А. *Гидроабразивный износ насосов рудничного водоотлива*: Монография. М.: Издательский дом Академии Естествознания; 2016. 180 с.
11. Сосновский С. В., Селькин В. П. Влияние перекачиваемой среды на интенсивность изнашивания щелевых уплотнений центробежных насосов. *Трение и износ*. 2013;34(2):171–174. (Пер. вер.: Sosnovskii S. V., Sel'kin V. P. Effect of transfer medium on wear rate of groove seals of centrifugal pumps. *Journal of Friction and Wear*. 2013;34(2):134–136.)
12. Островский В. Г., Пещеренко С. Н. Расчет скорости гидроабразивного износа межступенчатых уплотнений нефтяного насоса. *Вестник Пермского национально-исследовательского политехнического института. Геология. Нефтегазовое дело*. 2012;(5):70–75. URL: <https://ered.pstu.ru/index.php/geo/article/view/1072/553>
13. Островский В. Г., Пещеренко С. Н. Стендовое моделирование коррозионно-абразивного разрушения направляющих аппаратов нефтяных насосов. *Научные исследования и инновации*. 2010;4(1):86–88.
14. Литвиненко К. В. *Прогнозирование технического состояния УЭЦН в условиях интенсивного выноса мехпримесей*. [Автореф. дис... канд. техн. наук.] Екатеринбург: Уфимский государственный нефтяной технический университет; 2016. 24 с.
15. Овчинников Н. П., Викулов М. А., Довиденко Г. П., Бочкарев Ю. С. Экспериментальные исследования эксплуатационных свойств насосной установки с изношенным рабочим колесом. *Горный журнал*. 2016;9:61–65. <https://doi.org/10.17580/gzh.2016.09.17>
16. Меньшиков С. С. *Повышение эффективности эксплуатации грунтовых насосов в условиях гидроабразивного износа*. [Автореф. дис... канд. техн. наук.] СПб.: Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»; 2014. 20 с.

### References

1. Ovchinnikov N. P., Zyryanov I. V. Assessment of durability of sectional pumps in underground kimberlite mines of ALROSA. *Gornyi Zhurnal*. 2017;(10):41–44. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2017.10.08>
2. Ovchinnikov N. P. Problems of operation of electric pumping sectional type units on kimberlite mines of Alrosa and the ways of their solution. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2018;329(6):66–73. (In Russ.) URL: <http://izvestiya.tpu.ru/archive/article/view/2046>
3. Dolganov A. V. The influence of hydro-abrasive depreciation of excretory elements on exploitation qualities of rotary pumps at copper and pyrites pits. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2015;(8):181–186. (In Russ.)
4. Shen Z., Li R., Han W., Quan H. Erosion wear in impeller of double-suction centrifugal pump due to sediment flow. *Journal of Applied Fluid Mechanics*. 2020;13(4):1131–1142. <https://doi.org/10.36884/jafm.13.04.30907>





5. Serrano R., Santos L., Viana E., Martinez C.B. Case study: Effects of sediment concentration on the wear of fluvial water pump impellers on Brazil's Acre River. *Wear*. 2018;408–409:131–137. <https://doi.org/10.1016/j.wear.2018.04.018>
6. Palamarchuk N., Timokhina V.J., Palamarchuk T.N. Causes of unsatisfactory operation of the automatic balancing devices of centrifugal high-pressure pumps. *Sbornik nauchnykh trudov Donetskogo instituta zheleznodorozhnogo transporta*. 2016;(42):65–71. (In Russ.)
7. Borodkin N.N., Palamarchuk T.N., Zakharov V.A. Selection and calculation of the basic modes of the parameters of centrifugal pumps to determine the initial stage of cavitation. *Sbornik nauchnykh trudov Donetskogo instituta zheleznodorozhnogo transporta*. 2016;(42):65–71. (In Russ.)
8. Timohin J.W., Palamarchuk T.N. The research results of the axial forces of the rotor and automatic settings. *Sbornik nauchnykh trudov Donetskogo instituta zheleznodorozhnogo transporta*. 2017;(45):32–42. (In Russ.)
9. Dolganov A., Islentyev A.O., Toropov E.Yu., Churakov E.O. Analysis of effectiveness of dumping devices of mine centrifugal sectional pumps. *News of the Ural State Mining University*. 2014;(2):31–35. (In Russ.) URL: <http://www.iuggu.ru/download/2014-2-Dolganov.pdf>
10. Dolganov A.V., Timukhin S.A. *Hydroabrasive wear of mine drainage pumps*. Monograph. Moscow: Publishing House of Academy of Natural Sciences; 2016. 180 p. (In Russ.)
11. Sosnovskii S.V., Sel'kin V.P. Effect of transfer medium on wear rate of groove seals of centrifugal pumps. *Journal of Friction and Wear*. 2013;34(2):134–136. (Orig. ver.: Sosnovskii S.V., Sel'kin V.P. Effect of transfer medium on wear rate of groove seals of centrifugal pumps. *Treniye i iznos*. 2013;34(2):171–174. (In Russ.)
12. Ostrovskij V.G., Pesherenko S.N. Calculations of the rate hydroabrasive wear interstage seal oil pump. *Perm Journal of Petroleum and Mining Engineering*. 2012;(5):70–75. (In Russ.) URL: <https://red.pstu.ru/index.php/geo/article/view/1072/553>
13. Ostrovsky V.G., Pescherenko S.N. Test bench simulation of corrosion-abrasive disruption of oil pumps guide apparatuses. *Nauchnye Issledovaniya i Innovatsii*. 2010;4(1):86–88. (In Russ.)
14. Litvinenko K.V. *Forecasting ESP technical condition under intensive removal of mechanical impurities*. [Ph.D. thesis in Engineering Science]. Yekaterinburg: Ufa State Oil Technical University; 2016. 24 p. (In Russ.)
15. Ovchinnikov N.P., Vikulov M.A., Bochkarev Yu.S., Dovidenko G. P. Experimental studies of operating properties of pumping unit with worn impeller. *Gornyi Zhurnal*. (In Russ.) 2016;9:61–65. <https://doi.org/10.17580/gzh.2016.09.17>
16. Menshikov S.S. Improving operating efficiency of suction dredges under conditions of hydroabrasive wear. [Ph.D. thesis in Engineering Science]. St. Petersburg: "Gorny" National Mineral Resource University; 2014. 20 p. (In Russ.)

### Информация об авторе

**Николай Петрович Овчинников** – кандидат технических наук, доцент, директор Горного института, Северо-Восточный федеральный университет им. М. К. Аммосова, г. Якутск, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-4355-5028](https://orcid.org/0000-0002-4355-5028), Scopus ID [57191629443](https://scopus.com/authorid/57191629443); e-mail [ovchinnlar1986@mail.ru](mailto:ovchinnlar1986@mail.ru)

### Information about the author


**Nickolay P. Ovchinnikov** – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor, Director of the Mining Institute, M.K. Ammosov North-Eastern Federal University, Yakutsk, Russian Federation; ORCID [0000-0002-4355-5028](https://orcid.org/0000-0002-4355-5028), Scopus ID [57191629443](https://scopus.com/authorid/57191629443); e-mail [ovchinnlar1986@mail.ru](mailto:ovchinnlar1986@mail.ru)

Поступила в редакцию	11.01.2022	Received	11.01.2022
Поступила после рецензирования	22.01.2022	Revised	22.01.2022
Принята к публикации	01.05.2022	Accepted	01.05.2022



## ГОРНЫЕ МАШИНЫ, ТРАНСПОРТ И МАШИНОСТРОЕНИЕ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-161-169>**Моделирование нагрузок на рабочем органе торфяного фрезерующего агрегата с учетом погрешности расстановки режущих элементов**К. В. Фомин   *Тверской государственный технический университет, г. Тверь, Российская Федерация* [fomin\\_tver@mail.ru](mailto:fomin_tver@mail.ru)**Аннотация**

Практика использования машин с исполнительными органами фрезерного типа показывает их недостаточную надежность, что приводит к ухудшению технико-экономических характеристик агрегатов. Причиной этого являются высокие динамические нагрузки в элементах конструкции, которые возникают в результате действия сил внешнего сопротивления на фрезу. Они имеют случайный, резко переменный характер, который вызван структурной неоднородностью торфяной залежи, ее случайными физико-механическими свойствами, наличием в ней древесных включений, а также периодическим взаимодействием ножей с залежью и многими другими факторами. При этом параметры реальной конструкции фрезы ввиду погрешностей изготовления и сборки отличаются от заданных при проектировании. Кроме того, в процессе эксплуатации происходят износ и необратимые деформации режущих элементов. Это приводит к тому, что ножи расположены с некоторым небольшим сдвигом на корпусе фрезы относительно «идеальной» схемы размещения. Цель статьи заключается в разработке модели момента сопротивления на фрезу при взаимодействии с торфяной залежью в процессе выполнения технологической операции, учитывающей влияние погрешности расстановки ножей на корпусе фрезы. Получены выражения для расчета спектральной плотности момента. Проанализированы его характерные особенности. Ошибки размещения режущих элементов на корпусе фрезы приводят к изменению величины и характера нагрузки, ее частотного состава. При этом появляются новые, дополнительные составляющие на частотах, кратных угловой скорости фрезы, обогащая спектр нагрузки, увеличивая ее дисперсию. Их величина определяется суммарным значением ошибок. В качестве примера дан анализ влияния погрешности расположения режущих элементов на спектральную плотность для исполнительного органа машины глубокого фрезерования типа МТП-42. Результаты исследования имеют практическую ценность и должны учитываться при расчете динамических нагрузок в элементах конструкции фрезерующих агрегатов при их проектировании, особенно если рабочие органы имеют большое количество резцов, используют малые подачи и когда собственные частоты элементов конструкции агрегата равны или кратны угловой скорости фрезы.

**Ключевые слова**

торфяной фрезерующий агрегат, фреза, ошибки расстановки ножей, вероятностная модель нагрузки, момент сопротивления, спектральная плотность

**Для цитирования**

Fomin K.V. Simulation of loads on operating device of peat-cutting unit with regard to errors in the cutting elements arrangement. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):161–169. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-161-169>

## MINING MACHINERY, TRANSPORT, AND MECHANICAL ENGINEERING

Research article

**Simulation of loads on operating device of peat-cutting unit with regard to errors in the cutting elements arrangement**K. V. Fomin   *Tver State Technical University, Tver, Russian Federation* [fomin\\_tver@mail.ru](mailto:fomin_tver@mail.ru)**Abstract**

The practice of using units with milling-type operating devices showed their insufficient reliability, which leads to deterioration of the units' performance. The reasons for this are high dynamic loads in structural members, which are caused by external resistance forces on a milling cutter. They have random, sharply variable nature due to structural heterogeneity of a peat deposit, its random physical and mechanical properties, the



presence of wood inclusions in it, as well as periodic interaction of blades with the deposit, and many other factors. In this case, the parameters of actual milling cutter, due to manufacturing and installation errors, differ from those specified in the “ideal” design. In addition, wear and irreversible deformations of cutting elements (blades) occur during operation. As a result the position of blades in a cutter body differs from the “ideal” positioning pattern. The purpose of the paper is to develop a model of section moment on a milling cutter when interacting with a peat deposit in the process of technological operations, taking into account the influence of the error of blade positioning on a cutter body. Expressions for calculating the moment spectral density were obtained. Its characteristic features were analyzed. Errors in positioning of cutting elements on a cutter body lead to changes in the magnitude and nature of the load and its frequency content. In this case, new, additional components appear at frequencies multiple of the cutter’s angular velocity, enriching the load spectrum and increasing its variance. Their magnitude is determined by the cumulative value of the errors. As an example, an analysis of the influence of the error in positioning cutting elements on the spectral density for the operating device of MTP-42 deep milling machine is given. The study results are of practical value and should be taken into account in the calculation of dynamic loads in designing structural members of milling units, especially if their operating devices have a large number of blades, use fine feeds, and when the natural frequencies of the structural members are equal to or multiple of the angular speed of a milling cutter.

### Keywords

peat milling unit, milling cutter, blade positioning errors, probabilistic load model, section moment, spectral density

### For citation

Fomin K.V. Simulation of loads on operating device of peat-cutting unit with regard to errors in the cutting elements arrangement. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):161–169. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-161-169>

## Введение

Применение фрезерующих агрегатов в торфяной промышленности позволяет повысить производительность и улучшить качество выполнения технологических операций, обеспечивает возможность их комплексной механизации [1–3].

Практика использования машин с исполнительными органами фрезерного типа показывает их недостаточную надежность [4, 5]. Причиной этого являются высокие динамические нагрузки в элементах конструкции, которые возникают в результате действия сил внешнего сопротивления на фрезе [5]. Они имеют случайный, резко переменный характер [5], вызванный структурной неоднородностью торфяной залежи [6, 7], ее случайными физико-механическими свойствами, наличием в ней древесных включений [5–7], а также периодическим взаимодействием ножей с залежью и многими другими факторами [5].

В настоящее время для расчета нагрузок на рабочих органах используют методы имитационного моделирования с применением вычислительной техники (Н.М. Караваева, О.А. Головнина, В.Ф. Синицын, Ф.А. Шестаченко) [5]. Они универсальны, но требуют больших затрат времени при решении данных задач.

Применение экспериментальных методов с помощью средств тензометрирования [8] дает возможность получить информацию о силах и моментах и их вероятностных характеристиках. Но при этом они трудоемки, дороги и дают информацию о нагруженности только для данного фрезерующего агрегата в конкретных условиях эксплуатации.

В работах [5, 9] развиты аналитические методы исследования моментов нагружения на исполнительных рабочих органах фрезерного типа. Предложены модели силовых факторов при их взаимодействии с торфяной залежью. Разработаны выражения для расчета спектральных плотностей. Они учитывают

конструкцию фрезы, режимы работы агрегата и физико-механические свойства торфа. В [10] рассмотрены подходы для определения взаимных спектральных плотностей моментов для фрезерующих агрегатов с несколькими рабочими органами.

При этом все зависимости получены для «идеального» рабочего органа, когда режущие элементы расположены в заданных местах, определенных конструкторской документацией в соответствии со схемой размещения на корпусе фрезы.

Следует учитывать, что конструктивные параметры реального рабочего органа из-за погрешности сборки и изготовления отличаются от принятых на стадии проектирования [11, 12]. Это приводит к тому, что ножи расположены с некоторым небольшим сдвигом на корпусе фрезы относительно «идеальной» схемы размещения (рис. 1). Кроме того, в процессе эксплуатации происходят износ и необратимые деформации и даже разрушение режущих элементов [12, 13]. В связи с этим изменяются углы резания, форма резцов, их высота, положение режущих кромок и кинематические характеристики резания [11–13], что по сути меняет как схему расположения режущих элементов, так и условия взаимодействия резцов с торфяной залежью. Это вызывает изменение величин, характера и частотных свойств силовых факторов на рабочем органе и влияет на формирование нагрузок в элементах конструкции машины.

## Задачи исследований

Целью статьи является разработка моделей формирования нагрузок на исполнительном органе при фрезеровании торфяной залежи, учитывающих влияние ошибок расстановки ножей на корпусе фрезы, и выражений для расчета спектральной плотности момента.

**Материалы, модели  
и методы исследования**

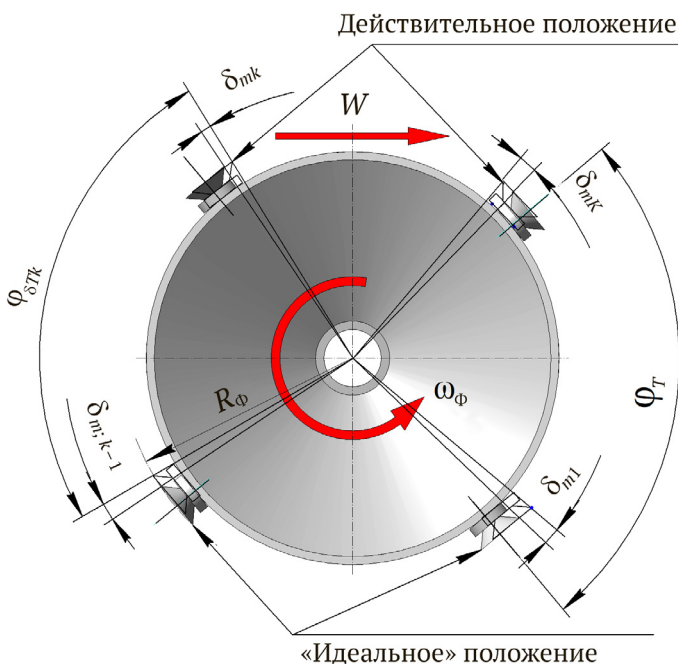
Случайный характер момента сопротивления, возникающего на исполнительном органе в процессе эксплуатации, требует применения подходов, развитых в статистической динамике механических систем [14–16] при анализе нагруженности фрезерующего агрегата и расчете показателей его надежности [16, 17].

Опыт их использования при решении аналогичных задач в горных отраслях промышленности [18–20] позволяет ограничиться на практике рассмотрением одномерных и двумерных характеристик нагрузок при использовании как аналитических, так и численных методов [21, 22].

Как правило, рассматриваются вероятностные характеристики сил и моментов, такие как математическое ожидание, дисперсия и спектральная плотность [20, 22].

Рассмотрим фрезу шириной захвата  $B$ , радиусом  $R_\phi$ , глубиной фрезерования  $H_\phi$ , горизонтальной осью вращения с  $M$  плоскостями резания и  $K$  ножами в плоскости.

Положение резцов на корпусе фрезы определяется углами между началом отсчета и ножами в  $m$ -й плоскости резания  $\varphi_m$  («идеальный» рабочий орган), а также углами между соседними резцами в плоскости  $\varphi_T$  (в случае равномерной расстановки). При этом будем учитывать, что каждый режущий элемент может быть сдвинут на величину ошибки, определяемой углом  $\delta_{mk}$  относительно «идеальной» схемы размещения ножей (см. рис. 1). При смещении в направлении движения ножа величина ошибки имеет знак «плюс», в противоположном – «минус».



**Рис. 1.** Погрешность расположения ножей по углу в  $m$ -й плоскости резания

Если глубина фрезерования, режимы работы агрегата и физико-механические характеристики залежи изменяются достаточно плавно в течение нескольких оборотов рабочего органа, так что в пределах одного их можно считать постоянными [5, 9], для момента имеем:

$$M(t) = \sum_{m=1}^M \sum_{n=-\infty}^{\infty} M_{mn}(t - t_m - nT_\phi; P_{mn}), \quad (1)$$

где  $M_{mn}(t; P_{mn})$  – момент на резцах  $m$ -й плоскости резания в течение одного оборота рабочего органа;  $t_m$  – промежуток времени между точкой отсчета и нагрузкой на  $m$ -й плоскости резания  $t_m = \varphi_m / \omega_\phi$ ;  $T_\phi$  – длительность одного оборота  $T_\phi = 2\pi / \omega_\phi$ , где  $\omega_\phi$  – угловая скорость фрезы;  $P_{mn}$  – случайные параметры импульсов при  $n$ -м обороте исполнительного органа на  $m$ -й плоскости резания.

Выражение (1) может быть использовано для описания момента сопротивления как для «идеального» рабочего органа, так и с учетом ошибок расстановки ножей на корпусе фрезы. При этом отличаться будут значения  $M_{mn}(t; P_{mn})$ .

Амплитудное значение момента сопротивления пропорционально подаче [2], величина которой для «идеального рабочего органа» равна  $c = W\varphi_T / \omega_\phi$ , а с учетом ошибки расположения резца:

$$c_k = W \frac{\varphi_{\delta Tk}}{\omega_\phi} = W \frac{\varphi_T + \Delta\delta_{mk}}{\omega_\phi},$$

где  $W$  – поступательная скорость фрезерующего агрегата;  $\varphi_{\delta Tk}$  – угол между резцами в плоскости резания (точнее между режущими кромками) с учетом погрешности их расположения на корпусе фрезы (см. рис. 1);  $\Delta\delta_{mk} = \delta_{mk} - \delta_{m; k-1}$  – разница между ошибками для соседних ножей в  $m$ -й плоскости (если  $k = 1$ , то  $k - 1$  соответствует  $K$ ).

Соответственно, для момента на  $m$ -й плоскости резания в пределах одного оборота с учетом ошибок расположения резцов можно записать:

$$M_{mn}(t; P) = \sum_{k=1}^K \frac{\varphi_T + \Delta\delta_{mk}}{\varphi_T} M_0 [t - (k-1)T - \tau_{mk}; P_{mn}],$$

где  $M_0(t; P)$  – изменение момента сопротивления на резце в пределах угла контакта с залежью;  $T = \varphi_T / \omega_\phi$  – период повторности взаимодействия ножей в плоскости резания с залежью;  $\tau_{mk} = \delta_{mk} / \omega_\phi$  – сдвиг по времени импульса, вызванный ошибкой расположения  $k$ -го ножа в  $m$ -й плоскости резания.

Момент (1) является случайной функцией. Его спектральная плотность зависит от конструкции фрезы, режимов работы агрегата, глубины фрезерования, которая определяется профилем поверхности карты и типом подвески фрезы, колебаниями, вызванными силами резания и ее дисбалансом, физико-механических свойств торфяной залежи и их вероятностных характеристик [5, 9].

Спектральная плотность процесса (1) может быть определена из соотношения [23, 24]:

$$S(\omega) = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{2}{(2N+1)T} m_1 \left\{ |Z^{(k)}(j\omega)|^2 \right\} - 2\pi m^2 \delta(\omega), \quad (2)$$



где  $N$  – число импульсов;  $T$  – период повторности;  $m_1\{\}$  – знак усреднения;  $Z^{(k)}(j\omega)$  – спектр  $k$ -й реализации процесса (в дальнейшем индекс  $k$  опускаем);  $m$  – среднее значение процесса;  $\delta(\omega)$  – дельта-функция (функция Дирака) [24].

Квадрат модуля спектра момента сопротивления (1), содержащего  $(2N + 1)$  импульсов, равен:

$$\begin{aligned} & |Z_M(j\omega)|^2 = \\ & = \sum_{m=1}^M \sum_{l=1}^M \sum_{k=1}^K \sum_{s=1}^K \sum_{n=-N}^N \sum_{i=-N}^N S_0(\omega; \omega_\phi; P_{mkn}) S_0^*(\omega; \omega_\phi; P_{lsi}) \times \\ & \quad \times \frac{\varphi_T + \Delta\delta_{mk}}{\varphi_T} \frac{\varphi_T + \Delta\delta_{ls}}{\varphi_T} \times \\ & \quad \times \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}(\varphi_m - \varphi_l)\right] \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}(k-s)\varphi_T\right] \times \\ & \quad \times \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}(\delta_{mk} - \delta_{ls})\right] \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}2\pi(n-i)\right], \end{aligned} \quad (3)$$

где звездочкой обозначена комплексно-сопряженная величина;  $S_0(\omega; \omega_\phi; P)$  – спектр  $M_0(t; P)$ :

$$S_0(j\omega; \omega_\phi; P) = \int_0^{\varphi_k/\omega_\phi} M_0(t; P) \exp(-j\omega t) dt,$$

где  $\varphi_k$  – угол контакта ножа с залежью.

Подставляя (3) в (2), учитывая стационарность условий работы агрегата (вероятностные характеристики параметров зависят только от взаимного расположения импульсов  $p = n - i$ ), используя подходы, представленные в [5, 9], получим выражение для односторонней спектральной плотности момента сопротивления с учетом ошибки расстановки режущих элементов на корпусе фрезы при фиксированном значении угловой скорости  $\omega_\phi$ :

$$\begin{aligned} S(\omega; \omega_\phi) &= \frac{4}{T_\phi} \left[ \frac{1}{2} \sum_{q=1}^{Q_1} \left[ \frac{\partial^2 F_1(\omega; \omega_\phi)}{\partial P_q^2} \right]_{m=1}^M D_q \sum_{m=1}^M A_m(\omega; \omega_\phi) - \right. \\ & \quad - \frac{1}{2} \sum_{q=1}^{Q_2} \left[ \frac{\partial^2 F_2(\omega; \omega_\phi)}{\partial P_q^2} \right]_{m=1}^M D_q \sum_{m=1}^M A_m(\omega; \omega_\phi) + \Psi(\omega; \omega_\phi) + \\ & \quad + \left( F_1(\omega; m_q) + \frac{1}{2} \sum_{q=1}^{Q_2} \left[ \frac{\partial^2 F_2(\omega; \omega_\phi)}{\partial P_q^2} \right]_{m=1}^M D_q \right) \times \\ & \quad \left. \times \sum_{m=1}^M \sum_{l=1}^M \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}(\varphi_m - \varphi_l)\right] A_{ml}(\omega; \omega_\phi) \omega_\phi \sum_{r=1}^{\infty} \delta(\omega - r\omega_\phi) \right], \end{aligned}$$

где введены обозначения:

$$F_1(\omega; \omega_\phi) = |S_0(\omega; \omega_\phi; P_{1mn} \dots P_{Qmn})|^2;$$

$$F_2(\omega; \omega_\phi) = S_0(\omega; \omega_\phi; P_{1mn} \dots P_{Qmn}) S_0^*(\omega; \omega_\phi; P_{1li} \dots P_{Qli});$$

$$\begin{aligned} A_m(\omega; \omega_\phi) &= \sum_{k=1}^K \sum_{s=1}^K \frac{\varphi_T + \Delta\delta_{mk}}{\varphi_T} \frac{\varphi_T + \Delta\delta_{ms}}{\varphi_T} \times \\ & \quad \times \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}(\delta_{mk} - \delta_{ms})\right] \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}(k-s)\varphi_T\right]; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} A_{ml}(\omega; \omega_\phi) &= \sum_{k=1}^K \sum_{s=1}^K \frac{\varphi_T + \Delta\delta_{mk}}{\varphi_T} \frac{\varphi_T + \Delta\delta_{ls}}{\varphi_T} \times \\ & \quad \times \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}(\delta_{mk} - \delta_{ls})\right] \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}(k-s)\varphi_T\right]; \end{aligned}$$

$Q_1, Q_2$  – соответственно число параметров для  $F_1(\omega; \omega_\phi; P)$  и  $F_2(\omega; \omega_\phi; P)$ ;  $D_q$  – дисперсии параметров;  $\Psi(\omega; \omega_\phi)$  – функция, учитывающая корреляционные связи между однородными и разнородными параметрами импульсов нагрузки, изменяющимися как в направлении движения агрегата, так и перпендикулярно ему:

$$\begin{aligned} \Psi(\omega; \omega_\phi) &= \sum_{q < g} \left[ \frac{\partial^2 F_1(\omega; \omega_\phi)}{\partial P_q \partial P_g} \right]_{m=1}^M \sum_{m=1}^M K_{qg} A_m(\omega; \omega_\phi) + \\ & + \sum_{q < g} \left[ \frac{\partial^2 F_2(\omega; \omega_\phi)}{\partial P_{qm} \partial P_{gl}} \right]_{m=1}^M \sum_{m=1}^M \sum_{l=1}^M \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}(\varphi_m - \varphi_l)\right] K_{qgml} A_m(\omega; \omega_\phi) + \\ & + 2 \sum_{q < g} \left[ \frac{\partial^2 F_2(\omega; \omega_\phi)}{\partial P_{qm} \partial P_{gl; n-p}} \right]_{m=1}^M \sum_{m=1}^M \sum_{l=1}^M A_{ml}(\omega; \omega_\phi) \sum_{p=1}^{\infty} K_{qgmlp} \times \\ & \quad \times \exp\left[-j\frac{\omega}{\omega_\phi}(\varphi_m - \varphi_l)\right] \cos\left(\frac{\omega}{\omega_\phi} 2\pi p\right), \end{aligned}$$

где  $m_q$  – математические ожидания параметров импульсов;  $K_{qg}, K_{qgml}, K_{qgmlp}$  – корреляционные и взаимно корреляционные моменты параметров.

В случае стационарности параметров и плавности их изменения корреляционные и взаимно корреляционные моменты  $K_{qgml}$  и  $K_{qgmlp}$  определяются корреляционными функциями характеристик торфа и условий работы (прочностных свойств торфа, его плотности и глубины фрезерования) в моменты взаимодействия ножей с залежью:

$$K_{qgml} = K_{pqsy} [(m-l)h];$$

$$K_{qgmlp} = K_{pqsy} [cp; (m-l)h],$$

где  $K_{pqsy}(y)$  – корреляционные и взаимно корреляционные функции изменения характеристик залежи в направлении, перпендикулярном движению агрегата;  $K_{pqsy}(x, y)$  – корреляционные функции случайных параметров, учитывающие пространственную изменчивость характеристик (как в направлении движения, так и перпендикулярно ему);  $x$  и  $y$  – координаты точки для соответствующих параметров;  $m, l$  – номера соответствующих плоскостей резания;  $h$  – расстояние между плоскостями резания.

Таким образом, для фрезы, имеющей ошибки расположения ножей на корпусе фрезы, возникают новые составляющие момента сопротивления, кратные угловой скорости вращения фрезы, в то время как для «идеального» рабочего органа в спектре присутствуют нагрузки, кратные периоду повторности взаимодействия режущих элементов с торфяной залежью [9].

Результаты экспериментального исследования [5] подтверждают такую качественную картину влияния погрешности расстановки ножей на корпусе фрезы на частотный состав сил сопротивления.



В процессе работы в результате действия на исполнительном органе случайного момента сопротивления происходит случайное изменение угловой скорости фрезы. С учетом этого фактора для спектральной плотности имеем:

$$S_M(\omega) = \int_{-\infty}^{\infty} S(\omega; \omega_\Phi) W(\omega_\Phi) d\omega_\Phi,$$

где  $W(\omega_\Phi)$  – плотность распределения  $\omega_\Phi$ .

Учитывая, что [23, 24]:

$$\int_{-\infty}^{\infty} f(x) \delta(cx - x_0) dx = \frac{1}{|c|} f\left(\frac{x_0}{c}\right),$$

для  $S_M(\omega)$  получим:

$$S_M(\omega) = \frac{4}{T_\Phi} \times \left[ \frac{1}{2} \sum_{q=1}^{Q_1} \sum_{m=1}^M G_{1qm}(\omega) D_q - \sum_{q=1}^{Q_2} \sum_{m=1}^M G_{2qm}(\omega) D_q + G_3(\omega; \omega_\Phi) + \sum_{r=1}^R \left( F_1(r; m_q) + \frac{1}{2} \sum_{q=1}^{Q_2} \left[ \frac{\partial^2 F_2(r; P)}{\partial P_q^2} \right]_m D_q \right) \times \sum_{m=1}^M \sum_{l=1}^M \exp[-jr(\varphi_m - \varphi_l)] A_{ml}(r) \frac{\omega}{r^2} W\left(\frac{\omega}{r}\right) \right] \quad (4)$$

В выражении (4) введены обозначения:

$$T_\Phi = \frac{2\pi}{\int_{-\infty}^{\infty} \omega_\Phi W(\omega_\Phi) d\omega_\Phi};$$

$$G_{1qm}(\omega) = \int_{-\infty}^{\infty} \left[ \frac{\partial^2 F_1(\omega; \omega_\Phi)}{\partial P_q^2} \right]_m A_m(\omega; \omega_\Phi) W(\omega_\Phi) d\omega_\Phi;$$

$$G_{2qm}(\omega) = \int_{-\infty}^{\infty} \left[ \frac{\partial^2 F_2(\omega; \omega_\Phi)}{\partial P_q^2} \right]_m A_m(\omega; \omega_\Phi) W(\omega_\Phi) d\omega_\Phi;$$

$$G_3(\omega) = \int_{-\infty}^{\infty} \Psi(\omega; \omega_\Phi) W(\omega_\Phi) d\omega_\Phi.$$

При отсутствии ошибок расстановки режущих элементов, то есть для «идеального» рабочего органа с учетом случайного изменения угловой скорости фрезы, получим зависимость для спектральной плотности момента, которая представлена в [5, 9].

Выражение (4) дает возможность на стадии проектирования оценить влияние ошибок расстановки режущих элементов на корпусе фрезы на спектральную плотность момента сопротивления. Она является исходной информацией для анализа динамических нагрузок в элементах конструкции фрезерующего агрегата [5, 14], расчета показателей надежности [16, 17] и выбора оптимальных параметров и режимов работы.

### Анализ результатов исследования

В качестве примера рассмотрим влияние ошибок расположения ножей на характеристики момента на исполнительном органе машины глубокого фрезерования МТП-42 [2]. Она является прицепной к трактору

Т-130Б, имеет в своем составе фрезу, систему привода, раму с отбойной плитой, задние и передние катки [2].

Учитывая, что машина глубокого фрезерования имеет отбойную плиту, которая, опираясь на поверхность торфяной залежи [2], обеспечивает постоянство глубины фрезерования, а также рассматривая корреляционные связи только для однородных параметров импульсов для спектральной плотности из (4), имеем:

$$S_M(\omega) = \frac{4}{T_\Phi} \left[ \frac{1}{2} \sum_{m=1}^M G_{1qm}(\omega) + G_3(\omega; \omega_\Phi) + m_A^2 \sum_{r=1}^R |S_e(r; m_q)|^2 \times \sum_{m=1}^M \sum_{l=1}^M \exp[-jr(\varphi_m - \varphi_l)] A_{ml}(r) \frac{\omega}{r^2} W\left(\frac{\omega}{r}\right) \right],$$

где

$$G_{1qm}(\omega) = \int_{-\infty}^{\infty} |S_e(j\omega; \omega_\Phi)|^2 D_A(\omega_\Phi) A_m(\omega; \omega_\Phi) W(\omega_\Phi) d\omega_\Phi;$$

$$G_3(\omega) = \int_{-\infty}^{\infty} \Psi(\omega; \omega_\Phi) W(\omega_\Phi) d\omega_\Phi,$$

где  $m_A, D_A(\omega_\Phi)$  – математическое ожидание и дисперсия амплитуд импульсов [9]:

$$m_A = R_\Phi b c \left( m_\tau \frac{C_T}{\delta^{0,4}} + m_\gamma \frac{m^2 R_\Phi^2}{2 \cdot 10^5} \right);$$

$$D_A(\omega_\Phi) = R_\Phi^2 b^2 c^2 \left[ D_\tau \left( \frac{C_T}{\delta^{0,4}} \right)^2 + \frac{D_\gamma \omega_\Phi^4 R_\Phi^4}{4 \cdot 10^6} \right],$$

где  $b$  – ширина ножа, взаимодействующего с торфом;  $C_T$  – коэффициент, зависящий от типа рабочего органа [2];  $\delta$  – средняя толщина стружки [2];  $m_\tau, m_\gamma, D_\tau, D_\gamma$  – математические ожидания и дисперсии предельного напряжения сдвига  $\tau$  и плотности торфа  $\gamma$ ;  $m_{\omega_\Phi}$  – математическое ожидание угловой скорости фрезы;

$$\Psi(\omega; \omega_\Phi) = |S_e(j\omega; \omega_\Phi)|^2 \times \sum_{m=1}^M \sum_{m \neq l=1}^M \exp \left[ -j \frac{\omega}{\omega_\Phi} (\varphi_m - \varphi_l) \right] K_{qgml} A_{ml}(\omega; \omega_\Phi) + 2 |S_e(j\omega; \omega_\Phi)|^2 \sum_{m=1}^M \sum_{l=1}^M A_{ml}(\omega; \omega_\Phi) \sum_{p=1}^{\infty} K_{qgmp} \times \exp \left[ -j \frac{\omega}{\omega_\Phi} (\varphi_m - \varphi_l) \right] \cos \left( \frac{\omega}{\omega_\Phi} 2\pi p \right),$$

где  $K_{Aml}(\omega_\Phi), K_{Amlp}(\omega_\Phi)$  – корреляционные моменты амплитуд импульсов,

$$K_{Aml}(\omega_\Phi) = R_\Phi^2 b^2 c^2 \times \left[ D_\tau K_{\tau \perp} [(m-l)h] \left( \frac{C_T}{\delta^{0,4}} \right)^2 + D_\gamma K_{\gamma \perp} [(m-l)h] \frac{\omega_\Phi^4 R_\Phi^4}{4 \cdot 10^6} \right];$$

$$K_{Amlp}(\omega_\Phi) = R_\Phi^2 b^2 c^2 \times \left[ D_\tau K_{\tau \perp} [(m-l); p] \left( \frac{C_T}{\delta^{0,4}} \right)^2 + D_\gamma K_{\gamma \perp} [(m-l); p] \frac{\omega_\Phi^4 R_\Phi^4}{4 \cdot 10^6} \right],$$

где  $K_{\tau\perp}[(m-l)h]$ ,  $K_{\gamma\perp}[(m-l)h]$  – нормированные корреляционные функции изменения предельного напряжения сдвига  $\tau$  и плотности торфа  $\gamma$  в направлении, перпендикулярном движению фрезерующего агрегата;  $K_{\tau}[(m-l); p]$ ,  $K_{\gamma}[(m-l); p]$  – нормированные корреляционные функции пространственного изменения (как в направлении движения, так и перпендикулярно ему) предельного напряжения сдвига  $\tau$  и плотности торфа  $\gamma$ ;  $S_e(j\omega; \omega_\phi)$  – спектр функции, описывающей момент сопротивления на ноже единичной амплитуды.

Квадрат модуля  $S_e(j\omega; \omega_\phi)$  равен [9]:

$$\begin{aligned} |S_e(j\omega; \omega_\phi)|^2 &= \\ &= \frac{1}{4} \left\{ |U(\omega - \omega_\phi; \omega_\phi)|^2 + |U(\omega + \omega_\phi; \omega_\phi)|^2 - \right. \\ &\quad \left. - 2U(\omega - \omega_\phi; \omega_\phi) \times U(\omega + \omega_\phi; \omega_\phi) \cos \varphi_k \right\}, \end{aligned}$$

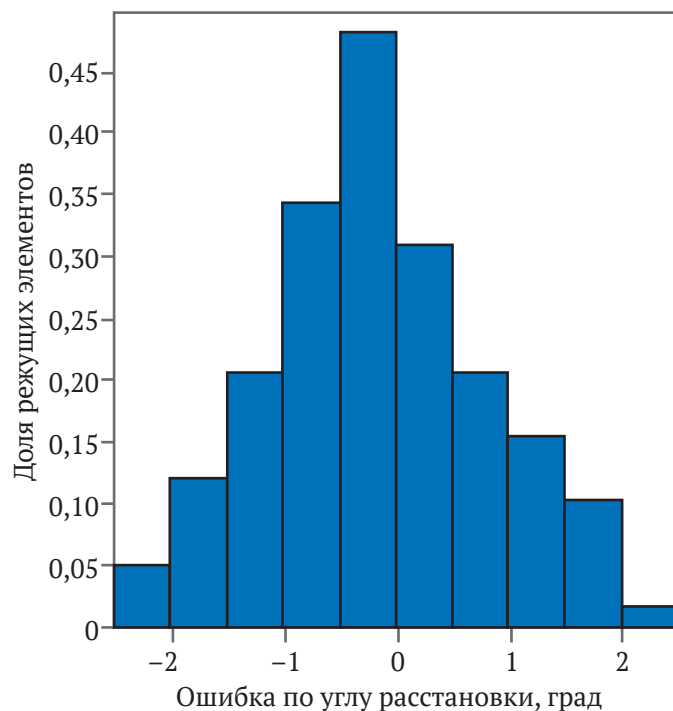
где

$$U(j\omega; \omega_\phi) = \frac{2}{\omega} \sin \frac{\omega \varphi_k}{2\omega_\phi}.$$

Плотность распределения угловой скорости фрезы может быть рассчитана с помощью подходов, представленных в [5].

МТП-42 имеет следующие конструктивные параметры и режимы работы. Диаметр фрезы равен 0,8 м. Ширина составляет 1,7 м. Общее число плоскостей резания равно 29, в каждой из которых находится четыре резца. На поверхности рабочего органа в резцедержателях крепятся ножи тарельчатого типа [2]. Диаметр режущего элемента равен 0,078 м.

Расчет производился при средних значениях глубины фрезерования 0,4 м, предельного напряжения



**Рис. 2.** Распределение ошибок расположения ножей на рабочем органе

сдвига 26 кПа [2], плотности торфа 890 кг/м<sup>3</sup> [2] (коэффициенты их вариации приняты 10 %), угловой скорости фрезы 32,5 с<sup>-1</sup> имеющей нормальную плотность распределения с коэффициентом вариации 3%. Скорость передвижения агрегата 0,089 м/с.

Распределение ошибок расположения ножей относительно «идеальной» схемы на корпусе фрезы представлено на рис. 2.

На рис. 3 показана спектральная плотность момента без учета погрешности расположения ножей («идеальный» рабочий орган), рассчитанная с помощью выражений, полученных в [5, 9], на рис. 4 – с учетом ошибок расстановки ножей.

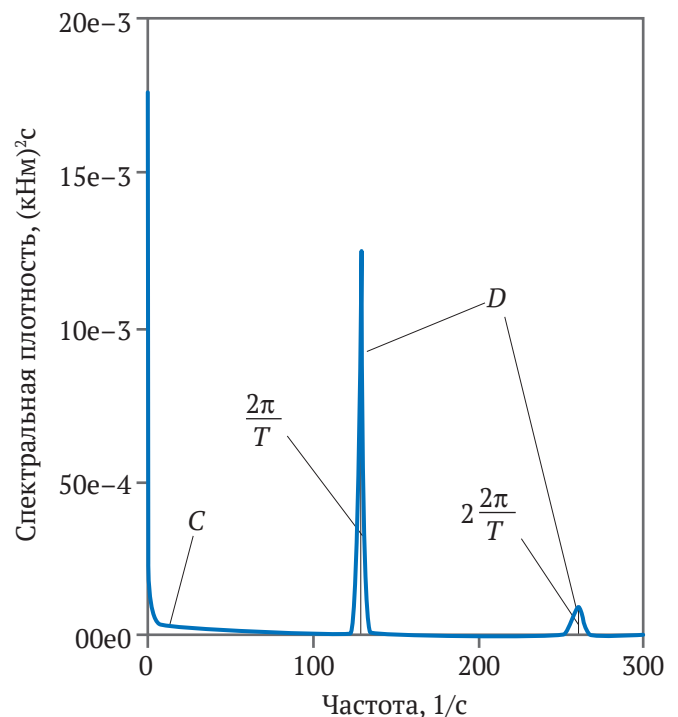
При этом на рис. 4 выделены зоны частот (А и В), лежащие между пиками, кратными частотам взаимодействия режущих элементов в плоскости резания и представлены на отдельных графиках, чтобы показать эти области более подробно.

Полученные выражения и результаты расчета дают возможность выделить некоторые характерные особенности момента на фрезе.

Для «идеального» рабочего органа в спектральной плотности (см. рис. 3) можно выделить две составляющие. Первая, непрерывная, пропорциональна дисперсиям параметров импульсов и квадрату модуля спектра момента на резце (С на рис. 3).

Ее вид определяется корреляционными функциями параметров импульсов, спектром момента на ноже  $S_e(j\omega; \omega_\phi; P)$  и функцией, зависящей от схемы расположения резцов на фрезе [5]:

$$Z(\omega) = \sum_{m=1}^M \sum_{l=1}^M \exp \left[ -j \frac{\omega}{\omega_\phi} (\varphi_m - \varphi_l) \right].$$



**Рис. 3.** Спектральная плотность момента для «идеального» рабочего органа

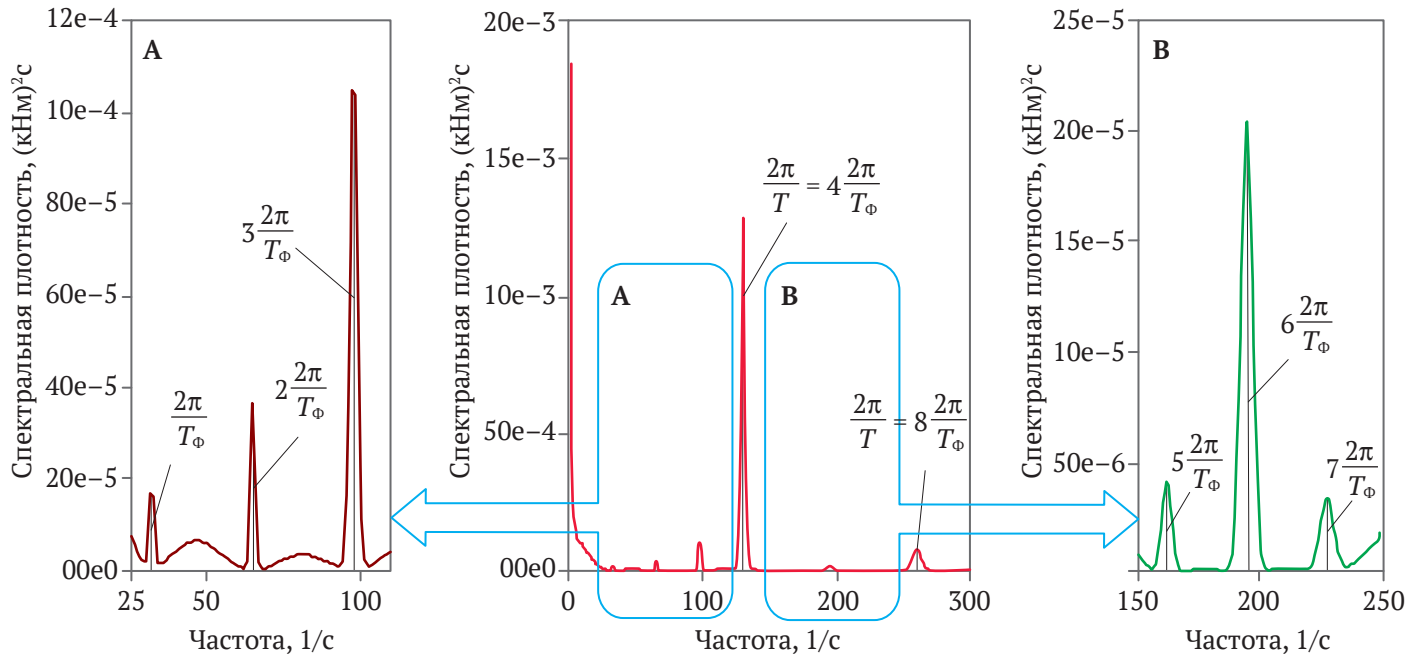


Рис. 4. Спектральная плотность момента сопротивления на фрезе с учетом погрешности расстановки ножей

Вторая часть спектральной плотности (*D* на рис. 3) связана с периодическим взаимодействием ножей с залежью (кинематическая составляющая) [5].

Она представляет собой последовательность пиков, форма которых определяется видом плотности распределения угловой скорости исполнительного органа, лежащих на частотах  $\omega_r = 2\pi r / T$ , где  $r = 1, 2, 3, \dots$ , кратных периоду взаимодействия ножей с залежью. Ее значение пропорционально квадратам средних значений параметров импульсов, спектру  $S_c(j\omega; P)$  и зависит от схемы расстановки ножей.

Ошибки размещения режущих элементов на корпусе фрезы приводят к изменению величины и характера нагрузки, ее частотного состава (см. рис. 4), в том числе к появлению дополнительных составляющих на частотах, кратных угловой скорости фрезы  $\omega_r = 2\pi r / T_\phi$ , где  $r = 1, 2, 3, \dots$ , обогащая спектр нагрузки и увеличивая ее дисперсию. При этом значение спектральной плотности пропорционально

$$\sum_{m=1}^M \sum_{l=1}^M \sum_{k=1}^K \sum_{i=1}^K \left[ 1 + \frac{\Delta\delta_{mk}}{\Phi_T} \right] \left[ 1 + \frac{\Delta\delta_{li}}{\Phi_T} \right] \exp \left[ -j \frac{\omega}{\omega_\phi} (\delta_{mk} - \delta_{li}) \right].$$

Несмотря на ее относительно малую величину, данные особенности должны учитываться, если рабочий орган имеет большое количество резцов и использует малые подачи.

Наибольший эффект от действия этих добавочных нагрузок возникнет в случае, когда собственные частоты элементов привода агрегата равны или кратны значению угловой скорости фрезы, в результате чего возможно возникновение резонансных явлений, которые могут привести к увеличению динамических нагрузок в элементах привода агрегата.

### Заключение

В статье предложены вероятностные модели момента сопротивления на исполнительном органе фрезерующего агрегата и на их основе получены аналитические выражения по расчету спектральной плотности момента, учитывающие влияние ошибок расстановки ножей на корпусе фрезы. Они могут быть связаны с погрешностями монтажа и изготовления, деградацией конструктивных параметров режущих элементов, связанной с их износом или необратимыми деформациями при эксплуатации.

Ошибки размещения приводят к изменению величины и характера нагрузки, ее частотного состава. При этом появляются новые, дополнительные составляющие на частотах, кратных угловой скорости фрезы, обогащая спектр нагрузки, увеличивая ее дисперсию. Их величина определяется характером погрешности и суммарным значением ошибок.

Эти факты должны учитываться при расчете динамических нагрузок в элементах конструкции фрезерующих агрегатов при их проектировании, особенно если рабочие органы имеют большое количество резцов, используют малые подачи и в случае, когда собственные частоты элементов конструкции агрегата равны или кратны угловой скорости фрезы.

Результаты проведенных исследований служат основой для разработки методов динамического анализа элементов конструкции фрезерующих агрегатов, а также соответствующего математического и программного обеспечения системы их автоматизированного проектирования. Применение САПР позволит повысить эффективность разработки новой техники, сократить сроки проектирования и дать рекомендации по снижению нагруженности и повышению надежности элементов конструкции существующих машин.





### Список литературы

1. Misnikov O.S. Basic technologies and equipment used for peat deposit development in foreign countries. In: *E3S Web Conf.: III<sup>th</sup> International Innovative Mining Symposium*. 26 January. 2018;41(6):01046. <https://doi.org/10.105/e3sconf/20184101046>
2. Самсонов Л.Н. *Фрезерование торфяной залежи*. М.: Недра; 1985. 211 с.
3. Копенкин В.Д., Копенкина Л.В., Самсонов Л.Н. Развитие фрезерующих машин в торфяном производстве (анализ, перспективы). *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2003;(10):204–207.
4. Горлов И.В., Рахутин М.Г. Влияние пниности залежи на безотказность торфяных машин. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2017;(12):139–145.
5. Самсонов Л.Н., Фомин К.В. *Элементы статистической динамики торфяных фрезерующих агрегатов*. Тверь: Тверской государственный технический университет; 2005. 168 с.
6. Михайлов А.В., Родионов Е.А., Звонарев И.Е. Анализ условий вертикальной выемки торфяного сырья. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2019;(1):48–54. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-01-0-48-54>
7. Michailov A.V., Zhigulskaia A.I., Garmayev O.M. An integrated approach to strip mining of peat. In: *IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science*. 2019;378:24–27. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/378/1/012087>
8. Яблонев А.Л., Крутов Ю.В. Применение средств современного цифрового тензометрирования при исследовании нагруженности элементов торфяных машин. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2016;(8):200–205. URL: [https://giab-online.ru/files/Data/2016/8/200\\_205\\_8\\_2016.pdf](https://giab-online.ru/files/Data/2016/8/200_205_8_2016.pdf)
9. Фомин К.В. Методика оценки спектральной плотности момента сопротивления на рабочем органе торфяного фрезерующего агрегата. *Записки Горного института*. 2020;241:58–67. <https://doi.org/10.31897/PMI.2020.1.58>
10. Фомин К.В. Расчет взаимных спектральных плотностей моментов сопротивления на рабочих органах торфяного фрезерующего агрегата. *Записки Горного института*. 2021;251:746–756. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.5.14>
11. Zong X., Guo Q., Kang K., Jia H., He B. Study on Installation Angle of the Milling Wheel Accurate Estimation and Compensation. In: *MATEC Web of Conferences: the 3<sup>rd</sup> International Conference on Mechatronics and Mechanical Engineering (ICMME 2016)*. 2017;95:04005. <https://doi.org/10.1051/matecconf/20179504005>
12. Cheluska P., Jagieła-Zajac A. Determining the position of pick holders on the side surface of the working unit of the cutting machine in the robotic technology of their assembly. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2019;261:012003. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/261/1/012003>
13. Шабаяев О.Е., Бридун И.И. Техническая диагностика резцового исполнительного органа проходческого комбайна. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2017;(9):94–101. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2017-9-0-94-101>
14. Lalanne C. *Mechanical Vibration and Shock Analysis, Random Vibration (Mechanical Vibration and Shock Analysis*. 3<sup>rd</sup> Edition. John Wiley & Sons, Ltd; 2014. 595 p. <https://doi.org/10.1002/9781118931127>
15. Lutes L.D., Sarkani Sh. *Random vibrations: analysis of structural and mechanical systems*. 2004. 635 p.
16. Svetlitsky V.A. *Statistical dynamics and reliability theory for mechanical structures*. Springer, Berlin/Heidelberg; 2003. 452 p. <https://doi.org/10.1007/978-3-540-45826-5>
17. Гусев А.С. *Вероятностные методы в механике машин и конструкций*. М.: МГТУ им. Н. Э. Баумана; 2009. 224 с.
18. Докукин А.В., Красников Ю.Д., Хургин З.Я. *Статистическая динамика горных машин*. М.: Машиностроение; 1978. 238 с.
19. Красников Ю. Д. *Моделирование разрушения углей режущими инструментами*. М.: Наука; 1981. 181 с.
20. Li X.H., Yu X.W., Ma X.H., Zhao Y.B. Simulation and study of random loads on continuous miner cutting drum. *Advanced Materials Research*. 2011;308–310:1885–8. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/amr.308-310.1885>
21. Liu C.S., Li D.G., Chen X.P. Shearer load identification of the load spectrum of the pick based on chaotic characteristics. *Advanced Materials Research*. 2011;199–200:111–114. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/AMR.199-200.111>
22. Medolago A.A., Melzi S. A flexible multi-body model of a surface miner for analyzing the interaction between rock-cutting forces and chassis vibrations. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2021;31(3):365–375. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2021.03.006>
23. Howard R.M. *Principles of random signal analysis and low noise design: The power spectral density and its applications*. Wiley; 2002. 310 p. <https://doi.org/10.1002/0471439207>
24. Левин Б.П. *Теоретические основы статистической радиотехники*. М.: Радио и связь; 1989. 656 с.

### References

1. Misnikov O.S. Basic technologies and equipment used for peat deposit development in foreign countries. In: *E3S Web Conf.: III<sup>th</sup> International Innovative Mining Symposium*. 26 January 2018. 2018;41(6):01046. <https://doi.org/10.105/e3sconf/20184101046>
2. Samsonov L.N. *Peat deposit milling*. Moscow: Nedra Publ.; 1985. 211 p. (In Russ.)
3. Kopenkin V.D., Kopenkin L.V., Samsonov L.N. Development of milling machines in peat production (analysis, prospects). *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2003;(10):204–207. (In Russ.)
4. Gorlov I.V., Rakhutin M.G. Effect of the presence of stumps on no-failure performance of peat harvesting machines. *Mining informational and analytical bulletin*. 2017;(12):139–145. (In Russ.)



5. Samsonov L.N., Fomin K.B. *Elements of statistical dynamics of peat milling facilities*. Tver: Tver State Technical University; 2005. 168 p. (In Russ.)
6. Mikhaylov A.V., Rodionov E.A., Zvonarev I.E. Analysis of conditions for vertical cutting of peat. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2019;(1):48–54. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2019-01-0-48-54>
7. Michailov A.V., Zhigul'skaya A.I., Garmaev O. M. An integrated approach to strip mining of peat. In: *IOP Conf. Series: Earth and Environmental Science*. 2019;378:24–27. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/378/1/012087>
8. Yablonev A.L., Krutov Yu. V. The use of modern digital service stress measurements in the study load of peat machines. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2016;(8):200–205. (In Russ.) URL: [https://giab-online.ru/files/Data/2016/8/200\\_205\\_8\\_2016.pdf](https://giab-online.ru/files/Data/2016/8/200_205_8_2016.pdf)
9. Fomin K.V. Method for estimating the spectrum density of the resistance moment on the working body of a peat milling unit. *Journal of Mining Institute*. 2020;241:58–67. <https://doi.org/10.31897/PMI.2020.1.58>
10. Fomin K.V. Mutual spectral densities calculation of the moments of resistance on the peat milling unit working bodies. *Journal of Mining Institute*. 2021;251:746–756. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.5.14>
11. Zong X., Guo Q., Kang K., Jia H., He B. Study on Installation Angle of the Milling Wheel Accurate Estimation and Compensation. In: *MATEC Web of Conferences: the 3<sup>rd</sup> International Conference on Mechatronics and Mechanical Engineering (ICMME 2016)*. 2017;95:04005. <https://doi.org/10.1051/mateconf/20179504005>
12. Cheluska P., Jagieła-Zajac A. Determining the position of pick holders on the side surface of the working unit of the cutting machine in the robotic technology of their assembly. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2019;261:012003. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/261/1/012003>
13. Shabaev O.E., Bridun I.I. Technical diagnostics of a roadheader cutting operating device. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2017;(9):94–101. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2017-9-0-94-101>
14. Lalanne C. *Mechanical Vibration and Shock Analysis, Random Vibration (Mechanical Vibration and Shock Analysis*. 3<sup>rd</sup> Edition. John Wiley & Sons, Ltd; 2014. 595 p. <https://doi.org/10.1002/9781118931127>
15. Lutes L.D., Sarkani Sh. *Random vibrations: analysis of structural and mechanical systems*. 2004. 635 p.
16. Svetlitsky V.A. *Statistical dynamics and reliability theory for mechanical structures*. Springer, Berlin/Heidelberg; 2003. 452 p. <https://doi.org/10.1007/978-3-540-45826-5>
17. Gusev A.S. *Probabilistic methods in mechanics of machines and structures*. Moscow: N. E. Bauman Moscow State Technical University Publ.; 2009. 224 p. (In Russ.)
18. Dokukin A.V., Krasnikov Yu.D., Khurgin Z. Ya. *Statistical dynamics of mining machines*. Moscow: Mashinostroenie Publ.; 1978. 238 p. (In Russ.)
19. Krasnikov Yu.D. *Simulation of coal disintegration by cutting tools*. Moscow: Nauka Publ.; 1981. 181 p. (In Russ.)
20. Li X.H., Yu X.W., Ma X.H., Zhao Y.B. Simulation and study of random loads on continuous miner cutting drum. *Advanced Materials Research*. 2011;308–310:1885–8. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/amr.308-310.1885>
21. Liu C.S., Li D.G., Chen X.P. Shearer load identification of the load spectrum of the pick based on chaotic characteristics. *Advanced Materials Research*. 2011;199–200:111–114. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/AMR.199-200.111>
22. Medolago A.A., Melzi S. A flexible multi-body model of a surface miner for analyzing the interaction between rock-cutting forces and chassis vibrations. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2021;31(3):365–375. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2021.03.006>
23. Howard R.M. *Principles of random signal analysis and low noise design: The power spectral density and its applications*. Wiley; 2002. 310 p. <https://doi.org/10.1002/0471439207>
24. Levin B.R. *Statistical fundamentals of radio-engineering*. Moscow: Radio i Svyaz' Publ.; 1989. 656 p.

### Информация об авторе

**Константин Владимирович Фомин** – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой «Механизация природообустройства и ремонт машин», Тверской государственной технической университет, г. Тверь, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-8153-1115](https://orcid.org/0000-0002-8153-1115), Scopus ID [57202900121](https://scopus.com/authorid/57202900121); e-mail [fomin\\_tver@mail.ru](mailto:fomin_tver@mail.ru)

### Information about the author

**Konstantin V. Fomin** – Dr. Sci. (Eng.), Associate Professor, the Head of the Department of Mechanization of Environmental management and Repair of Machines, Tver State Technical University, Tver, Russian Federation; ORCID [0000-0002-8153-1115](https://orcid.org/0000-0002-8153-1115), Scopus ID [57202900121](https://scopus.com/authorid/57202900121); e-mail [fomin\\_tver@mail.ru](mailto:fomin_tver@mail.ru)

Поступила в редакцию	23.12.2021	Received	23.12.2021
Поступила после рецензирования	27.01.2022	Revised	27.01.2022
Принята к публикации	01.02.2022	Accepted	01.02.2022



## ГОРНЫЕ МАШИНЫ, ТРАНСПОРТ И МАШИНОСТРОЕНИЕ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-170-179>**Обоснование геометрических параметров футеровочных пластин приводного барабана ленточного конвейера**Е. Ю. Зиборова<sup>1</sup>, В. У. Мнацаканян<sup>2</sup>   <sup>1</sup> АО «НПП «Исток» им. Шокина», г. Фрязино, Российская Федерация<sup>2</sup> Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ МИСиС), г. Москва, Российская Федерация [artvik@bk.ru](mailto:artvik@bk.ru)**Аннотация**

Ленточные конвейеры широко применяются в горной промышленности при открытой и подземной добыче полезных ископаемых для перемещения насыпных грузов в горизонтальном и наклонном направлениях до мест их переработки. Для создания наилучших условий фрикционного контакта ленты с барабаном применяют различные способы футеровки приводных барабанов. Основными футеровочными материалами служат резины различных марок, обеспечивающие должный коэффициент сцепления барабана с лентой, величина которого находится в пределах 0,6–0,62. Материал футеровки приводных барабанов должен иметь высокую износостойкость, термостойкость, механическую прочность, способность не накапливать на поверхности электрических зарядов и при нагреве не образовывать опасных концентраций ядовитых токсических составляющих, например, хлорные газы, окись углерода. Широкие возможности в направлении повышения долговечности футеровок и повышения ресурса тяжелонагруженных конвейеров большой мощности открывает применение керамических футеровок. В статье представлены результаты исследования напряженно-деформированного состояния керамических футеровочных пластин приводного барабана ленточного конвейера. Исследование проводилось с использованием среды *Solid Work Simulation* на основе принятой расчетной схемы контакта пластины с лентой для приводного барабана диаметром  $D = 1250$  мм с шириной ленты  $L = 1000$  мм и величиной натяжения набегающей ветви ленты  $S_{нб} = 25400$  даН с учетом величины, направления и характера действующих нагрузок. На основе анализа напряженно-деформированного состояния футеровочных пластин из алюмооксидной керамики выявлены благоприятные геометрические параметры выступов и требуемые свойства футеровочного материала, обеспечивающие им должную несущую способность при контакте с резиновой обкладкой ленты. Установлено, что диаметр выступов пластин для тяжелых условий эксплуатации должен составлять не менее 4,5 мм, при этом радиус скругления торцевой кромки  $R$  желателно выдерживать в пределах 0,5...0,6 мм, у основания – 0,3...0,4 мм при высоте выступа 1,0...1,4 мм, что предотвращает появление концентрации напряжений в опасных сечениях. Установлено, что для эффективной эксплуатации резинокерамических футеровок предел прочности при изгибе алюмооксидной керамики должен быть не менее 350 МПа. Симуляция напряженно-деформированного состояния пластины при воздействии на нее знакопеременных нагрузок позволила выявить характерные участки с максимальной концентрацией напряжений, являющиеся очагами зарождения трещин. Таким образом, появилась возможность прогнозировать ресурс футеровки.

**Ключевые слова**

ленточный конвейер, приводной барабан, керамическая футеровка, геометрические параметры, рабочий профиль, концентрация напряжений, свойства, ресурс

**Для цитирования**Ziborova E. Yu., Mnatsakanyan V. U. Justification of geometrical parameters of lining plates for a belt conveyor drive drum. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):170–179. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-170-179>

## MINING MACHINERY, TRANSPORT, AND MECHANICAL ENGINEERING

Research article

**Justification of geometrical parameters of lining plates for a belt conveyor drive drum**E. Yu. Ziborova<sup>1</sup>, V. U. Mnatsakanyan<sup>2</sup>   <sup>1</sup> JSC NPO Istok named after Shokin, Fryazino, Russian Federation<sup>2</sup> National University of Science and Technology (MISIS) (NUST MISiS), Moscow, Russian Federation [artvik@bk.ru](mailto:artvik@bk.ru)**Abstract**

Belt conveyors are widely used in mining industry in open-pit and underground mining for moving bulkload in horizontal and inclined directions to the sites of processing. In order to create the best conditions of frictional contact between a belt and a drum, various methods of drive drum lining are used. The main lining material

is rubber of different grades, providing proper coefficient of friction of a belt with a drum (within the range of 0.6–0.62). A drive drum lining material must have high wear resistance, thermal resistance, mechanical strength, ability not to accumulate electric charges on the surface and not to generate dangerous concentrations of toxic components (for example, chlorine gases, carbon monoxide) when heated. The use of ceramic lining opens up great opportunities for increasing lining durability and useful life of high capacity heavy-duty conveyors. The paper presents the results of the study of stress-strain state of belt conveyor drive drum ceramic lining plates. We used *Solid Work Simulation* environment in the study on the basis of the accepted analytical model of plate-belt contact for drive drum with diameter  $D = 1250$  mm, belt width  $L = 1000$  mm, and the belt entering branch tension value  $S_e = 25400$  daN with regard to the value, direction, and nature of the acting loads. On the basis of stress-strain analysis of alumina ceramics lining plates, the favorable geometrical parameters of the plate cleats (projections) and the required properties of lining material ensuring the proper load-carrying capacity at the contact with the belt rubber facing were found. It was established that a plate cleat diameter for heavy duty conditions should be not less than 4.5 mm and its end round  $R$  should be within the limits of 0.5–0.6 mm, and, in the base, 0.3–0.4 mm at a cleat height of 1.0–1.4 mm in order to prevent stress concentration in hazardous sections. It was also established that alumina ceramics bending strength must be no less than 350 MPa for effective functioning of rubber-ceramic lining. Simulation of a plate stress-strain state on exposure to alternating loads made it possible to identify characteristic areas with maximum stress concentration, which were foci of crack nucleation. Thus, it became possible to predict lining useful life.

### Keywords

belt conveyor, drive drum, ceramic lining, geometrical parameters, working section shape, stress concentration, properties, useful life

### For citation

Ziborova E. Yu., Mnatsakanyan V. U. Justification of geometrical parameters of lining plates for a belt conveyor drive drum. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):170–179. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-170-179>

### Введение

Ленточные конвейеры широко применяются в горной промышленности при открытой и подземной добыче полезных ископаемых для перемещения насыпных грузов в горизонтальном и наклонном направлениях до мест их переработки. Они относятся к транспортным машинам непрерывного действия и по сравнению с другими типами горного транспорта характеризуются высокой энергоэффективностью и производительностью [1–3]. Основные тенденции развития ленточных конвейеров как в России, так и за рубежом, состоят прежде всего в повышении их производительности и ресурса за счет стабилизации тягового фактора [4, 5], автоматизации конвейерных линий<sup>1</sup>, применения мощных приводов [6], увеличения длины и прочностных характеристик применяемых лент наряду с обеспечением высокого уровня надежности и долговечности приводных и направляющих

узлов [7–12], повышении энергоэффективности конвейеров [13], эффективности транспортировки с использованием промежуточных приводов различных конструкций [14].

Главным тяговым и одновременно грузонесущим органом ленточного конвейера является конвейерная лента 2, движущаяся по замкнутому контуру (рис. 1). Движение ленте передается с помощью фрикционной передачи при огибании ею приводного барабана 2.

Для создания наилучших условий фрикционного контакта ленты с барабаном на практике широко применяют различные способы футеровки приводных барабанов. Основными футеровочными материалами, как правило, служат резины различных марок (рис. 2, а), обеспечивающие должный коэффициент сцепления барабана с лентой, величина которого находится в пределах 0,6–0,62 [1, 8]. Недостатком резиновой футеровки является резкое снижение коэффициента сцепления в обводненных условиях, что приводит к пробуксовыванию ленты и потере тяговой силы.

<sup>1</sup> Автоматизация конвейерных линий. URL: <http://mydocx.ru/8-5102.html> [Дата обращения: 25.01.2022]

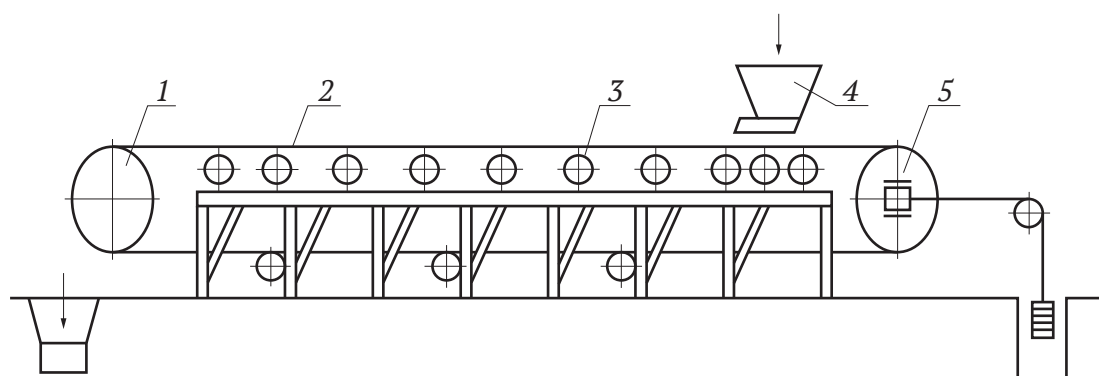


Рис. 1. Схема ленточного конвейера:

1 – приводной барабан; 2 – лента; 3 – опорные ролики; 4 – загрузочное устройство; 5 – натяжной барабан

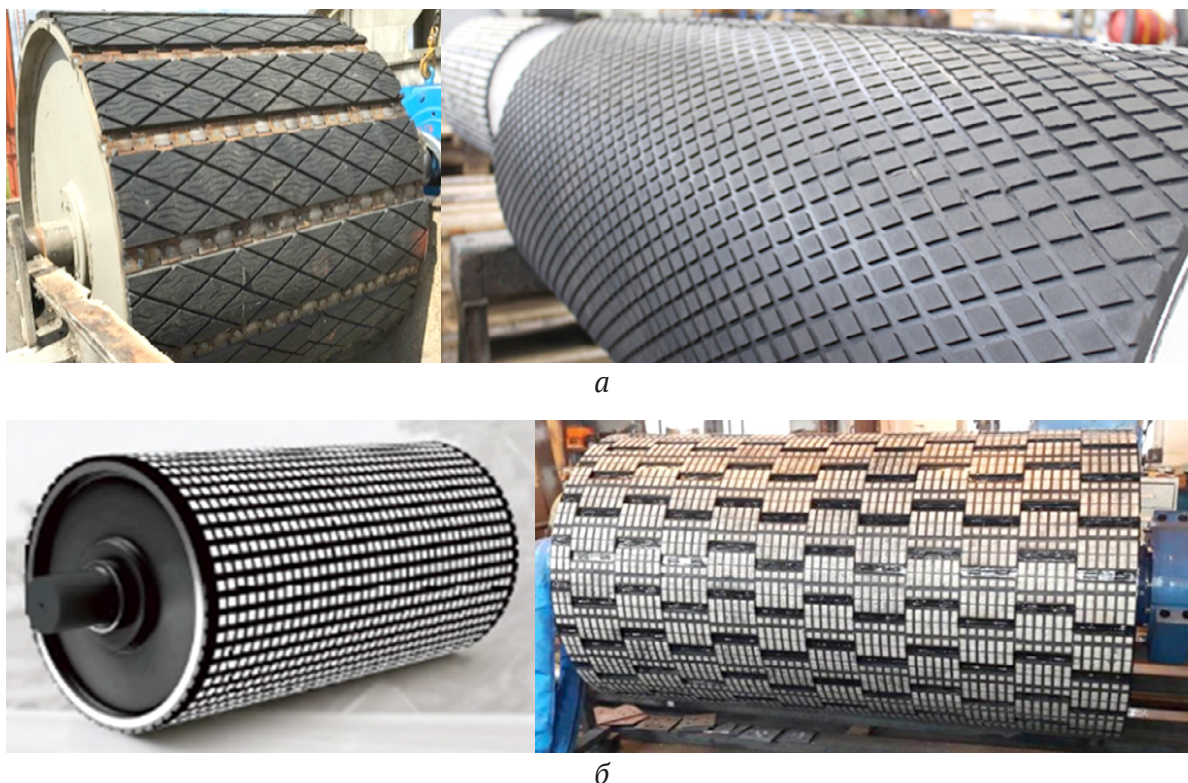


Рис. 2. Виды футеровок:  
а – резиновая; б – резинокерамическая

Материал футеровки приводных барабанов должен иметь высокую износостойкость, термостойкость, механическую прочность, способность не накапливать на поверхности электрических зарядов и при нагреве не образовывать опасных концентраций ядовитых токсических составляющих, например, хлорные газы, окись углерода.

Широкие возможности в направлении повышения долговечности футеровок и повышения ресурса тяжело нагруженных конвейеров большой мощности открывает применение керамических футеровок (рис. 2, б), которые удовлетворяют всем вышеприведенным требованиям. Для барабанов, диаметр которых свыше 800 мм, используют составные двух-трехслойные резинокерамические, либо метал-резинокерамические полотна. Керамическая футеровка обеспечивает наилучшие условия контакта барабана с лентой по принципу «трение», «трение с частичным зацеплением», при этом коэффициент сцепления составляет 0,8, что исключает проскальзывание даже при наличии в зоне контакта избыточной влаги и существенно увеличивает производительность конвейеров, а также надежно фиксирует ленту по ширине барабана в процессе движения, препятствуя ее сползанию<sup>2</sup> [15].

<sup>2</sup> Керамические пластины для футеровки барабанов. URL: <https://resursbelt.ru/catalog/effektivnost/futеровка/keramika-na-baraban/>; Соловьев В. Г., Соловьев С. В. Патент RU 81949 U1. Приводной барабан ленточного конвейера. Опубликовано 04.10.2009.

### Цели и задачи

Большое практическое значение имеет уменьшение скольжения ленты по приводному барабану, соответственно, уменьшение износа ленты и поверхности барабана. В связи с этим керамические футеровки являются наиболее перспективными. Однако несмотря на широкое их использование еще существует ряд актуальных задач, связанных с необходимостью повышения их ресурса на основе создания керамических пластин с заданной геометрией, улучшенными механическими и эксплуатационными свойствами, для условий циклического нагружения. В научной литературе приведены рекомендации по выбору геометрических параметров высокоэластичных футеровок, при этом практически отсутствуют такие данные по резинокерамическим футеровкам. Ряд ведущих зарубежных и отечественных производителей комбинированных полотен лишь сообщают о габаритах и высотных параметрах выступов керамических пластин, значения которых определяются преимущественно из технологических соображений или опыта эксплуатации<sup>3</sup>. Вместе с тем рассуждения о возможном увеличении тягового усилия приводного барабана и коэффициента сцепления при использовании резинокерамической футеровки в первую очередь тре-

<sup>3</sup> Керамические пластины для футеровки барабанов. URL: <https://resursbelt.ru/catalog/effektivnost/futеровка/keramika-na-baraban/>; Резинокерамическая футеровка барабанов T-REX CERA-REX 12x380x10000. URL: <https://centrobelt.ru/conveyor-maintenance/pulley-lagging/cera-lag/cera-rex/>

буют научного обоснования высотных параметров и профиля несущего элемента, каковым является выступ пластины, непосредственно контактирующий с лентой, воспринимающий основную нагрузку и обеспечивающий необходимое с ней сцепление при вращении приводного барабана. Решение данных задач позволит выявить рациональные параметры выступов, обеспечивающих должный ресурс керамических пластин и, соответственно, ресурс футеровки наряду с повышением эффективности эксплуатации конвейеров и технического обслуживания.

**Методы**

При передаче тягового усилия между футеровкой и конвейерной лентой возникают силы, связанные отношением (рис. 3, а):

$$\tau < fN, \tag{1}$$

где  $f$  – коэффициент трения между футеровкой и лентой;  $N$  – нормальная сила от давления ленты на барабан, приведенная на единицу длины ( $N = S/R_6$ ,  $S$  – сила натяжения тягового органа,  $R_6$  – радиус барабана).

В реальных условиях эксплуатации принято рассматривать дуги относительного скольжения ( $\alpha_{ск}$ ) и покоя ( $\alpha_{о.п}$ ) (рис. 3, б) [12]. От отношения этих дуг зависит запас силы трения на барабане, характеризующий беспробуксовочный режим работы приводного барабана. При значительном запасе силы трения (дуга  $\alpha_{о.п}$ ) упругое проскальзывание ленты относительно приводного барабана уменьшается. С уменьшением запаса силы трения проскальзывание увеличивается, и после достижения некоторого предела (при  $\alpha_{ск} \cong \alpha_{о.п}$ ) происходит срыв сцепления и начинается пробуксовка ленты относительно барабана. Таким образом, тяговое усилие передается на дуге скольжения, а дуга  $\alpha_{о.п}$  выполняет роль резерва силы тяги. Вместе с тем в работах [16, 17] показано, что при использовании эластичных футеровок некоторая часть тягового усилия передается и на дуге относительного покоя.

Влияние геометрических параметров и свойств материала футеровки, обеспечивающих работу привода без относительного проскальзывания ленты

по барабану, рассмотрено в работах [12, 16, 17]. При этом сдвиг футеровки высотой  $H$  под действием распределенных сил  $\tau$  выражается зависимостью:  $\tau = G\gamma$ , где  $G$  – модуль сдвига футеровочного материала;  $\gamma$  – угловая деформация футеровки (рис. 3, в).

Приращение силы  $S$  на участке  $dx$  определяется равенством, где принято, что  $\gamma = u/H$ :

$$dS = B\tau dx = \frac{G}{H} B u dx. \tag{2}$$

После ряда преобразований в работах [12, 16] тяговый фактор на футерованном барабане, осуществляющем передачу тягового усилия без относительного скольжения, выразили формулой:

$$\frac{S_{нб}}{S_{сб}} = chml \text{ или } \Phi = chml, \tag{3}$$

приняв

$$m^2 = \frac{G}{EHh},$$

после преобразования получено

$$\Phi = ch\sqrt{\frac{G}{EHh}}l, \tag{4}$$

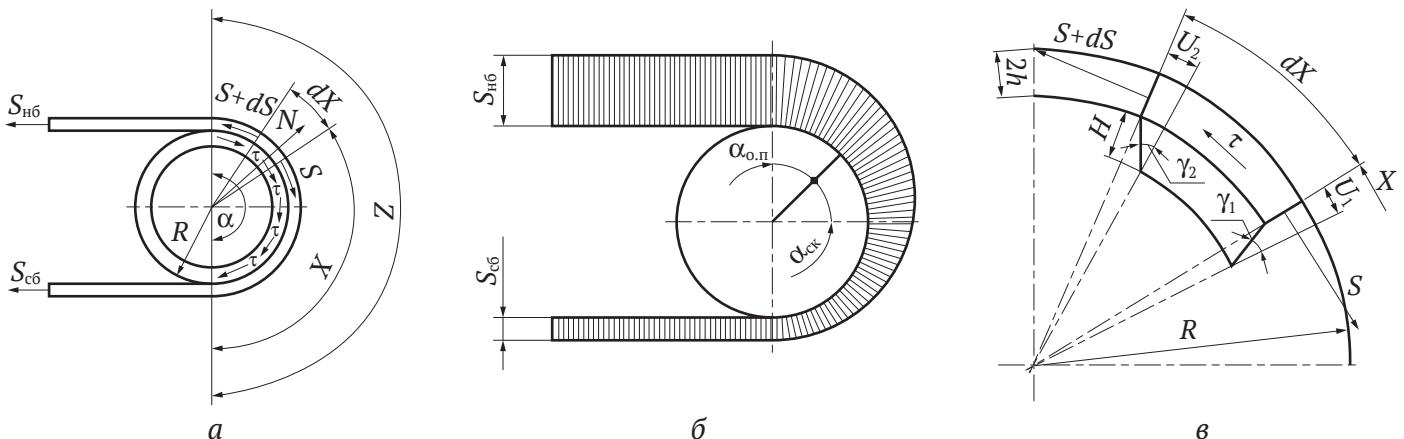
где  $c$  – произвольная постоянная, определяемая граничными условиями;  $h$  – толщина конвейерной ленты;  $l$  – длина дуги обхвата барабана лентой;  $H$  – высота футеровки;  $G$  – модуль сдвига материала футеровки;  $E$  – модуль упругости материала ленты при продольном растяжении.

После преобразований, согласно [16], уравнение принимает вид:

$$\text{arch} \frac{S_{нб}}{S_{сб}} = \sqrt{(G/H)(B/E_0)}l, \tag{5}$$

где  $E_0 = EhB$  – продольная жесткость ленты;  $B$  – ширина ленты;  $S_{нб}$  и  $S_{сб}$  – натяжение соответственно набегающей и сбегавшей ветвей конвейерной ленты.

Из формул (4) и (5) следует, что на величину тягового усилия наряду с материалом ленты существенное влияние оказывают жесткость материала и высотные параметры футеровки.



**Рис. 3.** Схемы передачи тягового усилия барабаном на:

а – невесомую, нерастяжимую нить; б – растяжимую нить без футеровки; в – растяжимую нить при наличии футеровки



Предельная угловая деформация элемента футеровки (рис. 3, в) определяется как:

$$\gamma_{\text{пр}} \cong \text{tg } \gamma_{\text{пр}} = \frac{u_0}{G}, \quad (6)$$

где  $u_0$  – предельная величина деформации ленты.

В работе [17], посвященной исследованию параметров высокоэластичной футеровки барабана, представлен вывод, согласно которому увеличение толщины футеровки и особенно ее рифленой части способствует увеличению тяговой способности приводного барабана.

Следует отметить, что в керамической футеровке рабочим элементом является выступ пластины, высота и диаметр которого должны быть строго регламентированы ввиду хрупкости керамики. Несущая способность и эксплуатационные характеристики футеровки определяются прежде всего устойчивостью и целостностью выступа, поэтому обоснование его высотных параметров, геометрии профиля и требуемых прочностных характеристик является важной научно-практической задачей, решение которой позволит повысить эффективность эксплуатации тяжело нагруженных конвейеров, технического обслуживания и ремонта футеровки приводного барабана.

Выступами воспринимается как нормальная, так и окружная сила при повороте барабана и, следовательно, их сопротивляемость разрушению и определяется несущая способность футеровки, особенно в тех случаях, когда пластины закрепляются при помощи клея непосредственно на обечайке приводного барабана без упругой резиновой основы.

Как правило, выступы рассредоточены по поверхности пластины на определенном расстоянии друг от друга, часто в шахматном порядке, чем создают своеобразную топографию для реализации контакта с лентой по принципу «трение с частичным зацеплением», а также возможность отвода воды, грязи и других механических частиц из зоны контакта пластин с лентой. В то же время локализация зон контакта с лентой на единичных участках рабочего профиля пластины усугубляет нагруженность каждого отдельного элемента и требует от материала футеровки высоких эксплуатационных характеристик.

Ограничивающими факторами применения керамики в узлах трения ленточных конвейеров являются пониженная трещиностойкость материала и усталостная прочность (прочность на изгиб), обусловленные неоднородностью структуры применяемой керамики, наличием в ней скрытых дефектов и пористости. Увеличение высотных параметров выступов пластины возможно лишь до определенного значения во избежание их разрушения под действием циклических эксплуатационных нагрузок.

Взаимодействие конвейерной ленты с футерованным приводным барабаном представляет собой достаточно сложный процесс, требующий учета большого числа факторов. Имеющийся математический аппарат, используемый для выявления связи между деформациями футеровки и окружными силами,

весьма сложен для инженерных расчетов, перегружен большим числом коэффициентов и часто не позволяет учесть все факторы [17]. Поэтому для решения поставленных задач использовались возможности компьютерного моделирования.

В настоящее время в горном деле, геомеханике, геофизике для описания и исследования сложных производственных процессов, протекающих в различных горно-геологических условиях, а также для решения ряда прикладных задач в области приводов горных машин, ленточных конвейеров и конвейерных лент широко применяются методы компьютерного моделирования и численного анализа, позволяющие достаточно точно описать различные состояния элементов технических систем [18–25].

С целью выявления благоприятной геометрии керамических вставок были созданы цифровые модели футеровочных пластин и исследовано напряженно-деформированное состояние выступов пластины при контакте с лентой с учетом направления действующих нагрузок [17]. При этом считали, что лента под действием касательных сил испытывает деформацию сдвига, а футеровка испытывает как деформацию сдвига в окружном направлении, так и деформацию сжатия в радиальном направлении (рис. 4), т. е. находится в сложном напряженно-деформированном состоянии (НДС).

Допущения, принятые при исследовании НДС футеровки:

- материал керамической футеровки изотропен;
- центробежные силы в расчет не принимаются;
- на дуге скольжения ленты по футерованному барабану действует закон Эйлера;
- при исследовании НДС футеровки рассматриваются только установившиеся процессы;
- деформации сдвига эластичной части футеровки, в которую вулканизирована керамика, достаточно малы и не превышают 10 % ее толщины;
- лента принимается совершенно упругой.

Компьютерное моделирование процесса нагружения выполнялось с использованием программного обеспечения *Solid Work Simulation* для футеровки барабана диаметром  $D = 1250$  мм с шириной ленты  $L = 1000$  мм и величиной натяжения набегающей ветви ленты  $S_{\text{нб}} = 25400$  даН. В качестве материала футеровочных пластин была принята алюмооксидная керамика с пределом прочности на сжатие 950 МПа, пределом прочности на изгиб 390–400 МПа и модулем нормальной упругости  $E = 374$  ГПа. Коэффициент Пуассона  $\nu$  принимался 0,3. Модуль сдвига  $G$  определялся по формуле:

$$G = \frac{E}{2(1 + \nu)}.$$

При моделировании контакта принимались во внимание следующие ограничения [11]:

- максимально допустимые натяжения ленты в точке набегающей на барабан составляют 0,16–0,25 прочности на разрыв имеющихся лент соответствующей ширины;
- нагрузка на футеровку может достигать 1000 кН.

Размеры пластины ( $L \times B \times h_0$ ) принимались равными  $20 \times 20 \times 8$  мм, диаметр выступа  $d$  изменялся в диапазоне 3,0...4,5 мм, высота выступа  $h$  варьировалась от 1,0 до 2,0 мм, радиус торцевой кромки  $R$  – от 0,2 до 0,8 мм, радиус у основания выступа  $r$  – от 0,2 до 0,4 мм.

По отпечатку рабочей поверхности цифровой модели на резиновой обкладке ленты, представленному на рис. 4, б, видно, что наибольшее давление испытывают крайние выступы пластины, вступающие в контакт с лентой и выходящие из контакта при повороте барабана.

Максимальное удельное сдвигающее напряжение на барабане определялось по формуле [17]:

$$\tau_{\max} = \frac{S_{\text{нб}}}{B(R + h_{\phi})} \mu,$$

где  $S_{\text{нб}}$  – натяжение набегающей ветви конвейера;  $B$  – ширина ленты;  $R$  – радиус приводного барабана без футеровки;  $h_{\phi}$  – толщина футеровки;  $\mu$  – коэффициент сцепления.

### Результаты

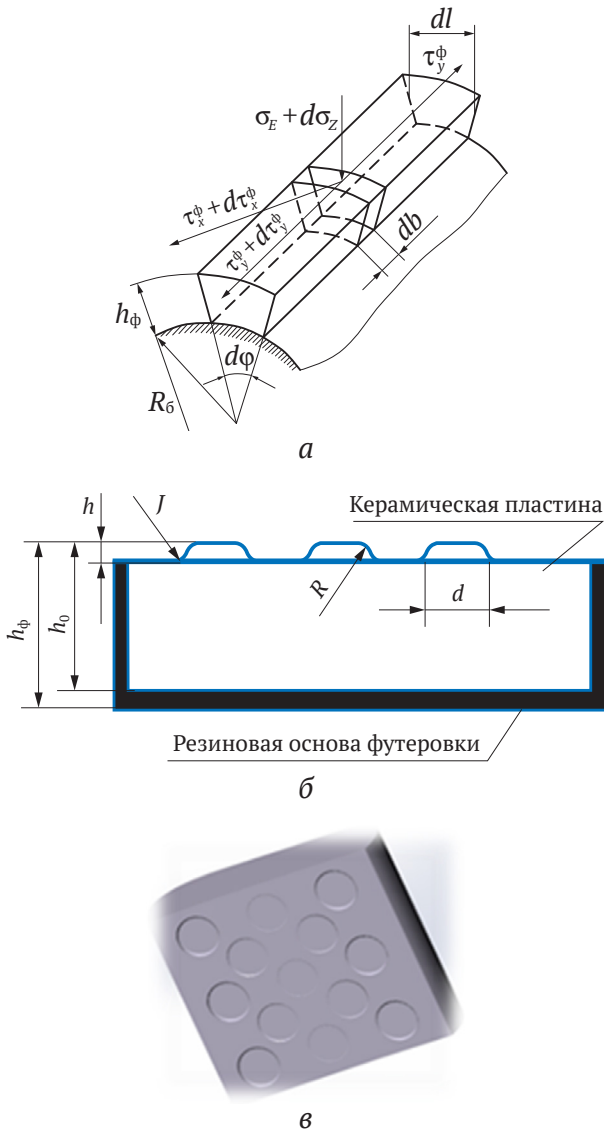
Результаты моделирования напряженно-деформированного состояния керамической пластины представлены на рис. 5, 6 и 7.

На рис. 5 показаны твердотельные цифровые модели пластин с характерными зонами концентрации напряжений в наиболее уязвимых местах. Так, напряжения локализуются преимущественно у основания выступов (рис. 5, а), а также в средней части нижнего основания пластины. При эксплуатации керамической футеровки дефекты начинают зарождаться именно в этих зонах, тем самым ограничивая ресурс пластин при недостаточном уровне механических свойств, в частности, предела прочности при изгибе. Данное свойство определяет усталостную прочность керамической пластины и, соответственно, сопротивляемость циклическим нагрузкам. Установлено, что для эффективной эксплуатации резинокерамических футеровок предел прочности при изгибе алюмооксидной керамики должен быть не менее 350 МПа, тогда как предел прочности при изгибе керамики, применяемой в современных футеровках, составляет 280 МПа.

На первом этапе были исследованы диаметральные и высотные параметры выступов. На рис. 6 представлен график зависимости напряжений от высоты выступов при самых неблагоприятных условиях контакта и нагружения для диаметров 3,0 мм (кривая 1), 3,5 (кривая 2), 4,0 мм (кривая 3) и 4,5 мм (кривая 4). Из графиков видно, что с увеличением высоты выступов напряжения растут и достигают максимума при высоте 1,8 мм. При этом напряжения концентрируются у основания выступающих элементов, что впоследствии приводит к зарождению трещин и ускоренному разрушению выступа.

Кривая 4 указывает на благоприятный фон напряжений у основания выступов диаметром 4,5 мм вследствие большего поперечного сечения и, соответственно, лучшей сопротивляемости деформации и разрушению в условиях циклического нагружения. Исходя из полученных результатов по напряжениям видно, что высота выступов при диаметре 3,0 мм не должна превышать 1,2 мм. В то же время высотные параметры выступов с диаметром 4,5 мм могут варьироваться пределах 1,00...1,8 мм.

На рис. 7 показаны результаты численного эксперимента по напряжениям, полученным для различных комбинаций таких варьируемых параметров, как высота выступа  $h$ , радиус скругления верхней торцевой кромки  $R$ , а также радиус сопряжения у основания выступа  $r$ . Анализ выполнен для выступов диаметром 4,5 мм.



**Рис. 4.** Схема к анализу напряженного состояния элементарных участков керамической футеровки барабана (а), параметры керамической вставки (б) и цифровая модель отпечатка в резиновой обкладке ленты от упругого контакта с выступами керамической пластины (в):  $R_6$  – радиус приводного барабана;  $h_{\phi}$  – общая высота футеровки;  $h_0$  – высота керамической пластины;  $\sigma_z$  – нормальное напряжение;  $\tau_x^{\phi}$ ,  $\tau_y^{\phi}$  – касательные напряжения в окружном направлении и по ширине барабана соответственно;  $d$  и  $h$  – диаметр и высота выступа;  $J$  – радиус у основания выступа;  $R$  – радиус скругления торцевой части выступа



Из графиков видно, что существенный рост напряжений наблюдается при уменьшении радиуса сопряжения у основания выступа, причем тем значительнее, чем больше высота выступа. Так, с уменьшением  $r$  с 0,4 до 0,2 мм при  $h = 1,4$  мм и  $R = 0,3$  мм напряжения увеличиваются с 260 до 340 МПа. В то же время с изменением радиуса торцевых кромок  $R$  напряжения в прикромочной области изменяются незначительно.

По данным численного эксперимента установлены наиболее рациональные геометрические параметры выступов, обеспечивающие благоприятные условия контакта пластин с лентой при экстремальных условиях нагружения. Из графиков видно, что наилучшие условия контакта, с точки зрения возникающих напряжений, имеют место при следующих значениях геометрических параметров:  $h = 1,00–1,4$  мм,  $R = 0,4...0,6$  мм и  $r = 0,35...0,4$  мм.

Результаты исследования напряженно-деформированного состояния керамических пластин позволили получить их цифровые модели (рис. 8), что дало

возможность изготовить опытные образцы с различной топографией рабочего профиля для проведения дальнейших экспериментальных исследований. На рис. 7, б показаны образцы футеровки с керамическими пластинами, вулканизированными в резиновую подложку. Образцы изготовлены из различных марок мелкодисперсной алюмооксидной керамики, обладающей плотной структурой и улучшенными физико-механическими свойствами. Результаты испытаний пластин будут представлены в следующих публикациях.

Симуляция напряженного состояния керамической вставки при воздействии на нее циклической нагрузки позволила определить участки зарождения усталостных трещин (рис. 5, в). Как видно из рисунка, зона с высокой концентрацией напряжений наблюдается у оснований выступов и в центральной части нижней плоскости пластины. Вероятно, именно отсюда начнут свое развитие усталостные трещины, которые со временем приведут к разрушению пластины.

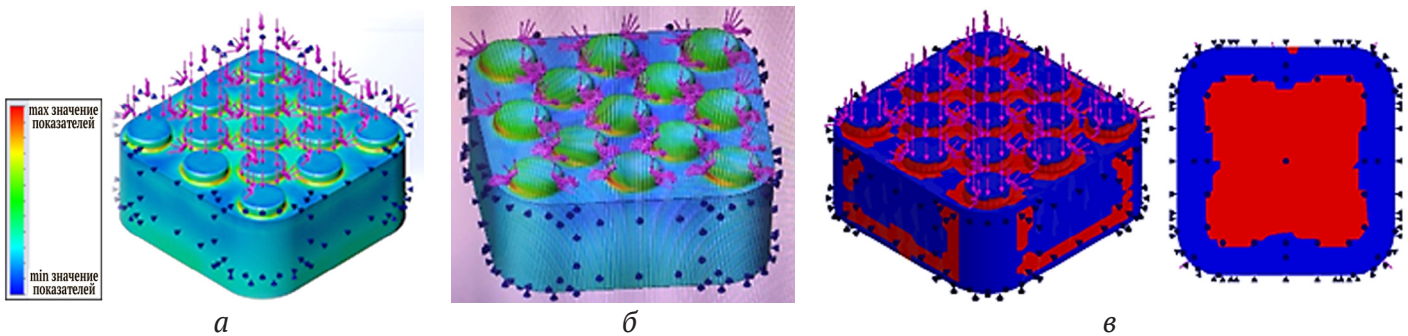


Рис. 5. Симуляция напряженно-деформированного состояния цифровых твердотельных моделей: а – при нагружении выступа диаметром 4,5 мм и высотой 1,4 мм с радиусами у основания  $r = 0,25$  мм, у торца  $R = 0,4$  мм, одновременно тангенциальной и нормальной силами; б – при нагружении выступа диаметром 4,5 мм и высотой 1,8 мм тангенциальной силой при  $r = 0,25$  мм и  $R = 0,8$  мм; в – симуляция напряжений при циклическом нагружении пластины (красным отображены участки зарождения усталостных трещин у основания выступов и в центральной зоне сплошной части пластины)

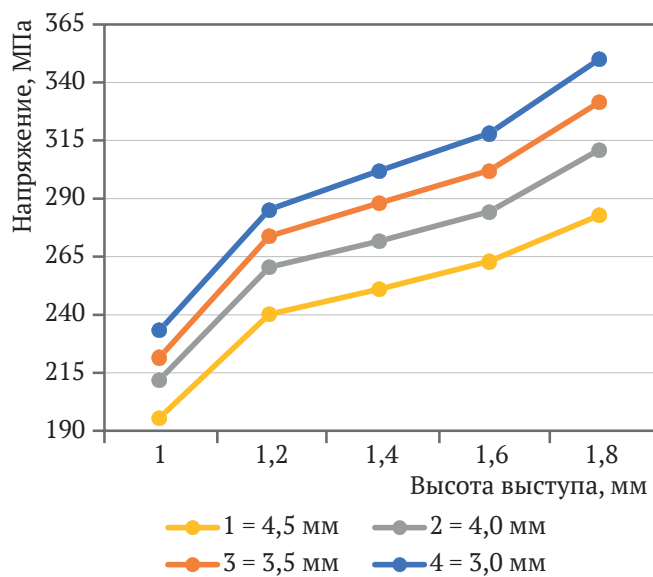


Рис. 6. Зависимость напряжений у основания выступов пластины от их высоты и диаметра

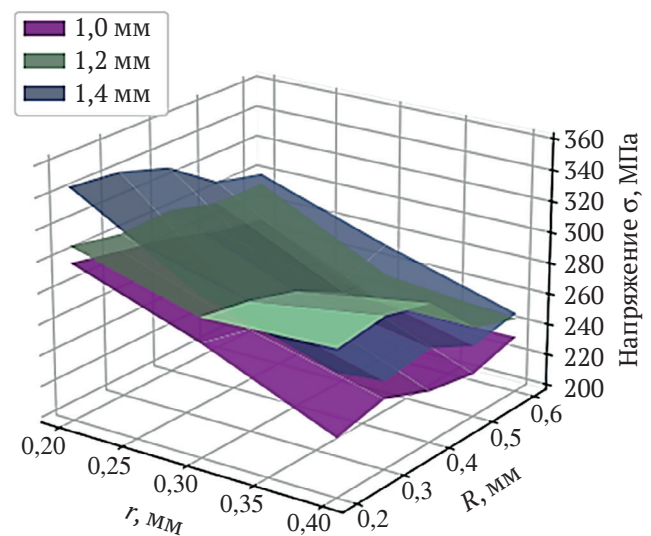


Рис. 7. Зависимость напряжений от геометрических параметров профиля выступов керамических пластин: радиуса у основания  $r$  и торцевой кромки  $R$



Рис. 8. Цифровые модели (а) и опытные образцы (б) керамических пластин резинокерамической футеровки

### Заключение

1. На основе исследования напряженно-деформированного состояния футеровочных пластин из алюмооксидной керамики выявлены благоприятные геометрические параметры выступов и требуемые свойства футеровочного материала, обеспечивающие им должную несущую способность при контакте с резиновой обкладкой ленты. Установлено, что диаметр выступов для тяжелых условий эксплуатации должен составлять не менее 4,5 мм, при этом радиус скругления торцевой кромки  $R$  желательно выдерживать в пределах 0,5...0,6 мм, у основания – 0,3...0,4 мм при высоте выступа 1,0...1,4 мм, что предотвращает появление концентрации напряжений в опасных сечениях.

2. Установлено, что для эффективной эксплуатации резинокерамических футеровок предел прочности при изгибе алюмооксидной керамики должен быть не менее 350 МПа.

3. Симуляция напряженно-деформированного состояния пластины при воздействии на нее знакопеременных нагрузок позволила выявить характерные участки с максимальной концентрацией напряжений, являющиеся очагами зарождения трещин. Таким образом, появилась возможность прогнозировать ресурс футеровки.

4. По полученным цифровым моделям пластин были изготовлены экспериментальные образцы с целью проведения дальнейших натурных испытаний элементов футеровки. Для изготовления образцов применялась ультрадисперсная алюмооксидная керамика.

### Список литературы

1. Галкин В.И., Дмитриев В.Г., Дьяченко В.П. и др. *Современная теория ленточных конвейеров горных предприятий*. М.: Горная книга; 2005. 543 с.
2. Андреев А.В., Дьяков В.А., Шешко Е.Е. *Транспортные комплексы открытых разработок*. Учебник. М.: Недра; 1975. 464 с.
3. Волков Р.А., Гнутов А.Н., Дьячков В.К. и др. *Конвейеры*. Справочник. Под общ. ред. Ю.А. Пертена. Л.: Машиностроение; 1984. 367 с.
4. Dmitrieva V.V, Aung K.P., Pevzner L.D., Htay W.Z. Development of a mathematical model of belt conveyor with twin-engine drive. In: *International Academic Conference on Engineering, Technology and Innovations (IACETI-2016)*. Beijing, China. 2016. Pp. 5–8. URL: [https://worldresearchlibrary.org/up\\_proc/pdf/454-14765147035-8.pdf](https://worldresearchlibrary.org/up_proc/pdf/454-14765147035-8.pdf)
5. Aung K.P. Maintaining traction factor value of belt conveyor with two-engine drive. In: *Third International Conference on Advances in Mechanical and Automation Engineering – MAE 2015*. Rome, Italy. 2015. Pp. 45–48. <https://doi.org/10.15224/978-1-63248-080-4-73>
6. Полунин В.Т., Гуленко Г.Н. *Эксплуатация мощных конвейеров*. М.: Недра; 1986. 344 с.
7. Хачатрян С.А. *Проблемы надежности конвейерного транспорта угольных шахт*. СПб.: Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет); 2004. 182 с.
8. Галкин В.И., Шешко Е.Е. Современные ленты для специальных ленточных конвейеров. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2016;(S1):382–395.
9. Соловых Д.Я. Моделирование на ЭВМ напряженного состояния приводного барабана ленточного конвейера для оценки долговечности сварных швов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2015;(1):3–11.
10. Дмитриев В.Г., Асаенко В.В. Характер нагружения обечайки приводного барабана ленточного конвейера при переменном коэффициенте сцепления ленты с его поверхностью. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2011;(2):375–378. URL: [https://giab-online.ru/files/Data/2011/2/Dmitriev\\_2\\_2011.pdf](https://giab-online.ru/files/Data/2011/2/Dmitriev_2_2011.pdf)
11. Вержанский А.П., Соловых Д.Я. Оценка долговечности сварных соединений барабанов ленточных конвейеров. *Уголь*. 2016;(4):32–36. <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2016-4-32-36>
12. Дьяков В.А., Шахмейстер Л.Г., Дмитриев В.Г. и др. *Ленточные конвейеры в горной промышленности*. Под редакцией чл.-кор. АН СССР А.О. Спиваковского. М.: Недра; 1982. 349 с.



13. Mathaba T., Xia X. Optimal and energy efficient operation of conveyor belt systems with downhill conveyors. *Energy Efficiency*. 2017;10(2):405–417. <https://doi.org/10.1007/s12053-016-9461-8>
14. Trufanova I.S., Serzhan S.L. Improving Transportation Efficiency Belt Conveyor with Intermediate Drive. *Journal of Mining Institute*. 2019;237:331–335. <https://doi.org/10.31897/pmi.2019.3.331>
15. Ушанова С.Е., Зиборова Е.Ю. Повышение долговечности узлов трения горного оборудования и конвейерного транспорта. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2020;5(S15):3–8. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-5-15-3-8>
16. Моссаковский В.И., Рудяков Г.З., Салитренник В.Б. Исследование взаимодействия конвейерной ленты и упругой футеровки барабана. *Известия Днепропетровского горного института*. 1967;(48):55–67.
17. Жариков В.С. *Исследование футеровок приводных барабанов для ленточных конвейеров угольных шахт*. [Дисс... к.т.н.]. М.; 1973 г.
18. Вознесенский А.С., Кидима-Мбомби Л.К. Формирование синтетических структур и текстур горных пород при их моделировании в среде COMSOL Multiphysics. *Горные науки и технологии*. 2021;6(2):65–72. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-65-72>
19. Mihailidis A., Bouras E., Athanasopoulos E. FEM analysis of a belt conveyor driving drum. In: *6 BETA CAE International Conference*. 2015. URL: [https://www.beta-cae.com/events/c6pdf/2C\\_2\\_AUTH.pdf](https://www.beta-cae.com/events/c6pdf/2C_2_AUTH.pdf)
20. Marasova D., Ambrisko L., Andrejiova M., Grincova A. Examination of the process of damaging the top covering layer of a conveyor belt applying the FEM. *Measurement*. 2017;112:47–52. <https://doi.org/10.1016/j.measurement.2017.08.016>
21. Rozbroj J., Necas J., Gelnar D., et al. Validation of movement over a belt conveyor drum. *Advances in Science and Technology-Research Journal*. 2017;11(2):118–124. <https://doi.org/10.12913/22998624/71183>
22. Rybak J., Khayrutdinov M.M., Kuziev D.A., et al. Prediction of the geomechanical state of the rock mass when mining salt deposits with stowing. *Journal of Mining Institute*. 2022;253:61–70. <https://doi.org/10.31897/PMI.2022.2>
23. Gubanov S., Petsyk A., Komissarov A. Simulation of stresses and contact surfaces of disk rolling cutters with the rock when sinking in mixed soils. In: *XVIII Scientific Forum "Ural Mining Decade" (UMD 2020)*. 2020;177:03008. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202017703008>
24. Перекутнев В.Е., Зотов В.В. Моделирование приводных шкивов подъемных установок с резинокросовыми канатами. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2020;(6):105–114. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-6-0-105-114>
25. Melezhik R.S., Vlasenko D.A. Load simulation and substantiation of design values of a pin flexible coupling with a flexible disk-type element. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(2):128–135. (In Russ.) <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-128-135>

## References

1. Galkin V.I., Dmitriev V.G., Diachenko V.P. et al. *Modern theory of belt conveyors of mining enterprises*. Moscow: Gornaya Kniga Publ.; 2005. 543 p. (In Russ.)
2. Andreyev A.V., Dyakov V.A., Sheshko E.E. *Transport systems for open-pit mining*. Textbook. Moscow: Nedra Publ.; 1975. 464 p. (In Russ.)
3. Volkov R.A., Gnutov A.N., Dyachkov V.K. et al. *Conveyors*. Handbook. Under the general editorship of Yu. A. Perten. Leningrad: Mashinostroenie Publ.; 1984. 367 p. (In Russ.)
4. Dmitrieva V.V., Aung K.P., Pevzner L.D., Htay W.Z. Development of a mathematical model of belt conveyor with twin-engine drive. In: *International Academic Conference on Engineering, Technology and Innovations (IACETI-2016)*. Beijing, China. 2016. Pp. 5–8. URL: [https://worldresearchlibrary.org/up\\_proc/pdf/454-14765147035-8.pdf](https://worldresearchlibrary.org/up_proc/pdf/454-14765147035-8.pdf)
5. Aung K.P. Maintaining traction factor value of belt conveyor with two-engine drive. In: *Third International Conference on Advances in Mechanical and Automation Engineering – MAE 2015*. Rome, Italy. 2015. Pp. 45–48. <https://doi.org/10.15224/978-1-63248-080-4-73>
6. Polunin V.T., Gulenko G.N. *Operation of heavy-duty conveyors*. Moscow: Nedra Publ.; 1986. 344 p. (In Russ.)
7. Khachatryan S.A. *Problems of reliability of conveyor transport in coal mines*. St. Petersburg: St. Petersburg State Mining Institute (Technical University); 2004. 182 p. (In Russ.)
8. Galkin V.I., Sheshko E.E. Modern tapes for special tape conveyors. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2016;(S1):382–395. (In Russ.)
9. Solovyh D.J. Computer simulation of the stress state of the belt conveyor drive pulley to assess the durability of welds. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2015;(1):3–11. (In Russ.)
10. Dmitriev V.G., Asaenko V.V. The character of ring loading of a drive pulley belt conveyor with variable friction coefficient of belt with its surface. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2011;(2):375–378. (In Russ.) URL: [https://giab-online.ru/files/Data/2011/2/Dmitriev\\_2\\_2011.pdf](https://giab-online.ru/files/Data/2011/2/Dmitriev_2_2011.pdf)
11. Verzhanskiy A.P., Solovykh D.Ya. Belt conveyor drums welded joints endurance assessment. *Ugol*. 2016;(4):32–36. (In Russ.) <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2016-4-32-36>



12. Dyakov V.A., Shakhmeister L.G., Dmitriev V.G. et al. *Belt conveyors in mining industry*. Under the editorship of A. O. Spivakovskiy Moscow: Nedra Publ.; 1982. 349 p. (In Russ.)
13. Mathaba T., Xia X. Optimal and energy efficient operation of conveyor belt systems with downhill conveyors. *Energy Efficiency*. 2017;10(2):405–417. <https://doi.org/10.1007/s12053-016-9461-8>
14. Trufanova I.S., Serzhan S.L. Improving Transportation Efficiency Belt Conveyor with Intermediate Drive. *Journal of Mining Institute*. 2019;237:331–335. <https://doi.org/10.31897/pmi.2019.3.331>
15. Ushanova S.E., Ziborova E.Yu. Increasing the durability of friction units for mining equipment and conveyor transport. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2020;5(S15):3–8. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-5-15-3-8>
16. Mossakovskiy V.I., Rudiakov G.Z., Salitrennik V.B. Study of interaction of conveyor belt and elastic lining of a drum. *Izvestiya Dnepropetrovskogo gornogo instituta*. 1967;(48):55–67 (In Russ.)
17. Zharikov V.S. *Study of linings of drive drums for belt conveyors in coal mines*. [Ph.D. thesis in Engineering Science]. Moscow. 1973. (In Russ.)
18. Voznesensky A.S., Kidima-Mbombi L.K. Formation of synthetic structures and textures of rocks when simulating in COMSOL Multiphysics. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(2):65–72. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-65-72>
19. Mihailidis A., Bouras E., Athanasopoulos E. FEM analysis of a belt conveyor driving drum. In: *6 BETA CAE International Conference*. 2015. URL: [https://www.beta-cae.com/events/c6pdf/2C\\_2\\_AUTH.pdf](https://www.beta-cae.com/events/c6pdf/2C_2_AUTH.pdf)
20. Marasova D., Ambrisko L., Andrejiova M., Grincova A. Examination of the process of damaging the top covering layer of a conveyor belt applying the FEM. *Measurement*. 2017;112:47–52. <https://doi.org/10.1016/j.measurement.2017.08.016>
21. Rozbroj J., Necas J., Gelnar D., et al. Validation of movement over a belt conveyor drum. *Advances in Science and Technology-Research Journal*. 2017;11(2):118–124. <https://doi.org/10.12913/22998624/71183>
22. Rybak J., Khayrutdinov M.M., Kuziev D.A., et al. Prediction of the geomechanical state of the rock mass when mining salt deposits with stowing. *Journal of Mining Institute*. 2022;253:61–70. <https://doi.org/10.31897/PMI.2022.2>
23. Gubanov S., Petsyk A., Komissarov A. Simulation of stresses and contact surfaces of disk rolling cutters with the rock when sinking in mixed soils. In: *XVIII Scientific Forum “Ural Mining Decade” (UMD 2020)*. 2020;177:03008. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202017703008>
24. Perekutnev V.E., Zotov V.V. Modeling drive wheels of hoisting machines with rubber cables. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2020;(6):105–114. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2020-6-0-105-114>
25. Melezhik R.S., Vlasenko D.A. Load simulation and substantiation of design values of a pin flexible coupling with a flexible disk-type element. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(2):128–135. (In Russ.) <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-128-135>

### Информация об авторах

**Екатерина Юрьевна Зиборова** – инженер-конструктор, АО «НПП «Исток» им. Шокина», г. Фрязино, Российская Федерация; e-mail [ziborovaekaterina@mail.ru](mailto:ziborovaekaterina@mail.ru)

**Виктория Умедовна Мнацакян** – доктор технических наук, профессор, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ МИСиС), г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-9276-7599](https://orcid.org/0000-0001-9276-7599), Scopus ID [6603501339](https://scopus.com/authorid/6603501339); e-mail [artvik@bk.ru](mailto:artvik@bk.ru)

### Information about the authors

**Ekaterina Yu. Ziborova** – Design Engineer, JSC “SPE Istok named after Shokin”, Fryazino, Russian Federation; e-mail [ziborovaekaterina@mail.ru](mailto:ziborovaekaterina@mail.ru)

**Victoria U. Mnatsakanyan** – Dr. Sci. (Eng.), Professor, National University of Science and Technology “MISIS” (NUST MISIS), Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0001-9276-7599](https://orcid.org/0000-0001-9276-7599), Scopus ID [6603501339](https://scopus.com/authorid/6603501339); e-mail [artvik@bk.ru](mailto:artvik@bk.ru)

Поступила в редакцию	08.02.2022	Received	08.02.2022
Поступила после рецензирования	14.05.2022	Revised	14.05.2022
Принята к публикации	30.05.2022	Accepted	30.05.2022

**ПОДГОТОВКА ПРОФЕССИОНАЛЬНЫХ КАДРОВ. ОРГАНИЗАЦИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ**

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-180-187>**VR/AR-технологии и подготовка кадров для горной промышленности****М. В. Вавенков**

ООО «Эрнст Энд Янг – Оценка и Консультационные услуги», г. Москва, Российская Федерация

[vavenkov@gmail.com](mailto:vavenkov@gmail.com)**Аннотация**

Персонал, работающий на горных предприятиях, должен быть готов к преодолению профессиональных трудностей, обладать профессиональными компетенциями, которые связаны не только с реализацией технологических процессов, но и прежде всего с их безопасностью. Современные технологии цифрового моделирования горных производств могут расширить границы практической подготовки не только будущих горных инженеров, но и работающих специалистов. В процессе обучения важно обеспечить высокий уровень симуляции производственной горнотехнической среды воспринимаемой человеком практически в качестве реальной. В этом контексте развитие технологических решений на базе виртуальной и дополненной реальности (VR/AR-технологий) становится наиболее актуальным. Основу фундамента развития VR/AR в горном деле заложила глубокая автоматизация технологических процессов в условиях масштабной цифровой трансформации. Анализ данных показывает, что именно VR/AR-технологии становятся потребителем большинства IT-решений, являясь по сути интегратором, или высшим «IT-переделом», практически ведущим к цифровым параллельным производственным объектам и процессам. Дальнейшее развитие событий в этом направлении может изменить и некоторые существующие традиционные сущности или создать новые, в том числе в системе подготовки кадров. Примером таких сущностей, от которых будет зависеть цифровое будущее, может стать формирующаяся «цифровая культура», которая будет применима не только в корпоративном, отраслевом, но и в национальном аспекте. Несмотря на многообразие направлений развития VR/AR-технологий максимальные эффекты от их внедрения проявляются в формировании специальных навыков персонала в работе с оборудованием, что четко увязывается с необходимостью обеспечения эффективности и надежности технологических операций и процессов. Взаимодействие потребителя и производителя VR/AR-решений вместе с университетами позволяет решить класс задач, связанных с: формированием компетенций у будущего поколения специалистов – выпускников университетов; созданием специализированных курсов в образовательных программах, а также отдельных образовательных программ в высшем образовании, курсов повышения квалификации и профессиональной переподготовки специалистов в области VR/AR-технологий в горном деле; вовлечением в процессы разработки практических задач на основе VR/AR-решений представителей академического сообщества – исследователей разной специализации (геология, геофизика, геомеханика, геоинформатика, аэрология, геотехнологии, горные машины и оборудование, автоматизация и т.д.); распространением лучших практик использования VR/AR в интересах будущих заказчиков; созданием единой методики по оценке эффективности внедрения VR/AR-проектов для определения их инвестиционной привлекательности; прогнозированием и созданием будущих технологий.

**Ключевые слова**

горное дело, горный инженер, горное инженерное образование, IT-технологии, виртуальная реальность, дополненная реальность, VR/AR-технологии, технологии, технологическая безопасность

**Для цитирования**Vavenkov M.V. VR/AR technologies and staff training for mining industry. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):180–187. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-180-187>**PROFESSIONAL PERSONNEL TRAINING**

Research article

**VR/AR technologies and staff training for mining industry****M. V. Vavenkov**

Ernst&amp; Young LLC. – Valuation and Consulting Services, Moscow, Russian Federation

[vavenkov@gmail.com](mailto:vavenkov@gmail.com)**Abstract**

Personnel working at mining enterprises must be prepared to overcome professional difficulties and to possess the professional competencies required not only for the implementation of processes, but above all their safety. Modern digital modeling technologies used in mining activities expand the boundaries of practical training not only for future mining engineers, but also for working specialists. As part of the training process, it is



important that the simulation of the mining environment be of a high quality almost indistinguishable from the actual environment. In this context, the development of process solutions based on virtual and augmented reality (VR/AR technologies) is most relevant. Process automation in the conditions of large-scale digital transformation laid the foundations for the development of VR/AR in mining industry. Data analysis shows that VR/AR technologies are the major consumer of IT solutions. They are in fact the integrator, or the highest “IT-transformation”, which in practical terms create digital parallel production objects and processes. Further developments in this area may also change some of the existing traditional entities or create new ones, in the training system as well. An example of such an entity, on which the digital future will depend, is the emerging “digital culture”. As such it will be applicable not only in the corporate, industry, but also nationally. Despite the diversity of areas in the development of VR/AR technologies, the maximum effect of their implementation is manifested in the development of special skills of personnel in equipment operation. This clearly relates to the need to ensure the efficiency and reliability of technological operations and processes. The interaction between the consumer and producer of VR/AR solutions together with universities allows a number of problems related to the formation of competencies in the future generation of specialists to be resolved. These include: training of university graduates; creation of specialized courses in educational programs; individual higher educational programs; professional development and retraining courses for specialists in the field of VR/AR technologies in mining; involvement of the academic community representatives in the development of practical tasks based on VR/AR solutions, including researchers of different specializations (geology, geophysics, geotechnics, geoinformatics, aerology, geotechnology, mining machinery and equipment, automation, etc.). Other key areas include the dissemination of the best practices of VR/AR usage in the interests of future customers; creation of a common method to assess the effectiveness of VR/AR projects to determine their investment attractiveness; as well as prediction and creation of future technologies.

#### Keywords

mining, mining engineer, mining engineering education, IT technology, virtual reality, augmented reality, VR/AR technology, processes, process safety

#### For citation

Vavenkov M.V. VR/AR technologies and staff training for mining industry. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2022;7(2):180–187. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-2-180-187>

### Введение

Добыча полезных ископаемых связана с наличием значительных технологических рисков, оценка которых осложняется спецификой технологических процессов, высоким уровнем естественной неопределенности в описании объектов, процессов и их моделей. Значительная часть явлений в горном деле, несмотря на достижения исследователей, характеризуется внезапными проявлениями, точное прогнозирование которых весьма затруднительно [1–3]. На протяжении всей истории развития горнодобывающей отрасли происходили крупные аварии с тяжелыми последствиями, и горные инженеры по разным причинам ощущали себя беспомощными в попытках прогнозирования этих катастроф [2]. Естественно, что наиболее тяжелая в обсуждаемом контексте ситуация складывается в тех видах геотехнологий, которые связаны с подземными горными работами (подземная геотехнология, строительная геотехнология). Это определяется сложными горно-геологическими условиями, значительным числом технологических факторов (опасность по пылевому фактору, метанообильность, системы проветривания и многое другое), также особо тяжелыми условиями труда (отсутствие естественного освещения, загрязнение рудничной атмосферы, значительные физические нагрузки и т.д.). В то же время персонал, работающий на горных предприятиях, должен быть готов к преодолению профессиональных трудностей, обладать профессиональными компетенциями, которые связаны не только с реализацией технологических процессов, но и прежде всего с обеспечением технологической

безопасности [4–6]. Именно поэтому мы наблюдаем практически во всех учебных планах подготовки горных инженеров профильных университетов мира одинаковые или очень близкие дисциплины, которые связаны с безопасностью горных производств [7]. Среди них можно отметить такие, как: вентиляция (аэрология), безопасность ведения горных работ, безопасность ведения взрывных работ, геомеханика, геофизика, метанобезопасность и т.д. [8–10]. Конечно, автономия университетов определяет разные трактовки этих дисциплинарных направлений, но суть от этого не меняется. Все направлено на то, чтобы будущий горный инженер был готов квалифицированно принимать правильные решения в производственных условиях, обеспечивать эффективную реализацию технологических процессов и минимизировать риски травматизма и аварийность в целом [11–13].

Особую роль играют программы практической подготовки, в рамках которых реальные производственные условия становятся не только полигоном для теоретической подготовки будущих горных инженеров, но и адаптируют их в реальные рабочие коллективы, что имеет большое социально-профессиональное значение [14, 15].

Традиционно под практической подготовкой в образовании подразумевается деятельность студента в условиях реальных производств, но в этом случае ее объемы ограничиваются продолжительностью обучения, и при четырехлетнем бакалавриате по горному делу (международная практика), который реализуется во многих странах, временных ресурсов для продолжительной практики не так уж много. В то же время



подготовка именно горных инженеров-практиков имеет исключительно важное значение [16]. В России и ряде других стран образовательные программы по горному делу реализуются на уровне специалитета со сроком обучения 5,5 лет, что создает условия для концентрации достаточно продолжительных практических циклов (2–3 мес) общей продолжительностью за весь срок обучения более 7 мес [17]. Но даже в этих условиях всегда высказывается желание увеличить ее объем, причем это желание обоюдное – и со стороны университетов, и со стороны работодателей. Конечно, необходимы компромиссы, нужна золотая середина между теорией и практикой, но современные технологии цифрового моделирования горных производств могут расширить границы практической подготовки не только будущих горных инженеров, но и работающих специалистов, в тех случаях, когда, например, на предприятии происходит масштабная модернизация, связанная с обновлением оборудования и технологических решений. Речь идет не только о традиционных тренажерах, задачи которых связаны с формированием специализированных профессиональных навыков рабочих профессий на стадии обучения, что также имеет большое значение. Важно обеспечить высокий уровень симуляции производственной горнотехнической среды, воспринимаемой человеком практически в качестве реальной. В этом контексте развитие технологических решений на базе виртуальной и дополненной реальности (VR/AR-технологий) становится наиболее актуальным [18, 19] в части улучшения практической подготовки в рамках образовательных программ, в том числе в университетах.

### Направления развития VR/AR в горном деле

Горнодобывающая промышленность стала одной из первых отраслей промышленности, которая в своей деятельности стала использовать VR/AR-технологии, поскольку на всем протяжении своего исторического развития ей приходится бороться с преодолением разнообразных и сложных экономических, операционных, а на сегодняшний момент – экологических и социальных проблем. За последнее 10-летие мировая горнопромышленная отрасль инвестировала в исследования и развитие VR/AR-технологий около 0,5 % своих доходов<sup>1</sup>.

Основу фундамента развития VR/AR в горном деле заложили процессы, сопровождающиеся глубокой автоматизацией технологических процессов в условиях масштабной цифровой трансформации [20]. Наблюдается использование значительного многообразия IT-решений на всех этапах производственных циклов горных предприятий (табл. 1).

Анализ данных показывает, что именно VR/AR-технологии становятся потребителем большинства представленных решений, являясь в собственной реализации по сути интегратором, или высшим «IT-переделом», практически ведущим к цифровым параллельным производственным объектам. Дальнейшее развитие событий в этом направлении может изменить и некоторые традиционные сущности или создать новые, в том числе в системе подготовки кадров.

<sup>1</sup> Fade L. How virtual & augmented reality are revolutionizing the mining industry. URL: <https://vrvisiongroup.com/how-virtual-augmented-reality-are-revolutionizing-the-mining-industry/>

Таблица 1

#### Мировые практики использования IT-решений в горной промышленности

IT-решение	Сфера использования	Примеры применения, отличительные особенности
Горные тренажеры	Симуляционное обучение	Симуляторы помещают обучающихся в контролируемую производственную среду
Подземные телекоммуникации	Беспроводные технологии под землей	Связь между работниками в шахте и с управляющей площадкой на поверхности. Сбор данных о работе оборудования в режиме реального времени позволяет быстро реагировать на сбои и проблемы
Отслеживание персонала	Радиочастотная идентификация метрики шахтеров	Моментальная идентификация местоположения работника для исключения простоев, ошибок, проявлений человеческого фактора
Микросейсмический мониторинг	Мониторинг изменений структурной целостности рабочего участка	Оценка серьезности явлений в массиве горных пород, определение геомеханической безопасности выработок и принятие упреждающих мер до катастрофического события или аварии
Дроны [21]	Позиционирование под землей	Отображение топологии выработок, включая состояние поверхности их стен
Средства защиты	От устройств обнаружения газов до одежды, охлаждающей средства индивидуальной защиты (СИЗ)	Датчики обнаружения газа в режиме реального времени. Охлаждающие жилеты и другие предметы одежды
Данные майнинга	Анализ данных, полученных с помощью инновационного оборудования. Прогнозирование состояния производственных процессов	Улучшение всех производственных процессов, включая логистику
VR/AR-технологии	Ремонт и обслуживание, инспекция (аудит) и контроль работ, обучение и инструктаж сотрудников	Возможность командного обучения, включающего отработку синхронности выполнения операций. Используя VR/AR-технологии, персонал не просто формально изучает и запоминает порядок действий, но и визуально практикуется в выполнении действий на каждом этапе работы

Примером таких сущностей, от которых будет зависеть цифровое будущее, может стать формирующаяся цифровая культура, которая будет применима не только в корпоративном, отраслевом, но и в национальном аспекте. Под цифровой культурой эксперты понимают совокупности компетенций, характеризующих способность использования информационно-коммуникационных технологий для комфортной жизни в цифровой среде, для взаимодействия с обществом и решения цифровых задач в профессиональной деятельности.

По исследованиям PwC развитие цифровизации в промышленности потребует от персонала вариативности и гибкости в части профессиональных компетенций. Ускоренная интеграция искусственного интеллекта в сферу промышленного производства, работа в динамических средах данных, рождаемых внедрением IT-решений, потребуют перехода от линейного образования к непрерывному обучению в течение всей жизни<sup>2</sup> [22].

### Практика внедрения VR/AR

#### в горнопромышленном секторе России

Российские горнодобывающие компании используют VR/AR, внедряя эти технологии для разных целей. Достаточно интересные исследования в части оценки уровня внедрения технологий виртуальной и дополненной реальности провели эксперты CapGemini и TAdviser (российский сектор бизнеса)<sup>3</sup>.

<sup>2</sup> Geissbauer R., Lübben E., Schrauf S., et al. How industry leaders build integrated operations ecosystems to deliver end-to-end customer solutions. URL: <https://www.strategyand.pwc.com/gx/en/insights/industry4-0/global-digital-operations-study-digital-champions.pdf>

<sup>3</sup> Рынок промышленных VR/AR-решений в России Исследование TAdviser. URL: [https://www.tadviser.ru/index.php/Статья:Рынок\\_промышленных\\_VR/AR-решений\\_в\\_России\\_\(исследование\\_TAdviser\)](https://www.tadviser.ru/index.php/Статья:Рынок_промышленных_VR/AR-решений_в_России_(исследование_TAdviser))

Выделяются следующие основные направления:

- цифровое методическое обеспечение и тренажеры для монтажно-сборочных процессов для обслуживания высокого уровня сложности (виртуальные тренировочные центры);

1) тренажеры для работы в условиях повышенной опасности;

2) поддержка действий операционного персонала (удаленный эксперт);

3) оценка нагрузки и режимов работы оборудования в реальном масштабе времени;

4) оценка адекватности виртуальных моделей реальным физическим характеристикам и параметрам оборудования и процессов;

5) создание архивов, в том числе визуальных;

6) решение задачи визуализации «цифрового двойника», в том числе с разных и труднодоступных позиций и условий;

7) виртуальное и визуальное описание опасных производственных зон.

Как видим, компании решают широкий класс задач – технологических, экспертных и образовательных. Многие из этих задач связаны с обеспечением безопасности в условиях опасных технологических производств. Среди компаний можно выделить класс компаний, которые развивают соответствующие компетенции уже через созданные корпоративные центры и (или) комитеты: СИБУР, Северсталь, Газпром нефть, ЕВРАЗ, Магнитогорский металлургический комбинат. В этом же направлении работают Алроса и Сибирская угольная энергетическая компания (СУЭК).

Представим данные с оценкой эффектов от реализации VR/AR-технологий в горнопромышленном комплексе России (рис. 2, 3).

Эти данные свидетельствуют о том, что максимальные эффекты от внедрения VR/AR-технологий проявляются в формировании специальных навыков

## ТЕХНОЛОГИЯ AR

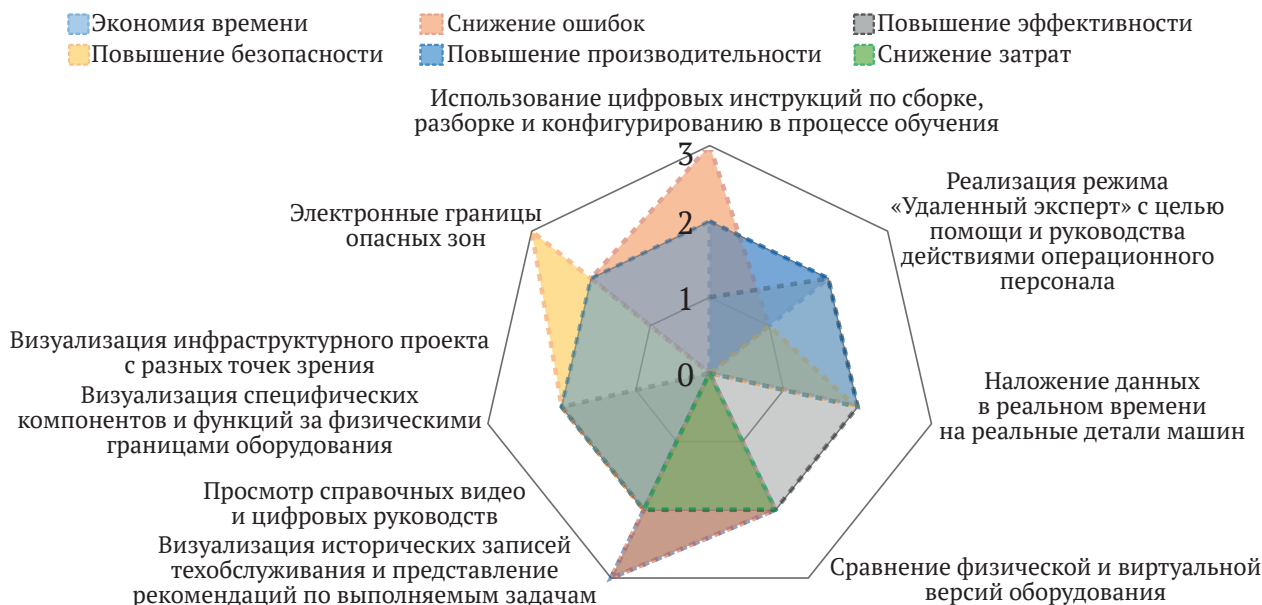


Рис. 1. Ожидаемый и реальный эффект от внедрения AR-технологий (по данным исследований TAdviser)



персонала в работе с оборудованием, что четко увязывается с эффективностью и надежностью технологических операций и процессов.

Примеры VR/AR-решений в горнопромышленной и горно-металлургической отраслях представлены в табл. 2.

Среди главных сложностей, с которыми сталкиваются компании при реализации VR/AR- проектов на горнодобывающих предприятиях, следует выделить следующие:

- значительные финансовые затраты на создание необходимой цифровой инфраструктуры для внедрения и адаптации VR/AR-технологий;
- отсутствие масштабируемых решений;
- отсутствие методик расчета эффективности внедрения подобных решений, что вносит неопределенность в параметры инвестиционных проектов;
- ограниченный доступ к передовым технологическим решениям;
- ограниченные компетенции кадрового потенциала (нехватка квалифицированных кадров на всех уровнях)<sup>4</sup>.

<sup>4</sup> Почему AR для промышленности перспективнее, чем VR? URL: <https://news.myseldon.com/ru/news/index/221068050>

### Роль VR/AR в подготовке кадров для горной отрасли

В контексте горнодобывающей промышленности основные преимущества AR/VR-технологии состоят в том, что она позволяет проводить обучение в близкой к реальной среде, а также имитировать виртуальные сценарии [23]. Очевидно, что внедрение в образовательные программы технологий виртуальной и дополненной реальности потребует новых методических подходов, учитывающих уровень подготовки специалистов, отдельные их квалификации (монтажник, оператор, диспетчер, горноспасатель и т.д.), количество обучающихся, новую роль преподавателя и т.д. Оценивая применимость отдельных AR- и VR-технологий, разработчики предлагают также смешанные решения MR [24].

Обучение операторов и ремонтных работников сложных комплексов оборудования на комплексных тренажерах и симуляторах включает в себя:

- процесс непрерывного теоретического обучения;
- работу на симуляторах, где отрабатываются практические ситуации на рабочих местах;
- контроль знаний, умений и навыков;

### ТЕХНОЛОГИЯ VR

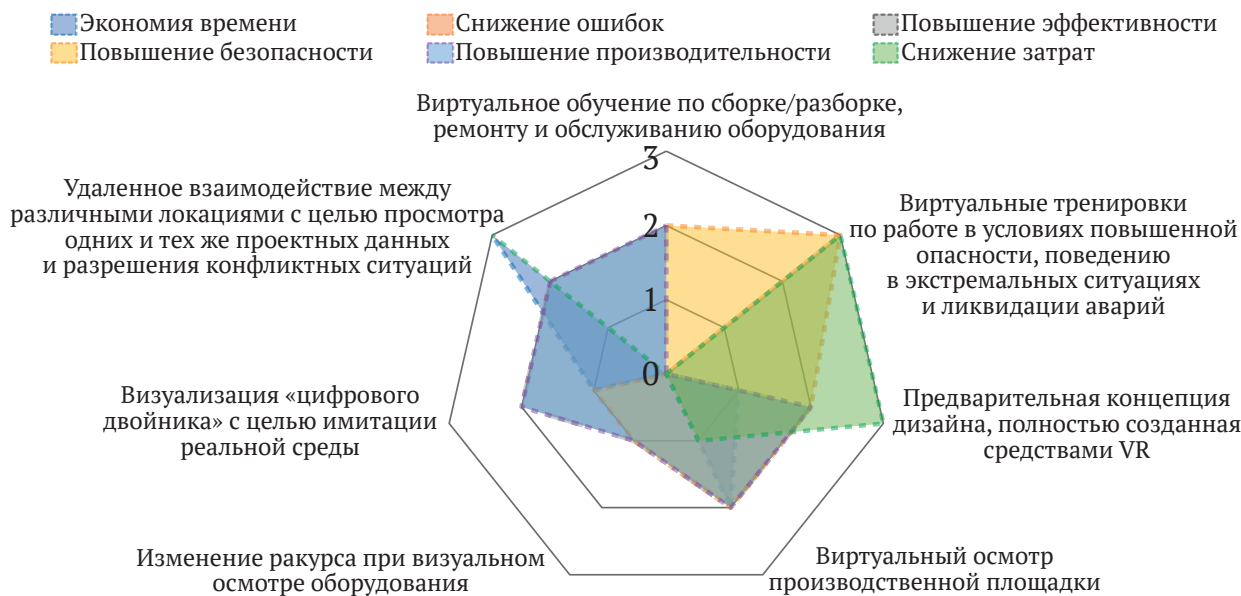


Рис. 2. Ожидаемый и реальный эффект от внедрения VR-технологий (по данным исследований TAdviser)

Таблица 2

#### Примеры практического использования VR/AR в России

Компания в России	СИБУР	Газпром нефть	Северсталь	ММК	Евраз
Примеры использования	Системы «Удаленный эксперт», «Цифровой помощник», интерактивное обучение, отработка действий при работе с опасными реагентами	Системы «Удаленный эксперт», «Цифровой помощник», интерактивное обучение, отработка действий при работе с опасными реагентами, виртуальное технологическое обслуживание	Интерактивные инструкции по разборке и дефектовке насосного оборудования, отработка техники безопасности и работы во внештатных ситуациях, VR-цех Череповецкого металлургического комбината	Виртуальные тренировки по работе в условиях повышенной опасности. Виртуальные тренировки по поведению в экстремальных ситуациях и ликвидации аварий	Виртуальный осмотр производственной площадки



– работу с инструкциями на базе VR/AR-решений;  
– работу над ошибками, закрепление правильных алгоритмов действия.

Совсем по-другому представляются подходы для реализации комплексных VR/AR-решений в основных образовательных программах подготовки специалистов для отрасли (бакалавры, специалисты и магистры). Будущий горный инженер (уровень высшего образования – специалист) должен быть готов не только иметь практику на базе тренажерных систем, но и быть способным генерировать комплексные решения на основе экспертных оценок в технологических циклах или процессах. В этом плане VR/AR-технологии в учебном процессе подготовки горного инженера должны быть четко увязаны с его будущими трудовыми функциями. Мировые практики показывают, что наилучшие решения для формирования и развития компетенций в области VR/AR-среды горнопромышленные холдинги реализуют в партнерстве с университетами.

Роль университетов в качестве основных концентраторов знаний сопряжена с требованиями и ожиданиями промышленных партнеров, предполагающих развитие инновационных образовательных программ и технологий. Университеты не только осуществляют подготовку молодых специалистов, бакалавров и магистров, но и являются трансфером передовых компетенций для действующего персонала предприятий, что позволяет выстраивать университетам и передовым компаниям долгосрочные партнерские отношения. Неоспоримым преимуществом университетов является государственная поддержка, в том числе и финансовая, благодаря которой университеты становятся центрами технологических решений на базе VR/AR-технологий. Современная государственная поддержка университетов в России базируется на принципах софинансирования проектов со стороны бизнеса, что позволяет обеспечивать актуальность проектов для реального сектора экономики. Такой подход позволяет компаниям получить финансовую поддержку в виде целевых субсидий

из федерального бюджета в рамках национальных проектов «Образование» и «Цифровая экономика» (подпроект «Цифровые технологии») на развитие VR/AR-технологий.

### Выводы

1. Технологии виртуальной и дополненной реальности способны достаточно качественно описывать сложные условия и процессы горных производств, внося свой вклад в формирование профессиональных компетенций персонала разного уровня и квалификаций. Стоит отметить особую роль VR/AR-технологий в обеспечении безопасности горных производств.

2. В развитии VR/AR-технологий большую роль играют взаимодействие между производителями, потребителями услуг и их сотрудничество с университетами. Такие союзы позволяют решить класс задач, связанных с: формированием компетенций у будущего поколения специалистов – выпускников университетов; созданием специализированных курсов в образовательных программах, а также отдельных образовательных программ высшего образования, курсов повышения квалификации и профессиональной переподготовки специалистов в области VR/AR-технологий в горном деле, что должно обеспечить формирование соответствующего кадрового потенциала в целом в отрасли, а не только на корпоративном уровне; вовлечением в процессы разработки практических задач для VR/AR-решений представителей академического сообщества – исследователей разной специализации (геология, геофизика, геомеханика, геоинформатика, аэрология, геотехнологии, горные машины и оборудование, автоматизация и т.д.), что позволяет создать условия для критического анализа и совершенствования конкретных решений; распространением лучших практик использования VR/AR-технологий в интересах будущих заказчиков (развитие рынков); созданием единой методики по оценке эффективности внедрения VR/AR-проектов для определения их инвестиционной привлекательности; прогнозированием и созданием будущих технологий.

### Список литературы

1. Ушаков К.З., Каледина Н.О., Киринов Б.Ф. *Безопасность ведения горных работ и горноспасательное дело*. Учебник для вузов. М.: МГТУ; 2002. 487 с.
2. Анализ причин взрывов, вспышек и воспламенений метана в угольных шахтах России в 2005–2019 гг. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021;(2-1):18–29. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2021-21-0-18-29>
3. Pelipenko M.V., Balovtsev S.V., Aynbinder I.I. Integrated accident risk assessment in mines. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2019;(11):180–192. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-201911-0-180-192>
4. Кречманн Ю., Плиен М., Нгуен Т.Х.Н., Рудаков М.Л. Эффективное наращивание потенциала в горном деле за счет обучения, расширяющего возможности в области управления охраной труда. *Записки Горного института*. 2020;242:248–256. <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.2.248>
5. Puchkov L.A., Petrov V.L. The system of higher mining education in Russia. *Eurasian Mining*. 2017;(2):57–60. <https://doi.org/10.17580/em.2017.02.14>
6. Петров В.Л., Крупин Ю.А., Кочетов А.И. Оценка качества профессиональной подготовки специалистов для горно-металлургического комплекса: новые подходы. *Горный журнал*. 2016;(12):94–97. <https://doi.org/10.17580/gzh.2016.12.19>
7. Sui W.H. Safety geology and geological education for mining engineers. *Global View of Engineering Geology and the Environment*. In: *Proceedings of the International Symposium and 9<sup>th</sup> Asian Regional Conference of IAEG*. Beijing, China, 24–25 September 2013. Pp. 563–567. <https://doi.org/10.1201/b15794-90>



8. Bakum Z., Tkachuk V. Mining engineers training in context of innovative system of Ukraine. *Metallurgical and Mining Industry*. 2014;6(5):29–34. <https://doi.org/10.31812/0564/425>
9. Mischo H., Brune J.F., Weyer J., Henderson N. Mine disaster and mine rescue training courses in modern academic mining engineering programmes. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2014;114(12):987–992.
10. Henderson N.R., Mischo H., Brune J.F. Student mine rescue in today's: Mining engineering curriculum. *Mining Engineering*. 2014;66(2):33–37.
11. Kizil M.S. New developments in the Australian mining education. *Madencilik*. 2017;56(1):33–40.
12. Казанин О.И., Сергеев И.Б. Подготовка современного горного инженера: задачи университетов и профессиональных сообществ. *Горный журнал*. 2017;(10):75–80. <https://doi.org/10.17580/gzh.2017.10.16>
13. Czaja P. World trends in human resource education for mineral engineering and mining. *Inzynieria Mineralna*. 2018;19(1):179–188. <https://doi.org/10.29227/IM-2018-01-29>
14. Верчеба А.А. Подготовка кадров для горно-геологической отрасли России. *Горные науки и технологии*. 2021;6(2):144–153. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-144-153>
15. Лушпей В.П., Макишин В.Н. Подготовка горных инженеров в Дальневосточном федеральном университете. *Горный журнал*. 2015;(3):96–100. <https://doi.org/10.17580/gzh.2015.03.16>
16. Haupt G., Webber-Youngman R. C. W. Engineering education: An integrated problem-solving framework for discipline-specific professional development in mining engineering. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2018;118(1):27–37. <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n1a4>
17. Черникова А.А., Полухин О.Н., Петров В.Л. и др. Вклад Горного института НИТУ «МИСиС» в становление и развитие горнопромышленного комплекса Белгородской области. *Горный журнал*. 2014;(8):24–29.
18. Abdelrazeq A., Daling L., Suppes R., Feldmann Y. Virtual reality mine: A vision for digitalised mining engineering education. In: *Mining Goes Digital – Proceedings of the 39<sup>th</sup> international symposium on Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry, APCOM 2019*. 2019. Pp. 17–24. <https://doi.org/10.1201/9780429320774-3>
19. Lindblom A., Laine T.H., Rossi H.S. Investigating Network Performance of a Multi-user Virtual Reality Environment for Mining Education. In: *Proceedings of the 2021 15<sup>th</sup> International Conference on Ubiquitous Information Management and Communication, IMCOM 2021*. 2021. <https://doi.org/10.1109/IMCOM51814.2021.9377356>
20. Clausen E., Sörensen A., Uth F., Mitra R. Assessment of the Effects of Global Digitalization Trends on Sustainability in Mining Part I: Digitalization Processes in the Mining Industry in the Context of Sustainability. Aachen: Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe; 2020. URL: [https://ecominingconcepts.cl/wp-content/uploads/2021/03/digitalization\\_mining\\_dustainability\\_part\\_I\\_en.pdf](https://ecominingconcepts.cl/wp-content/uploads/2021/03/digitalization_mining_dustainability_part_I_en.pdf)
21. Kim M.L., Pevzner L.D., Temkin I.O. Development of automatic system for unmanned aerial vehicle (UAV) motion control for mine conditions. *Mining Science and Technology (Russian Federation)*. 2021;6(3):203–210. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-203-210>
22. Казанин О.И., Маринин М.А., Блинов А.М. Профессиональная переподготовка в системе кадрового обеспечения горных предприятий. *Безопасность труда в промышленности*. 2021;(7):79–84. <https://doi.org/10.24000/0409-2961-2021-7-79-84>
23. Daling L.M., Khodaei S., Thurner S., et al. A decision matrix for implementing AR, 360° and VR experiences into mining engineering education. In: Stephanidis C., Antona M., Ntoa S. (eds.) *Communications in Computer and Information Science*. Communications in Computer and Information Science. Springer Science and Business Media Deutschland GmbH. 2021;1420:225–232. [https://doi.org/10.1007/978-3-030-78642-7\\_30](https://doi.org/10.1007/978-3-030-78642-7_30)
24. Abdelrazeq A., Daling L., Suppes R., et al. A virtual reality educational tool in the context of mining engineering – the virtual reality mine. In: *13<sup>th</sup> International Technology, Education and Development Conference*. Valencia, Spain. 11–13 March, 2019. Pp. 8067–8073. <https://doi.org/10.21125/inted.2019.2002>

## References

1. Ushakov K.Z., Kaledina N.O., Kirin B.F. *Safety of mining operations and mine rescue*. Textbook. Moscow: MGGU; 2002. 487 p. (In Russ.)
2. Kabanov E.I., Korshunov G.I., Kornev A.V., Myakov V.V. Analysis of the causes of methane explosions, flashes and ignitions at coal mines of Russia in 2005–2019. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2021;(2–1):18–29. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2021-21-0-18-29>
3. Pelipenko M.V., Balovtsev S.V., Aynbinder I.I. Integrated accident risk assessment in mines. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2019;(11):180–192. (In Russ.) <https://doi.org/10.25018/0236-1493-201911-0-180-192>
4. Krechmann Y.U., Plien M., Nguen T.H.N., Rudakov M.L. Effective capacity building by empowerment teaching in the field of occupational safety and health management in mining. *Journal of Mining Institute*. 2020;242:248–256. <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.2.248>
5. Puchkov L.A., Petrov V.L. The system of higher mining education in Russia. *Eurasian Mining*. 2017;(2):57–60. <https://doi.org/10.17580/em.2017.02.14>
6. Petrov V.L., Krupin Yu.A., Kochetov A.I. Evaluation of professional education quality in mining and metallurgy: New approaches. *Gornyi Zhurnal*. (In Russ.) 2016;(12):94–97. <https://doi.org/10.17580/gzh.2016.12.19>
7. Sui W.H. Safety geology and geological education for mining engineers. Global View of Engineering Geology and the Environment. In: *Proceedings of the International Symposium and 9<sup>th</sup> Asian Regional Conference of IAEG*. Beijing, China, 24–25 September 2013. Pp. 563–567. <https://doi.org/10.1201/b15794-90>



8. Bakum Z., Tkachuk V. Mining engineers training in context of innovative system of Ukraine. *Metallurgical and Mining Industry*. 2014;6(5):29–34. <https://doi.org/10.31812/0564/425>
9. Mischo H., Brune J.F., Weyer J., Henderson N. Mine disaster and mine rescue training courses in modern academic mining engineering programmes. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2014;114(12):987–992.
10. Henderson N.R., Mischo H., Brune J.F. Student mine rescue in today's: Mining engineering curriculum. *Mining Engineering*. 2014;66(2):33–37.
11. Kizil M.S. New developments in the Australian mining education. *Madencilik*. 2017;56(1):33–40.
12. Kazanin O.I., Sergeev I.B. Training a modern mining engineer: Objectives of universities and professional communities. *Gornyi Zhurnal*. (In Russ.) 2017;(10):75–80. <https://doi.org/10.17580/gzh.2017.10.16>
13. Czaja P. World trends in human resource education for mineral engineering and mining. *Inzynieria Mineralna*. 2018;19(1):179–188. <https://doi.org/10.29227/IM-2018-01-29>
14. Vercheba A.A. Personnel training for the mining and geological sector of Russia. *Mining Science and Technology (Russian Federation)*. 2021;6(2):144–153. (In Russ.) <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-2-144-153>
15. Lushpey V.P., Makishin V.N. Training of mining engineers at the Far East Federal University. *Gornyi Zhurnal*. 2015;(3):96–100. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2015.03.16>
16. Haupt G., Webber-Youngman R.C.W. Engineering education: An integrated problem-solving framework for discipline-specific professional development in mining engineering. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2018;118(1):27–37. <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n1a4>
17. Chernikova A.A., Polukhin O.N., Petrov V.L., et al. National university of science and technology MISIS: Contribution to rise and development of mining industry in the Belgorod Region. *Gornyi Zhurnal*. 2014;(8):24–29. (In Russ.)
18. Abdelrazeq A., Daling L., Suppes R., Feldmann Y. Virtual reality mine: A vision for digitalised mining engineering education. In: *Mining Goes Digital – Proceedings of the 39<sup>th</sup> international symposium on Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry, APCOM 2019*. 2019. Pp. 17–24. <https://doi.org/10.1201/9780429320774-3>
19. Lindblom A., Laine T.H., Rossi H.S. Investigating Network Performance of a Multi-user Virtual Reality Environment for Mining Education. In: *Proceedings of the 2021 15<sup>th</sup> International Conference on Ubiquitous Information Management and Communication, IMCOM 2021*. 2021. <https://doi.org/10.1109/IMCOM51814.2021.9377356>
20. Clausen E., Sörensen A., Uth F., Mitra R. *Assessment of the Effects of Global Digitalization Trends on Sustainability in Mining Part I: Digitalization Processes in the Mining Industry in the Context of Sustainability*. Aachen: Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe; 2020. URL: [https://ecominingconcepts.cl/wp-content/uploads/2021/03/digitalization\\_mining\\_dustainability\\_part\\_I\\_en.pdf](https://ecominingconcepts.cl/wp-content/uploads/2021/03/digitalization_mining_dustainability_part_I_en.pdf)
21. Kim M.L., Pevzner L.D., Temkin I.O. Development of automatic system for unmanned aerial vehicle (UAV) motion control for mine conditions. *Mining Science and Technology (Russian Federation)*. 2021;6(3):203–210. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2021-3-203-210>
22. Kazanin O.I., Marinin M.A., Blinov A.M. Professional retraining in the staffing system for the mining enterprises. *Bezopasnost' Truda v Promyshlennosti*. 2021;(7):79–84. (In Russ.) <https://doi.org/10.24000/0409-2961-2021-7-79-84>
23. Daling L.M., Khodaei S., Thurner S., et al. A decision matrix for implementing AR, 360° and VR experiences into mining engineering education. In: Stephanidis C., Antona M., Ntoa S. (eds.) *Communications in Computer and Information Science*. Communications in Computer and Information Science. Springer Science and Business Media Deutschland GmbH. 2021;1420:225–232. [https://doi.org/10.1007/978-3-030-78642-7\\_30](https://doi.org/10.1007/978-3-030-78642-7_30)
24. Abdelrazeq A., Daling L., Suppes R., et al. A virtual reality educational tool in the context of mining engineering – the virtual reality mine. In: *13<sup>th</sup> International Technology, Education and Development Conference*. Valencia, Spain. 11–13 March, 2019. Pp. 8067–8073. <https://doi.org/10.21125/inted.2019.2002>

### Информация об авторе

Михаил Валерьевич Вавенков – специалист, ООО «Эрнст Энд Янг – Оценка и Консультационные услуги», г. Москва, Российская Федерация; ORCID [0000-0002-5829-7076](https://orcid.org/0000-0002-5829-7076); e-mail [vavenkov@gmail.com](mailto:vavenkov@gmail.com)

### Information about the author

Mikhail V. Vavenkov – Specialist, Ernst & Young – Valuation and Advisory Services LLC, Moscow, Russian Federation; ORCID [0000-0002-5829-7076](https://orcid.org/0000-0002-5829-7076); e-mail [vavenkov@gmail.com](mailto:vavenkov@gmail.com)

Поступила в редакцию	08.03.2022	Received	08.03.2022
Поступила после рецензирования	03.06.2022	Revised	03.06.2022
Принята к публикации	04.06.2022	Accepted	04.06.2022