

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ
ЖУРНАЛ

МАРКШЕЙДЕРИЯ И НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЕ

№ 6, Ноябрь-Декабрь 2024 г.

www.n-gn.ru

«Mine Surveying and Subsurface Use»
«Mine Surveying and Subsurface Use»
«Mine Surveying and Subsurface Use»

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ
ОБЕСПЕЧЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ

ГЕОМЕХАНИКА

GEOMECHANICS

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

GEOTECHNOLOGY

ГОРНОТЕХНИЧЕСКАЯ

БЕЗОПАСНОСТЬ

MINING SAFETY

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ

ИСКОПАЕМЫХ

MINERAL PROCESSING

SURVEYING

AND GEOLOGICAL

SUPPORT OF MINING

OPERATIONS



**Уважаемые наши читатели,
подписчики, коллеги, дорогие друзья!**



От имени коллектива нашего журнала и себя лично сердечно поздравляю с наступающим Новым годом и Рождеством Христовым!

Приближаются самые волшебные и любимые всеми праздники, все мы готовимся к ним. И, конечно, мысленно подводим итоги уходящего 2024 года. Каждому из нас он принес что-то свое, важное и запоминающееся: сложные задачи и долгожданные события, интересные встречи и добрые перемены.

Для экономики нашей страны, испытывавшей внешнее давление, как и для добывающей и перерабатывающей отрасли, уходящий год был непростым, но самое главное, что экономическая платформа нашего государства по всем направлениям показала в общем устойчивость и стабильность.

Прошедший год был плодотворным для журнала «Маркшейдерия и недропользование»: мы расширили состав международной редакционной коллегии, включив 11 ведущих специалистов из числа научных, научно-педагогических и промышленных работников, внесших значительный вклад в развитие горного дела в странах ближнего (Казахстан, Кыргызстан) и дальнего зарубежья (Великобритания, Вьетнам, Германия, Западная Австралия, Китай, Сербия, Словакия, Турция). Эти изменения накладывают на наш журнал дополнительные обязательства, но и открывают новые возможности.

В 2024 году вышло шесть выпусков журнала с рекордным количеством научных, обзорных и оригинальных статей – 85, включая рукописи на русском и английском языках из Вьетнама (1), Казахстана (13), Кыргызстана (3), Нигерии (2), США (1). Сегодня журнал «Маркшейдерия и недропользование» входит во вторую категорию (К2) Перечня ВАК РФ, индексируется в РИНЦ, все статьи представлены в научной электронной библиотеке eLibrary.ru. В журнале публикуются статьи по научным специальностям: 1.6.21. Геоэкология; 2.8.3. Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр; 2.8.4. Разработка и эксплуатация нефтяных и газовых месторождений; 2.8.6. Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика; 2.8.7. Теоретические основы проектирования горнотехнических систем; 2.8.8. Геотехнология, горные машины; 2.8.9. Обогащение полезных ископаемых. Мы не собираемся останавливаться на достигнутом и планируем продолжать работу по улучшению качества публикуемых материалов и привлечению новых авторов.

Хочу поблагодарить всех наших авторов и читателей за вклад в развитие журнала. Благодаря вам и вашим исследованиям журнал наполнен современными оригинальными статьями, обзорами, которые включают теоретические, лабораторные и промышленные исследования, объединяя на одной площадке ученых, производителей, предпринимателей и экспертов в области горных наук и недропользования.

Выражаю искреннюю благодарность команде журнала за проделанную работу, профессионализм и упорство. Благодаря вовлеченности и творческой энергии команды, журнал представляет коммуникативную площадку с бесконечным ресурсом нового из науки и практики. Вместе мы стараемся формировать «лицо» журнала, делать его узнаваемым и читаемым.

В канун Нового года каждый из нас уверен, что наступающий год принесет стабильность и достаток, будет наполнен счастьем и радостью.

Искренне желаю, чтобы он был мирным и успешным для нас, для всех горняков и обогатителей и для всей нашей России. Здоровья, оптимизма, любви и благополучия!

С НОВЫМ ГОДОМ И РОЖДЕСТВОМ!

С уважением,
главный редактор журнала
«Маркшейдерия и недропользование»,
профессор, доктор технических наук
Юрий Витальевич Дмитриев

Научно-технический и производственный журнал



№ 6

Ноябрь–Декабрь 2024 г.

Журнал издается с 2001 года

УЧРЕДИТЕЛЬ ЖУРНАЛА

Общество с ограниченной
ответственностью «Издательский дом
«Недропользование и горные науки»



РЕДАКЦИЯ:

Заместитель главного редактора **В. Н. Хетагуров**
Ведущий редактор **Н. А. Федотенко**
Ученый секретарь **Н. А. Милетенко**
Помощник главного редактора **Б. Н. Пашичев**

АДРЕС РЕДАКЦИИ И ИЗДАТЕЛЯ:

117647, ул. Академика Капицы, д. 26, 1.
Тел.: +7(915) 111 0386

E-mail: office@n-gn.ru, articles@n-gn.ru http://www.n-gn.ru

Журнал зарегистрирован Федеральной службой по надзору
в сфере массовых коммуникаций, связи и охраны культурного
наследия. Свидетельство о регистрации ПИ № ФС 77-83630
от 26.07.2022 г.

По решению ВАК журнал включен в Перечень ведущих
рецензируемых научных журналов и изданий, в которых
могут быть опубликованы основные научные результаты
диссертаций на соискание ученой степени кандидата и
доктора наук по разработке месторождений полезных
ископаемых и по наукам о Земле

Журнал включен в Реферативный журнал и Базы данных
ВИНИТИ и в Российский индекс научного цитирования.
Сведения о журнале ежегодно публикуются в международной
справочной системе по периодическим и продолжающимся
изданиям «Ulrich's Periodicals Directory»

Подписной индекс издания в каталоге «Урал-Пресс»,
в объединенном каталоге АРЗИ «Пресса России» – **88016**

В течение года можно произвести подписку на журнал
непосредственно в редакции

За точность приведенных сведений
и содержание данных, не подлежащих открытой публикации,
несут ответственность авторы

При перепечатке ссылка на журнал
«Маркшейдерия и недропользование» обязательна

Журнал отпечатан в типографии «CLUB PRINT»

тел.: +7(495) 669 5009

ISSN 2079-3332



24 003



ГЛАВНЫЙ РЕДАКТОР

Ю. В. Дмитрак – д.т.н., проф., зав. отделом «Моделирование и управление горнотехническими системами», ИПКОН РАН, г. Москва, РФ

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

А. А. Барях – академик РАН, д.т.н., проф., руководитель научного направления «Горные науки» центра, ФИЦ Уро РАН, г. Пермь, РФ

В. И. Голик – д.т.н., проф., проф. кафедры «Горное дело», ФГБОУ ВО «СКГМИ (ГТУ)», г. Владикавказ, РФ

В. А. Гордеев – д.т.н., проф., кафедра «Кадастр и Геоинженерия» Кубанского государственного технологического университета, Член центрального Совета Союза маркшейдеров России», г. Краснодар, РФ

В. В. Грицков – вице-президент ООО «Союз маркшейдеров России», г. Москва, РФ

В. Н. Захаров – академик РАН, д.т.н., проф., директор, ИПКОН РАН, г. Москва, РФ

Д. Р. Каплунов – член-корр. РАН, д.т.н., проф., научный руководитель отдела «Теория проектирования и геотехнологии комплексного освоения недр», ИПКОН РАН, г. Москва, РФ

Н. М. Качурин – д.т.н., проф., зав. кафедрой «Геотехнологии и строительство подземных сооружений», ТулГУ, г. Тула, РФ

Р. В. Ключев – д.т.н., проф., зав. кафедрой «Электроснабжение промышленных предприятий», ФГБОУ ВО «СКГМИ (ГТУ)», г. Владикавказ, РФ

Н. В. Милетенко – д.г.-м.н., проф., ученый секретарь Научно-технического совета, Минприроды РФ, г. Москва, РФ

И. А. Пыталев – д.т.н., проф., директор Института горного дела и транспорта, МГТУ им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, РФ

К. Н. Трубецкий – академик РАН, д.т.н., проф., советник президиума РАН, ИПКОН РАН, г. Москва, РФ

М. А. Тюленев – к.т.н., доц., зав. кафедрой «Открытые горные работы», КузГТУ, г. Кемерово, РФ

В. А. Чантурия – академик РАН, д.т.н., проф., научный руководитель отдела «Проблемы комплексного извлечения минеральных компонентов из природного и техногенного сырья», ИПКОН РАН, г. Москва, РФ

МЕЖДУНАРОДНАЯ РЕДКОЛЛЕГИЯ

С. Б. Вуйич – проф., доктор наук, действительный член Академии инженерных наук Сербии, г. Белград, Сербия

И. Гобани – д.т.н., проф. химии материалов и биогидрометаллургии, Факультет естественных наук, Колледж здравоохранения и естественных наук, Линкольнский университет, Великобритания

К. Дребенштедт – проф., доктор наук, кафедра «Открытые горные работы», Технический университет Горной академии Фрайберга, Германия

Ю. Д. Каплунов – проф., д.физ.-мат.н., Школа компьютерных наук и математики, Кильский университет, г. Ньюкасл-андер-Лайм, Великобритания

А. А. Осокин – доктор наук, Инженер-геотехник, рудник «Золотая роща», 29Metals, Западная Австралия

Н. Б. Рыспанов – д.т.н., Президент Национальной Академии Горных Наук Казахстана, Президент Горнопромышленного союза Казахстана, Казахстан

Л. Хуанг – проф., доктор наук, Китайский университет горного дела и технологий, Председатель Международного общества маркшейдеров, Китай

В. Т. Хунг – проф., доктор наук, строительный факультет, кафедра «Подземного и шахтного строительства», Ханойский горно-геологический университет, Вьетнам

М. Цехлар – д.т.н., проф., декан, факультет горного дела, экологии, управления технологическими процессами и геотехнологий, Технический университет Кошице, Словакия

И. К. Чукуев – к.т.н., Президент Кыргызской горной ассоциации и маркшейдерии, член Правления Евразийского Общества Экспертов Недропользователей, КГТУ им. И. Раззакова, г. Бишкек, Кыргызстан

Б. Эрбаш – проф., доктор наук, кафедра математики, Эскишехирский технический университет, Турция

РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

И. И. Айнбиндер – д.т.н., проф., г.н.с., отдел «Теория проектирования и геотехнологии комплексного освоения недр», ИПКОН РАН, г. Москва, РФ

А. А. Добрынин – к.т.н., в.н.с., отдел «Проблемы геомеханики и разрушения горных пород», ИПКОН РАН, г. Москва, РФ

Г. В. Калабин – д.т.н., проф., г.н.с., отдел «Горная экология», ИПКОН РАН, г. Москва, РФ

С. Б. Кулибаба – д.т.н., проф., в.н.с., лаборатория «Многофазных процессов в массивах горных пород при разработке месторождений», ИПКОН РАН, г. Москва, РФ

Ф. К. Низаметдинов – д.т.н., проф., зав. кафедрой «Маркшейдерское дело и геодезия», КарТУ имени Абылкаса Сагинова, г. Караганда, Республика Казахстан

М. Б. Носырев – д.т.н., проф., кафедра «Информатики», Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, РФ

В. Н. Одинцев – д.т.н., в.н.с., центр проблем метана и газодинамических явлений угольных и рудных месторождений, ИПКОН РАН, г. Москва, РФ

А. А. Хорешок – д.т.н., проф., научный руководитель Горного института, КузГТУ, г. Кемерово, РФ

Ю. Ян – доц., Школа наук об окружающей среде и пространственной информатики, Китайский горно-технологический университет, г. Сюйчжоу, Китай

ISSN 2079–3332

Scientific, Technological and Production Journal



№ 6

November–December 2024

journal has been published since 2001



FOUNDER OF THE JOURNAL
**PUBLISHING HOUSE MINERALS
MANAGEMENT AND MINING SCIENCES,**
LIMITED LIABILITY COMPANY

EDITORIAL OFFICE:

Deputy Editor-in-Chief **V. N. Khetagurov**

Lead Editor **N. A. Fedotenko**

Scientific secretary **N. A. Miletenko**

Assistant Editor-in-Chief **B. N. Pashichev**

ADDRESS OF THE EDITORIAL OFFICE AND PUBLISHER:

117647, Akademika Kapitsa st., 26, 1.

Phone: +7(915) 111 0386

E-mail: office@n-gn.ru, articles@n-gn.ru

http://www.n-gn.ru

The journal is registered by the Federal Service for Supervision of Mass communications, communication and protection of cultural heritage Registration certificate PI No. FS 77-83630 dated July 26, 2022

By decision of the Higher Attestation Commission, the journal is included in the List of leading peer-reviewed scientific journals and publications in which the main scientific results can be published dissertations for the degree of candidate and doctor of science in the development mineral deposits and geosciences

The journal is included in the Abstract Journal and Databases of VINITI and in the Russian science citation index Information about the journal is published annually in the international reference system in the periodicals and continuing editions of Ulrich's Periodicals Directory

Subscription index of the publication in the Ural-Press catalog, in the unified catalog ARZI «Press of Russia» – **88016**

During the year, you can subscribe to the journal directly in the editorial office

For the accuracy of the information provided and the content of data not subject to open publications are the responsibility of the authors

When reprinting a link to the journal
«Mine Surveying and Subsurface Use» required

The magazine was printed in the printing house «CLUB PRINT»
phone: +7(495) 669 5009

ISSN 2079-3332



24 003



9 772079 333778

© Publishing House Minerals Management
and Mining Sciences, LLC



EDITOR-IN-CHIEF

Yuri V. Dmitrak - Dr. Sci. (Eng.), Prof., Head of the Department of Modeling and Management Mining Systems, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, Moscow, Russian Federation

EDITORIAL BOARD

Alexander A. Baryakh - Academician of the RAS, Dr. Sci. (Eng.), Prof., Head of the scientific direction Mining Sciences of the center, Mining Institute, Ural Branch, RAS, Perm, Russian Federation

Vladimir I. Golik - Dr. Sci. (Eng.), Prof., Professor of the Mining Department, North-Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University), Vladikavkaz, Russian Federation

Victor A. Gordeev - Dr. Sci. (Eng.), Prof., Department of Cadastre and Geoengineering of Kuban State Technological University, Member of the Central Council of the Union of Surveyors of Russia, Krasnodar, Russian Federation

Victor V. Gritskov - Vice-President of the Union of Surveyors of Russia, Moscow, Russian Federation

Valery N. Zakharov - Academician of the RAS, Dr. Sci. (Eng.), Prof., Director, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, Moscow, Russian Federation

David R. Kaplunov – Corresponding Member of the RAS, Dr. Sci. (Eng.), Prof., Scientific Director of the Department of Design Theory and Geotechnology of Integrated Subsoil Development, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, Moscow, Russian Federation

Nikolay M. Kachurin – Dr. Sci. (Eng.), Prof., Head of the Department of Geotechnologies and Construction of Underground Structures, Tula State University, Tula, Russian Federation

Roman V. Klyuev – Dr. Sci. (Eng.), Prof., Head of Department Power Supply of Industrial Enterprises, North-Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University), Vladikavkaz, Russian Federation

Nikolay V. Miletenko - Dr. Sci. (Geol. Mineral.), Prof., Scientific Secretary of the Scientific and Technical Council, Ministry of Natural Resources and Environment of the Russian Federation, Moscow, Russian Federation

Ivan A. Pytalev – Dr. Sci. (Eng.), Director of the Institute of Mining and Transport, Nosov Marnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation

Kliment N. Trubetskoy – Academician of the RAS, Dr. Sci. (Eng.), Prof., Advisor to the Presidium of the RAS, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, Moscow, Russian Federation

Maxim A. Tylenov – Cand. Sci. (Eng.), Ass. Prof., Head of the Department of Open-pit Mining, T.F. Gorbachev State Technical University, Kemerovo, Russian Federation

Valentin A. Chanturia - Academician of the RAS, Dr. Sci. (Eng.), Prof., Scientific Director of the Department of Problems of complex extraction of mineral components from natural and man-made raw materials, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, Moscow, Russian Federation

INTERNATIONAL EDITORIAL BOARD

Slobodan B. Vujić - Professor, Dr. Sci., Full member of the Academy of Engineering Sciences of Serbia, Belgrade, Serbia

Yousef Ghorbani – Ph.D., Professor in Materials Chemistry and Bio-Hydrometallurgy, School of Natural Science, College of Health and Science, University of Lincoln, United Kingdom

Carsten Drebenstedt - Professor, Dr. Sci., Chair Surface Mining, Technical University Mining Academy Freiberg, Germany

Julius D. Kaplunov – Professor, Dr. Sci. in Theoretical Solid Mechanics, School of Computer Science and Mathematics, Keele University, United Kingdom

Alexander A. Osokin - Dr. Sci., Geotechnical Engineer, Golden Grove, Operations Pty Ltd, 29Metals, Western Australia

Nurlan B. Ryspanov - Dr. Sci. (Eng.), President of the National Academy of Mining Sciences of Kazakhstan, President of the Kazakhstan Mining Union, Kazakhstan

Leting Huang – Professor, Dr. Sci., China University of Mining and Technology, Chair of the International Society for Mine Surveying, China

Vo Trong Hung - Professor, Dr. Sci., Faculty for Construction, Department

for Underground and Mines Construction, Hanoi University of Mining and Geology, Vietnam

Michal Čechlar - Dr. Sci. (Eng.), Prof., Dean, Faculty of Mining, Ecology, Process Control and Geotechnologies, Technical University of Kosice, Slovakia

Ishimbay K. Chunuev – PhD in Technical Sciences, President of the Kyrgyz Mining Association and Surveying, Member of the Board of the Eurasian Society of Experts of Subsoil Users, Kyrgyz State Technical University named after I. Razzakov, Kyrgyzstan

Baris Erbas – Professor, Dr. Sci., Department of Mathematics, Eskisehir Technical University, Turkey

EDITORIAL COUNCIL

Igor I. Ainbinder - Dr. Sci. (Eng.), Prof., Chief Researcher of the Department of Design Theory and Geotechnology of Integrated Subsoil Development, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, Moscow, Russian Federation

Alexander A. Dobrynin - Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher at the Department of Geomechanics and Rock Destruction, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, Moscow, Russian Federation

Gennady V. Kalabin - Dr. Sci. (Eng.), Prof., Chief Researcher of the Department of Mountain Ecology, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, Moscow, Russian Federation

Sergey B. Kulibaba - Dr. Sci. (Eng.), Prof., Leading Researcher Laboratory of Multiphase processes in rock formations during field development, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, Moscow, Russian Federation

Farit K. Nizametdinov - Dr. Sci. (Eng.), Prof., Head of the Department of Surveying and Geodesy, Abylkas Saginov Karaganda Technical University, Karaganda, Kazakhstan

Mikhail B. Nosyrev - Dr. Sci. (Eng.), Prof., Department of Computer Science, Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russian Federation

Vladimir N. Odintsev - Dr. Sci. (Eng.), Leading researcher at the Center for Problems of Methane and Gas Dynamic Phenomena of Coal and Ore Deposits, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, Moscow, Russian Federation

Alexey A. Khoreshok – Dr. Sci. (Eng.), Prof., Scientific Director of the Mining Institute, T.F. Gorbachev State Technical University, Kemerovo, Russian Federation

Yongjun Yang - Ass. Professor, School of Environment Science and Spatial Informatics, China University of Mining and Technology, China

СОДЕРЖАНИЕ

CONTENTS

ГЕОМЕХАНИКА, РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

*В. В. Казанцева, У. А. Кубайдуллина, Р. К. Байгали,
В. Ф. Ярцева, О. В. Старостина*

Исследование состояния прибортового массива на разрезе
«Эколог» с применением аэрофотосъемки

Б. А. Ботоканова, Г. С. Исаева

Напряженно-деформированное состояние массивов
пород вокруг туннелей, расположенных в наклонно-
слоистом массиве

*С. Б. Алиев, Г. А. Пак, В. Н. Шенников,
О. В. Старостина, В. Н. Долгонос*

Анализ геомеханической ситуации в лаве 28 Д1-2 шахты
«Шахтинская»

Ю. С. Щегольков

Определение граничных углов процесса сдвижения
земной поверхности при отработке запасов

Верхнекамского месторождения калийно-магниевых
солей

И. Б. Агарков, М. В. Рыльникова, И. Л. Никифорова

Разработка методики мониторинга деформаций уступов и
бортов карьеров с применением беспилотных летательных
аппаратов

В. А. Дрибан, Б. В. Хохлов, А. В. Антипенко

О применении нового подхода к прогнозу
провалообразования в приповерхностной зоне
обводненных массивов для оценки рисков при затоплении
шахты «Антрацит»

*А. А. Еременко, А. А. Скулкин, В. Н. Колтышев,
В. С. Писарев*

Определение главных напряжений в породном массиве
методом гидроразрыва на северо-западном участке
Таштагольского месторождения

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ

А. Ю. Ерошев, С. И. Фомин

Определение рационального резерва взорванной горной
массы при открытой разработке рудных месторождений

ИНТЕРВЬЮ

А. А. Изюмцев

PSI-MINING – IT решения и технологии для
горнодобывающей отрасли

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ

С. П. Бахаева, Е. В. Ананенко

Мониторинг природно-технических систем
«отвал – основание»

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ, ГОРНЫЕ МАШИНЫ

*В. Ф. Колесников, Д. М. Дубинкин, С. О. Марков,
Я. О. Литвин, Е. С. Баев*

Разработка безугольных зон карьерных полей
экскаваторами большой единичной мощности в
комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью 220 т

GEOMECHANICS, ROCK DESTRUCTION

*V. V. Kazantseva, U. A. Kubaydullina, R. K. Baigali,
V. F. Yartseva, O. V. Starostina*

Study of adjacent rock mass condition using aerial photography
at Ekolog Open-pit Mine

B. A. Botokanova I, G. S. Isaeva

Stress-strain state of rock massifs around tunnels located in a
dip-layered massif

*S. B. Aliev, G. A. Pak, V. N. Shennikov,
O. V. Starostina, V. N. Dolgonosov*

Breakage face 28 D1-2 geomechanical analysis on
«Shakhtinskaya» coal mine

Y. S. Shchegolkov

Determination of boundary angles of the process
of earth's surface displacement during the mining
of reserves of the Verkhnekamskoe deposit of potassium-
magnesium salts

I. B. Agarkov, M. V. Rylnikova, I. L. Nikiforova

Methods of inspection of deformations of ledges and sides of
quarries using unmanned aerial vehicles

V. A. Driban, B. V. Khokhlov, A. V. Antypenko

On the application of a new approach to forecasting dips in the
surface zone of water-filled massifs for assessing risks in the
flooding of the «Anthracite» mine

A. A. Eremenko, A. A. Skulkin, V. N. Koltyshev, V. S. Pisarev

Determination of stress by hydraulic fracturing method in the
northwestern section of the Tashtagolsk field

THEORETICAL FOUNDATIONS OF MINING ENGINEERING SYSTEMS DESIGN

A. Yu. Eroshev, S. I. Fomin

Rational reserve determination of blasted rock mass during
open cast mining of ore deposits

INTERVIEW

A. A. Izumtsev

PSI-MINING – IT решения и технологии для
горнодобывающей отрасли

SURVEYING AND GEOLOGICAL SUPPORT OF MINING OPERATIONS

S. P. Bakhaeva, E. V. Ananenko

The monitoring of the natural-and-technical systems «dump-
foundation»

GEOTECHNOLOGY, MINING MACHINES

*V. F. Kolesnikov, D. M. Dubinkin, S. O. Markov,
Y. O. Litvin, E. S. Baev*

Development of coalless zones of quarry fields by excavators
of large power unit capacity in complex with dump trucks of
220 tons payload capacity

	<i>Г. Г. Бурый</i>		<i>G. G. Buryj</i>
Экспериментальный стенд для изучения процесса экскавации грунта ковшом цилиндрической формы	91	Experimental stand for studying the process of soil excavation with a cylindrical bucket	
	<i>Г. Г. Бурый</i>		<i>G. G. Buryj</i>
Исследование зачерпывающей способности цилиндрического ковша экскаватора	95	Study of the scapping capacity of the cylindrical bucket of the excavator	
	<i>К. Н. Залевская</i>		<i>K. N. Zalevskaya</i>
Обобщение мировой практики исследований структурной и литолого-фазовой неоднородности техногенных образований для выбора технологий их комплексного освоения	100	Generalization of the world practice of research of structural and lithological and phase heterogeneity of technogenic formations for the choice of technologies of their complex development	
МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫЕ РЕСУРСЫ		MINERAL RESOURCES	
	<i>В. М. Кузнецов, В. П. Спиридонов, А. А. Копылов, В. В. Спиридонова</i>		<i>V. M. Kuznetsov, V. P. Spiridonov, A. A. Kopylov, V. V. Spiridonova</i>
Перспективы использования атомных станций малой мощности на базе ядерного реактора РИТМ-200Н при освоении горнорудных предприятий Монголии (Часть 1. Энергетика и георесурсы Монголии)	110	Prospects for the use of low-power nuclear power plants based on the RITM-200N nuclear reactor in the development of mining enterprises in Mongolia (Part 1. Energy and georesources of Mongolia)	
РУДНИЧНАЯ АЭРОГАЗОДИНАМИКА, ГОРНАЯ ТЕПЛОФИЗИКА		MINING AEROGASODYNAMICS, MINING THERMOPHYSICS	
	<i>А. И. Докучаева, Б. Н. Пашичев, М. О. Долгова</i>		<i>A. I. Dokuchaeva, B. N. Pashichev, M. O. Dolgova</i>
Экспериментальное исследование влияния фракционного состава углей на показатели термического разложения	118	Experimental study of the effect of the fractional composition of coals on thermal decomposition parameters	
ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ		MINERAL PROCESSING	
	<i>К. А. Ногаева, Б. М. Мырзалиев, М. С. Молмакова, А. Турарбек</i>		<i>K. A. Nogaeva, B. M. Myrzaliev, M. S. Molmakova, A. Turarbek</i>
Определение условий прямого цианирования флотационных концентратов с различными качественными характеристиками	125	Determination of conditions for direct cyanidation of flotation concentrates with different quality characteristics	
	<i>Л. С. Адамова, Ю. В. Дмитрак</i>		<i>L. S. Adamova, Yu. V. Dmitrak</i>
К вопросу о тонком измельчении минерального сырья	132	On the issue of fine grinding of mineral raw materials	
ГОРНОТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ		MINING SAFETY	
	<i>Н. А. Федотенко</i>		<i>N. A. Fedotenko</i>
Анализ исследований процесса образования трещин подработанного массива вблизи водных объектов для обеспечения безопасного освоения угольных месторождений	138	Analysis of studies of the process of formation of cracks in the mined massif near water bodies to ensure the safe development of coal deposits	

STUDY OF ADJACENT ROCK MASS CONDITION USING AERIAL PHOTOGRAPHY AT EKOLOG OPEN-PIT MINE

V. V. Kazantseva[✉], U. A. Kubaydullina, R. K. Baigali, V. F. Yartseva, O. V. Starostina

Abylkas Saginov Karaganda Technical University, Karaganda, Kazakhstan

✉ vnd070765@mail.ru

Abstract: The article is dedicated to the use of air photography for adjacent rock mass monitoring with DJI Mavic 2 Pro drone at Ekolog Open-pit Mine. The survey objective is to create high-precision geospatial models of the terrain to analyze site conditions. Particular attention is paid to flight mission

on planning with due regard for the terrain to improve the accuracy of the data required for further mine surveying.

Keywords: aerial photography, unmanned aerial vehicle, geospatial model, digital terrain model

For citation: Kazantseva V. V., Kubaydullina U. A., Baigali R. K., Yartseva V. F., Starostina O. V. Study of adjacent rock mass condition using aerial photography at Ekolog Open-pit Mine. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):5-11. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_5_11.

ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ПРИБОРОВОГО МАССИВА НА РАЗРЕЗЕ «ЭКОЛОГ» С ПРИМЕНЕНИЕМ АЭРОФОТОСЪЕМКИ

В. В. Казанцева[✉], У. А. Кубайдуллина, Р. К. Байгали, В. Ф. Ярцева, О. В. Старостина

Карагандинский технический университет (КарТУ) имени Абылхаса Сагинова, г. Караганда, Казахстан

✉ vnd070765@mail.ru

Аннотация: В статье рассматривается использование аэрофотосъемки для мониторинга приборового массива на разрезе «Эколог» с применением дрона «DJI Mavic 2 Pro». Целью исследования является создание высокоточных геопространственных моделей местности для анализа состояния объекта. Особое внимание уделено планированию полетной миссии, с учетом рельефа местности для повышения точности данных, необходимых для дальнейших маркшейдерских исследований.

Ключевые слова: аэрофотосъемка, беспилотный летательный аппарат, геопространственная модель, цифровая модель рельефа

Для цитирования: Казанцева В. В., Кубайдуллина У. А., Байгали Р. К., Ярцева В. Ф., Старостина О. В. Исследование состояния приборового массива на разрезе «Эколог» с применением аэрофотосъемки. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):5-11. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_5_11.

Introduction

The walls of quarries and open pits become unstable during mining operations, which requires constant assessment of their condition. Using of unmanned aerial vehicles for air photography to monitor open pit walls condition is necessary for solving mining operations problems in a timely manner. The purpose of air photographic survey carried out at Ekolog Open-pit Mine is acquisition of detailed images for the subsequent generation of geospatial models, with reference to which the main tasks will be completed:

1. Obtaining high-resolution images of the open pit edge based on a scheduled flight.
2. Ensuring data integrity and accuracy for subsequent analysis and digital models' generation.
3. Generation of site digital models to solve a wide range of practical problems.

4. Assessment of the adjacent rock mass condition at the open pit.

Materials and Surveying Methods

Equipment for work performance. Before starting the air photographic survey, there was carried out a comprehensive preparation, including the following stages.

Equipment selection. DJI Mavic 2 Pro drone equipped with TOPODRONE PPK surveying set was selected to perform air photography. TOPODRONE PPK surveying sets include multi-system L1/L2GNSS receiver of own design with a built-in inertial measurement unit (IMU), and three-axis gimbal for installing various payloads on drones. These sets ensure the geodetic survey performance with an accuracy of up to 5 cm in plan and in elevation without being required to use reference points. The present sets render possible to modify the drone for

topographic mapping at a scale of 1:500, accurate measuring of fill and cut quantity, designing and carrying out if other survey works [3].

DJI Mavic 2 Pro PPK drone has a number of advantages:

- highly detailed photos owing to a 20-megapixel camera, which makes it stand out among surveying drones;
- one of the most compact and high-performance devices, providing coverage of up to 30 hectares per 30 minutes flight;
- an increased case strength compared to other surveying drones in its class;
- operating in PPK (Post Processed Kinematic) mode that does not require an Internet connection;
- real-time correction of satellite signal errors at a distance of up to 25 km from the base stations;
- saving data in a memory card with no need of a wireless connection to the onboard GNSS receiver;
- automatic conversion of high-precision coordinates of photo points into a local coordinates system.

The surveying set for TOPODRONE DJI Mavic 2 Pro PPK drone, presented in Figure 1, includes TOPODRONE PPK multi-system L1/L2 GNSS receiver, removable L1/L2 GNSS antenna, GNSS receiver housing for installation on DJI Mavic 2 Pro, flexible flat cable for GNSS receiver connection to the drone board, and 16GB memory card for GNSS data recording [3].

DJI Mavic 2 Pro unmanned aerial vehicle (UAV) (Figure 2) is a compact, foldable drone designed for high-quality photo and video shooting. This model is equipped with a professional Hasselblad L1D-20C camera with HNCS technology used to provide 20-megapixel (4K) resolution. The camera has 1-inch matrix designed to enable increased light sensitivity (ISO 100–800) and low noise, making it perfect for shooting in low-light conditions [3].

In order to have sharper images, regardless of the lighting level, the camera is equipped with the controlled aperture (f2.8 - f11). In combination with High Dynamic Range (HDR) function, this aperture provides excellent detail in both bright and dark areas of the image.



Fig. 2. TOPODRONE DJI Mavic 2 Pro PPK /
Рис. 2. «ТОПОДРОНЕ DJI Mavic 2 Pro PPK»

Technical characteristics of the drone are listed in Table 1.

Table 1 / Таблица 1

DJI Mavic 2 Pro PPK Characteristics /
Характеристики «DJI Mavic 2 Pro PPK»

Characteristic / Характеристика	Value / Значение
Survey area (per flight) / Площадь съемки (один полет)	30 ha (from 80 m altitude)
Flight duration, min / Время полета, мин	25-30
Allowable wind speed, m/s / Допустимая скорость ветра, м/с	up to 15
Type of GNSS receiver / Тип ГНСС приемника	L1/L2
Satellites / Спутники	GPS, GLONASS, BeiDou, Galileo, SBAS
Number of channels / Каналы (количество)	184
Survey frequency, Hz / Частота работы, Гц	10
Data accuracy (x, y, z), cm / Точность данных (x, y, z), см	3-5
Camera resolution, MP / Разрешение камеры, МП	20
Air temperature, °	-15...+40

Flight planning. The flight route is planned taking into account the open-pit area. To achieve high quality air photography, a flight mission project has been developed in DJI GS PRO software tool, which determines the flight route (Figure 3).



Fig. 1. Surveying set elements of DJI Mavic 2 Pro PPK drone /
Рис. 1. Комплектация геодезического комплекта дрона «DJI Mavic 2 Pro PPK»



Fig. 3. Flight mission planning in DJI GS PRO for Ekolog Open-pit Mine /
Рис. 3. Проект полетной миссии на разрезе «Эколог» в «DJI GS PRO»

This flight planner allows to flexibly configure all the necessary parameters of the flight task and takes due regard to the terrain, which ensures the most accurate and appropriate calculation of flight parameters. Once flight mission is developed, marking out of ground control points shall be next stage (marks Figure 4).

During photogrammetric processing, these marks serve as control points for assessing the accuracy of air photography survey, and are also used to improve the alignment and transformation of the surface model, ensuring global accuracy of up to 3–5 cm (along X, Y, Z coordinates). Marks are evenly spaced throughout the survey area with the same distance between them. After that, the project is loaded into GNSS receiver's (rover) memory for further installation of marks at the terrain during field survey.

Equipment preparation. Drone flight preparation procedure includes the following stages: drone integrity check, battery charging, test flight execution, flight mission project development, creation of ground control points placement diagram and GNSS equipment inspection. The batteries of drone, remote control and associated mobile device shall be fully charged before starting the flight. When the drone is prepared, GNSS equipment shall be configured, including calibration and balancing. Method of communication between the receiver and the base station is configured to obtain differential corrections and conduct GNSS measurements [4].

Air photography survey was performed in accordance with the established flight plan. Main flight parameters:

1. Flight altitude was 160 m, and maximum spatial resolution was 3.95 cm/pixel at that altitude, which was suitable for works at scales of 1:500 – 1:1000.

2. Flight speed was 8.4 m/s; frame rate was 2.5 s; longitudinal and transverse overlap values were 85% and 70% respectively; the survey was carried out in the planned mode with the camera position vertically down that is transversely to the earth surface.

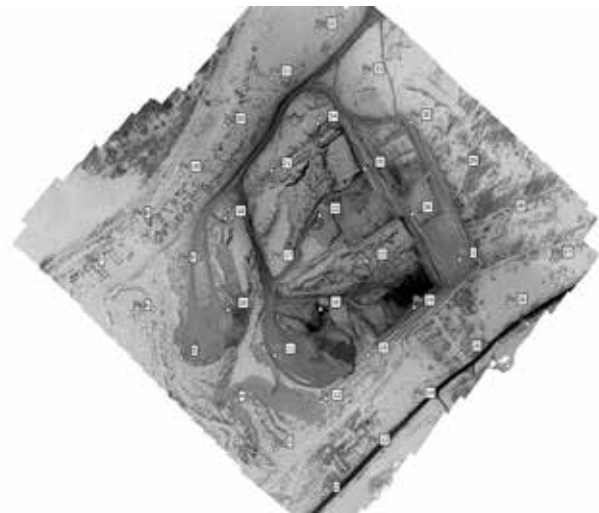


Fig. 4. Ground Control Points Marking out Project for Ekolog Open-pit Mine /
Рис. 4. Проект наземных опознавательных знаков на разрезе «Эколог»

As a result of the flight, there were obtained many images covering the entire area of Ekolog Open-pit Mine, which made it possible to have a complete set of data for processing.

Processing and Interpretation of Data Obtained

Agisoft Metashape program was used to process the data obtained during air photography survey. This tool allows for efficient processing of air photographs created with UAVs and their transformation into highly-precise geospatial information. Based on the obtained images, there was performed photogrammetric processing, which resulted in the creation of point clouds and 3D terrain models. Agisoft Metashape generates geospatial data that provides an accurate and detailed representation of topographic

surface and objects. This data can be used for further analysis, including volume calculation, monitoring of topographic variations and other mine surveying tasks [5].

Semi-Global Matching (SGM) technology applied in 3D reconstruction and photogrammetry, was used to create a dense point cloud (Figure 5).

SGM uses a balance between the accuracy of global methods and the computational efficiency of local methods. SGM is widely used in applications for generating 3D terrain models, processing data from drones and mapping systems.



Fig. 5. Dense point cloud / Рис. 5. Плотное облако точек

Dense point cloud is used for designing elevation maps, which are digital terrain models (DTM) (Figure 6).

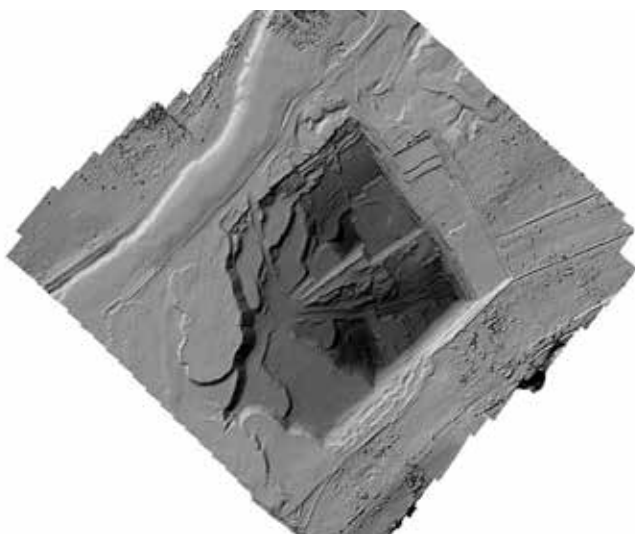


Fig. 6. Digital terrain model / Рис. 6. Цифровая модель рельефа

There was made a digital terrain model with the specified parameters: resolution of 9.4 cm per pixel, and point density of 113 points per square meter.

Agisoft Metashape software makes possible to visualize the surface model as a regular grid of elevation values, which ensures high accuracy of the data obtained.

The tile model was built based on the dense point cloud (Figure 7).

Tile model is a simplified three-dimensional terrain model where each point of the model corresponds to a specific point on the real earth surface [5]. Tile model can be generated based on a point cloud or depth maps, and texturing of hierarchical tiles is performed using source images that ensures visual data and real surface correspondence. At the final stage, the model is exported

to the desired format that allows to use it in various applications, such as cartography and environmental studies. Quality control and elimination of possible artifacts complete the process, ensuring high quality of the final model [5].



Fig. 7. Tile model / Рис. 7. Тайловая модель

The final stage of photogrammetric processing is orthophotomap generation (Figure 8). Metashape program projects the original photographs onto the surface of a polygonal model or digital terrain model (DTM) to generate an orthophotomap. Depending on the selected projection method, the images are converted into a flat object image.

Using original photographs helps to create a high-resolution image. An orthophotomap is designed to obtain a detailed object image.

In case of variations in lighting conditions during the survey, it is recommended to use a color correction tool to equalize brightness and color balance before orthophotomap generating [5].

The result of orthophotomap generating is shown in Figure 8.

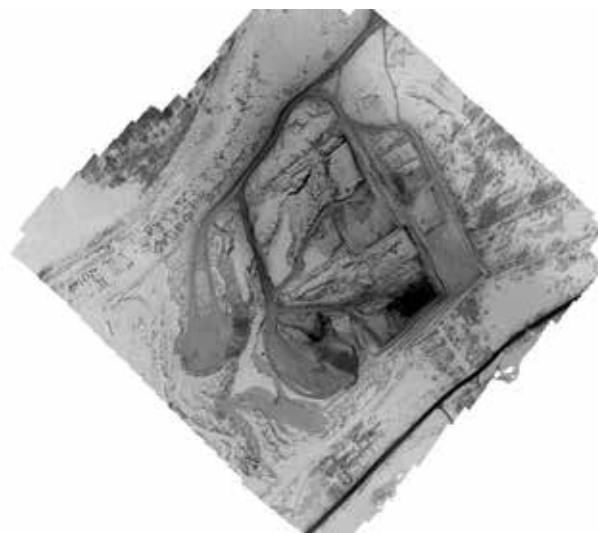


Fig. 8. Orthophotomap / Рис. 8. Ортофотоплан

After photogrammetric data processing in Agisoft Metashape software, it is possible to generate a report that can be exported in PDF format for further analysis. [5]. The report includes basic information about the source data, processing results, and accuracy assessment (Figure 9, Table 2).

In Figure 9, the error in Z is shown by the color of ellipse. Errors in plan are displayed as the shape of ellipse. The calculated positions of photography points are marked with black dots.

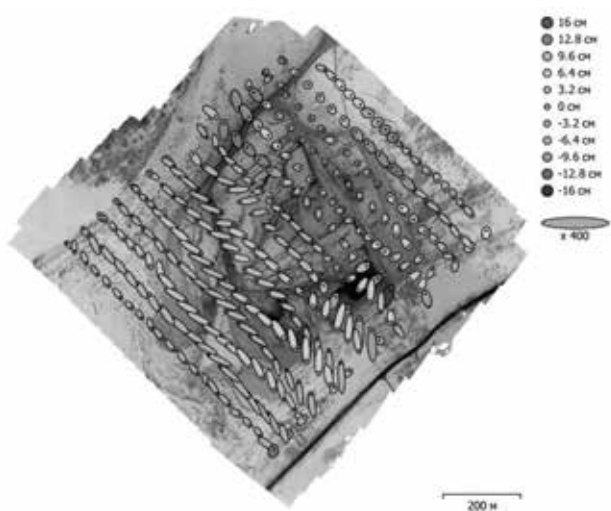


Fig. 9. Calculated positions of photographing centers and accuracy assessment /
Рис. 9. Рассчитанные положения центров фотографирования
и оценка точности

Table 2 / Таблица 2

Mean error in photographing centers coordinates /
Средняя ошибка по координатам центров фотографирования

Error, X (cm) / Ошибка, X (см)	Error, Y (cm) / Ошибка, Y (см)	Error, Z (cm) / Ошибка, Z (см)	Error XY (cm) / Ошибка XY (см)	Total error (cm) / Общая ошибка (см)
5.07	5.56	4.87	7.52	8.96

Results obtained

When the air photography survey at Ekolog Open-pit Mine is processed in Agisoft Metashape, the resulting geospatial data, such as point clouds and 3D terrain models, can be exported to various formats, including .obj, .las and .tif. The data can then be integrated into various programs, such as Maptek I Site Studio (Figure 10).

Maptek Point Studio program can generate wireframe models of earth surface and man-made objects and hereon perform further analysis of the resulting digital model, for example, surveying calculations.

Thus, Agisoft Metashape ensures accurate recording of topographical surface and objects, and the selected software such as Maptek I Site Studio provides tools for further processing, analysis and monitoring of mining sites changes. This permits to effectively use the obtained data for various purposes, from modeling to deformation analysis.

As part of the work performed, there was generated a wireframe model of Ekolog Open-pit Mine topographic surface (Figure 11).

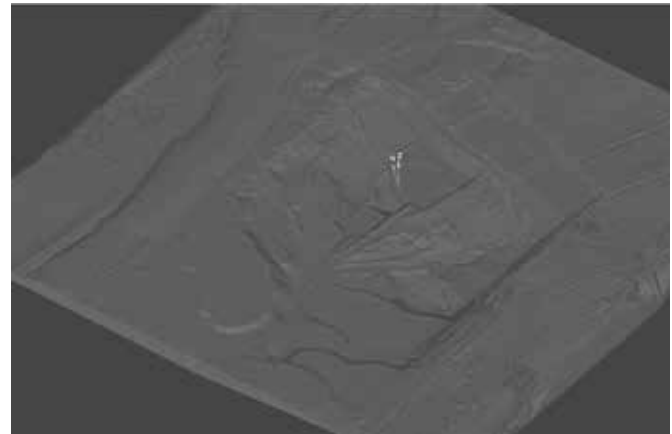


Fig. 11. Wire-frame model of Ekolog Open-pit Mine in Maptek Point Studio program /

Рис. 11. Каркасная модель разреза «Эколог» в ПО Maptek Point Studio

Findings

An important and promising area of application of earth surface and man-made objects wireframe models is monitoring of displacements and deformations, determining the stable state of the objects under study.

The open-pit adjacent rock mass is a complex object in

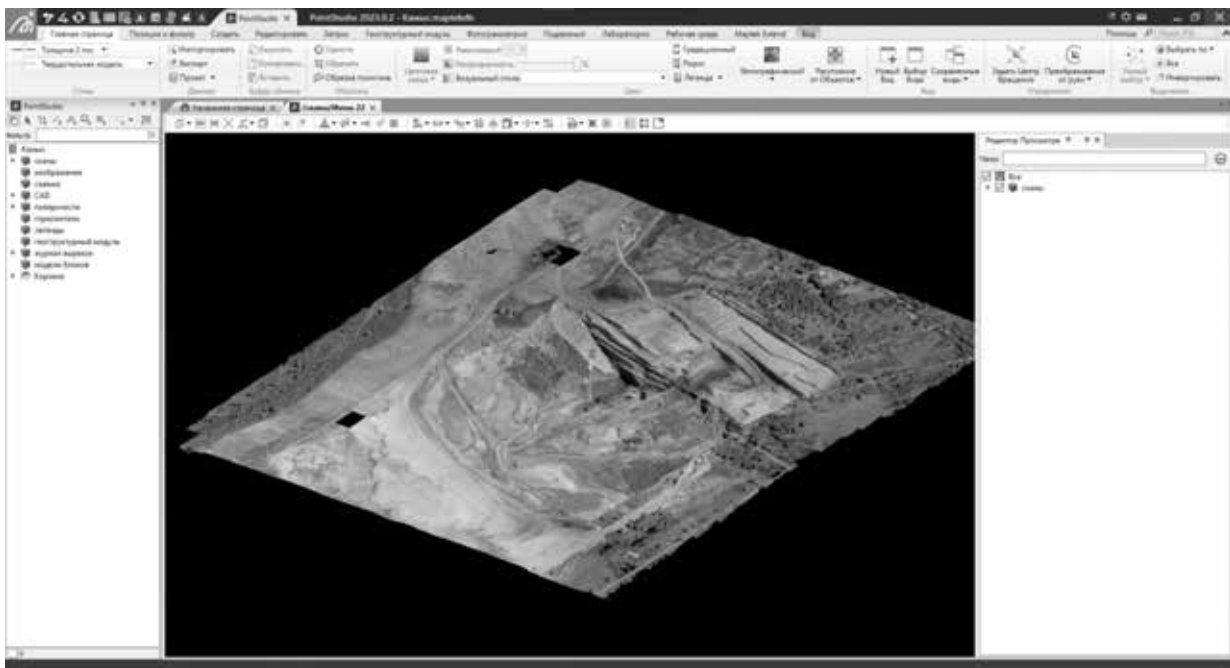


Fig. 10. Maptek Point Studio program interface /
Рис. 10. Интерфейс программы Maptek Point Studio

geotechnical context, and subject to constant monitoring. The danger of negative impact of various factors attends on the open-pit slopes at all stages of the mine life: construction, operation and mined-land reclamation. Geotechnical monitoring was associated with a high proportion of manual labor, low productivity of measuring instruments and lack of effective means for processing, storing, analyzing and managing long-term observation data.

The implementation of geotechnical monitoring of the adjacent rock mass condition at Ekolog Open-pit Mine using air photography data is a progressive technical solution based on modern digital technologies. Air photographic survey makes it possible to monitor the condition of benches, groups of benches and open-pit walls on a timely basis, to identify poor conditions in due time and to prevent emergency situations.

REFERENCES

1. Rada AO, Peters KI, Kuznetsov AD. Design of drilling and blasting operations based on a 3D model of the excavation block. *Ugol*. 2024;6:87–91. DOI: 10.18796/0041-5790-2024-6-87-91 (In Russ.).
2. Kurniawan S, Hariyanto T. Analysis of the Unmanned Aerial Vehicle (UAV) Accuracy Using Post-Processing Kinematic (PPK) Method for Measuring the Situation of Open Pit Mining in PT. Berau Coal. Conference: 2023 IEEE Asia-Pacific Conference on Geoscience, Electronics and Remote Sensing Technology (AGERS) - Geoscience and Remote Sensing. 2023;104. DOI:10.1109/AGERS61027.2023.10490978.
3. Kršák B, Blišťan P, Paulíková A, et. al. Use of low-cost UAV photogrammetry to analyze the accuracy of a digital elevation model in a case study. *Journal of the International Measurement Confederation*. 2016;91(4):276–87. DOI: 10.1016/J.MEASUREMENT.2016.05.028.
4. Shahbazi M, Sohn G, Théau J, Menard P. Development and evaluation of a UAV-photogrammetry system for precise 3D environmental modeling. *Sensors (Switzerland)*. 2015;15(11): 27493–524. DOI: 10.3390/s151127493.
5. Esposito G, Mastroiocco G, Salvini R, et. al. Application of UAV photogrammetry for the multi-temporal estimation of surface extent and volumetric excavation in the Sa Pigada Bianca open-pit mine, Sardinia, Italy. *Environmental Earth Sciences*. 2017;76:103. DOI: 10.1007/s12665-017-6409-z.
6. Sechin AY, Drakin MA, Kiseleva AS. Unmanned aerial vehicle: application for aerial photography and mapping (part 2). Moscow, 2011 (In Russ.).
7. Zhurkin IG, Khlebnikova TA. Digital modeling of measuring three-dimensional video scenes [Text]: monograph. Novosibirsk, 2012 (In Russ.).
8. Lee SB, Won JH, Jung KY, Song M, Ahn Y J. Digital elevation model production using point cloud acquired by unmanned aerial vehicles. *Sensors and Materials*. 2020;32(12):4347–60. DOI: 10.18494/SAM.2020.2973.
9. Agyei-Dwarko NY, Kveldsvik V, Chiu JKY, Smebye H. Digital Rock Mass Mapping: using 3D models from UAV data in rock slope stability assessment – Examples from the E-18 Røgtvedt-Dørdal road. (2020) ISRM International Symposium - EUROCK 2020.
10. Dawei Z, Lizhuang Q, Demin Z, Baohui Z, Lianglin G. Unmanned aerial Vehicle (UaV) Photogrammetry Technology for Dynamic Mining Subsidence Monitoring and Parameter Inversion: a Case Study in China. *IEEE Access*. 2020;8:16372–386. DOI: 10.1109/ACCESS.2020.2967410.
11. Shoab M, Singh VK, Ravibabu MV. High-Precise True Digital Orthoimage Generation and Accuracy Assessment based on UAV Images. *Journal of the Indian Society of Remote Sensing*. 2022;50(4):613–22. DOI: 10.1007/s12524-021-01364-z.
12. Sayab M, Aerden D, Paananen M, Saarela P. Virtual structural analysis of Jokisivu open pit using 'structure-from-motion' Unmanned Aerial Vehicles (UAV) photogrammetry: Implications for structurally-controlled gold deposits in Southwest Finland. *Remote Sensing*. 2018;10(8):1296. DOI: 10.3390/rs10081296.
13. Ćwiakala P, Gruszczyński W, Stoch T, et. al. UAV applications for determination of land deformations caused by underground mining. *Remote Sensing*. 2020;12(11):1733. DOI: 10.3390/rs12111733.
14. Elkhachy I. Accuracy Assessment of Low-Cost Unmanned Aerial Vehicle (UAV) Photogrammetry. *Alexandria Engineering Journal*. 2021;60(6):5579–90. DOI: 10.1016/j.aej.2021.04.011.
15. Over J-SR, Ritchie AC, Kranenburg CJ, et. al. Processing Coastal Imagery With Agisoft Metashape Professional Edition, Version 1.6—Structure From Motion Workflow Documentation. *US Geological Survey Open-File Report*. 2021-1039. DOI: 10.3133/ofr20211039.

ABOUT THE AUTHORS

Victoria V. Kazantseva -

M. Sc., teacher Department of Mine Surveying and Geodesy Abylka Saginov Technical University, 100027, Karaganda, Kazakhstan, <https://orcid.org/0000-0002-5915-1677>, e-mail: nika.isaeva.98@bk.ru

Ulpan A. Kubaidullina -

PhD student Department of Mine Surveying and Geodesy Abylka Saginov Technical University, 100027, Karaganda, Kazakhstan, <https://orcid.org/0000-0002-2445-5590>, e-mail: ulpan.kubaidullina@mail.ru

Ruslan K. Baigali -

PhD student Department of Mine Surveying and Geodesy Abylka Saginov Technical University, 100027, Karaganda, Kazakhstan, <https://orcid.org/0000-0003-4431-2172>, e-mail: ruslan_26.99@mail.ru

Vera F. Yartseva -

PhD student Department of Mine Surveying and Geodesy Abylka Saginov Technical University, 100027, Karaganda, Kazakhstan, <https://orcid.org/0000-0003-3015-0280>, e-mail: sabitovavera@inbox.ru

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Виктория Владимировна Казанцева -

м.т.н., преподаватель, кафедра МДиГ, Карагандинский технический университет (КарТУ) имени Абылкаса Сагинова, 100027, г. Караганда, Казахстан, <https://orcid.org/0000-0002-5915-1677>, e-mail: nika.isaeva.98@bk.ru

Улпан Айткужиевна Кубайдуллина -

докторант, кафедра МДиГ, Карагандинский технический университет (КарТУ) имени Абылкаса Сагинова, 100027, г. Караганда, Казахстан, <https://orcid.org/0000-0002-2445-5590>, e-mail: ulpan.kubaidullina@mail.ru

Руслан Канатович Байгали -

докторант, кафедра МДиГ, Карагандинский технический университет (КарТУ) имени Абылкаса Сагинова, 100027, г. Караганда, Казахстан, <https://orcid.org/0000-0003-4431-2172>, e-mail: ruslan_26.99@mail.ru

Вера Фаридовна Ярцева -

докторант, кафедра МДиГ, Карагандинский технический университет (КарТУ) имени Абылкаса Сагинова, 100027, г. Караганда, Казахстан, <https://orcid.org/0000-0003-3015-0280>, e-mail: sabitovavera@inbox.ru

Olga V. Starostina -

Candidate of Technical Sciences, Associate Professor, Department of Mine Surveying and Geodesy Abylkas Saginov Technical University, 100027, Karaganda, Kazakhstan, <https://orcid.org/0000-0003-4030-0748>, e-mail: olga.starostina2612@gmail.com

Ольга Васильевна Старостина -

к.т.н., доцент кафедры МДиГ, Карагандинский технический университет (КарТУ) имени Абылкаса Сагинова, 100027, г. Караганда, Казахстан, <https://orcid.org/0000-0003-4030-0748>, e-mail: olga.starostina2612@gmail.com

Contribution / Критерии авторства:

All authors made equivalent contributions to the publication / Все авторы сделали эквивалентный вклад в подготовку публикации.

Conflict of interest / Конфликт интересов:

The authors declare no conflict of interest / Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Article info

Received: 16.11.2024

Revised: 25.11.2024

Accepted: 19.12.2024

Информация о статье

Поступила в редакцию: 16.11.2024

Поступила после рецензирования: 25.11.2024

Принята к публикации: 19.12.2024

STRESS-STRAIN STATE OF ROCK MASSIFS AROUND TUNNELS LOCATED IN A DIP-LAYERED MASSIF

B. A. Botokanova^{1✉}, G. S. Isaeva²

¹Kyrgyz State Technical University named after I. Razzakov, Bishkek, Kyrgyz Republic

²Institute of Mechanical Engineering and Automation, National Academy of Sciences, Kyrgyz Republic

✉ b993344@mail.ru

Abstract: The article presents the results of a research on the stress-strain state of rock massifs around tunnels located in a dip-layered massif. As a result of the research, the authors developed a technique for determining stress fields around workings associated with the impact of water pressure in an anisotropic massif. The study was conducted using Muskhelishvili's method, which made it possible to calculate the components of stresses and relative deformations with account of the relief, gravitational and tectonic forces, as well as the hydrostatic pressure of water. The results show that the distribution of stresses around the tunnel changes insignificantly. The stresses extend in the arch and footing, while in other areas they are compressed. High accuracy of calculations is confirmed by the permissible error. Contour stresses caused by hydrostatic pressure are of a tensile nature and can threaten less durable rocks, with a pressure of 20 to 200 MPa. The vaulted section of the tunnel with vertical walls effectively distributes loads, especially under soil and seismic impacts. When selecting the types and strength of fastening, it is important to take into account the values of water pressure and maximum tensile contour stresses. The stress-strain state of tunnels and workings is analysed with the use of the MATCHAD software environment.

The vaulted section of the tunnel with vertical walls effectively distributes loads, especially under soil and seismic impacts. When selecting the types and strength of fastening, it is important to take into account the values of water pressure and maximum tensile contour stresses. The analysis of the stress-strain state of tunnels and working using the MATCHAD software environment is presented. New patterns of stress and strain distribution are established, which is important for the design and operation of transport structures. The results can be used to develop recommendations for tunnel design taking into account the forces in the massif.

Keywords: tunnel, mine working, stresses, deformation, gravitational force, seismic force, anisotropy, hydrostatic pressure.

Acknowledgment: The authors express their gratitude to the scientific supervisor, Doctor of Technical Sciences, Professor B. Zhumabaev for assistance in generating ideas for this study and writing the article. Special thanks to the editors of the journal for the opportunity to publish. We hope for further cooperation in achieving success in science together!

For citation: Botokanova B. A., Isaeva G. S. Stress-strain state of rock massifs around tunnels located in a dip-layered massif. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):12-18. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_12_18.

НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВОВ ПОРОД ВОКРУГ ТУННЕЛЕЙ, РАСПОЛОЖЕННЫХ В НАКЛОННО-СЛОИСТОМ МАССИВЕ

Б. А. Ботоканова^{1✉}, Г. С. Исаева²

¹Кыргызский государственный технический университет им. И. Раззакова, г. Бишкек, Кыргызская Республика

²Институт машиноведения, автоматики и геомеханики НАН КР, г. Бишкек, Кыргызская Республика

✉ b993344@mail.ru

Аннотация: В статье приведены результаты исследований напряженно-деформированного состояния массивов пород вокруг туннелей, расположенных в наклонно-слоистом массиве. В результате проведенных исследований была разработана методика определения полей напряжений вокруг горных выработок, связанные с воздействием напора воды в анизотропном массиве. Исследование проведено с применением метода Мусхелишвили, что позволило вычислить компоненты напряжений и относительных деформаций с учетом рельефа, гравитационных и тектонических сил, а также гидростатического напора воды. Результаты показывают, что распределение напряжений вокруг туннеля меняется незначительно. В своде и подошве фиксируются растяжения, в то время как в других областях наблюдается сжатие. Высокая

точность расчетов подтверждается допустимой погрешностью. Контурные напряжения, вызванные гидростатическим напором, имеют растягивающий характер и могут угрожать менее прочным породам, с давлением от 20 до 200 МПа. Сводчатое сечение туннеля с вертикальными стенками эффективно распределяет нагрузки, особенно в условиях грунтовых и сейсмических воздействий. При выборе типов и прочности крепления важно учитывать величины напора воды и максимальные растягивающие контурные напряжения. Представлен анализ напряженно-деформированного состояния туннелей и горных выработок с использованием программной среды MATCHAD. Установлены новые закономерности распределения напряжений и деформаций, что имеет значение для проектирования и эксплуатации транспортных сооружений. Результаты могут быть использованы для разработки рекомендаций по проектированию туннелей с учетом действующих сил в массиве.

Ключевые слова: туннель, выработка, напряжения, деформация, гравитационная сила, сейсмическая сила, анизотропия, гидростатический напор

Благодарность: Авторы выражают благодарность научному руководителю, доктору технических наук, профессору Жумабаеву Б. за помощь в генерации идей данного исследования и написании статьи. Отдельная благодарность редакции журнала за возможность публикации. Надеемся на дальнейшее сотрудничество в достижении успехов в науке вместе с вами!

Для цитирования: Ботоканова Б. А., Исаева Г. С. Напряженно-деформированное состояние массивов пород вокруг туннелей, расположенных в наклонно-слоистом массиве. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):12-18. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_12_18.

Introduction

In recent years Kyrgyzstan has witnessed active infrastructure development associated with the need to improve transport accessibility and efficient use of natural resources. One of the key areas of this process is the construction of highways, in particular, the North-South highway, designed to connect different regions of the country. The implementation of this project actively involves building transport tunnels in complex mountain ranges. For example, during the construction of tunnels in the Tushashu Pass area, where a high level of seismic activity and the presence of dip-layered rocks characterize geological conditions, it is necessary to conduct a detailed analysis of the stress-strain state.

The Kumtor mine, one of the largest gold mining enterprises in the country, plans to introduce underground mining. This mining method involves the creation of complex underground structures and workings. It will require a thorough study of mining conditions. It is also important to take into account the influence of geological factors, such as the presence of aquifers and structural features of rocks, in order to minimize the risks of collapses and other accidents.

Another example worth noting is the construction of hydroelectric power plants (HPPs), where power hydraulic tunnels are created and operated. For example, an HPP project on the Naryn River requires the use of modern technologies to ensure the reliability and durability of structures. Tunnels must be designed taking into account the hydrogeological conditions of the region, which can vary significantly depending on the time of year and the level of precipitation.

Thus, all the above-mentioned aspects emphasize the urgent need for comprehensive studies of the stress-strain state of rocks in Kyrgyzstan. The solution to this issue will not only improve the safety of construction work, but will also ensure a reliable operation of underground structures. A deep understanding of geological conditions will help minimize the risks associated with collapses and other accidents, which, in turn, will contribute to the sustainable development of the country's economy in general.

Considering that over 90% of the republic's territory is occupied by mountainous areas, it is necessary to develop new methods for calculating and predicting the state of tunnels.

This will not only improve the safety of their operation, but also improve the design system of hydraulic structures in a complex terrain.

Research objective: development of methodological and mathematical foundations for calculating and assessing the stress-strain state of massifs around tunnels, taking into account the influence of the location and shape of the tunnel, as well as the features of the mountainous terrain. Special attention will be paid to the combined effects of gravitational and seismic forces, as well as the hydrostatic water pressure.

Research methods

The following methods are used in the research:

1. The method of two-dimensional elasticity theory - for the analysis of the stress-strain state (SSS) of the massifs around the tunnels.
2. The apparatus of conformal mappings - for the transformation of complex geometric shapes into simpler ones, which allows to simplify the calculation problems.
3. The Kolosov-Muskhelishvili's method - for solving the problems related to plane deformations and stresses in rocks.
4. Use of MATHCAD software - for performing analytical calculations and visualization of results, performing calculations of stress fields around the tunnel with a graphical representation of data using a computer.
5. Numerical calculation - for the numerical analysis of various scenarios of impact on the massifs, including combined forces.

Principle

Near the Earth's surface, at a depth of H , a tunnel, operating in both pressured and pressureless mode, was dug in a dip-layered massif. The massif in $X'OY'$ plane is represented by a transversely isotropic elastic body. The gravitational acceleration g is directed vertically downwards, opposite to OY axis, the seismic force is directed from the depth to the Earth's surface and forms an angle δ with the axis OY .

B. Zhumabaev studies the slope of the layering with respect to the axis OX' , which makes up an angle φ , while the axis OY' , directed along the layering and perpendicular to it (Fig. 1), allows us to characterize the properties of the massif using five independent constants [1-3]:

E_1, E_2 - Young's modules in the plane of isotropy and perpendicular to it;
 ν_1, ν_2 - Poisson's ratios in the same planes as E_1, E_2 ;
 G_1 and G_2 - shear modules,
 where $G_1 = E_1/[2(1-\nu)]$.

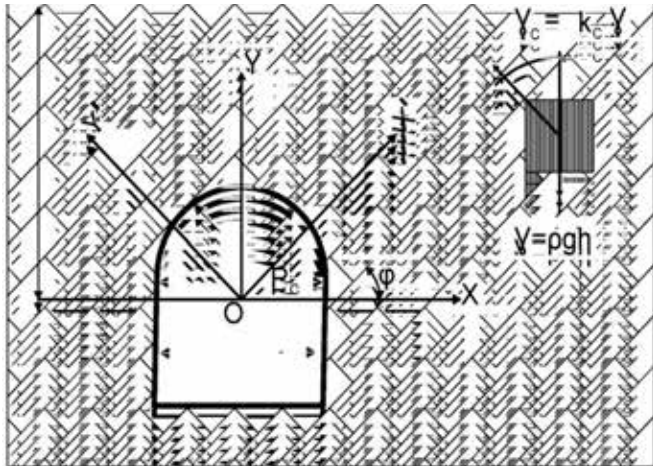


Fig. 1. Calculation diagram of a hydraulic tunnel with sloping /
 Рис. 1. Расчетная схема гидротехнического туннеля, расположенного наклонно-слоистом массиве

The research of S.A. Batugin and R.K. Nirenburg studies the properties of three types of rocks: sandy shale, fine-grained granite and limestone (Table 1). Sandy shale has a pronounced anisotropy due to its bedded structure. At the same time, fine-grained granite and limestone demonstrate properties close to an isotropic body, which makes their performance in various conditions more uniform [4].

Table 1 / Таблица 1

Properties of rocks / Характеристики горных пород

Rock type / Горная порода	Elastic constants / Упругие постоянные				
	$E_1 \cdot 10^4$, МПа	$E_2 \cdot 10^4$, МПа /	$G_2 \cdot 10^4$, МПа	ν_1	ν_2
Sandy shale / Песчанистый сланец	1.07	0.52	0.12	0.41	0.20
Limestone / Известняк	4.18	3.41	1.45	0.29	0.18
Fine-grained granite / Гранит мелкозернистый	8.23	8.44	3.28	0.24	0.29

Hooke's law for XOY arbitrary axis can be obtained by applying a coordinate transformation $x = x' \cos \varphi - y' \sin \varphi$, $y = x' \sin \varphi + y' \cos \varphi$, associated with the rotation of $X'OY'$ plane around a given axis by an angle φ . In this case, the relationship between the stresses and strains in three-dimensional space is described as [4]:

$$\left. \begin{aligned} \varepsilon'_x &= a_{11}\sigma'_x + a_{12}\sigma'_y + a_{13}\sigma'_z + a_{16}\tau'_{xy} \\ \varepsilon'_y &= a_{12}\sigma'_x + a_{22}\sigma'_y + a_{23}\sigma'_z + a_{26}\tau'_{xy} \\ \varepsilon'_z &= a_{13}\sigma'_x + a_{23}\sigma'_y + a_{33}\sigma'_z + a_{36}\tau'_{xy} \\ \gamma_{yz} &= a_{44}\tau'_{zy} + a_{45}\tau'_{xz} \\ \gamma_{xz} &= a_{45}\tau'_{zy} + a_{55}\tau'_{xz} \\ \gamma_{xy} &= a_{16}\sigma'_x + a_{26}\sigma'_y + a_{36}\sigma'_z - a_{66}\tau'_{xy} \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

The coefficients a_{ij} in (1) are solved through angle φ , using the ratios of constants given in Table 1:

$$\begin{aligned} a_{11} &= \frac{1}{E_1} \cos^4 \varphi + \frac{1}{4} \left(\frac{1}{G_2} - \frac{2\nu_2}{E_1} \right) \sin^2 \varphi + \frac{1}{E_2} \sin^4 \varphi, \\ a_{22} &= \frac{1}{E_1} \sin^4 \varphi + \frac{1}{4} \left(\frac{1}{G_2} - \frac{2\nu_2}{E_1} \right) \sin^2 \varphi + \frac{1}{E_2} \cos^4 \varphi, \\ a_{33} &= \frac{1}{E_1}, \quad a_{12} = \frac{1}{4} \left(\frac{2(1+\nu_1)}{E_1} + \frac{1}{E_2} - \frac{1}{G_2} \right) \sin^2 2\varphi - \frac{\nu_2}{E_1}, \quad (2) \\ a_{44} &= \frac{1}{G_2} \cos^2 \varphi + \frac{2(1+\nu_1)}{E_1} \sin^2 \varphi, \quad a_{35} = \frac{2(1+\nu_1)}{E_1} \cos^2 \varphi + \frac{1}{G_2} \sin^2 \varphi, \\ a_{66} &= \frac{1}{G_2} + \left(\frac{1+2\nu_2}{E_1} + \frac{1}{E_2} - \frac{1}{G_2} \right) \sin^2 2\varphi, \quad a_{13} = -\frac{\nu_1}{E_1} \cos^2 \varphi - \frac{\nu_2}{E_1} \sin^2 \varphi, \\ a_{23} &= -\frac{\nu_1}{E_1} \sin^2 \varphi - \frac{\nu_2}{E_1} \cos^2 \varphi, \quad a_{36} = \frac{\nu_2 - \nu_1}{E_1} \sin 2\varphi, \\ a_{45} &= \left(\frac{1+\nu_1}{E_1} - \frac{1}{2G_2} \right) \sin 2\varphi, \\ a_{16} &= \left[\frac{1-\nu_2}{E_1} \cos^2 \varphi - \left(\frac{\nu_2}{E_1} + \frac{1}{E_2} \right) \sin^2 \varphi - \frac{1}{2G_2} \cos 2\varphi \right] \sin 2\varphi, \end{aligned}$$

In this case, the stress-strain state (SSS) of the layered massif without a tunnel is described by the following formulas [4-6]:

$$\sigma_x = -\lambda_x H, \quad \sigma_y = -\lambda_y H, \quad \sigma_z = -\lambda_z H, \quad \tau_{xy} = -\lambda_{xy} H \quad (3)$$

here

$$\begin{aligned} \lambda_x &= A_1 \frac{\Delta_x}{\Delta_0} + A_2 \frac{\Delta'_x}{\Delta'_{xy}}, \quad \lambda_y = A_1 + A_2 \frac{\Delta'_x}{\Delta'_{xy}}, \quad \lambda_z = A_1 \frac{\Delta_z}{\Delta_0} + A_2 \frac{\Delta'_z}{\Delta'_{xy}}, \\ \lambda_{yz} &= A_1 \frac{\Delta_{yz}}{\Delta_0} + A_2 \frac{\Delta'_{yz}}{\Delta'_{xy}}, \quad \lambda_{xz} = A_1 \frac{\Delta_{xz}}{\Delta_0} + A_2 \frac{\Delta'_x}{\Delta'_{xy}}, \quad \lambda_{xy} = A_1 \frac{\Delta_{xy}}{\Delta_0} + A_2, \end{aligned} \quad (4)$$

where $A_1 = \gamma \cdot (1 - K_c \cos \delta)$, $A_2 = \gamma \cdot K_c \sin \delta$, $\Delta_0, \Delta_x, \Delta_z, \Delta_{xy}, \Delta'_{xy}, \Delta'_x, \Delta'_y, \Delta'_z$ are expressed through ratios a_{ij} in (1).

In this case the coefficients $\lambda_x, \lambda_y, \lambda_z, \lambda_{xy}$ for the corresponding components of the stress-strain state (SSS) depend on the elastic characteristics of the massif a_{ij} , such as Young's modulus, Poisson's ratio and other parameters that determine the deformation properties of the material [6,7]. In addition, the coefficients λ_i in (4) may depend on the geometric characteristics of the layered massif, such as the thickness of the layers, the orientation of the layers in reference to the load direction, and the presence of cracks or other defects. These factors are critical for determining the mechanical performance of the material under external loads and must be taken into account while modeling the stress-strain state (SSS) [8,9].

To increase accuracy, we will provide examples based on calculations for sandy shale. In particular, studies have shown that the mechanical properties of sandy shale, such as Young's modulus and compressive strength, vary depending on its texture and degree of cementation (Table 2).

Analysis of the coefficient values in table 2 shows [7]:

● in the absence of a seismic force ($K_c = 0$) the lateral thrust along the direction of the stratification λ'_z can vary up to 60% depending on the angle of the slope. At the same time, the lateral thrust changes over 5 times, while the shear stresses can reach 30% of the weight of the overlying rock column;

Table 2 / Таблица 2

Stress distribution in an anisotropic half-space / Распределение напряжений в анизотропном полупространстве

Degree / Град.	$K_c = 0$			$K_c = 0,2, \delta = 60^\circ$				$K_c = 0,4, \delta = 90^\circ$			
	λ'_x	λ'_z	λ'_{xy}	λ'_x	λ'_y	λ'_z	λ'_{xy}	λ'_x	λ'_y	λ'_z	λ'_{xy}
0	0.339	0.339	0.000	0.271	0.800	0.271	0.346	0.339	1.000	0.339	0.400
10	0.339	0.365	-0.030	0.669	0.762	0.450	0.332	0.803	0.956	0.548	0.370
20	0.549	0.4360	-0.003	0.829	0.797	0.545	0.344	0.999	0.997	0.662	0.397
30	0.690	0.518	0.104	0.864	0.864	0.605	0.430	1.051	1.073	0.738	0.504
40	0.703	0.564	0.239	0.785	0.939	0.634	0.537	0.960	1.161	0.775	0.639
50	0.577	0.533	0.313	0.601	1.022	0.626	0.597	0.738	1.237	0.765	0.713
60	0.404	0.514	0.299	0.387	1.112	0.602	0.585	0.477	1.360	0.734	0.699
70	0.259	0.474	0.223	0.204	1.189	0.575	0.525	0.256	1.450	0.700	0.623
80	0.169	0.477	0.117	0.098	1.150	0.516	0.440	0.126	1.404	0.630	0.517
90	0.140	0.436	0.000	0.112	0.800	0.350	0.346	0.140	1.000	0.438	0.400

• the impact of seismic forces leads not only to an increase in normal stresses, but also to a significant increase in shear stresses τ_{xy} .

• the horizontal direction of seismic forces (at $K_c = 0,4$) leads to an increase in all stress components ($\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$). In this regard, it is advisable to carry out predictive calculations of the strength of hydraulic tunnels taking into account the horizontal seismic impact ($\delta = 90^\circ$).

The tunnel is located at a depth H , and its contour L is described by parametric equations (4)

$$x = R \left[\cos \theta + \varepsilon \sum_{k=2}^5 d_k \cos k\theta \right], \quad y = R \left[C \sin \theta + \varepsilon \sum_{k=2}^5 d_k \sin k\theta \right] \quad (4)$$

where $R > 0$ – characteristic linear dimension of the tunnel cross-section;

$0 \leq \theta \leq 360^\circ$ – polar angle;

ε – small parameter;

d_k – real numbers (table 3).

Here, the tunnel cross section is modeled using the mapping function [11-12]:

$$\omega(\zeta) = e^{i\delta} R[\zeta + \omega_0(\zeta)]; \quad \omega_0(\zeta) = \sum_{k=2}^5 \frac{d_k}{\zeta^k}; \quad \zeta = \rho e^{i\theta}.$$

Table 3 / Таблица 3

Parameters for modeling a vaulted tunnel section /

Параметры для моделирования сводчатого сечения туннеля

δ	d_1	d_2	d_3	d_4	d_5
90°	0.1416	0.0651	-0.0970	0.0371	0.0019

Using parametric equations (4) and by varying the values of C, ε, d_k ($k = 2, 3, 4, 5$) it is possible to model complicated tunnel topography accurately, which is key to subsequent analysis of its stability and strength. These equations provide a detailed description of the tunnel shape, including characteristics such as radius and length. This not only facilitates visualization of the structure, but also allows for in-depth calculations that take into account the effects of various factors, including seismic loads and geological conditions.

The stress distribution around a tunnel with a vaulted cross-section (vertical walls) can be described as follows [12,13]:

Fig. 2 shows the calculation diagram of the tunnel and its area division grid.

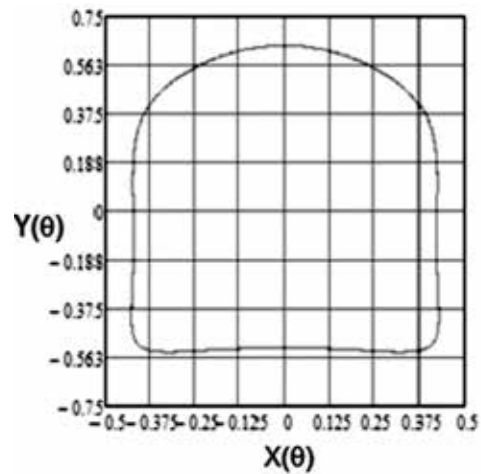


Fig. 2. Calculation diagram of the tunnel (reduced cross-section with developed vertical walls) /

Рис. 2. Расчетная схема туннеля (сводчатое сечение с развитыми вертикальными стенками)

$$\begin{aligned} \sigma_x^0 &= -\lambda_x H + \sigma_x + \sigma_x^H, & \sigma_y^0 &= -\lambda_y H + \sigma_y + \sigma_y^H, \\ \tau_{xy}^0 &= -\lambda_{xy} H + \tau_{xy} + \tau_{xy}^H. \end{aligned} \quad (5)$$

The first summands in equation (5) represent the stress-strain state of a dip-layered massif under bulk forces, including $A_1 = \gamma \cdot (1 - \cos \delta)$ – vertical and $A_2 = \gamma \cdot K_c \sin \delta$ – horizontal components.

The second summands ($\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$) in (5) characterize the formation of a mine working with contour (4) and satisfy the boundary condition [7]:

$$\begin{aligned} X'_n &= \sigma_x \cos(n, x) + \tau_{xy} \cos(n, y) = -\lambda_x H \frac{dy}{ds} + \lambda_{xy} H \frac{dx}{ds}, \\ Y'_n &= \tau_{xy} \cos(n, x) + \sigma_y \cos(n, y) = -\lambda_{yx} H \frac{dy}{ds} + \lambda_y H \frac{dx}{ds}. \end{aligned} \quad (6)$$

The third summand $\sigma_x^H, \sigma_y^H, \tau_{xy}^H$ in (5) determine the effect of the hydrostatic water pressure – P , acting perpendicularly at each point of the tunnel contour L in (4) and corresponds to the boundary condition:

$$X'_n = -P_0 \cos(n, x) = P_0 \frac{dy}{ds}, \quad Y'_n = -P_0 \cos(n, y) = -P_0 \frac{dx}{ds}, \quad (7)$$

where d_x, d_y, d_s – differential arcs of the contour are defined as:

$$\begin{aligned} dx &= \left[\sin \theta + \varepsilon \sum_{k=2}^5 k d_k \sin k\theta \right], \quad dy = R \left[C \cos \theta - \varepsilon \sum_{k=2}^5 k d_k \cos k\theta \right], \\ ds^2 &= (dx)^2 + (dy)^2. \end{aligned} \quad (8)$$

Based on conditions (6), if external conditions are X'_n, Y'_n, X''_n, Y''_n , in (6) and (7), then it is possible to determine the distribution of stress fields $\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$ in an anisotropic plane with a mine working (4) [12-14]:

$$\begin{aligned} 2\operatorname{Re}[\varphi_1(z'_1) + \varphi_2(z'_2)] &= -\int_0^X Y'_n ds + C_1, \\ 2\operatorname{Re}[\mu_1\varphi_1(z'_1) + \mu_2\varphi_2(z'_2)] &= -\int_0^X X'_n ds + C_2, \end{aligned} \quad (9)$$

where $z'_k = z_1^* + \lambda_k^*$, $\lambda_k = (1 + i\mu_k)/(1 - \mu_k)$, $(k = 1, 2)$.

The right-hand sides of equations (9) in the total case of boundary conditions (6) and (7) are represented in the form:

$$\begin{aligned} P_{10} &= \frac{R}{2} [(-i\lambda_{xy}H + \lambda_yH - P_0) \cdot \sigma + (iC\lambda_{xy}H + \lambda_yH - P_0) \cdot \sigma^{-1}], \\ P_{20} &= \frac{R}{2} [(\lambda_{xy}H + iC\lambda_xH + P_0) \cdot \sigma - (iC\lambda_yH + \lambda_{xy}H - P_0) \cdot \sigma^{-1}], \\ P_{11} &= \frac{R}{2} \sum_2^5 d_k [(i\lambda_{xy}H + \lambda_yH - P_0) \cdot \sigma^k - (i\lambda_{xy}H - \lambda_yH + P_0) \cdot \sigma^{-k}], \\ P_{21} &= \frac{R}{2} \sum_2^5 d_k [-(i\lambda_xH + \lambda_{xy}H - P_0) \cdot \sigma^k - (\lambda_{xy}H - i\lambda_xH - P_0) \cdot \sigma^{-k}], \end{aligned} \quad (10)$$

Here $P_{1k} = P_{2k} = 0$ with $k \geq 2$. In (10) it is considered that

$$\begin{aligned} X_n^H &= -PR \left[C \cos \theta + \varepsilon \sum_{k=2}^5 kd_k \cos k\theta \right], \\ Y_n^H &= PR \left[\sin \theta - \varepsilon \sum_{k=2}^5 kd_k \sin k\theta \right], \end{aligned} \quad (11)$$

The boundary value problem (9) will be solved by using the method of power series of G.N. Savin, and with the help of Cauchy integrals. Solutions to these problems are presented in detail in the works of B. Zhumabaev [13,14]:

The effect of the tunnel $\sigma_x^H, \sigma_y^H, \tau_{xy}^H$ is established by solving a boundary value problem for plane XOY with a hole, the shape of which is modeled using a mapping function [9].

The stress state of the massifs around the tunnels of the three stress fields at the contour points satisfies the given boundary conditions and can be written as follows [9]:

$$\begin{aligned} \varphi(\sigma) + \frac{\omega(\sigma)}{\omega'(\sigma)} \cdot \overline{\varphi'(\sigma)} + \overline{\psi(\sigma)} &= i \int_0^s (X_n - iY_n) ds + const, \\ \overline{\varphi(\sigma)} + \frac{\overline{\omega(\sigma)}}{\overline{\omega'(\sigma)}} \cdot \varphi'(\sigma) + \psi(\sigma) &= -i \int_0^s (X_n - iY_n) ds + const, \end{aligned} \quad (12)$$

According to N.I. Muskhelishvili's method, the boundary condition can be expressed using the tools of the complex variable theory, which leads to the corresponding ratios:

$$\begin{aligned} (X_n + iY_n)ds &= -P(dy - idx) = Pidz, \\ (X_n - iY_n)ds &= -P(dy + idx) = -Pidz, \end{aligned} \quad (13)$$

When a hydrostatic pressure ($-P_0$) acts on the tunnel contour, the problem of the distribution of stress fields in an isotropic plane with a mine working can be solved using the functions $\varphi(\zeta), \psi(\zeta)$.

This allows us to determine boundary conditions and analyze the behavior of the structure under the influence of external factors [13]:

$$\begin{aligned} \varphi(\sigma) + \overline{\varphi'(\sigma)} \cdot \left[\frac{\omega(\sigma)}{\omega'(\sigma)} \right] + \overline{\psi(\sigma)} &= -P_0 R \omega(\sigma); \\ \overline{\varphi(\sigma)} + \varphi'(\sigma) \cdot \left[\frac{\overline{\omega(\sigma)}}{\overline{\omega'(\sigma)}} \right] + \psi(\sigma) &= -P_0 R \overline{\omega(\sigma)}. \end{aligned} \quad (14)$$

To determine the functions $\varphi(\zeta), \psi(\zeta)$ from the boundary conditions (12) and (14), which are identical, we combine them as a sum with given constant coefficients

$$\begin{aligned} N_1 &= \operatorname{Re} e^{i\delta} (S_x + S_y)/2; \quad N_2 = \operatorname{Re} e^{-i\delta} (S_y - S_x + 2iS_{xy})/2; \\ N_3 &= \overline{N_1}; \quad N_4 = \overline{N_2}; \end{aligned}$$

The initial stress state S_x, S_y, S_{xy} was previously defined in [13,14]. The functions $\varphi(\zeta), \psi(\zeta)$ are defined for the exterior of a unit circle, for $q = 1$ and the contour points of this circle are designated $\zeta = \sigma = e^{i\theta}$ and $\bar{\zeta} = \bar{\sigma} = e^{-i\theta}$.

The Cauchy-type integrals of the boundary conditions in (12) and (14) have the following form [9]:

$$\begin{aligned} \varphi(\zeta) + G(\zeta) &= A_0(\zeta); \\ \varphi'(\zeta) \cdot \left[\frac{\omega(\zeta)}{\omega'(\zeta)} \right] + \psi(\zeta) - \overline{G(\zeta)} &= B_0(\zeta); \\ G(\zeta) &= [b_3 \overline{R_1} + 2b_4 \overline{R_2}]^2 e^{i\delta} \zeta^{-1} + [b_4 \overline{R_1}]^2 e^{i\delta} \zeta^{-2}; \\ A_0(\zeta) &= \sum_{k=2}^5 ca_k \zeta^{-k}; \quad B_0(\zeta) = \sum_{k=2}^5 sb_k \zeta^{-k}. \end{aligned} \quad (15)$$

The first equation (14) contains the second-order poles of the boundary condition summand (12). We determine their values by equating them to the coefficients at the same degrees of the variable ζ^{-k} , $(k = 1, 2)$ of the right and left parts of the first equation. As a result, we have a system of two equations. By adding the adjoint equation to them, we obtain a system of four equations [12,13], where the coefficients on the right side of the system of equations are equal to:

$$MO_0 = ca_1; \quad MO_1 = ca_2; \quad MO_2 = \overline{ca_1}; \quad MO_3 = \overline{ca_2}.$$

Here:

$$\begin{aligned} C_1 &= ca_1 + \gamma_1; \quad C_2 = ca_2 + \gamma_2; \quad C_3 = ca_3; \quad C_4 = ca_4; \\ \gamma_1 &= (b_3 MR_2 + 2b_4 MR_3 + 3b_5 MR_5) e^{2i\delta}; \\ \gamma_2 &= (b_4 MR_3 + 2b_5 MR_4) e^{2i\delta}; \\ \gamma_3 &= b_5 MR_3 \cdot e^{2i\delta}. \end{aligned}$$

The solution to the system of equations in MATHCAD notations is: $MR = M^{-1} \cdot MO$.

$$MR = \begin{pmatrix} -11.105 - 3.286i \\ 0.410 - 0.612i \\ 0.021 + 0.721i \\ -11.105 + 3.286i \\ 0.410 + 0.612i \\ 0.021 - 0.721i \end{pmatrix}$$

Thus, Cauchy-type integrals of the given boundary conditions (12) and (14) are represented by functions $\varphi(\zeta), \psi(\zeta)$ depending on the specific shape of the tunnel cross-section.

As a result of the study, a mathematical model was developed for the stress-strain state around a tunnel with a vaulted cross-section with developed vertical walls at $P = -20$ MPa. For calculations the numerical values of the initial stress components were taken as:

$$S_x = -10 \text{ MPa}; S_y = 15 \text{ MPa}; S_{xy} = -10 \text{ MPa};$$

where S_x , S_y , S_{xy} - horizontal, vertical and shearing initial stress components. The calculation results are presented in Table 4.

Таблица 4 / Таблица 4

Distribution of stresses around a tunnel with a vaulted cross-section due to water pressure /

Распределение напряжений вокруг туннеля сводчатым сечением от напора воды

θ , degrees	$\sigma_p(1, \theta)$, MPa	$\sigma_0(1, \theta)$, MPa	τ_{p0} , MPa
-10	-20	27.073	2.576×10^{-14}
0	-20	11.398	4.441×10^{-14}
10	-20	-8.222	2.309×10^{-14}
20	-20	-25.375	3.553×10^{-15}
30	-20	-38.327	6.217×10^{-15}
40	-20	-47.830	-1.510×10^{-14}
50	-20	-51.498	7.994×10^{-15}
60	-20	-45.964	5.329×10^{-15}
70	-20	-36.035	1.066×10^{-15}
80	-20	-27.905	5.329×10^{-15}
90	-20	-22.192	-3.553×10^{-15}
100	-20	-17.217	2.132×10^{-14}
110	-20	-10.388	1.421×10^{-14}
120	-20	4.751	-1.776×10^{-14}
130	-20	52.541	-3.553×10^{-15}
140	-20	120.895	2.842×10^{-14}
150	-20	46.854	8.882×10^{-14}
160	-20	10.104	3.553×10^{-15}
170	-20	92.646	0.000
180	-20	-8.229	1.243×10^{-14}

Fig. 3 [11] shows graphically the distributions of stresses and deformations including combined forces.

The found stress components made it possible to calculate the components of relative deformations using Hooke's Law. The value of Young's modulus $E = 1,71 \cdot 10^4$ MPa and Poisson's ratio $\nu = 0,3$.

Research results

The model presented for the study and assessment of the stress-strain state of tunnels and workings has a high degree of suitability. The analytical model takes into account the influence of such factors as mountain relief, gravitational and seismic forces, and hydrostatic water pressure on the distribution of stresses and strains.

The distribution of stresses and strains around the tunnel with the combined forces included, changes insignificantly. Fig. 2 shows that tensions occur in the roof and foot of the tunnel, while compression is observed in other areas. The permissible error of the boundary conditions is no more than 10^{-14} and 10^{-15} .

Discussion

All relations required for calculating stress and strain components are algorithmized in MATCHAD notations. Contour stresses arising under the influence of hydrostatic pressure around the tunnel are of a tensile nature, which creates potential threats to weaker rocks. The pressure created by hydrostatic water pressure can vary from 20 MPa to 200 MPa.

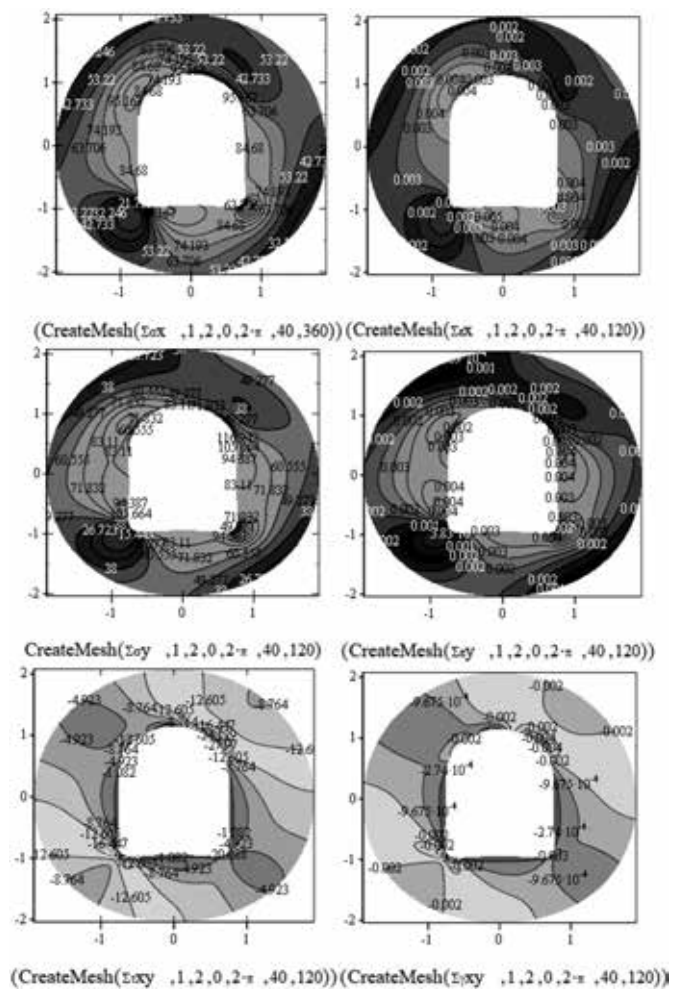


Fig. 3. Isolines of stress distribution (left), relative deformations (right) of the tunnel with the combined forces and hydrostatic pressure of water included /

Рис. 3. Изолинии распределения напряжений (слева), относительных деформаций (справа) туннеля с учетом совместных сил и гидростатического давления воды

Suggestions

The vaulted section of a tunnel with vertical walls allows for efficient load distribution, especially under seismic conditions, and provides high strength and stability [15], making them preferable for designing transport tunnels.

The most important thing when selecting the types and strength of fastening is to take into account the specified values of water pressure P and the maximum values of tensile contour stresses, given in Table 4.

Conclusions

1. The article presents the results of studies of the stress-strain state of rock masses around tunnels located in a dip-layered massif with account of gravitational, seismic forces and hydrostatic water pressure.

2. A stress field σ_x , σ_y , τ_{xy} and σ_x^H , σ_y^H , τ_{xy}^H was developed, arising from the formation of a mine working and the influence of water pressure in an anisotropic massif.

3. New patterns of stress and strain distribution around a tunnel with a vaulted section with vertical walls under the combined action of gravitational and seismic forces are established.

4. It is revealed that the distribution of stress and strain around the tunnel, with account of gravitational and seismic forces, changes insignificantly. It is found that tensions occur in the vault

and foot of the tunnel, while compression is observed in other areas.

5. It is revealed that contour stresses arising under the influence of hydrostatic pressure around the tunnel are of a tensile nature, which creates potential threats to weaker rocks. It was determined

that the pressure created by hydrostatic pressure of water can vary from 20 MPa to 200 MPa.

6. The research results can be used in the design of transport tunnels.

REFERENCES

1. Yerzhanov JS, Aytaliev SM, Masanov JK. Seismographic state of underground structures in anisotropic layered array. Alma-Ata, 1980 (In Russ).
2. Hast N. Stress Fields, Fracture Systems and the Mechanism for Movements in the Gneiss-Granite Area of the Mont Blanc Massif. *Tectonic Stresses in the Alpine-Mediterranean Region*. Rock Mechanics / Felsmechanik / Mécanique des Roches. Springer, Vienna. 1980;9:1-3. https://doi.org/10.1007/978-3-7091-8588-9_1.
3. Mambetov SA. Geomechanics: textbook: in 2. t. T. 1. Basics of geometrics. Bishkek, 2013 (In Russ).
4. Zhumabayev B, Amanaliev AA, Shiryayeva AA. Isotropic And Anisotropic Stress Distribution Of Half-Plane Under Action Of Load With A Triangular Diagram. *Vestnik KRSU*. 2016;16(1):33-38 (In Russ).
5. Khodosevich GB. The stressed state of the rock massif around the working near a mountain slope: Abstract of PhD Dissertation. Bishkek, 1994 (In Russ).
6. Amanaliev AA. The stressed-deformed state of rocks around underground minings, which have layered massif. Abstract of PhD Dissertation. Bishkek, 1997 (In Russ).
7. Liu Q, Zhang Y. Recent advances in the study of the stress-deformed behavior of anisotropic materials. *International Journal of Engineering Science*. 2023;189.
8. Karasev MA. Tunnel Induced Deformation Of Strata And Formation Of Surface Settlement Trough During Construction Process. *Journal of Mining Institute*. 2011;190:163-75 (In Russ).
9. Volokhov EM. Estimation of volumetric forces influence in calculations of the stressed-deformed state of the massif during excavation. *Mine Surveying Bulletin*. 2003;3:34-41 (In Russ).
10. Muskhelishvili NI. Some basic problems of mathematical theory of elasticity. Moscow, 1966 (In Russ).
11. Bayaliev JA, Ismailova KJ, Abdygaziev KK. Assessment of the Strain-stress Distribution in the Vicinity Conceding Mountainside's Scarp using Mathematical Modeling. *Sustainable Development Risks and Risk Management - A Systemic View from the Positions of Economics and Law*. 2023;375-80. https://doi.org/10.1007/978-3-031-34256-1_65.
12. Botokanova BA, Zhumabayev B. Modelling and forecasting the stressed and deformed state of a tunnel with triangular section. *Journal of Science and Education*. 2018;6(42):88-97 (In Russ).
13. Botokanova BA. Study of the stressed state of rocks around a hydrotechnical tunnel located in the mountain range. *Mine Surveying and Subsoil Use*. 2024;4(132):30-4 http://doi.org/10.56195/20793332_2024_4_30_34 (In Russ).
14. Zhumabayev B, Isaeva GS. Elastic balance of the slopes of mountains under the action of various forces and external loads. *Messenger of the KNA after J. Balasagyn (Spec. issue)*. 2023;221-227 (In Russ).
15. Matayev AK, Imasheva AJ. Choosing the optimal type of fastening of mining works based on modeling of the state of stress of underground structures. *Scientific and Technical Mining Journal of Kazakhstan*. 2024;1(225):25-32 (In Russ).

ABOUT THE AUTHORS

Baktygul A. Botokanova -

Candidate of Technical Sciences, Associate Professor, Kyrgyz State Technical University named after I. Razzakov, 720044, Bishkek, Kyrgyz Republic, e-mail: b993344@mail.ru

Gulmira S. Isaeva -

Candidate of Physical and Mathematical Sciences, Associate Professor, Leading Researcher, Institute of Mechanical Engineering, Automation and Geomechanics NAS KR, 720055, Bishkek, Kyrgyz Republic, e-mail: gulmira.isaeva12@gmail.com

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Бактыгул Асанкожоевна Ботоканова -

канд. техн. наук, доцент, Кыргызский государственный технический университет им. И. Раззакова, 720044, г. Бишкек, Кыргызская Республика, e-mail: b993344@mail.ru

Исаева Гулмира Сейтназировна -

канд. физ.-мат. наук, доцент, вед. науч. сотр., Институт машиноведения, автоматизации и геомеханики НАН КР, 720055, г. Бишкек, Кыргызская Республика, e-mail: gulmira.isaeva12@gmail.com

Contribution / Критерии авторства: Botokanova B. A. — statement and analysis of research results, graphic design, author of the automated algorithm for calculations in MATHCAD notations; Isaeva G. S. — Text editing and materials systematization / Ботоканова Б. А. — постановка и анализ результатов исследования, а также графическое оформление. Является автором автоматизированного алгоритма расчета в нотациях MATHCAD; Исаева Г. С. — Редактирование текста статьи и выполнении работы по систематизации материалов.

Conflict of interest / Конфликт интересов: The authors declare no conflict of interest / Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Article info

Received: 31.10.2024. Revised: 08.11.2024. Accepted: 17.12.2024

Информация о статье

Поступила в редакцию: 31.10.2024. Поступила после рецензирования: 08.11.2024

Принята к публикации: 17.12.2024

АНАЛИЗ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ СИТУАЦИИ В ЛАВЕ 28 Д1-2 ШАХТЫ «ШАХТИНСКАЯ»

С. Б. Алиев¹, Г. А. Пак², В. Н. Щенников², О. В. Старостина², В. Н. Долгонос²

¹Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова Российской академии наук (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация

²Карагандинский технический университет (КарТУ) имени А. Сагинува,

г. Караганда, Казахстан

✉ vnd070765@mail.ru

Аннотация: Приведены результаты анализа геомеханической ситуации в лаве 28 Д1-2 шахты «Шахтинская» Карагандинского угольного бассейна. В настоящее время завершён монтаж оборудования, лава запущена в сентябре 2024 года. Рассмотрены результаты структурного моделирования участка. Посредством анализа определён ряд неблагоприятных факторов. Ожидаемые условия отработки лавы 28 Д1-2 характеризуются как сложные.

Ключевые слова: угольный пласт, кровля, горная выработка, лава, структурная модель, опасные зоны, слой песчаника, шаг обрушения

Для цитирования: Анализ геомеханической ситуации в лаве 28 Д1-2 шахты «Шахтинская» / С. Б. Алиев, Г. А. Пак, В. Н. Щенников [и др.]. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):19-24. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_19_24.

BREAKAGE FACE 28 D1-2 GEOMECHANICAL ANALYSIS ON «SHAKHTINSKAYA» COAL MINE

S. B. Aliev¹, G. A. Pak², V. N. Shennikov², O. V. Starostina², V. N. Dolgonosov²

¹Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation

²A. Saginov Karaganda Technical University (KarTU), Karaganda, Kazakhstan

✉ vnd070765@mail.ru

Abstract: The article panel 28 D1-2 «Shakhtinskaya» coal mine geomechanical analyses. Currently, the installation of equipment has been completed and the breakage face will be launched in September 2024 year. The results of structural modeling of the site were considered. As a result of the analysis, a number of unfavorable factors were identified. The expected working conditions of the facility are characterized as difficult.

Keywords: coal seam, roof, mining working, breakage face, structural model, dangerous areas, sandstone layer, roof-caving increment

For citation: Aliev S. B., Pak G. A., Shennikov V. N., et. al. Breakage face 28 D1-2 geomechanical analysis on «Shakhtinskaya» coal mine. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):19-24. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_19_24.

Введение

Шахта «Шахтинская» Карагандинского угольного бассейна расположена в 50 км к западу от города Караганда и в 10 км к северу от города Шахтинска Карагандинской области. Заложена в 1958 году, введена в эксплуатацию в 1973 году, а в 1979 году выведена на проектную мощность 2,4 млн тонн угля в год.

В настоящее время шахтой разрабатывается пласт Дб общей мощностью 4,6 м в два слоя по схеме «слой — пласт». Применяется бесцеликовая система отработки с поддержанием выработок вслед за лавой и проведением выработок вприсечку к выработанному пространству. Управление кров-

лей в очистных забоях осуществляется полным обрушением. Длина лав принимается от 180 до 200 метров. Нагрузка на лавы составляет от 4 500 до 5 тыс. т/сутки. В сентябре 2024 года введена лава 28 Д1-2 по пласту Д1-2.

Цель работы: анализ геомеханической ситуации в лаве 28 Д1-2 шахты «Шахтинская».

Объект исследований

Пласт Д1-2 состоит из двух угольных пластов: Д1 и Д2, которые в геолого-генетическом плане представляют собой сложную угольную залежь. Из-за сложной структуры, обуславливающей высокую долю породных прослоев в рабочей

мощности пласта, он почти всюду является некондиционным по зольности.

Пласт Д1 является нижней границей Долинской свиты, имеет невыдержанное строение и состоит из 1–3 угольных пачек мощностью от 0,18 до 1,41 м, разделенных породными прослоями аргиллита и слабоуглистого аргиллита мощностью от 0,05 до 0,10 м.

Пласт Д2 также имеет невыдержанное строение и состоит из 1–4 угольных пачек, мощностью от 0,14 до 0,94 м, разделенных породными прослоями аргиллита и слабоуглистого аргиллита мощностью от 0,05 до 0,39 м. Разделяющий прослой представлен преимущественно аргиллитами и слабоуглистыми аргиллитами мощностью до 1,28 м, который вовлечен в отработку на полную мощность.

Участок лавы 28 Д1-2 залегает на глубине от 118 до 221 м. Направление лавы — по простиранию пласта. Углы падения пласта по лаве — от 15 до 20°, углы по подвиганию лавы — от 0 до 5°.

Результаты проведения 3D-геологического моделирования участка пласта Д1-2

Отделом перспективного планирования горных работ угольного департамента АО «Qazmet» было проведено 3D-геологическое моделирование участка пласта Д1-2. При построении модели пласта и толщи пород кровли и почвы было использовано 19 геологических скважин, 9 пластовых проб и геометрические данные по пройденным ранее нарезным выработкам по пласту Д1-2, предоставленные геологическим и маркшейдерским отделами шахты.

Основные данные по результатам моделирования: опасные зоны, тектонические нарушения, изогипсы почвы пласта, водопритоки — отображены на выкопировке с плана горных работ по лаве 28 Д1-2 (рис. 1) (см. цветную вклейку на стр. 77).

Опасные зоны

По данным геологического и маркшейдерского отделов шахты, в поле лавы 28 Д1-2 выявлены следующие опасные зоны:

- 1) поле лавы 28 Д1-2 находится в геодинамически опасной зоне, согласно заключению «ВНИМИ» «Геодинамическое районирование шахтного поля шахты «Шахтинская»;
- 2) опасные зоны от тектонических нарушений шириной по 20 м в каждую сторону в соответствии с «Инструкцией по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа» [1, 2];
- 3) наличие слоя крепких пород в кровле пласта в районе скважин № 14644 и 14657а мощностью до 28,9 м, слоя крепких пород при выезде из монтажной камеры 28 Д1-2 мощностью крепких пород до 24,0 м с расстоянием 2,45 м;
- 4) наличие в кровле пласта слабого, неустойчивого, легко отслаивающегося аргиллита в значительной степени осложняет отработку пласта Д1-2 даже при незначительном притоке воды в выработку;
- 5) наличие слабых пород в почве лавы 28 Д1-2, что может привести к значительному пучению почвы и повышенному куполообразованию и газовыделению, а также к уходу груди забоя и передачи повышенного давления на секции механизированной крепи;
- 6) при отработке пласта Д1-2 на небольшой глубине ведения горных работ под толщей коренных пород с мощным слоем крепких пород возможно зависание кровли, а затем обрушение большими пролетами (шагами обрушения);

7) по мере подвигания лавы по простиранию пересечение опасных зон от геологоразведочных скважин № 1594, 1562, 2216, 14670, 2215, 14667, 699, 1623, 14657а, 14644.

Нарушенность пласта

При проведении конвейерного и вентиляционного штреков 28 Д1-2 выявлены и задокументированы геологическим и маркшейдерским отделами шахты тектонические нарушения (табл. 1).

Таблица 1 / Table 1

Тектонические нарушения по лаве 28 Д1-2 / Breakage face 28 Д1-2 tectonic displacements

Положение / Location	Вид нарушения и амплитуда / Type of displacement and amplitude
<i>Конвейерный штрек 28 Д1-2</i>	
MT78+5,6	Сброс с амплитудой 0,4–0,5 м, взброс 0,25 м
ПК74+3,2	Каолинизация
MT839+1,5	Сброс с амплитудой 0,2–0,3 м
MT839+28,8	Сброс с амплитудой 0,2 м
MT T3+1,0	Сброс с амплитудой 0,1 м
<i>Вентиляционный штрек 28Д1-2</i>	
ПК75+6,0	Сброс с амплитудой 1,7 м
ПК76	Сброс с амплитудой 1,5 м, взброс с амплитудой 0,2 м
ПК76+2,0	Сброс с амплитудой 1,7 м, взброс с амплитудой 0,2 м
ПК76+8,5 (MT769)	Сброс с амплитудой 2,0 м. По левой стенке: взброс 2,0 м, сброс 0,5 м
MT 769+4,8	По левой стенке: сброс с амплитудой 0,5 м, взброс с амплитудой 1,8–2,0 м. По правой стенке: взброс 1,8–2,0 м, каолинизация, перемыто
MT 769+8,5	По стенкам: сброс с амплитудой 1,0 м. В забое: сброс 0,3 м
MT769+12,9	По левой и правой стенке: сброс с амплитудой 1,0 м. В забое: сброс 0,1 м
MT769+16,8	По левой стенке: сброс с амплитудой 0,1 м
MT769+32,1	По правой стенке и в забое: сброс с амплитудой 0,1 м
MT769+35,7	Взброс с амплитудой 0,1 м, сброс 0,2 м. По правой стенке: взброс 0,1 м, сброс 0,1 м
ПК81+6,7	По левой стенке: сброс 0,1 м. По правой стенке: сброс 0,1–0,2 м
ПК85+15,6	Сброс с амплитудами 0,1–0,2 м
ПК96+19,9	По левой стенке: сброс с амплитудой 0,1 м
MT1006+11,3	Сброс с амплитудой 0,1–0,6 м, каолинизация
ПК104+13,8	Взброс с амплитудой 0,15 м
MT1132+15,1	Взброс с амплитудами 0,02–0,10 м. По правой стенке: взброс 0,05–0,1 м. По левой стенке: взброс 0,03–0,04 м
MT1132+19,7	Взброс с амплитудами 0,03–0,05 м
ПК64+2–ПК68+7	Обрушение пород кровли, куполообразование до 5 м
ПК31–ПК32+1	Обрушение пород левой стенки выработки до 1,8 м

Тектонические нарушения, выявленные при проведении нарезных выработок, предположительно имеют распространение в лаву 28 Д1-2.

По данным геологоразведки средние и крупные разрывные тектонические нарушения на этом участке не обнару-

жены, но есть большая вероятность, что в поле лавы могут находиться мелкоамплитудные техногенные нарушения, не выявленные при проходке нарезных горных выработок и текущей геологической разведкой.

Обводненность

Участок лавы 28 Д1-2 характеризуется повышенной обводненностью, достигавшей $2 \text{ м}^3/\text{ч}$ при вскрытии его горными выработками. При проведении конвейерного штрека 28 Д1-2 наблюдался слабый капез с кровли, а при проведении вентиляционного штрека наблюдался значительный капез, а местами — водоприток до $2 \text{ м}^3/\text{ч}$. Увеличение водопритока обусловлено небольшой глубиной ведения работ (до 221 м), наличием водоносных горизонтов и русла реки Шерубай-Нура. Первый водоносный горизонт приурочен к современным аллювиальным отложениям долины реки. Этот горизонт покрывает почти весь участок сплошным чехлом. Вмещающие отложения первого водоносного горизонта, представленные разнотернистыми, гравелистыми песками, почти повсеместно перекрыты прослоем супесей и суглинки, способствующими проникновению в этот горизонт поверхностных вод реки Шерубай-Нуры, а также вод, образовавшихся в результате выпадения атмосферных осадков на площади развития четвертичных отложений.

Газоносность пласта

Шахта «Шахтинская» — одна из самых газообильных в Карагандинском угольном бассейне. Природная газоносность пласта Д1-2 с глубины ведения горных работ 230 м достигает $23 \text{ м}^3/\text{т}$. Карта распределения газоносности пласта Д1-2 в поле лавы 28 Д1-2 приведена на рисунке 2 (см. цветную вклейку на стр. 77).

На карте распределения отчетливо прослеживается увеличение газоносности пласта Д1-2 с глубиной. Верхняя часть лавы (примерно до середины) находится в зоне газового выветривания, что является положительным фактором [3].

Качественные характеристики угля

Качественные характеристики получены по 18 геологическим скважинам и 9 пластовым пробам, отобранным отделом ОТК шахты. Зольность пласта Д1-2, по геологоразведочным

данным и данным ОТК, варьируется в пределах от 39 до 56 %.

Прогнозная общая геологическая мощность пласта Д1-2 в пределах выемочного участка по результатам моделирования варьируется в пределах от 2,20 до 3,25 м. Карта изменения геологической мощности пласта в поле лавы 28 Д1-2 приведена на рисунке 3.

Породы непосредственной кровли пласта сложены из аргиллитов и алевролитов мощностью от 0,3 до 15,6 м. Присутствие в кровле пласта слабого, неустойчивого, легко отслаивающегося аргиллита в значительной степени осложнит отработку пласта Д1-2 даже при незначительном притоке воды в выработку.

Выше в кровле пласта залегает слой песчаника мощностью до 28,9 м. Наличие мощного слоя песчаника (породы — моста) предопределяет дискретный характер процесса сдвижения в виде зависания и обрушения кровли [3, 4].

Карта изомощностей прочного слоя песчаника представлена на рисунке 4 (см. цветную вклейку на стр. 78).

Прочность слоя песчаника (породного моста) полностью определяет характер сдвижения горных пород при отработке угольных пластов и геомеханическую ситуацию на участке. Средняя прочность песчаника составляет $\sigma_{сж} = 55 \text{ МПа}$, а пород непосредственной кровли $\sigma_{сж} = 25 \text{ МПа}$. В этой связи прогноз первичного и вторичных шагов обрушений кровли, а также объемов газовыделения является весьма актуальным [5–7]. Прогнозные значения шагов обрушения основной кровли представлены на рисунке 5.

Методы исследований

Исследования на шахтах Карагандинского угольного бассейна, а также выполненный в дальнейшем анализ полученных результатов позволили установить общие закономерности развития процесса сдвижения внутри массива горных пород при его подработке [7–9]. Шаги обрушения основной кровли зависят от крепости и мощности пород кровли, глубины разработки, геометрических и технологических параметров выемочного пространства: длины лавы, мощности и угла наклона угольного пласта [10–14].

Профессор А. А. Борисов указывал: «Прогнозирование осадок основной кровли является одной из самых насущных

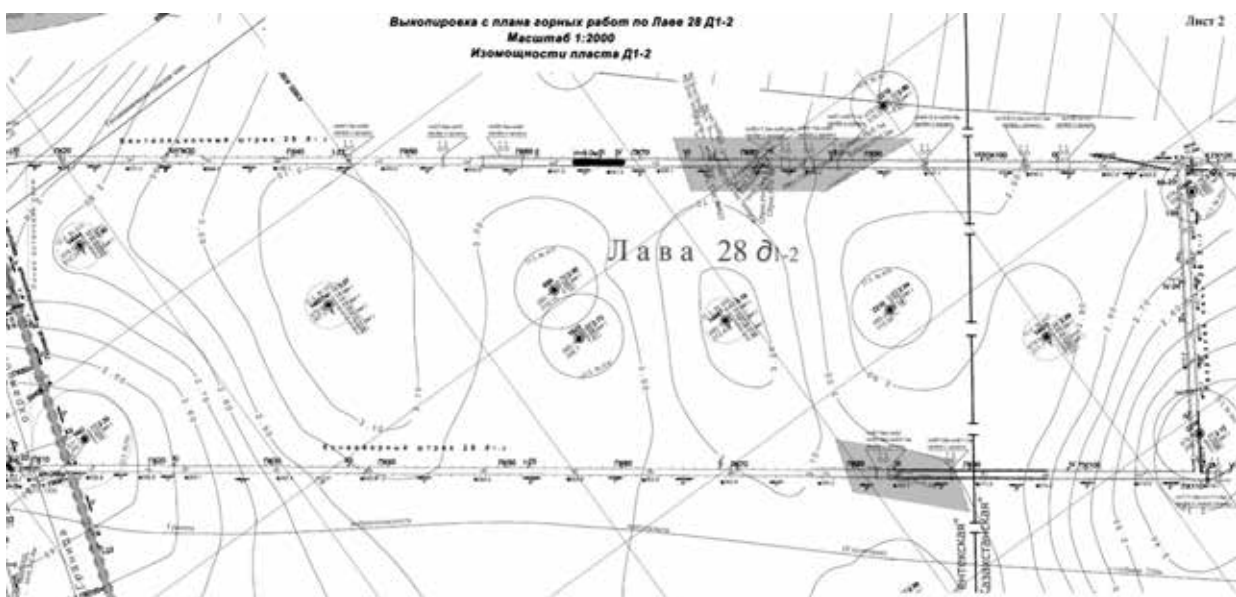


Рис. 3. Изомощности пласта Д1-2 по лаве 28 Д1-2
Fig. 3. Breakage face 28 D 1-2 coal thickness map

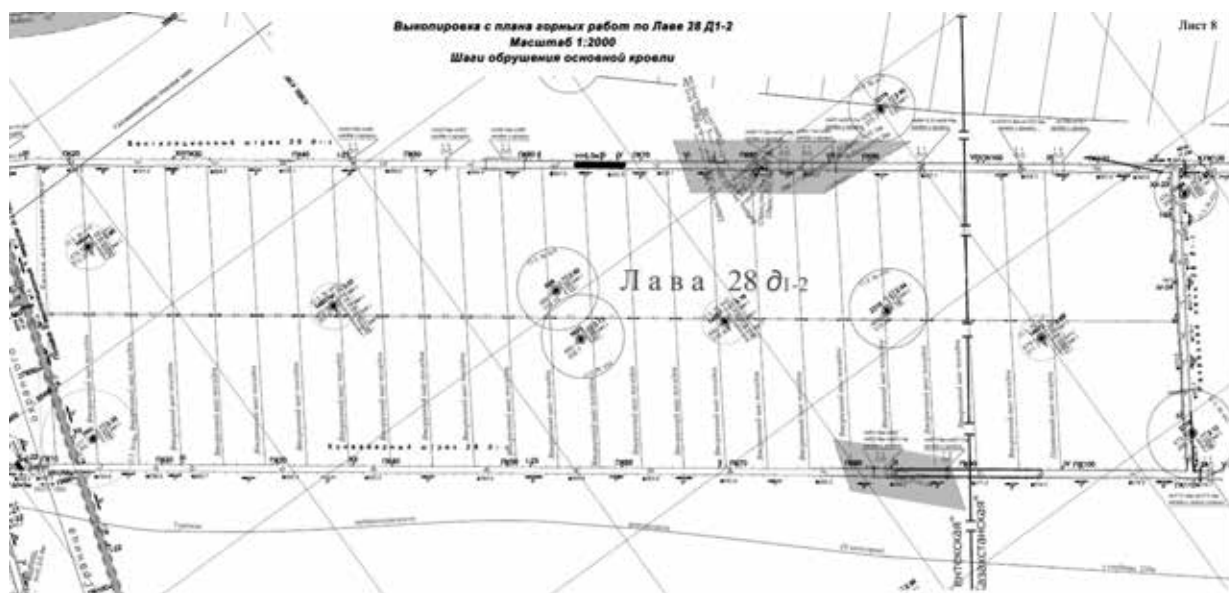


Рис. 5. Прогнозные шаги обрушения основной кровли по лаве 28 Д1-2
Fig. 5. Breakage face 28 D 1-2 roof collapse prediction

задач горной науки и практики, так как это является ключом к понятию всего процесса сдвижения от начала очистной выемки и до оседания земной поверхности» [9, 10, 15, 16].

На основе многолетних исследований и практических наблюдений разработана авторская методика Г. А. Пака, алгоритм и компьютерная программа, которые позволяют определить значения первичного и последующих шагов обрушения на всю длину выемочного столба либо на какой-либо участок отработки лавы [3, 4].

Результаты исследований

Авторами выполнен прогнозный расчет шагов обрушения по лаве 28 Д1-2 по методике Г. А. Пака. Результаты расчета: первичный шаг — 77 м, последующие — 32 м.

Отделом перспективного планирования горных работ угольного департамента АО «Qarmet» проведен прогнозный расчет шагов первичного и вторичных обрушений основной кровли. Первичный шаг: при максимальной крепости пород — 110 м, а при минимальной крепости — 78 м. Последующие шаги обрушения — 37 и 26 м соответственно при максимальной и минимальной крепости пород. Значение верхней границы первичного шага при максимальной крепости пород 110 м представляется завышенным.

Прогнозное значение первичного шага по методике Г. А. Пака соответствует нижней границе, полученной расчетом отдела перспективного планирования, а вторичный шаг соответствует среднему значению.

Закключение

Анализ горно-геологической ситуации по лаве 28 Д1-2 позволяет сделать вывод, что ожидаемые условия отработки данной лавы характеризуются как весьма сложные.

Следует выделить следующие неблагоприятные факторы:

- 1) наличие на участке раскройки лавы геодинамически опасной зоны по мере продвижения по простиранию лавы;
- 2) повышенная обводненность участка лавы 28 Д1-2. Водопитоки при проведении вентиляционного штрека достигали 2 м³/ч, что может привести к подтоплению выработок. Необходимо обеспечить сток воды по дренажным канавкам в сторону участкового водосборника с откачкой поступающей воды;

3) наличие в кровле пласта слабого, неустойчивого, легко отслаивающегося аргиллита в значительной степени осложнит отработку пласта Д1-2, даже при незначительном притоке воды в выработку;

4) наличие слоя крепких пород (песчаников) в кровле пласта мощностью до 28,9 м. На выезде из монтажной камеры 28 Д1-2 мощность песчаников в кровле достигает 24,0 м с расстоянием 2,45 м, а в почве лавы — слабые породы. Это может привести к значительному пучению почвы и повышенному куполообразованию и газовыделению, а также к уходу груди забоя и передачи повышенного давления на секции механизированной крепи;

5) опасные зоны и повышенная трещиноватость массива у тектонических нарушений плюс обводненность могут привести к неконтролируемому обрушению кровли пласта;

6) относительно низкая прочность и высокая трещиноватость угольного пласта Д1-2 по сравнению со слагающими породами в кровле и почве пласта способствует формированию зон ослабленного состояния угольного пласта и пород непосредственной кровли;

7) опасная ситуация по газу образуется до первичного обрушения, когда возникает замкнутый объем выработанного пространства порядка 50 тыс. кубических метров, который будет заполнен газом. Необходимо пробурить 1-2 вертикальные дегазационные скважины (ВДС), которые обеспечат дегазацию лавы на первые 200–250 м продвижения. Дальнейшие запланированные ВДС не нужны, так как процесс сдвижения дойдет до земной поверхности и весь газ будет дренировать в атмосферу.

В ряду сравнительно благоприятных факторов отработки лавы можно выделить следующие:

1) опыт безаварийной отработки лав по пласту Д1-2 в опасных зонах (тектонические нарушения и др.). Для стабильной работы лавы необходимо разработать мероприятия по безопасному пересечению указанных опасных зон;

2) ведение работ выше границы выбороопасности шахтопласта. Пласт Д1-2 (опасный II категории) с глубины 230 м, согласно «Правилам безопасности в угольных и сланцевых шахтах» [5] и приказу № ПР-УД 34-2024 от 06.02.2024 «О разграничении шахтопластов по степени их выбороопасности».

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа / МУП СССР. — М.: Недра, 1977. — 159 с.
2. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа / Министерство энергетики и угольной промышленности РК. — М., 1995. — 92 с.
3. Геомеханические и газодинамические процессы в угольных шахтах / В. Н. Долгоносков, Г. А. Пак, Н. А. Дрижд [и др.]. — Караганда: изд-во КарГТУ, 2012. — 214 с.
4. Пак, Г. А. Методика расчета шагов обрушения основной кровли и прогноз газовой выделения на шахтах Карагандинского бассейна / Г. А. Пак, В. Н. Долгоносков // Безопасность труда в промышленности. — 2010. — № 10. — С. 31–34.
5. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. — М.: Недра, 1973. — 512 с.
6. Бирюков, Ю. М. Газодинамическая активность на шахтах Карагандинского угольного бассейна / Ю. М. Бирюков. — Караганда, 1996. — 114 с.
7. Канлыбаева, Ж. М. Закономерности сдвижения горных пород в массиве / Ж. М. Канлыбаева. — М.: Наука, 1968. — 108 с.
8. Канлыбаева, Ж. М. Физико-механические свойства горных пород и их влияние на процесс сдвижения массива / Ж. М. Канлыбаева, К. Б. Бакитов, К. Ш. Джанбуршина. — М.: Недра, 1972. — 88 с.
9. Борисов, А. А. Механика горных пород и массивов / А. А. Борисов. — М.: Недра, 1980. — 360 с.
10. Борисов, А. А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов / А. А. Борисов. — М.: Недра, 1964. — 280 с.
11. Инструкция по наблюдениям за сдвижением земной поверхности и за подрабатываемыми сооружениями на угольных и сланцевых месторождениях. — Л.: Недра, 1985. — 172 с.
12. Временные указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3,5 м с углом падения до 35°. — Л.: ВНИИ, 1982. — 136 с.
13. Галанин, А. Ф. Устойчивость кровли очистных выработок пологих пластов Донецкого бассейна / А. Ф. Галанин // Уголь. — 1974. — № 1.
14. Комиссаров, С. Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок / С. Н. Комиссаров. — М.: Недра, 1983. — 237 с.
15. Кузнецов, С. Т. Разупрочнение труднообрушаемых кровель угольных пластов / С. Т. Кузнецов, Ю. А. Семенов, В. П. Шишкин. — М.: Недра, 1987. — 201 с.
16. Оценка состояния приконтурного горного массива на сопряжении лавы с примыкающей выработкой / С. Б. Алиев, В. Ф. Демин, А. С. Кайназаров [и др.] // Уголь. — 2023. — № 1. — С. 35–39.

REFERENCES

1. Instructions for the safe conduct of mining operations in seams hazardous due to sudden outbursts of coal and gas. MCI USSR. Moscow, 1977 (In Russ.).
2. Instructions for the safe conduct of mining operations in seams hazardous due to sudden outbursts of coal and gas / Ministry of Energy and Coal Industry RK. Moscow, 1995 (In Russ.).
3. Dolgonosov VN, Pak GA, Drijd NA, et al. Geomechanical and gas-dynamic processes in coal mines. Karaganda, 2012 (In Russ.).
4. Pak GA, Dolgonosov VN. Methodology for calculating the steps of collapse of the main roof and forecasting gas release in the mines of the Karaganda basin. *Industrial safety*. 2010;10:31-4 (In Russ.).
5. Safety rules in coal and shale mines. Moscow, 1973 (In Russ.).
6. Birukov UM. Gas-dynamic activity in the mines of the Karaganda coal basin. Karaganda. 1996.
7. Kanlybaeva JM. Laws of rock mass displacement. Moscow, 1968 (In Russ.).
8. Kanlybaeva JM, Bakitov KB, Djanburshina KS. Physico-mechanical properties of rocks and their influence on the process of massif displacement. Moscow, 1972 (In Russ.).
9. Borisov AA. Rock mechanics. Moscow, 1980 (In Russ.).
10. Borisov AA. Calculation of rock pressure in low gradient seam breakage faces. Moscow, 1964.
11. Instructions for observing the movement of the earth's surface and undermining structures in coal and shale deposits. Leningrad, 1985 (In Russ.).
12. Interim guidelines for the management of rock pressure in working faces in seams up to 3.5 m thick with a dip angle of up to 35°. Leningrad, 1982 (In Russ.).
13. Galanin AF. Roof stability of workings of flat seams of Donetsk basin. *Coal*. 1974;1 (In Russ.).
14. Komissarov SN. Management of rock mass around breakage faces. Moscow, 1983 (In Russ.).
15. Kuznetsov ST, Semenov UA, Shishkin VP. Destruction of strong coal seam roofs. Moscow, 1987 (In Russ.).
16. Aliev SB, Demin VF, Kainazarov AS, et al. Assessment of the state of the marginal rock mass at the junction of the longwall face with the adjacent workings. *Coal*. 2023;1:35-9 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Самат Бикитаевич Алиев –

доктор техн. наук, старший научный сотрудник ИПКОН РАН, 111020, г. Москва, Российская Федерация, Академик НАН Республики Казахстан, e-mail: alsamat@gmail.com

Геннадий Алексеевич Пак –

преподаватель, кафедра МДуГ, Карагандинский технический университет (КарТУ) имени А. Сагенова, 100027, г. Караганда, Казахстан, e-mail: kostyaan91@bk.ru

ABOUT THE AUTHORS

Samat B. Aliev –

Dr. Sci. (Eng.), Senior research employee, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow, Russian Federation, Academician of the National Sciences Academy Kazakhstan Republic, e-mail: alsamat@gmail.com

Gennady A. Pak –

teacher, Department of Mine Surveying and Geodesy of Abylbas Saginov Technical University, 100027, Karaganda, Kazakhstan, e-mail: kostyaan91@bk.ru

Виталий Николаевич Щенников —

магистрант, кафедра МДиг, Карагандинский технический университет (КарТУ) имени А. Сагинова, 100027, г. Караганда, Казахстан, <https://orcid.org/0009-0005-0050-9522>, e-mail: witaly84@mail.ru

Ольга Васильевна Старостина —

канд. техн. наук, доцент кафедры МДиг, Карагандинский технический университет (КарТУ) имени А. Сагинова, 100027, г. Караганда, Казахстан, <https://orcid.org/0000-0003-4030-0748>, e-mail: olga.starostina2612@gmail.com

Виктор Николаевич Долгонос —

доктор техн. наук, доцент кафедры МДиг, Карагандинский технический университет (КарТУ) имени А. Сагинова, 100027, г. Караганда, Казахстан, <https://orcid.org/0000-0001-8110-2284>, e-mail: vnd070765@mail.ru

Vitaly N. Shennikov —

Master's student, Department of Mine Surveying and Geodesy Abylka Saginov Technical University, 100027, Karaganda, Kazakhstan, <https://orcid.org/0009-0005-0050-9522>, e-mail: witaly84@mail.ru

Olga V. Starostina —

Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor, Department of Mine Surveying and Geodesy Abylka Saginov Technical University, 100027, Karaganda, Kazakhstan, <https://orcid.org/0000-0003-4030-0748>, e-mail: olga.starostina2612@gmail.com

Viktor N. Dolgonosov —

Dr. Sci. (Eng.), Associate Professor, Department of Mine Surveying and Geodesy Abylka Saginov Technical University, 100027, Karaganda, Kazakhstan, <https://orcid.org/0000-0001-8110-2284>, e-mail: vnd070765@mail.ru

Критерии авторства / Contribution:

Алиев С. Б. — генерация идеи исследования, постановка задачи исследования, выполнение работы по систематизации материала, написание текста статьи; **Пак Г. А.** — генерация идеи исследования, проведение эксперимента, выполнение расчетов, выполнение работы по систематизации материала, подготовка данных, анализ данных, написание текста статьи; **Щенников В. Н.** — постановка задачи исследования, получение исходных данных, проведение эксперимента/испытаний, выполнение работы по систематизации материала, анализ результатов исследования, написание текста статьи; **Старостина О. В.** — генерация идеи исследования, постановка задачи исследования, выполнение расчетов, выполнение работы по систематизации материала, анализ результатов исследования, написание текста статьи; **Долгонос В. Н.** — генерация идеи исследования, постановка задачи исследования, выполнение расчетов, выполнение работы по систематизации материала, анализ результатов исследования, написание текста статьи /

Aliiev S. B. — research idea generation, statement of the research problem, organizing material, writing the article text; **Pak G. A.** — research idea generation, experimental work, calculations, organizing material, data preparation, analysis of results, writing the article text; **Shennikov V. N.** — statement of the research problem, data preparation, experimental work, organizing material, analysis of results, writing the article text; **Starostina O. V.** — research idea generation, statement of the research problem, calculations, organizing material, analysis of results, writing the article text; **Dolgonosov V. N.** — research idea generation, statement of the research problem, calculations, organizing material, analysis of results, writing the article text.

Конфликт интересов / Conflict of interest:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье:

Поступила в редакцию: 26.09.2024.

Поступила после рецензирования: 27.10.2024.

Принята к публикации: 12.11.2024.

Article info

Received: 26.09.2024.

Revised: 27.10.2024.

Accepted: 12.11.2024.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЧНЫХ УГЛОВ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ ВЕРХНЕКАМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛИЙНО-МАГНИЕВЫХ СОЛЕЙ

Ю. С. Щегольников✉

ПАО «Уралкалий», г. Березники, Российская Федерация

✉ rabota.shegolkov@mail.ru

Аннотация: Приведены результаты исследований, направленных на поиск временной зависимости изменения величин граничных углов от основных возможных влияющих факторов. В ходе проведенного исследования выявлено, что граничные углы подвержены изменениям главным образом на начальном этапе развития процесса сдвижения. Установлена математическая модель, позволяющая определить значение граничного угла в зависимости от величины достигнутого оседания над центром зоны, примыкающей к постоянной границе выработанного пространства. Результаты исследования могут быть полезными при совершенствовании нормативной базы по рассматриваемой тематике, а также при разработке мероприятий, направленных на охрану поверхностных объектов от вредного влияния подземных горных работ.

Ключевые слова: угловые параметры процесса сдвижения, граничные углы, сдвижение, мульда, безопасность обрабатываемых объектов

Благодарности: Автор выражает глубокую признательность академику РАН, доктору техн. наук А. А. Баряху и канд. техн. наук Л. О. Тенисон за ценные советы и рекомендации.

Для цитирования: Щегольников Ю. С. Определение граничных углов процесса сдвижения земной поверхности при отработке запасов Верхнекамского месторождения калийно-магниевого солей. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):25-32. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_25_32.

DETERMINATION OF BOUNDARY ANGLES OF THE PROCESS OF EARTH'S SURFACE DISPLACEMENT DURING THE MINING OF RESERVES OF THE VERKHNEKAMSKOE DEPOSIT OF POTASSIUM-MAGNESIUM SALTS

Y. S. Shchegolkov✉

PJSC «Uralkali», Berezniki, Russian Federation

✉ rabota.shegolkov@mail.ru

Abstract: The study of the displacement process is undoubtedly relevant for ensuring the safety of undermining of buildings and structures on the earth's surface, as well as when planning construction in undermining areas. Of particular importance when assigning protection measures is the determination of expected deformations of the earth's surface, the location and numerical value of which, in the absence of instrumental observations on the considered section of the mine field, are closely related to the angular parameters of the displacement process. The fixed values of boundary angles currently used in practice do not always allow for reliable calculation of the length of the displacement half-trough and, as a result, for correct calculation of the expected deformations. The article presents the results of studies aimed at finding the time dependence of changes in the values of boundary angles on the main possible influencing factors. The study revealed that the boundary angles are subject to changes mainly at the initial stage of the displacement process. A mathematical model has been established that allows determining the value of the boundary angle depending on the amount of subsidence achieved above the center of the zone adjacent to the constant boundary of the mined-out space. The results of the study may be useful in improving the regulatory framework on the topic under consideration, as well as in developing measures aimed at protecting surface objects from the harmful effects of underground mining operations.

Keywords: angular parameters of the displacement process, boundary angles, displacement, trough, safety of the objects being processed

Acknowledgments: The author expresses deep gratitude to Academician of the Russian Academy of Sciences, Doctor of Technical Sciences Baryakh A.A. and to Candidate of Technical Sciences Tenison L.O. for valuable advice and recommendations.

For citation: Shchegolkov Y. S. Determination of boundary angles of the process of earth's surface displacement during the mining of reserves of the Verkhnekamskoe deposit of potassium-magnesium salts. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):25-32. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_25_32.

Введение

На Верхнекамском месторождении калийно-магниевых солей (ВМКМС) широкое распространение получило применение камерной системы разработки с поддержанием кровли ленточными целиками. Постепенное разрушение оставляемых междукамерных целиков и междупластий сопровождается нарушением естественного равновесного состояния породного массива, в результате чего происходит перемещение (сдвижение) толщи горных пород в сторону выработанного пространства.

В работах М. П. Нестерова, Н. Ф. Аникина, А. В. Львовой и др. [1–4] выявлено, что процесс сдвижения на ВМКМС, даже в пределах отдельных частей шахтного поля, может отличаться многообразием характерных особенностей его протекания: мульда способна приобретать достаточно сложную форму, которая изменяется во времени на разных ее участках по различным законам, при этом интенсивность протекания процесса может варьироваться от нескольких мм в год до нескольких мм в сутки, а продолжительность — от нескольких лет до десятилетий. Это обуславливается большим количеством влияющих факторов как геологических (различия в глубинах отработки, составе породной толщи, строении ВЗТ, прочностных характеристиках пород, слагающих отрабатываемые пласты и пр.), так и горнотехнических (количество отрабатываемых пластов, их вынимаемая мощность, размеры выработанного пространства и оставляемых целиков, наличие и тип закладочного материала и пр.).

Развитие процесса сдвижения в той или иной степени оказывает отрицательное влияние на подрабатываемые поверхностные и подземные объекты, вызывая в них конструкционные нарушения, что в конечном результате способно привести к значительным повреждениям зданий и сооружений, вплоть до их разрушения [5–9]. Особенно важным при назначении мер охраны является определение ожидаемых вертикальных (наклон, кривизна) и горизонтальных деформаций земной поверхности, которые в случае отсутствия данных инструментальных наблюдений на рассматриваемом участке шахтного поля рассчитываются в точках главных сечений мульды с использованием безразмерных функций распределения соответствующих величин. Местоположение и численное значение ожидаемых деформаций тесно связано с граничными углами. Так, если граничные точки, определяющие длину формируемой полумульды сдвижения, смещаются в пределах какого-то интервала, то происходит смещение и изменение численного значения ожидаемой деформации.

В качестве примера было рассмотрено условие полной подработки (углы полных сдвижений $\psi = 55^\circ$ [10]) при максимальном оседании $\eta_m = 1,5$ м и глубине разработки $H = 350$ м. В этом варианте отклонение на 1° от используемого на практике значения граничного угла ($\delta_0 = 55^\circ$) приводит к изменению размеров расчетной длины мульды L на величину, близкую к 10 м. Это отражается на последующих изменениях максимальных ожидаемых деформаций (без учета коэффициентов перегрузки) — Δi до $0,12 \cdot 10^{-3}$, ΔK до $0,02 \cdot 10^{-4}$, $\Delta \varepsilon$ до $0,01 \cdot 10^{-3}$. Таким образом, величины граничных углов можно отнести к одной из важнейших составляющих исследования процесса сдвижения [11–15], в основе изучения которого на

ВМКМС лежат систематические инструментальные наблюдения по профильным линиям реперов на земной поверхности.

За время отработки месторождения величины граничных углов и подходы к их определению непрерывно изменялись, что было отражено в нормативных документах, регламентирующих меры защиты рудников от затопления и охраны подрабатываемых объектов на ВМКМС, указаниях и инструкциях, периодически издаваемых начиная с 1960 года. Неизменным лишь оставалось постоянство значений граничных углов по восстанию, падению и простиранию пластов вследствие принятого допущения об условно горизонтальном залегании калийно-магниевого залежи.

Первые значения граничных углов $\delta_0 = 45^\circ$ были приняты в «Указаниях...» (1972 года) и оставались неизменными вплоть до 1985 года, когда их величины были изменены на 50° . В «Инструкции...» (1994 г.) впервые была установлена взаимосвязь величин граничных углов со степенью нагружения C , оставляемых при отработке запасов междукамерных целиков, и отношением достигнутого или расчетного оседания на заданный период времени $\eta(t_i)$ к максимальному конечному η_m . Так, при $C \leq 0,4$ значение граничного угла принималось равным 50° , а при $C > 0,4$ значение, лежащее в диапазоне от 50° до 75° , определялось по таблице из отношения $k_t = \eta(t_i) / \eta_m$.

В последующей версии «Указаний...» (2004 год) значение δ_0 при $C \leq 0,4$ осталось неизменным, а табличная форма определения δ_0 при $0,4 < C \leq 0,7$ была преобразована в зависимость

$$\delta_0 = \arccotg(0,839 k_t^{0,686}),$$

где k_t — коэффициент, соответствующий отношению достигнутого оседания $\eta(t_i)$ к максимальному расчетному η_m .

В «Указаниях...» (2008 год) определена зависимость для нахождения значения граничного угла в условиях неполной подработки:

$$\delta_{оп} = \arccotg((\chi - 0,15)\chi \frac{ctg \delta_0}{1,75}),$$

где χ — коэффициент, определяемый отношением размеров выработанного пространства D к глубине разработки H ;

δ_0 — значение граничного угла для условий полной подработки, принимаемое равным 50 при $C \leq 0,55$ и вычисляемое при $0,55 < C \leq 0,70$ из выражения

$$\delta_0 = 50(1 + 1,334(C - 0,55)),$$

здесь C — показатель степени нагружения междукамерных целиков.

В последних версиях «Указаний...» (2014 и 2022 года) для расчета деформаций вдоль постоянных границ выработанного пространства приняты фиксированные величины граничных углов $\delta_0 = 55$, использование которых на практике далеко не всегда позволяет с достаточной степенью достоверности определить длину полумульды сдвижения и в конечном итоге приводит к ошибкам в определении ожи-

даемых деформаций. Кроме того, используемые в настоящее время величины δ_0 не всегда отражают фактическое местоположение границы мульды, которое склонно изменяться ввиду продолжительности процесса сдвижения. Дополнительно можно отметить, что в работе [16] актуализированы ранее используемые на практике граничные критерии, позволяющие установить местоположение границы мульды (граничной точки), что в свою очередь также формирует необходимость пересмотра величин граничных углов.

Обобщая вышеизложенное, можно сделать вывод о необходимости поиска временной зависимости граничных углов δ_0 от основных факторов, таких как геологические, горнотехнические.

Цель исследования: определение временной зависимости изменения величин граничных углов процесса сдвижения земной поверхности в зависимости от основных возможных влияющих факторов при отработке запасов Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей.

Материал и методы исследований

В работе использован комплексный метод исследований, включающий анализ литературных данных и нормативной документации по рассматриваемой проблеме, отбор и анализ данных инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности, аналитическую обработку исходной информации, а также корреляционно-регрессионный анализ сформированного массива данных.

Результаты исследований

Выявление наиболее значимых факторов, которые могли бы оказать влияние на формирование граничных углов

Первым этапом исследования будет являться выявление наиболее значимых факторов, которые могли бы оказать влияние на формирование граничных углов δ_0 . Рассматривая этот вопрос в широком смысле, уместно отметить, что местоположение граничной точки мульды на отдельно взятом участке может быть связано с особенностями развития процесса сдвижения, которые в свою очередь формируются особенностями отработки полезного ископаемого и особенностями строения породного массива.

Особенности отработки полезного ископаемого являются первопричиной развития процесса сдвижения и тесно связаны со сформированной геомеханической системой, образованной четырьмя основными элементами: камерой, закладкой, междуканальным целиком, междупластом. Первые два из перечисленных элементов задают возможный потенциально реализуемый объем пустот, а постепенное разрушение двух последних определяет характер и скорость развития процесса сдвижения.

Как правило, в широкой инженерной практике при расчете сдвижений не прибегают к прямому использованию возможного потенциально реализуемого объема пустот, а применяют вместо этого параметра его линейную альтернативу — расчетное значение максимального оседания η_m .

Скорость разрушения оставляемых целиков в условиях отработки запасов ВМКМС определяются величиной степени их нагружения C , которую также можно отнести к косвенным показателям оценки характера развития процесса сдвижения. Разрушение оставляемых целиков и погашение пустот выработанного пространства наиболее точно можно отследить по результатам обработки натурных инструментальных наблюдений по профильным линиям реперов на

земной поверхности. В рассматриваемом случае наиболее значимым критерием являются достигнутые оседания $\eta(t_i)$ над центром зоны, непосредственно примыкающей к границе выработанного пространства.

Особенности строения породного массива определяют характер его поведения под воздействием факторов, формируемых особенностями отработки полезного ископаемого.

В рассматриваемом случае влияние на местоположение граничной точки можно связать:

- с углами залегания отрабатываемых пластов α ;
- общей мощностью надсолевой породной толщи (глубиной разработки до кровли верхнего отрабатываемого пласта H) на отдельно взятом анализируемом участке шахтного поля;
- наличием в ее разрезе определенных групп пород, выделяющихся из остальных по физико-механическим свойствам.

Одним из примеров последних являются наносы [17], покрывающие подавляющую часть осваиваемой площади месторождения. Согласно «Правилам охраны...» [18], угловые параметры в наносах учитываются при их мощности более 5 м. На ВМКМС мощность наносов достигает 65 м (скв. № 1018) и составляет в среднем 10,6 м. Помимо наносов, в разрезе надсолевой толщи присутствуют и другие близкие к ним по крепости породы (f до 1), представленные глинами, которые встречаются в терригенно-карбонатной и пестроцветной толщах. Распространены такие слои преимущественно в северо-западной части месторождения, суммарная их мощность на отдельных участках превышает 50 м (скв. № 54, 867, 142с, 1026 и др.) и составляет в среднем по месторождению 7,7 м. Таким образом, в рассматриваемом случае целесообразен комплексный учет слабых пород в разрезе надсолевой толщи. При этом для выделения отдельных слоев, участвующих в суммировании, целесообразно воспользоваться значением мощности 5 м по аналогии с ранее обозначенным критерием учитываемой мощности наносов.

Наряду со слабыми породами в разрезе надсолевой толщи встречаются и довольно крепкие породы (f от 5 до 8) мощностью более 5 м. Представлены они преимущественно алевролитами терригенно-карбонатной толщи. В отдельных точках опробования, например, средняя крепость f обозначенных пород близка к 10. Наибольшее распространение рассматриваемых пород наблюдается в юго-восточной части ВМКМС, при этом на остальной площади месторождения встречаются они лишь на отдельных локальных участках. Суммарные мощности рассматриваемых алевролитов по отдельным скважинам превышают 20 м (например, скв. № 96С, 575, 11/2, 577 и др.).

В вопросе учета углов залегания отрабатываемых пластов α по отношению к постоянной границе выработанного пространства, пересекаемой профильной линией, можно отметить, что в осваиваемой части месторождения наблюдается преимущественно пологое залегание свиты промышленных пластов (α от 0° до 4°), при этом участки с относительно высокими значениями углов падения ($\alpha \geq 4^\circ$) локализуются в немногочисленных местах, характеризующихся наличием высокоамплитудных складок.

Обобщая вышеизложенное, можно заключить, что для следующего этапа исследования, направленного на выявление зависимости граничных углов δ_0 от основных возможных влияющих факторов, стоит принять во внимание: расчетные

значения максимальных оседаний η_m , достигнутые оседания $\eta(t_i)$, степени нагружения оставляемых целиков C , углы залегания отработанных пластов α , глубины разработки H , а также суммарные мощности слабых $\Sigma m_{\text{сп.}}$ и крепких $\Sigma m_{\text{кп.}}$ пород в разрезе надсолевой толщи. Такой комплексный параметр, как степень нагружения оставленных целиков C , ввиду возможных различий его значения на разных отработанных пластах в анализируемых зонах нуждается в отдельном подходе анализа.

Исследование зависимости граничных углов от основных наиболее значимых влияющих факторов

С целью оценки влияния вышеобозначенных факторов сформирован соответствующий массив данных. Для этого на различных участках шахтных полей рудников ВМКМС отобраны 17 краевых частей профильных линий, имеющих выход на постоянную границу выработанного пространства и по которым ведутся систематические инструментальные наблюдения с момента, близкого к началу отработки запасов. По отобранным участкам профильных линий определены величины граничных углов δ_{0i} на различные даты инструментальных наблюдений.

Расчет значений δ_{0i} производился из зависимости

$$\delta_{0i} = \arctg \frac{H_i}{z_{ti}}$$

где H_i — глубина разработки, соответствующая расстоянию от земной поверхности до почвы нижнего обрабатываемого пласта в точке пересечения профильной линией постоянной границы, м;

z_{ti} — абсцисса граничной точки на рассматриваемую дату наблюдений с началом отсчета от границы горных работ, пересекаемой профильной линией, м.

При определении абсциссы z_{ti} высокую значимость имеет правильный выбор граничных критериев. В соответствии с работой [16], за границу мульды при наличии опорных реперов в краевой ее части может быть принята точка, получившая оседание $\eta = 6$ мм. В качестве дополнительного уточняющего критерия может быть использована величина наклона $i = 0,15 \cdot 10^{-3}$.

В случаях, когда профильная линия пересекала постоянную границу выработанного пространства в направлении, не близком к ортогональному, рассматривалась проекция ее реперов на вертикальный разрез, проходящий перпендикулярно к границе.

Затем в центральных частях зон, пересекаемых отобранными профильными линиями и непосредственно примыкающих к границам выработанного пространства, определены величины достигнутых к датам инструментальных наблюдений оседаний $\eta(t_i)$. Также для рассматриваемых зон, опираясь на фактические горнотехнические параметры отработки запасов, в соответствии с методикой нормативного документа [10], определены показатели степени нагружения отработанных пластов C и расчетные суммарные значения максимальных оседаний η_m .

Такие параметры, как углы залегания отработанных пластов α , суммарные мощности слабых $\Sigma m_{\text{сп.}}$ и крепких $\Sigma m_{\text{кп.}}$ пород в разрезе надсолевой толщи определены на основании данных геологической разведки.

После нахождения основных параметров сформирован исходный массив данных и рассчитана матрица линейных значений корреляции (без учета параметра C), представленная в таблице.

Таблица / Table

Корреляционная матрица исходного массива данных / Correlation matrix of the original data array

	$\delta_{0i}, ^\circ$	$\eta(t_i), \text{м}$	$\Sigma m_{\text{сп.}}, \text{М}$	$\Sigma m_{\text{кп.}}, \text{М}$	$\alpha, ^\circ$	$H, \text{м}$	$\eta_m, \text{М}$
$\delta_{0i}, ^\circ$	1,00						
$\eta(t_i), \text{м}$	-0,44	1,00					
$\Sigma m_{\text{сп.}}, \text{М}$	-0,06	0,55	1,00				
$\Sigma m_{\text{кп.}}, \text{М}$	0,14	-0,18	-0,02	1,00			
$\alpha, ^\circ$	-0,01	-0,29	-0,23	-0,42	1,00		
$H, \text{м}$	0,04	0,12	0,11	-0,54	0,12	1,00	
$\eta_m, \text{М}$	0,14	0,19	0,30	0,52	-0,58	-0,30	1,00

Из таблицы видно, что некоторая линейная взаимосвязь δ_0 прослеживается лишь с параметром $\eta(t_i)$, также видно отсутствие мультиколлинеарности между парами отдельных параметров. Поиск линейной многофакторной модели зависимости δ_0 от $\eta(t_i)$, $\Sigma m_{\text{сп.}}$, $\Sigma m_{\text{кп.}}$, α , H , η_m с последовательным исключением из рассмотрения факторов, обладающих малой значимостью по t -критерию Стьюдента, ожидаемо не привел к получению адекватного уравнения. В ходе моделирования было замечено, что распределение остатков величин $\eta(t_i)$ имеет вид, близкий к степенной функции, что дает основание для дальнейшего рассмотрения многофакторной степенной регрессии.

При поиске степенной математической модели зависимости δ_0 от рассматриваемых возможных влияющих факторов, с последовательным исключением из рассмотрения тех из них, которые обладают малой значимостью по t -критерию Стьюдента, получено следующее уравнение регрессии

$$\delta_{0i} = 53,91 \frac{\eta_m^{0,05}}{\eta(t_i)^{0,07}}, \quad (1)$$

где $\eta(t_i)$ — достигнутое на заданный момент времени оседание над центром зоны, непосредственно примыкающей к границе выработанного пространства, м;

η_m — расчетное значение максимального оседания над зоной, непосредственно примыкающей к границе выработанного пространства, м.

Зависимость (1) статистически значима по критерию Фишера ($F_{\text{факт}} = 92,7 > F_{\text{таб}} = 3,1$), составляющие ее коэффициенты η_m и $\eta(t_i)$ статистически значимы по критерию Стьюдента ($t_{\eta_m} = 5,1 > t_{\text{таб}} = 2,0$; $t_{\eta(t_i)} = 14,1 > t_{\text{таб}} = 2,0$), средняя относительная ошибка определения граничного угла $\epsilon_{\text{ср.}} = 5,3 \%$, максимальная $\epsilon_{\text{макс.}} = 19,3 \%$, коэффициент детерминации $R^2 = 0,64$. В рассматриваемом случае, несмотря на приемлемое значение $\epsilon_{\text{ср.}}$, ввиду наличия ряда значительных относительных ошибок ϵ , равномерно распределенных по анализируемой совокупности данных с разбросом от 10 до 19,3 %, полученное уравнение нельзя считать приемлемым для практического использования.

Принимая во внимание параметры η_m и $\eta(t_i)$, справедливо заметить, что первый из них является расчетной величиной, постоянной для каждого из рассматриваемых участков профильных линий, в то время как значения граничных углов δ_0 непостоянны на различные даты инструментальных наблюдений, поэтому оценивать взаимосвязь пары параметров δ_0 и η_m напрямую нецелесообразно. Относительно второго параметра $\eta(t_i)$ прослеживается выраженная нелинейная

сгруппированность величин δ_0 , наглядно отраженная на рисунке 1.

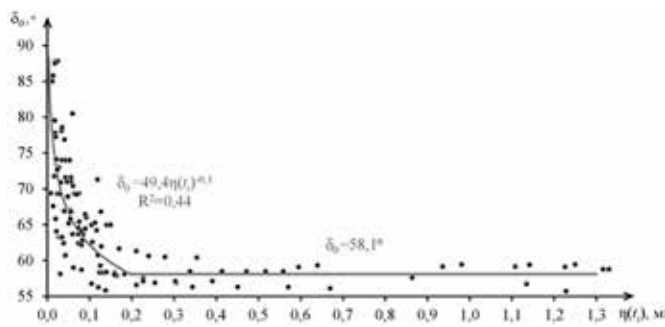


Рис. 1. Корреляционное поле значений граничных углов δ_0 и достигнутых оседаний $\eta(t)$ /

Fig. 1. Correlation field of values of boundary angles δ_0 and achieved settlements $\eta(t)$

Из рисунка 1 можно заметить, что величины δ_0 лежат в диапазоне от 55,1° до 87,8°, а значения $\eta(t)$ изменяются от 0,008 до 2,048 м. Наибольшие изменения величин δ_0 прослеживаются на интервале $\eta(t)$ от 0 до 0,2 м, после чего наблюдается выраженная консолидация их значений на уровне 55,1–61,3°.

В диапазоне $\eta(t) \in (0; 0,2)$ м изменение граничных углов может быть определено зависимостью

$$\delta_{0i} = 49,4\eta(t_i)^{-0,1}, \quad (2)$$

где $\eta(t_i)$ — достигнутое на заданный момент времени оседание над центром зоны, непосредственно примыкающей к границе выработанного пространства, м.

Выражение (2) характеризуется средней относительной ошибкой определения граничного угла $\epsilon_{\text{ср.}} = 6,6\%$, а максимальная ошибка составляет $\epsilon_{\text{макс.}} = 21,2\%$. Наибольшие относительные ошибки тяготеют к первой половине интервала, т. е. $\eta(t) \in (0; 0,1)$ м. На второй половине интервала $\eta(t) \in [0,1; 0,2)$ $\epsilon_{\text{макс.}}$ составляет 14,3 %. На интервале $\eta(t) \geq 0,2$ м, представляющем наибольший практический интерес, величины δ_0 имеют разброс от 55,1° до 61,3°, составляя в среднем $\delta_{0\text{ср.}} = 58,1^\circ$. Относительные ошибки отклонения фактических величин δ_0 от $\delta_{0\text{ср.}}$ равны $\epsilon_{\text{ср.}} = 2,3\%$, $\epsilon_{\text{макс.}} = 5,4\%$.

Для принятия решения о значимости и дальнейшем использовании ранее упомянутого критерия максимального расчетного оседания η_m уместно рассмотреть некоторое усложнение полученной модели зависимости граничных углов δ_0 от достигнутого оседания $\eta(t)$ путем комбинирования критериев $\eta(t)$ и η_m . Среди возможных их комбинаций в первую очередь необходимо рассмотреть отношение достигнутого оседания $\eta(t)$ к максимальному расчетному η_m , которое ранее уже использовалось на практике.

Оценивая распределение δ_0 относительно $\eta(t)/\eta_m$, можно также отметить выраженную нелинейную сгруппированность данных, наглядно отраженную на рисунке 2.

Из рисунка 2 видно, что наибольшие изменения δ_0 прослеживаются в диапазоне $\eta(t)/\eta_m$ от 0 до 0,1, после чего наблюдается плавное уменьшение их величин до значения, близкого к 55°. Изменение граничных углов δ_0 в рассматриваемом случае может быть охарактеризовано зависимостью

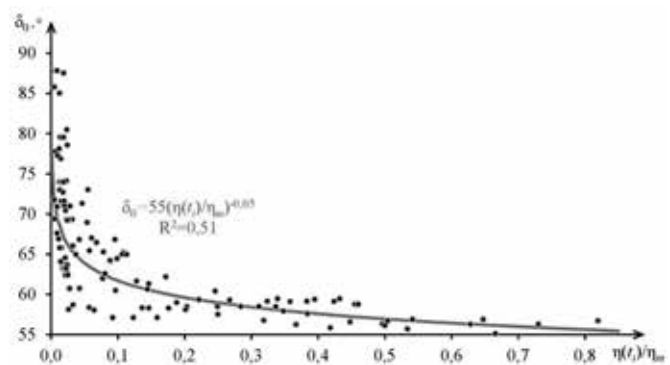


Рис. 2. Корреляционное поле значений граничных углов δ_0 и отношений достигнутого оседания к максимальному расчетному $\eta(t)/\eta_m$ /

Fig. 2. Correlation field of the values of the boundary angles δ_0 and the ratios of the achieved subsidence to the maximum calculated $\eta(t)/\eta_m$

$$\delta_{0i} = 55\left(\frac{\eta(t_i)}{\eta_m}\right)^{-0,05}, \quad (3)$$

где $\eta(t_i)$ — достигнутое на заданный момент времени оседание над центром зоны, непосредственно примыкающей к границе выработанного пространства, м;

η_m — расчетное значение максимального оседания над зоной, непосредственно примыкающей к границе выработанного пространства м.

Выражение (3) характеризуется средней относительной ошибкой определения граничного угла $\epsilon_{\text{ср.}} = 5,4\%$, а максимальная ошибка составляет $\epsilon_{\text{макс.}} = 23,3\%$. Наибольшие относительные ошибки тяготеют к малозначимому для практического использования интервалу $\eta(t)/\eta_m \leq 0,1$. На остальной части интервала $\eta(t)/\eta_m > 0,1$ относительные ошибки равны $\epsilon_{\text{ср.}} = 2,2\%$, $\epsilon_{\text{макс.}} = 6,9\%$, что приемлемо для практического использования.

Сравнивая полученные модели зависимости граничных углов δ_0 от факторов $\eta(t)$ и $\eta(t)/\eta_m$, можно отметить сопоставимую простоту их практического использования и похожие величины относительных погрешностей определения искомой величины. Основной отличительной особенностью моделей является описание области, следующей за начальной стадией развития процесса сдвижения. В первом случае предлагается фиксированная величина граничного угла, а во втором функциональная зависимость, описывающая плавное уменьшение искомой величины до значения, близкого к 55°. Учитывая тенденцию распределения величин δ_0 на начальном этапе развития процесса сдвижения, вторая из моделей выглядит более достоверной, поэтому предпочтение стоит отдать ей.

Таким образом, можно сделать вывод о том, что наиболее значимые изменения величин граничных углов δ_0 прослеживаются на начальном этапе процесса сдвижения до достижения фактического оседания $\eta(t)$ над центральной частью краевой зоны величины 10 % от максимального расчетного η_m . При дальнейшем развитии процесса сдвижения происходит плавное изменение местоположения граничной точки мульды в сторону граничного угла, близкого к 55°. Полученный результат частично согласуется с фиксированными величинами граничных углов $\delta_0 = 55^\circ$, регламентируемых последними версиями «Указаний...» 2014 и 2022 годов, которые можно считать приемлемыми лишь для расчетов длины полумульды на конец процесса сдвижения.

Последним нерассмотренным фактором является показатель степени нагружения C . Анализируя распределения δ_0 относительно параметра C , нельзя отметить наличия какой-либо видимой их взаимосвязи. В рассматриваемом случае, как было отмечено ранее, основной сложностью учета величины степени нагружения C являются различные значения этого показателя на разных отработанных пластах в рассмотренных зонах, кроме того, рассчитанные показатели C нельзя считать достоверными для всех этапов развития процесса сдвижения, поскольку выработанная на сегодняшний день методика приближенной оценки C базируется на условиях:

- действующая на целик нагрузка равна весу породного столба, приходящегося на поддерживаемую им площадь выработанного пространства и площадь самого целика;

- несущая способность целика равна тому значению, которое он имеет сразу же после оконтуривания его горными выработками.

Учитывая, что несущая способность целика изменяется в процессе разрушения геомеханической системы, справедливо отметить, что полученные показатели C не отражают реального значения этого параметра в определенный временной промежуток.

Наиболее простым способом оценки влияния рассматриваемого показателя C является разбиение исходного массива данных δ_0 на два диапазона по максимальным значениям степени нагружения целиков среди отработанных пластов в анализируемых зонах ($C \leq 0,4$ и $C > 0,4$) с последующей оценкой их эмпирического корреляционного отношения $\eta_{\text{эмп}}$ [19]. Рассчитанная величина $\eta_{\text{эмп}} \approx 0,01$, что свидетельствует об отсутствии связи между δ_0 и C .

Альтернативным способом оценки влияния степени нагружения C на формирование величин граничных углов δ_0 является рассмотрение этого параметра как фактора, определяющего скорость развития процесса сдвижения η'_r , т. е. $\eta'_r = f(C)$.

В такой постановке задачи уместно оценить взаимосвязь годовых скоростей изменения граничных углов δ'_0 и фактических оседаний η'_r , что наглядно отражено на рисунке 3.

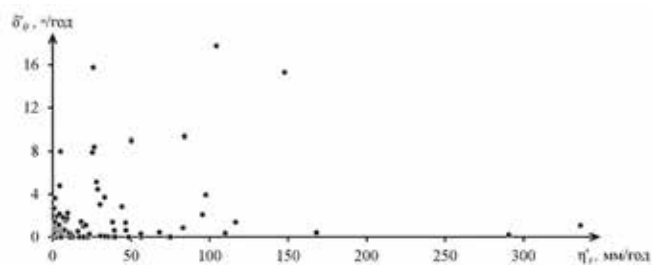


Рис. 3. Корреляционное поле скоростей изменения граничных углов δ'_0 и скоростей фактических оседаний η'_r

Fig. 3. Correlation field of rates of change of boundary angles δ'_0 and actual subsidence rates η'_r

Из рисунка 3 видно отсутствие взаимосвязи между параметрами δ'_0 и η'_r , следовательно, степень нагружения C нельзя отнести к значимым факторам, оказывающим влияние на формирование величин граничных углов δ_0 . Таким образом, вышерассмотренные методики определения граничных углов δ_0 , использовавшиеся до 2008 года, можно считать недостоверными, чем и объясняется последующий отказ от их использования.

Выводы

Выполненное исследование позволяет сделать следующие выводы:

1. В условиях отработки запасов на ВМКМС значения граничных углов δ_0 подвержены изменениям на начальном этапе развития процесса сдвижения и зависят от отношения достигнутого оседания над центром зоны, примыкающей к постоянной границе выработанного пространства $\eta(t_r)$ к максимальному расчетному значению η_m .

2. В ходе исследования установлена математическая модель, позволяющая оценить изменения δ_0 . В случае отсутствия инструментальных наблюдений на рассматриваемом участке шахтного поля вместо параметра $\eta(t_r)$ уместно использовать прогнозное значение оседания $\eta_{om}(t)$ на рассматриваемый период. Результаты вычисления граничного угла δ_0 на конец процесса сдвижения с использованием вышеприведенного выражения согласуются с фиксированной величиной $\delta_0 = 55$, регламентированной последними версиями «Указаний...», 2014 и 2022 годов. Таким образом, полученную модель можно считать актуализированной альтернативой, используемой в настоящее время на практике фиксированной величины граничного угла δ_0 .

3. Полученные результаты исследования направлены на снижение вероятности опасных последствий подземной подработки поверхностных объектов на ВМКМС и могут быть полезными при совершенствовании нормативной базы по рассматриваемой тематике.

4. В случае отсутствия данных инструментальных наблюдений на рассматриваемом участке шахтного поля для определения ожидаемых деформаций земной поверхности, помимо вышерассмотренных величин граничных углов δ_0 , высокой значимостью обладает вопрос обоснования величин углов полных сдвижений и максимальных оседаний. Также, учитывая, что краевая часть мульды изменяет форму непрерывно с развитием процесса сдвижения, особый интерес представляет вопрос исследования характера изменений во времени распределений относительных оседаний, наклонов и кривизны. Решение обозначенных вопросов можно отнести к последующим целям исследования.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Нестеров, М. П. Основные особенности закономерностей деформаций земной поверхности на калийных рудниках / М. П. Нестеров, А. В. Львова, Н. Ф. Аникин // Строительные конструкции, НИИСК. — Киев: Будивельник, 1974. — Вып. 23.
2. Нестеров, М. П. Основные закономерности деформирования земной поверхности на Верхнекамском калийном месторождении и методы его предрасчета / М. П. Нестеров, Н. Ф. Аникин // Механика горных пород при разработке природных солей: Тр. ВНИИГ. — Л., 1974. — Вып. 67. — С. 3—21.
3. Нестеров, М. П. Особенности процесса деформирования земной поверхности на калийных месторождениях и специфика их учета при выборе конструктивных мер защиты подрабатываемых объектов / М. П. Нестеров // Доклады на Международном симпозиуме по защите окружающей среды от последствий подземной эксплуатации минерального сырья. — Тузла (Югославия), 1975.
4. Аникин, Н. Ф. Особенности формирования краевых частей мульды сдвижения в условиях Верхнекамского месторождения / Н. Ф. Аникин

кин, А. В. Львова, Э. Ф. Бешенцева // Контроль, прогнозирование и управление состоянием пород в калийных рудниках: сб. науч. тр. — Л.: ВНИИГ, 1985. — 186 с.

5. Усанов, С. В. Исследование причин повреждений жилых малоэтажных зданий в зоне влияния подземных горных работ / С. В. Усанов, Ю. П. Коновалова, А. В. Усанова // Известия ТулГУ. Науки о Земле. — 2023. — № 2. — С. 334–346.

6. Research on reasonable mining scheme for coal recovery in thick coal seam under buildings and other structures / M. Zhanga, Y. Zhangb, M. Jia [et al.] // Journal of Mines, Metals and Fuels. — 2019. — Vol. 67, № 2. — P. 90–98.

7. Guo, G. An approach to protect cultivated land from subsidence and mitigate contamination from colliery gangue heaps / G. Guo, H. Li, J. Zha // Process Safety and Environmental Protection. — 2019. — Vol. 124. — P. 336–344. — DOI: 10.1016/j.psep.2019.03.004.

8. Combining subsidence theory and slope stability analysis method for building damage assessment in mountainous mining subsidence regions / X. Diao, K. Wu, D. Zhou [et al.] // PLOS ONE. — 2019. — Vol. 14, № 2. — P. 0210021. — DOI: 10.1371/journal.pone.0210021.

9. Pawluszek-Filipiak, K. Integration of DInSAR and SBAS Techniques to Determine Mining-Related Deformations Using Sentinel-1 Data: The Case Study of Rydułtowy Mine in Poland / K. Pawluszek-Filipiak, A. Borkowski // Remote Sensing. — 2020. — Vol. 12, № 2. — P. 242. — DOI: 10.3390/rs12020242.

10. Указания (мероприятия) по защите рудников ПАО «Уралкалий» от затопления и охране объектов на земной поверхности от вредного влияния подземных разработок на ВКМКС / ГИ УрО РАН. — Пермь, 2022.

11. Казаковский, Д. А. Сдвигание земной поверхности под влиянием горных разработок / Д. А. Казаковский. — М.: Углетехиздат, 1953. — 228 с.

12. Посыльный, Ю. В. Геометрия мульды сдвижения земной поверхности над горными выработками угольных шахт / Ю. В. Посыльный. — Новочеркасск: ЮРГТУ (НПИ), 2012. — 216 с.

13. Викторов, С. Д. Сдвигание и разрушение горных пород / С. Д. Викторов, М. А. Иофис, С. А. Гончаров; [Отв. ред. К. Н. Трубецкой]. — М.: Наука, 2005. — 277 с.

14. Назаренко, В. А. Исследование зависимости граничных углов от мощности наносов и глубины разработки / В. А. Назаренко, И. Е. Балафин // Наукові праці УКРНДМІ НАН України / Під заг. ред. А. В. Анциферова. — Донецьк, УкрНДМІ НАН України, 2011. — Вип. 9. — С. 180–189.

15. Гвинианидзе, Д. В. Исследование граничных угловых параметров на шахтах Западного Донбасса / Д. В. Гвинианидзе, В. А. Назаренко, А. С. Кучин // Геотехнічна механіка: Межвед. сб. науч. тр. — Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2013. — Вип. 110. — С. 50–62.

16. Щегольков, Ю. С. Обоснование критериев основных угловых параметров процесса сдвижения для условий отработки запасов Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей / Ю. С. Щегольков // Маркшейдерия и недропользование. — 2024. — № 3. — С. 42–54.

17. Лонжид, Э. Определение граничных углов четвертичного отложения на основе физико-механических свойств горных пород / Э. Лонжид // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2017. — № 4 — С. 337–344.

18. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. — СПб., 1998. — 291 с.

19. Гмурман, В. Е. Теория вероятностей и математическая статистика: учебное пособие для вузов / В. Е. Гмурман. — М.: Высшая школа, 2003. — 479 с.

REFERENCES

1. Nesterov MP, Lvova AV, Anikin NF. The main features of THE patterns of deformation of the earth's surface in potash mines. Building structures. Kyiv, 1974 (In Russ.).

2. Nesterov MP, Anikin NF. Basic patterns of deformation of the earth's surface at the Verkhnekamskoye potassium deposit and methods for its pre-calculation. Rock mechanics in the development of natural salts. Leningrad, 1974 (In Russ.).

3. Nesterov MP. Features of the process of deformation of the earth's surface in potash deposits and the specifics of their consideration when choosing constructive measures to protect undermined objects. Reports at the international Symposium on environmental protection from the consequences of underground exploitation of mineral raw materials. Tuzla (Yugoslavia), 1975 (In Russ.).

4. Anikin NF, Lvova AV, Beshentseva EF. Features of the formation of the edge parts of shear troughs in the conditions of the Verkhnekamskoye field. Monitoring, forecasting and managing the condition of rocks in potash mines. Leningrad, 1985 (In Russ.).

5. Usanov SV, Konovalova YuP, Usanova AV. Study of the causes of damage to residential low-rise buildings in the zone of influence of underground mining. *Izvestia of Tula State University. Geosciences*. 2023;2:334-46 (In Russ.).

6. Zhanga M, Zhangb Y, Jia M, et al. Research on reasonable mining scheme for coal recovery in thick coal seam under buildings and other structures. *Journal of Mines, Metals and Fuels*. 2019;67(2):90-8.

7. Guo G, Li H, Zha J. An approach to protect cultivated land from subsidence and mitigate contamination from colliery gangue heaps. *Process Safety and Environmental Protection*. 2019;(124):336-44. DOI: 10.1016/j.psep.2019.03.004.

8. Diao X, Wu K, Zhou D, et al. Combining subsidence theory and slope stability analysis method for building damage assessment in mountainous mining subsidence regions. *PLOS ONE*. 2019;14(2):0210021. DOI: 10.1371/journal.pone.0210021.

9. Pawluszek-Filipiak K, Borkowski A. Integration of DInSAR and SBAS Techniques to Determine Mining-Related Deformations Using Sentinel-1 Data: The Case Study of Rydułtowy Mine in Poland. *Remote Sensing*. 2020;12(2):242. DOI: 10.3390/rs12020242.

10. Regulations for the protection of the mines of PJSC Uralkali from flooding and the protection of objects on the earth's surface from the harmful effects of underground mining on the VDPMS. MI Ural Branch of the Russian Academy of Sciences. Perm, 2022 (In Russ.).

11. Kazakovskiy DA. The displacement of the earth's surface under the influence of mining. Moscow, 1953 (In Russ.).

12. Posylny YuV. Geometry of the trough of displacement of the earth's surface over the workings of coal mines. Novocherkassk, 2012 (In Russ.).

13. Viktorov SD, Iofis MA, Goncharov SA. Displacement and destruction of rocks. Moscow, 2005 (In Russ.).

14. Nazarenko VA, Balafin IE. Study of the dependence of boundary angles on the thickness of sediments and the depth of development. Sciences practices OF UKRNDMI NAS Ukraine. Donetsk, 2011;9:180-9 (In Russ.).

15. Gvinianidze DV, Nazarenko VA, Kuchin AS. Study of boundary angular parameters in the mines of Western Donbass. *Geotechnical mechanics: Interdisciplinary*. 2013;110:50-62 (In Russ.).

16. Shchegolkov YuS. Justification of the criteria for the main angular parameters of the displacement process for the conditions of development of reserves of the Verkhnekamskoye field potassium-magnesium salts. *Surveying and subsoil use*. 2024;3:42-4 (In Russ.).

17. Longid E. Determination of boundary angles of Quaternary sediments based on the physical and mechanical properties of rocks. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2017;4:337-44 (In Russ.).

18. Rules for the protection of structures and natural objects from the harmful effects of underground mining in coal deposits. St. Petersburg, 1998 (In Russ.).

19. Gmurman VE. Probability theory and mathematical statistics: textbook for universities. Moscow, 2003 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРЕ

Юрий Сергеевич Щегольков —
главный специалист аналитического отдела проектно-
аналитического управления ПАО «Уралкалий», 618426,
г. Березники, Российская Федерация,
e-mail: rabota.shegolkov@mail.ru

Информация о статье

Поступила в редакцию: 17.10.2024.

Поступила после рецензирования: 18.11.2024.

Принята к публикации: 19.11.2024.

Article info

Received: 17.10.2024.

Revised: 18.11.2024.

Accepted: 19.11.2024.

ABOUT THE AUTHOR

Yuri S. Shchegolkov —
main specialist of the analytical department of design and analytical
management, PJSC «Uralkali», 618426, Berezniki, Russian
Federation, e-mail: rabota.shegolkov@mail.ru

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ МОНИТОРИНГА ДЕФОРМАЦИЙ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ БЕСПИЛОТНЫХ ЛЕТАТЕЛЬНЫХ АППАРАТОВ*

И. Б. Агарков^{1✉}, М. В. Рыльникова², И. Л. Никифорова²

¹Открытое акционерное общество "ВЮГЕМ", г. Белгород, Российская Федерация

²Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, г. Москва, Российская Федерация

✉ agarkov_ib@viogem-sp.ru

Аннотация: Исследован вопрос использования беспилотных летательных аппаратов для геомеханического мониторинга состояния массива горных пород вблизи выработанного карьерного пространства. Приведен пример реализации методики оценки смещений горных пород в условиях глубокого карьера с использованием беспилотных летательных аппаратов, выполнена обработка серий поверхностей в программе АСНИ «Облако 3D», дана количественная и качественная характеристика смещения горных пород в районе крупного обрушения восточного борта карьера. Исходя из результатов исследований, сделан вывод об экономической перспективности использования беспилотных летательных аппаратов совместно с программой АСНИ «Облако 3D» для оперативного мониторинга смещений массива горных пород, что позволит ускорить и упростить процедуру создания цифровых моделей с необходимой степенью детализации для проектирования вариантов плана развития горных работ.

Ключевые слова: геомеханический мониторинг, беспилотные летательные аппараты, анализ состояния бортов, смещения горных пород, обрушения, опорные знаки, точность позиционирования

***Благодарность, финансирование:** Работа выполнена в рамках базового бюджетного финансирования ИПКОН РАН, тема № 1023040100029-8-2.7.5.

Для цитирования: Агарков И. Б., Рыльникова М. В., Никифорова И. Л. Разработка методики мониторинга деформаций уступов и бортов карьеров с применением беспилотных летательных аппаратов. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):33-39. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_33_39.

METHODS OF INSPECTION OF DEFORMATIONS OF LEDGES AND SIDES OF QUARRIES USING UNMANNED AERIAL VEHICLES*

I. B. Agarkov^{1✉}, M. V. Rylnikova², I. L. Nikiforova²

¹Open Joint Stock Company "VIOGEM", Belgorod, Russian Federation

²Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation

✉ agarkov_ib@viogem-sp.ru

Abstract: The issue of using unmanned aerial vehicles for geomechanical monitoring of the state of a rock mass near a developed quarry space is investigated. An example of the implementation of a methodology for assessing rock displacements in a deep quarry using unmanned aerial vehicles is given, a series of surfaces are processed in the ASNI Cloud 3D program, quantitative and qualitative characteristics of rock displacement in the area of a large collapse of the eastern side of the quarry are given. Based on the research results, it is concluded that the use of unmanned aerial vehicles in conjunction with the ASNI Cloud 3D program for operational monitoring of rock mass displacements is economically promising, which will speed up and simplify the procedure for creating digital models with the necessary degree of detail for designing variants of the mining development plan.

Keywords: geomechanical monitoring, unmanned aerial vehicles, analysis of the condition of the sides, displacement of rocks, collapses, support signs, positioning accuracy

***Acknowledgement, funding:** This work was carried out within the framework of the basic budget financing of IPCON RAS, topic No. 1023040100029-8-2.7.5.

For citation: Agarkov I. B., Rylnikova M. V., Nikiforova I. L. Methods of inspection of deformations of ledges and sides of quarries using unmanned aerial vehicles. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):33-39. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_33_39.

Введение

В современных условиях существенные изменения горнотехнических, геомеханических и природно-климатических условий открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых с одновременным увеличением сроков эксплуатации карьеров, непрерывным расширением масштабов открытых горных работ, интенсификацией производственных процессов, ужесточением требований промышленной и экологической безопасности горных работ при сохранении приемлемого уровня экономической эффективности производства предопределяют необходимость изыскания новых геотехнологических решений, оптимизации параметров горных работ, техники и технологий [1-7].

В тоже время, вопросы повышения экономической эффективности, промышленной безопасности и экологичности горных работ закономерно связаны с обеспечением долговременной устойчивости бортов и уступов карьеров и отвалов в течение всего жизненного цикла освоения месторождений твердых полезных ископаемых [8-10].

В этой связи, крайне важно своевременно прогнозировать и фиксировать обрушения различного масштаба, обследовать параметры уступов на соответствие проектным решениям, выявлять признаки начинающихся деформаций уступов и участков бортов карьеров, геометризовать и локализовывать эти области, обеспечивая предотвращение сдвижений массива, либо принудительное обрушение горных пород для разгрузки массива борта. Частично с поставленными задачами могут справляться геотехнические радары, которые позволяют спрогнозировать развитие деформаций, однако, несмотря на достаточно высокую точность и универсальность, они имеют ряд недостатков, которые затрудняют их применение на горных предприятиях. Они могут прогнозно определять области смещения горных пород и их величину, но построить по этим данным объемную модель массива весьма затруднительно. В свою очередь такие модели необходимы для геомеханических расчетов коэффициентов запаса устойчивости уступов и бортов карьера. К еще одному недостатку георадаров относится их дороговизна и сложность технического обслуживания. По этой причине малые предприятия не всегда могут себе позволить закупку подобного оборудования. Помимо этого, радары имеют ограниченный радиус действия, как в вертикальной плоскости, так и по горизонтали, а для охвата всего месторождения требуется несколько систем. Таким образом, выбор оптимального метода геомеханического мониторинга состояния горного массива вблизи выработанного карьерного пространства с последующими оценкой интенсивности и характера разрушения массива горных пород, моделированием формы и объема обрушения является актуальной задачей [11-13].

Цель исследований: разработка методики мониторинга деформаций уступов и бортов карьеров с применением беспилотных летательных аппаратов.

Методы и материалы исследований

В работе применялся комплексный метод исследований, включающий натурные наблюдения, маркшейдерские съемки уступов и бортов карьера портативными беспилотными летательными аппаратами при изучении структурно-тектонических особенностей породных массивов Ковдорского месторождения магнетит-апатитовых

руд, оценке степени их нарушенности, выявлении характера и установлении закономерностей деформирования породных массивов; аналитические, графо-аналитические, графические и численные методы при обосновании геомеханических моделей и решении задач устойчивости откосов в структурно-нарушенных массивах.

Результаты исследований

Для решения указанной задачи авторами предложен метод мониторинга состояния массивов скальных пород, базирующийся на съемке уступов и бортов карьера портативными беспилотными летательными аппаратами (далее — БПЛА).

В общем виде процедура мониторинга состояния массивов скальных пород приведена на схеме (рис. 1).

На начальном этапе выбирается объект исследования и оценивается сложность его съемки с применением БПЛА. Она, в первую очередь, зависит от рельефа поверхности съемки и наличия факторов, осложняющих работу GPS приемника и магнитного компаса, который в настоящее время применяется в большинстве БПЛА для позиционирования себя на местности [14-17].

Съемка местности, как правило, производится либо по созданным в специализированных программах (Litchi, Drone Deploy, Pix4D и пр.) полетным заданиям, либо в ручном режиме. Первый способ применяется в случае, когда глубина карьеров небольшая, и требуется оценить степень соответствия положения фактических бровок проектным. Это связано с тем, что при автоматизированном полете дрон, как правило, ведет съемку с одной, заранее заданной высоты, повторяя рельеф поверхности в направлении сверху-вниз по заранее созданной сетке съемки (рис. 2).

Преимущество автоматизированной съемки — в минимальном влиянии оператора БПЛА на результат процесса полевых работ и отсутствии пробелов при фотографировании. К недостаткам относится невозможность качественного фотографирования вертикальных стенок откосов, так как съемка ведется в горизонтальной плоскости, при которой вертикальные объекты снимаются под крутым углом к горизонту. Что приводит к искажению картинки на поверхности откосов и снижению точности построения моделей. Поэтому съемка по полетному заданию, сформированному в автоматическом режиме, предпочтительна при мониторинге горизонтальных смещений и мало пригодна для мониторинга вертикальных смещений и вывалов горной породы с поверхности уступов и бортов карьеров.

Для съемки в вертикальной плоскости имеющийся на рынке софт не подходит, так как эта задача является довольно узкоспециализированной и не востребована у массового пользователя. Решение этой проблемы достигается путем облета обследуемого участка в ручном режиме.

Неотъемлемой частью съемки является наиболее приемлемый в условиях съемки способ повышения ее точности, так как точность позиционирования БПЛА составляет порядка 1,5-3,0 м.

В настоящее время широко применяются три основные технологии. Первая и наиболее простая заключается в повышении точности съемки по опознавательным знакам и маркам, распределенным перед съемкой по всему обследуемому участку (рис. 3).

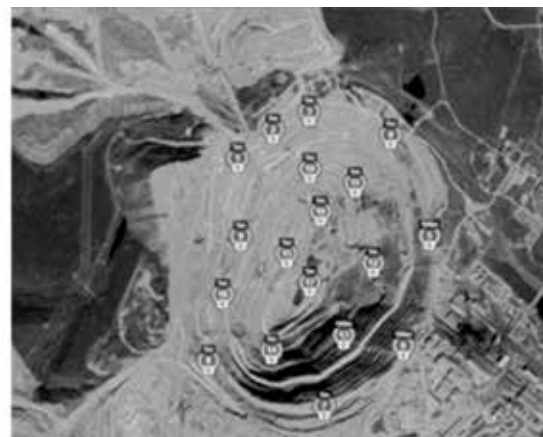
Размер марки зависит от предполагаемой высоты съем-



Рис. 1. Алгоритм мониторинга состояния массивов скальных пород /
Fig. 1. Algorithm for monitoring the condition of rock formations



а (a)



б (b)

Рис. 2. Сетка съемки в программном обеспечении: а - Drone Deploy; б - Litchi /
Fig. 2. Shooting grid software: a - in Drone Deploy; b - Litchi



Рис. 3. Опознавательный знак для БПЛА /
Fig. 3. Identification mark for an unmanned aerial vehicle

ки — чем выше высота съемки, тем больше по размерам должна быть марка. Положение марок и знаков предварительно определяется при помощи маркшейдерских замеров, а затем по знакам привязывается объемная модель исследуемого объекта. Плюсы такого способа заключаются в том, что для его реализации не требуются дорогостоящие дроны, оснащенные системами кинематики в реальном времени (RTK) и в режиме постобработки (РРК), при этом он является достаточно надежным и точным. К недостаткам относится высокая трудоемкость расстановки и сбора марок после съемки на больших площадях и невозможность их заложения на непроходимых участках. Этот способ хорошо подходит для изучения группы уступов, расположенных ближе ко дну карьера на участках с нестабильным спутниковым сиг-

налом, где риски потери БПЛА являются самыми высокими. Экономический эффект от потери менее дорогостоящего БПЛА будет выше, чем утрата высокотехнологичного аппарата, оснащенного системами RTK и PPK.

Технологии RTK и PPK относятся к методам дифференциальной коррекции ошибок сигнала GNSS. Обе технологии направлены на повышение точности позиционирования за счет применения базовых станций GNSS и сетей CORS/VRS с разницей лишь в том, что в первом случае коррекция положения БПЛА происходит непосредственно в процессе съемки, а во втором – после завершения съемки.

Принцип коррекции системы RTK заключается в следующем. На точку с известными координатами устанавливается базовая станция, которая в режиме реального времени связывается со спутниками и находит поправку между своим известным местоположением и позицией, определенной по сигналу со спутников. Полученная поправка отправляется на ровер, установленный на корпусе БПЛА, что повышает точность позиционирования аппарата.

При коррекции PPK базовая станция и ровер накапливают информацию о своем местоположении отдельно друг от друга, а затем в процессе обработки данные объединяются по времени приема сигнала, и соответствующие поправки вносятся в данные съемки (рис. 4).

Преимуществом первого способа является возможность получения непосредственно после завершения съемки готовых данных, с которыми можно сразу работать, а во втором случае данные требуют постобработки. К недостаткам метода RTK также относят требование к постоянному качественному соединению между спутником, БПЛА с ровером и базовой станцией. Потеря сигнала приводит к потере отснятых данных. В режиме PPK база и БПЛА работают со спутниками параллельно, и это делает такую систему более надежной при потере связи. Кроме того, дальность полетов от базовой станции в режиме PPK составляет 30–50 км, а RTK – только до 6 км. Оба метода дают достаточно высокую точность (до 1 см) при съемке в верхних частях карьера, где присутствует стабильный сигнал от спутников. Съемка на нижних горизонтах возможна в комбинации с опознавательными знаками, чтобы в случае потери сигнала данные могли быть увязаны.

После выбора объекта съемки и способа привязки модели в требуемую систему координат с необходимой точностью приступают к облету объекта обследования.

Облет объекта обследования в режиме PPK выполняется

интервальной фотосъемкой с периодичностью 5–7 секунд. Положение БПЛА выбирается вручную таким образом, чтобы точка съемки была расположена примерно перпендикулярно к поверхности откоса, а расстояние от откоса позволяло одновременно снимать два откоса уступов высотой по 12–15 м или один сдвоенный уступ, высотой 30–40 м. Перекрытие снимков должно составлять около 50 %, что позволяет более точно выровнять снимки при обработке. При меньшем перекрытии качество и точности модели падает. Сначала БПЛА движется вдоль откоса от нулевой точки съемки к конечной, затем в обратном направлении, а на завершающем этапе выполняют съемку вертикально вниз для детальной прорисовки бровок уступов. В процессе съемки оператор меняет угол поворота камеры. При облете поверхности откоса камера поворачивается к откосу под углом около 45–50° в направлении движения. При появлении на экране объекта, который вызывает интерес с точки зрения устойчивости, оператор перемещает БПЛА ближе и снимает объект с разных ракурсов, чтобы получить детализированную модель проблемного участка. Если устройство оснащено лидаром, то выполняют дополнительно сканирование уступов.

Основной задачей съемки является получение плотного облака точек при помощи лидара. Принцип съемки заключается в постоянном излучении лазерных лучей и фиксации времени, за которое луч достигает объекта, отражается и возвращается обратно. Также возможно построение плотного облака методами фотограмметрии по снимкам уступов, сделанным под разными ракурсами. В первом случае не требуется длительной обработки результатов съемки, однако, отсутствует возможность окрашивания модели в естественные цвета. Во втором случае обработка результатов занимает более длительное время, но позволяет получить модель карьера, окрашенную в естественные цвета. Точность обоих методов примерно совпадает при правильном выполнении и соблюдении режима съемки.

В рамках настоящего исследования построение плотного облака точек производилось в программе Metashape путем обработки координатно привязанных фотоснимков уступов и бортов карьера алгоритмами в специализированном программном обеспечении. В итоговом виде получают объемную точечную модель карьера, с которой в дальнейшем работают (рис. 5).

Далее приступают к обработке серий поверхностей в программе АСНИ «Облако 3D». Мониторинг в этом программном обеспечении заключается в измерении длин векторов смеще-

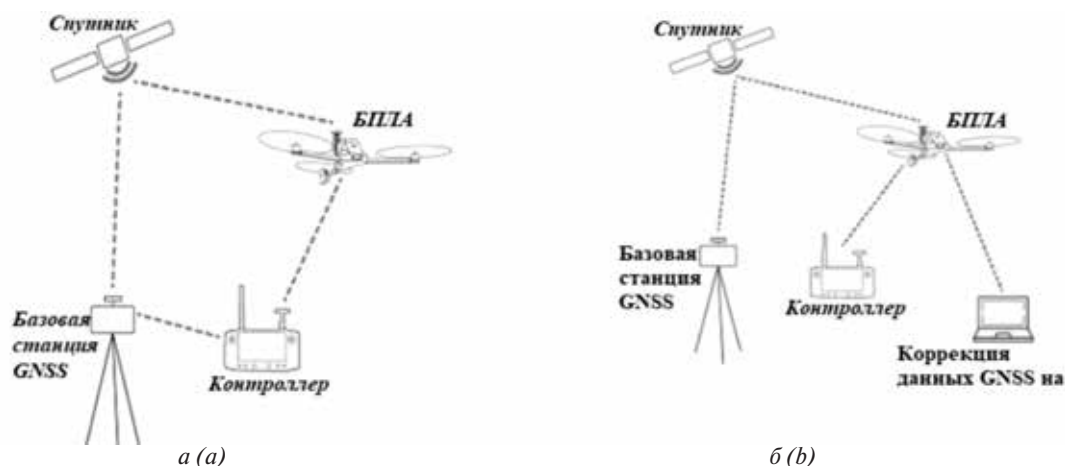


Рис. 4. Принцип коррекции данных GNSS технологиями: а – RTK; б – PPK /
Fig. 4. The principle of GNSS data correction with technology: а – RTK; б – PPK

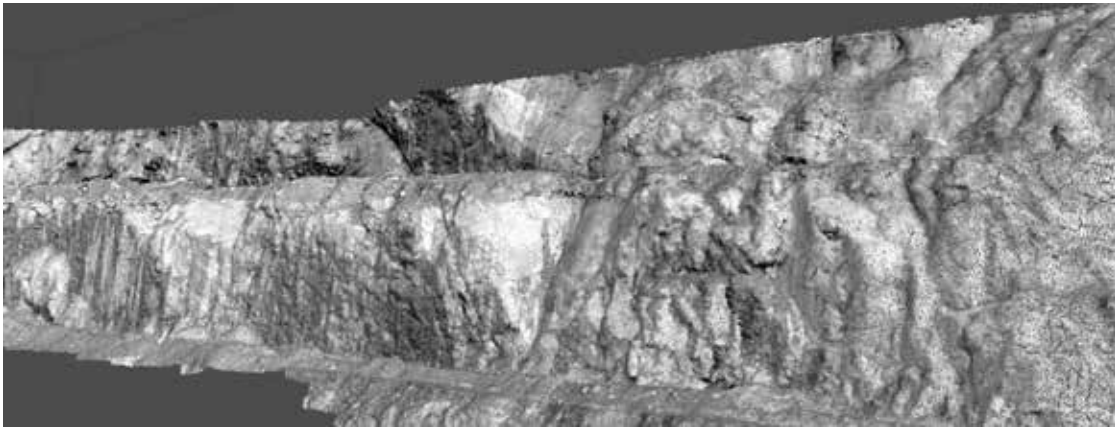


Рис. 5. Группа уступов, представленная плотным облаком точек в программе Metashape /
Fig. 5. A group of ledges represented by a dense point cloud in the Metashape program

ния между облаками точек, ограниченными границами ячеек и точкой наблюдения, которая задается пользователем, исходя из целей мониторинга. Суть оценки смещений заключается в том, что программа по заданным параметрам разбивает плотное облако на ячейки и находит средневзвешенное положение ее центра путем анализа позиции всех точек, попавших в эту ячейку. После этого в программе в автоматическом режиме находится расстояние от точки измерения до центра ячейки и фиксируется это расстояние. Затем загружается вторая серия съемки, для которой необходимо оценить смещения относительно базового облака. С аналогичными параметрами ее разбивают на ячейки и проделывают ту же самую процедуру, что и для базового облака. Далее находят разность между длиной базового вектора и вектора смещений и отображают ее в ячейках и визуализируют на плане по цветовой шкале.

Выбор размера ячейки зависит от цели мониторинга и производительности устройства, на котором делаются расчеты. Ее размер задается через угол поворота в вертикальной и горизонтальной плоскостях и определяет удаленность точки съемки по принципу лазерного сканера. При высоте откоса 24–30 м, ячейка, размером 2х2 м, позволяет визуализировать обрушения, объемом от 200 м³, но без большой детализации. Если необходимо выделить только мощные обрушения (свыше 1000 м³), то размер ячейки можно увеличить в 2–3 раза. Для обследования мелких обрушений размер ячейки, напротив, уменьшают в 2–3 раза. Чем меньше размер ячейки, тем детальнее прорисовка смещений и тем больше требуется вычислительных мощностей для стабильной работы программы. Высоту или длину стороны ячейки определяют по формуле:

$$h = l \cdot \operatorname{tg}(\alpha) , \quad (1)$$

где h — высота (или длина) ячейки, м; l — удаление точки измерения от поверхности карьера, м; α — угловое разрешение съемки (горизонтальное и вертикальное), град.

Пропорции ячейки измерения зависят от типа месторождения и подбираются исходя из соотношения длины и высоты элементарного блока в массиве горных пород.

Обсуждение результатов исследований

Представленная методика наблюдений разработана эмпирическим путем, что позволяет эффективно и точно выявлять очаги обрушений и следить за их дальнейшим развитием.

Рассмотрим пример реализации методики оценки смещений горных пород в условиях глубокого карьера. На начальном этапе точку измерения выставляют в центре карьера

в горизонтальной плоскости и на уровне верхней части карьера в вертикальной плоскости, а далее производят расчет смещений. Затем настраивают шкалу смещений таким образом, чтобы на поверхности карьера отображались смещения с шагом в 1 м (рис. 6) (см. цв. вклейку на стр. 79).

На представленной карте (рис. 6) отчетливо выделяются три области. Красным цветом в верхней и нижней части карьера отражаются области интенсивного ведения горных работ. От обрушений их отличает четко выдержанная зональность. На этих участках борта карьера ушли в сторону породного массива. Синим цветом окрашены области сдвижения горной породы в сторону точки измерения, которые локализуются преимущественно под областями ведения горных работ. Это говорит о том, что на этих откосах сформировались осыпи. Зеленым цветом показаны участки карьера, где существенных изменений не произошло. Локализации красных пятен на зеленом фоне говорит о наличии локальных смещений, представленных различными типами обрушений. На карте выделено наиболее крупное из них.

Затем детализируют участки смещения и по ним изучают характер и тип смещений, их количественные и качественные характеристики.

На рис. 7 (см. цв. вклейку на стр. 79) представлена количественная и качественная характеристика смещения в районе крупного обрушения восточного борта карьера.

Аналогичным образом может быть выполнена оценка шероховатости откосов, размеров — увеличения (уменьшения) объемов складов руды, отвалов и пр. Программа является универсальной и может найти широкое применение в горной промышленности.

Следует также отметить, что на точность мониторинга, в первую очередь, влияет качество съемки объекта и правильный выбор методики повышения точности позиционирования БПЛА в момент съемки.

Заключение

1. В статье приведен разработанный алгоритм геомеханического мониторинга смещений горного массива вблизи выработанного карьерного пространства с использованием беспилотных летательных аппаратов, который может иметь широкое применение в соответствии с решаемыми задачами.

2. Установлено, что в условиях глубоких карьеров облет изучаемой области целесообразно проводить в ручном режиме, а для повышения точности позиционирования БПЛА в

процессе съемки рекомендуется использовать опорные знаки в сочетании с технологией РРК.

3. Применение программы АСНИ «Облако 3D» для мониторинга смещений массива позволяет оперативно выделять участки смещений горной породы путем сравнения двух облаков точек и давать количественную и качественную характеристику смещения горных пород. Программа позволяет получить площадную карту смещений по аналогии с

данными радарного мониторинга, но с минимальными финансовыми затратами, так как стоимость компактных БПЛА в десятки раз ниже стоимость радаров.

4. Предложенный алгоритм мониторинга может применяться как в горной промышленности, так и за ее пределами, что делает его универсальным инструментом для решения ряда прикладных задач.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Комплексный анализ применения эффективных технологий для повышения устойчивого развития природно-технической системы / Р. В. Ключев, И. И. Босиков, А. В. Майер, О. А. Гаврина // Устойчивое развитие горных территорий. — 2020. — Т. 12. — № 2. — С. 283–290. DOI: 10.21177/1998-4502-2020-12-2-283-290.
2. Большие данные и устойчивое функционирование горнотехнических систем / В. Н. Захаров, А. Д. Гвишиани, Л. А. Вайсберг, Б. В. Дзеранов // Горный журнал. — 2021. — № 11. — С. 45–52. DOI: 10.17580/gzh.2021.11.06.
3. Рыльникова, М. В. Развитие горных наук, образования и технологического уклада производства — основа устойчивого развития и снижения рисков при комплексном освоении недр комбинированными геотехнологиями / М. В. Рыльникова // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2021 — № 3 — С. 10–25.
4. Особенности и перспективы реализации проекта федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и отвалов» / М. В. Рыльникова, А. И. Перепелицын, О. В. Зотеев, И. Л. Никифорова // Горная промышленность. — 2020. — № 1. — С. 132–139. DOI: 10.30686/1609-9192-2020-1-132-139.
5. Gilani, S. O. A stochastic particle swarm based model for long term production planning of open pit mines considering the geological uncertainty / S. O. Gilani, J. Sattarvand, M. Hajihassani, S. S. Abdullah // Resources Policy. 2020, vol. 68, article 3101738. DOI: 10.1016/j.resourpol. 2020.101738.
6. Наговицын, О. В. Влияние роботизированных технологий на безопасность ведения открытых горных работ / О. В. Наговицын, М. Г. Возняк // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 12-1. — С. 52–62. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_121_0_52.
7. Копылов, А. С. Комплексный подход к освоению сырьевой базы горнодобывающего региона с применением ресурсовоспроизводящих технологий / А. С. Копылов, А. К. Джигоева, Ю. И. Кондратьев // Устойчивое развитие горных территорий. — 2022. — Т. 14. — № 2. — С. 228–239. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-2-228-239.
8. Контроль и управление геомеханическим состоянием и устойчивостью конструктивных элементов горнотехнических конструкций карьеров на основе сбора и анализа больших данных / М. В. Рыльникова, Д. А. Клебанов, В. В. Рыбин, И. Ю. Розанов // Горная промышленность. — 2024. — № 4. — С. 121–128. DOI: 10.30686/1609-9192-2024-4-121-128.
9. Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов, 2020. [Электронный ресурс]. — URL: <https://docs.cntd.ru/document/573140211> (дата обращения 11.09.2024).
10. Внезапные деформационные процессы в горном массиве при недропользовании: факторы проявления и возможности предупреждения / С. В. Усанов, Ю. П. Коновалова, Е. Ю. Ефремов, О. Д. Харисова, А. В. Усанова // Горная Промышленность. — 2022. — № 1S. — С. 111–118. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-111-118.
11. Резниченко, С. С. Организация комплексной системы мониторинга устойчивости бортов и уступов глубоких карьеров с использованием современного геодезического оборудования / С. С. Резниченко, В. Н. Сытенков, Р. Ш. Наимова // Рациональное освоение недр. — 2017. — № 2. — С. 56–67.
12. Клебанов, А. Ф. Современная система контроля устойчивости бортов карьеров на основе использования радаров MSR / А. Ф. Клебанов, М. А. Макеев, Н. В. Монахов // Горная промышленность. — 2015. — № 1(119). — С. 75–76.
13. Мустафин, М. Г. Пути развития маркшейдерско-геодезических наблюдений за устойчивостью бортов карьеров / М. Г. Мустафин, Е. О. Валькова, В. А. Вальков // Маркшейдерский вестник. — 2022. — № 3 (148). — С. 13–18.
14. Анализ данных аэрофотосъемки с беспилотных летательных аппаратов для изучения состояния бортов угольного разреза / Д. А. Кириков, В. С. Фёдоров, Д. И. Калимуллина, Ш. Р. Охунов // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. 2023, Вып. 2, С. 236–249.
15. Изучение структурных особенностей прибортового массива по 3D-модели откоса, построенной с применением мультикоптера / И. Ю. Боос, Ю. Л. Юнаков, И. В. Патачаков, А. А. Гришин // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — № 12. — С. 19–30. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_12_0_19.
16. Zhou, H. Trajectory planning algorithm of UAV based on system positioning accuracy constraints / H. Zhou, H. L. Xiong, Y. Liu, N. D. Tan, L. Chen // Electronics. 2020, 9, 250.
17. Lian, X. G. Rapid identification of landslide, collapse and crack based on low-altitude remote sensing image of UAV / X. G. Lian, Z. J. Li, H. Y. Yuan, J. B. Liu, Y. J. Zhang, X. Y. Liu, Y. R. Wu // J. Mt. Sci. 2020, 17, 2915–2928.
18. Гуца, Д. И. Качественная оценка геомеханических рисков по результатам долгосрочного мониторинга и 3d модели месторождения, построенной с применением мультикоптера / Д. И. Гуца, Е. В. Коврижных, Н. В. Еретнов, А. А. Абдуллаева, Д. В. Редькин // Московский экономический журнал. — 2022. — № 2. [Электронный ресурс]. — URL: <https://qje.su/nauki-o-zemle/moskovskij-ekonomicheskij-zhurnal-2-2022-7/> (дата обращения 13.08.2024).
19. Низаметдинов, Н. Ф. Лазерно-цифровые технологии измерений при наблюдениях за состоянием прибортовых массивов карьера / Н. Ф. Низаметдинов, Р. Ф. Низаметдинов, Е. А. Олейникова, А. З. Капасова, А. Оралбай // Маркшейдерский вестник. — 2020. — № 4(137). — С. 43–48.
20. Зотеев, В. Г. Нетипичные деформации бортов глубоких рудных карьеров и меры по их предотвращению / В. Г. Зотеев, О. В. Зотеев // Горный журнал. — 2007. — № 1. — С. 40–45.

REFERENCES

1. Klyuev RV, Bosikov II, Mayer AV, et al. A comprehensive analysis of the use of effective technologies to enhance the sustainable development of the natural and technical system. *Sustainable development of mining territories*. 2020;12(2):283–290. DOI: 10.21177/1998-4502-2020-12-2-283-290 (In Russ.).
2. Zakharov VN, Gvishiani AD, Vaisberg LA, et al. Big Data and sustainable functioning of geotechnical systems. *Gornyi Zhurnal*. 2021;(11):45–52. DOI: 10.17580/gzh.2021.11.06 (In Russ.).
3. Rylnikova MV. Development of mining sciences, education and technological way of production — the basis for sustainable development and risk

- reduction in the complex development of the subsoil by combined geotechnologies. *Izvestiya Tula State University. Earth Sciences*. 2021;(3):10-25 (In Russ.).
4. Ryl'nikova MV, Perepelitsyn AI, Zoteev OV, et al. Features and prospects of the implementation of the draft federal norms and rules in the field of industrial safety "Rules for ensuring the stability of sides and ledges of quarries, cuts and dumps". *Russian Mining Industry*. 2020;(1):132-139 (In Russ.).
5. Gilani SO, Sattarvand J, Hajihassani M, Abdullah SS. A stochastic particle swarm based model for long term production planning of open pit mines considering the geological uncertainty. *Resources Policy*. 2020;68(3101738). DOI: 10.1016/j.resourpol. 2020.101738.
6. Nagovitsyn OV, Wozniak MG. The influence of robotic technologies on the safety of open-pit mining operations. *Mining information and analytical bulletin*. 2022;(12-1):52-62. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_121_0_52 (In Russ.).
7. Kopylov AS, Dzhiyeva AK, Kondratiev YuI. An integrated approach to the development of the raw material base of a mining region using resource-re-producing technologies. *Sustainable development of mountain territories*. 2022;14(2):228-239. DOI: 10.21177/1998-4502-2022-14-2-228-239 (In Russ.).
8. Ryl'nikova MV, Klebanov DA, Rybin VV, et al. Control and management of geomechanical state and stability of structural elements of mining engineering elements in open-pit mines based on big data collection and analysis. *Russian Mining Industry*. 2024;(4):121-128. DOI: 10.30686/1609-9192-2024-4-121-128 (In Russ.).
9. Rules for ensuring the stability of sides and ledges of quarries, sections and slopes of dumps, 2020. Available from: <https://docs.cntd.ru/document/573140211> (In Russ.).
10. Usanov SV, Konovalova YuP, Efremov EYu, et al. Unexpected deformation processes in the rock mass in surface mining: emergence factors and prevention capabilities. *Russian Mining Industry*. 2022;(1S):111-118. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-111-118. (In Russ.).
11. Reznichenko SS, Sytenkov VN, Naimova RS. Organization of an integrated system for monitoring the stability of sides and ledges of deep quarries using modern geodetic equipment // *Rational development of the subsoil*. 2017;(2):56-67 (In Russ.).
12. Klebanov AF, Makeev MA, Monakhov NV. Modern stability control system of quarry sides based on the use of MSR radars. *Russian Mining Industry*. 2015;1(119):75-76 (In Russ.).
13. Mustafin MG, Valkova EO, Valkov VA. Ways of development of surveying and geodetic observations for the stability of quarry sides. *Mine Surveying bulletin*. 2022;3(148):13-18 (In Russ.).
14. Kirikov DA, Fedorov VS, Kalimullina DI, et al. Analysis of aerial photography data from unmanned aerial vehicles to study the condition of the sides of a coal mine. *Proceedings of Tula State University. Earth sciences*. 2023;2:236-249 (In Russ.).
15. Boos IYu, Yunakov YuL, Patachakov IV, et al. Studying the structural features of the instrument array using a 3D slope model constructed using a multicopter. *Mining information and analytical bulletin*. 2021;(12):19-30. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_12_0_19 (In Russ.).
16. Zhou H, Xiong HL, Liu Y, et al. Trajectory planning algorithm of UAV based on system positioning accuracy constraints. *Electronics*. 2020;9:250.
17. Lian XG, Li ZJ, Yuan HY, et al. Rapid identification of landslide, collapse and crack based on low-altitude remote sensing image of UAV. *J. Mt. Sci*. 2020;(17):2915-2928.
18. Gushcha DI, Kovrizhnykh EV, Yeretnov NV, et al. Qualitative assessment of geomechanical risks based on the results of long-term monitoring and a 3D model of the deposit built using a multicopter. *Moscow Economic Journal*. 2022;(2). Available from: <https://qje.su/nauki-o-zemle/moskovskij-ekonomicheskij-zhurnal-2-2022-7/> (In Russ.).
19. Nizametdinov NF, Nizametdinov RF, Oleinikova EA, et al. Laser-digital measurement technologies for monitoring the condition of quarry instrument arrays. *Mine Surveying Bulletin*. 2020;4(137):43-48 (In Russ.).
20. Zoteev VG, Zoteev OV. Atypical deformations of the sides of deep ore pits and measures to their prevention. *Gornyi Zhurnal*. 2007;(1):40-45 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Иван Борисович Агарков -

заведующий лабораторией горнопромышленной геологии
отдела геологии и геоинформатики, Открытое акционерное
общество «ВИОГЕМ», 308007, г. Белгород, Российская
Федерация, e-mail: agarkov_ib@viogem-sp.ru

Марина Владимировна Рыл'никова -

главный научный сотрудник, профессор, доктор технических
наук, Федеральное государственное бюджетное учреждение
науки Институт проблем комплексного освоения недр им.
академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, 111020,
г. Москва, Российская Федерация, e-mail: ryl'nikova@mail.ru

Ирина Львовна Никифорова -

научный сотрудник, Федеральное государственное бюджетное
учреждение науки Институт проблем комплексного освоения
недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии
наук, 111020, г. Москва, Российская Федерация,
e-mail: nikiforova_i@ipkonran.ru

Критерии авторства / Contribution: Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей. / The authors participated equally in the writing and collection of the material, as well as its processing.

Конфликт интересов / Conflict of interest: Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов. / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 21.10.2024. Поступила после рецензирования: 04.12.2024. Принята к публикации: 10.12.2024

Article info

Received: 21.10.2024. Revised: 04.12.2024. Accepted: 10.12.2024

ABOUT THE AUTHORS

Ivan B. Agarkov -

Head of the Laboratory of Mining Geology of the Department
of Geology and Geoinformatics, Open Joint Stock Company
"VIOGEM", 308007, Belgorod, Russian Federation, e-mail:
agarkov_ib@viogem-sp.ru

Marina V. Ryl'nikova -

Chief Researcher, Professor, Doctor of Technical Sciences, Institute
of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Acad-
emy of Sciences, 111020, Moscow, Russian Federation,
e-mail: ryl'nikova@mail.ru

Irina L. Nikiforova -

Research Associate, Institute of Comprehensive Exploitation of Min-
eral Resources Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow, Rus-
sian Federation, e-mail: nikiforova_i@ipkonran.ru

О ПРИМЕНЕНИИ НОВОГО ПОДХОДА К ПРОГНОЗУ ПРОВАЛООБРАЗОВАНИЯ В ПРИПОВЕРХНОСТНОЙ ЗОНЕ ОБВОДНЕННЫХ МАССИВОВ ДЛЯ ОЦЕНКИ РИСКОВ ПРИ ЗАТОПЛЕНИИ ШАХТЫ «АНТРАЦИТ»

В. А. Дрибан, Б. В. Хохлов[✉], А. В. Антипенко

Федеральное государственное бюджетное научное учреждение «Республиканский академический научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики, геофизики и маркшейдерского дела» (ФГБНУ «РАНИМИ»), г. Донецк, ДНР РФ

✉ hbv@bk.ru

Аннотация: В статье представлены результаты геодинамического мониторинга горного отвода шахты «Антрацит» в условиях неконтролируемого затопления выработанного пространства и горных выработок. Выполнены расчеты и картирование приповерхностных зон, опасных по возникновению провалов по нормативной методике и с применением нейронного алгоритма. По нормативной методике определена 21 провалоопасная зона. Ввиду того, что значительная часть зон, представляющих угрозу образования провалов земной поверхности расположена на территории жилой застройки или на сельскохозяйственных землях, был выполнен прогноз провалоопасности при помощи нейросети. В результате прогноза, количество зон, представляющих угрозу в ближайшие 20 лет сократилось до 11, а их площадь уменьшилась в 2.5 раза. Такой прогноз позволяет минимизировать затраты на выполнение мероприятий по защите земной поверхности от вредного влияния горных работ.

Ключевые слова: горный отвод, обводненный массив, провалы земной поверхности, горные выработки

Для цитирования: Дрибан В. А., Хохлов Б. В., Антипенко А. В. О применении нового подхода к прогнозу провалообразования в приповерхностной зоне обводненных массивов для оценки рисков при затоплении шахты «Антрацит». *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):40–49. (https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_40_49).

ON THE APPLICATION OF A NEW APPROACH TO FORECASTING DIPS IN THE SURFACE ZONE OF WATER-FILLED MASSIFS FOR ASSESSING RISKS IN THE FLOODING OF THE «ANTHRACITE» MINE

V. A. Driban, B. V. Khokhlov[✉], A. V. Antypenko

Republican Academic Research and Design Institute of Mining Geology, Geomechanics, Geophysics and Mine Surveying (RANIMI), Donetsk, DPR Russian Federation

✉ hbv@bk.ru

Abstract: The article presents the results of geodynamic monitoring of the mining allotment of the «Anthracite» mine under conditions of uncontrolled flooding of the mined-out space and mine workings. Calculations and mapping of near-surface zones that are dangerous for the occurrence of dips were completed according to the standard methodology and using a neural algorithm. According to the standard methodology, 21 failure-hazardous zones were identified. Due to the fact that a significant part of the zones posing a threat of the formation of failures of the earth's surface are located on the territory of residential buildings or on agricultural lands, a failure-hazard forecast was made using a neural network. As a result of the forecast, the number of zones posing a threat in the next 20 years was reduced to 11, and their area decreased by 2.5 times. Such a forecast allows minimizing the costs of implementing measures to protect the earth's surface from the harmful effects of mining operations.

Keywords: mine allotment, flooded massif, dips in the Earth surface, mine workings

For citation: Driban V. A., Khokhlov B. V., Antypenko A. V. On the application of a new approach to forecasting dips in the surface zone of water-filled massifs for assessing risks in the flooding of the «anthracite» mine. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):40–49. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_40_49.

Введение

Добыча пластовых полезных ископаемых, в частности угольных пластов, приводит к образованию обширных техногенно затронутых территорий земной поверхности. Это характерно для любых месторождений типа: Кузнецкий бассейн, Печерский или Донецкий.

Добыча угля в Донецком бассейне ведется уже более 200 лет и начиналась с малых глубин 20–100 м. В регионе в начале XX века функционировало около 2 тыс. шахт, из которых 95 % находились на глубине до 100 метров. В период восстановления после Великой Отечественной войны в Донецком бассейне для оперативного извлечения угля было построено более 600 мелких наклонных шахт с ручной и механизированной добычей угля непосредственно от выходов пластов на поверхность или от границ годного угля на очень малых глубинах [1]. Практически вся поверхность региона, включая западный, центральный и восточный Донбасс, оказалась подработанной на малых глубинах.

С 1994 года в Российской Федерации активно выполняются мероприятия по реструктуризации угольной промышленности [2], при этом основным методом ликвидации нерентабельных угледобывающих предприятий является так называемый мокрый способ, при котором происходит полное затопление выработанного пространства и всех горных выработок. Затопление выработанного пространства приводит к изменению физико-механических свойств горных пород, активизации процессов сдвижения, локальных оседаний и образованию провалов земной поверхности. Такие явления зафиксированы практически во всех горнопромышленных районах. Извлечение из недр полезного ископаемого привело к понижению уровня земной поверхности, вследствие чего грунтовые воды начинают залегать на меньшей глубине, а это в свою очередь ведет к образованию целого ряда негативных последствий и реальных угроз на территориях горных отводов ликвидированных шахт [3, 4].

Наиболее острыми проблемами, возникающими из-за повышения уровня грунтовых вод и затопления выработанного пространства в результате остановки шахтных водоотливов, являются:

- подтопление застроенных и сельскохозяйственных территорий с их последующим заболачиванием;
- выход газа в подвалы жилых построек и подземные сооружения промышленных объектов;
- миграция вредных загрязняющих веществ и высокоминерализованной шахтной воды в подработанном массиве горных пород и вынос их на земную поверхность;
- активизация процессов сдвижения пород над горными выработками с образованием внезапных провалов земной поверхности на тех участках, где подобные процессы давно завершились.

Как результат всего вышеизложенного – существенное повышение рисков нарушения условий эксплуатации зданий и сооружений, что может привести к невозможности их нормального использования, повреждению или даже полному разрушению, создавая угрозу жизни и безопасности людей.

Кроме того, рентабельным глубоким шахтам при затоплении брошенных шахт, эксплуатировавшихся на верхних горизонтах, сейчас приходится работать в обводненном массиве. Такие процессы наблюдаются практически во всех горнопромышленных районах Донбасса [5]. Эта проблема

актуальна не только для территорий Донецкого бассейна, но и для всех техногенно нагруженных и подработанных территорий.

ФГБНУ «РАНИМИ» ведет работы по развитию общетеоретических представлений о поведении и взаимодействии обводненных массивов с горными выработками. В рамках работ уже разработаны модели формирования и трансформации напряженного состояния обводненного массива горных пород и взаимодействия крепи горных выработок и обводненного массива при отработке свиты пластов. Разрабатываются методы и средства активного управления горным давлением и гидроизоляции в подземных горных выработках. Разработан новый подход к прогнозу образования провалов в приповерхностной зоне на основе методов искусственного интеллекта.

Новый подход к прогнозу провалообразования в приповерхностной зоне обводненных массивов заключается в том, что в начале производится построение и картирование нормативных провалоопасных зон на планах поверхности, а затем с помощью нейронной сети эти зоны оцениваются на предмет провалообразования в настоящее время.

Площадь провалоопасных зон в процентном отношении ко всей площади шахтного поля довольно велика и составляет порядка 5–30 %, и в большинстве случаев, в частности на Донбассе, шахтные поля расположены под населенными пунктами. Кадастровая стоимость таких земель весьма мала, и поэтому для обеспечения безопасной жизнедеятельности техногенно нарушенных территорий требуется надежный прогноз развития возможных опасных деформаций дневной поверхности и провалообразования. От правильной оценки вероятности и определения времени возможного возникновения провала зависит своевременность принятия мер по минимизации вреда наносимому подземным коммуникациям и объектам, расположенным на земной поверхности [6, 7]. Более того, точная локализация местоположения и размеров провалоопасной зоны, а также четкое понимание времени, в течение которого горная выработка может представлять угрозу земной поверхности, позволят свести к минимуму размеры участков поверхности, выводимых из обихода.

Цель данного исследования – построение и картирование зон возможного провалообразования и оценка их опасности в настоящее время.

Метод построения провалоопасных зон земной поверхности

Для осуществления поставленной задачи использовалась «Методика построения и обследования зон, опасных по провалам» [8].

Основные положения данной методики:

1. У погашенных вертикальных шахтных стволов (шурфов и технических скважин диаметром более 2,0 м) зона возможного провалообразования ограничивается окружностью радиусом $R_0 = 40$ м от центра ствола.
2. У погашенных шурфов и технических скважин диаметром до 2,0 м зона контроля ограничивается окружностью радиусом $R_0 = 20$ м от оси выработки.
3. Над погашенными наклонными и крутонаклонными вскрывающими выработками границы опасных зон на земной поверхности устанавливаются:
 - у устья выработки со стороны восстания – линией, перпендикулярной оси ствола и отстоящей от устья на 10 м плюс 5 м бермы;
 - со стороны падения – линией, перпендикулярной оси

выработки и проходящей через проекцию на земную поверхность точки, находящейся на глубине, равной H_n , вычисляемой по формуле:

$$H_n = \frac{2,5h_b}{k_p - 1}, \quad (1)$$

где h_b — высота выработки вчерне, м;

k_p — коэффициент остаточного разрыхления, который для однородной толщи пород кровли принимается: для аргиллитов — 1,15, для алевролитов — 1,20, для песчаников — 1,25.

Для толщи переслаивающихся коренных пород, залегающих выше выработки, величину k_p следует определять по формуле:

$$k_p = \frac{1,15\sum m_{арг} + 1,20\sum m_{ал} + 1,25\sum m_{пес}}{\sum m_{арг} + \sum m_{ал} + \sum m_{пес}}, \quad (2)$$

где $\sum m_{арг}$, $\sum m_{ал}$, $\sum m_{пес}$ — суммарная мощность слоев аргиллита, алевролита и песчаника, залегающих в кровле выработки, м;

— вдоль продольной оси выработки — прямыми линиями, отстоящими от оси со стороны падения на $l_n = 10h_b$ плюс 5 м бермы, где h_b — высота выработки вчерне (при отсутствии фактических данных величина выработки вчерне принимается равной 2,5 м), м, и со стороны устья — на 10 м плюс 5 м бермы.

4. Над подготовительными или одиночными выработками возможно образование провалов, если глубина выработки $H_{гв}$ от поверхности карбона меньше высоты распространения обрушения пород над выработкой H_n в метрах, которую следует определять по формуле (1). Границу зоны возможного провалообразования на земной поверхности устанавливают со стороны падения и простирания пласта по контуру горной выработки, увеличенному на берму 5 м, а со стороны восстания от пятиметровой бермы под углом сдвижения — γ .

5. Над очистными выработками при разработке пластов с углами падения $\alpha \leq 45^\circ$ границы зоны возможных провалов в плане устанавливаются по контуру горной выработки, увеличенному на 5 м в каждую сторону. Если нижняя граница горной выработки расположена на глубине более 12 м (где m — вынимаемая мощность угольного пласта в метрах), то границу зоны провалов со стороны падения пласта устанавливают на расстоянии 5 м по падению от проекции изогипсы пласта, проведенной на глубине 12 м, со стороны восстания пласта от пятиметровой бермы под углом сдвижения — γ .

Обследование горного отвода шахты «Антрацит»

Шахта «Антрацит» (№ 15/16, «Платовская») — угледобывающее предприятие в г. Гуково (Ростовская область). Вошла в ОАО «Гуковуголь». Закрыта в 1997 году.

Шахта «Антрацит» сдана в эксплуатацию в 1931 году с проектной мощностью 450 тыс. тонн угля в год и обрабатывала угольные пласты k_2^{1-8} , k_2 и i_3^H . В 1998 году шахта «Антрацит» была реорганизована в участок «Водоотлив-Запад» шахты «Ростовская» для защиты шахты от дополнительного притока шахтных вод.

В начале марта 2016 года подземный водоотлив шахты «Антрацит» (участок «Водоотлив-Запад» шахты «Ростовская») был оставлен работниками в связи с невыплатой заработной платы, после чего началось неконтролируемое затопление шахты.

Поле шахты расположено на северном крыле Должно-Сулино-Садкинской синклинали. В административном отношении шахта «Антрацит» расположена на территории Красносулинского района и города Гуково Ростовской области. Восточная часть шахтного поля расположена непосредственно под жилой застройкой города Гуково.

В процессе выполнения исследований было произведено обследование горного отвода шахты «Антрацит».

В результате обследования установлено:

1. Площадь бывшего горного отвода шахты «Антрацит» — 12,65 км².

2. На бывшем горном отводе шахты «Антрацит» зафиксировано 37 горных выработок, имеющих выход на земную поверхность, из них стволов вертикальных — 5, наклонных стволов и сбоек — 11, шурфов вертикальных — 21.

3. Общее количество горных выработок, имеющих выход на земную поверхность, — 37, из них расположены: под породными отвалами — 2; под зданиями и сооружениями — 14; под сельскохозяйственными — 5; под неиспользуемыми землями и лесонасаждениями — 16.

4. Провалы устьев ликвидированных выработок не обнаружены.

Самоизливы воды из горных выработок не обнаружены.

На горном отводе шахты «Антрацит» по «Методике построения и обследования зон, опасных по провалам» [8] выделена 21 провалоопасная зона земной поверхности, а также определены их площади (табл. 1).

Таблица 1 / Table 1

Провалоопасные зоны на территории горного отвода шахты «Антрацит» / Sinkhole-hazardous zones on the territory of the mining allotment of the «Anthracite» mine

№ объекта / № of object	№ зоны / № of zone	Название объекта / Name of object	Угол наклона, град. / Angle of inclination, degrees	Площадь, м ² / Square, m ²
1	1	Наклонный ствол № 01 пласта i_3^H	25	6 714
2	2	Конвейерный наклонный ствол № 01 пласта i_3^H	11	9 531
3	3	Шурф № 20 пласта k_2^{1-8}	90	3 356
		20-й вентиляционный ходок	18	
4	4	Вентиляционный ствол № 20 пласта k_2^{1-8}	17	9 978
5	5	Шурф шахты № 17 пласта k_2^{1-8}	90	2 649
		Площадная зона от горных выработок по пласту k_2^{1-8}		
6	6	Шурф № 18 пласта k_2^{1-8}	90	1 257
7	7	Наклонный ствол шахты № 25 пласта k_2^{1-8}	15	67 182
8		Вентиляционный шурф пласта k_2^{1-8}	90	
9		Шурф № 3 пласта k_2^{1-8}	90	
		Площадная зона от горных выработок по пластам k_2^{1-8} и k_2		
10	8	Наклонный ствол пласта k_2^{1-8}	15	23 130
11		Шурф № 9 пласта k_2^{1-8}	90	
		Площадная зона от горных выработок по пласту k_2^{1-8}		

Продолжение таблицы 1 / Continuation of the table 1

№ объекта / № of object	№ зоны / № of zone	Название объекта / Name of object	Угол наклона, град. / Angle of inclination, degrees	Площадь, м² / Square, m²
12	9	Наклонный ствол пласта k_2^{1-8}	17	27 749
13		Шурф № 7 пласта k_2^{1-8}	90	
		Площадная зона от горных выработок по пласту k_2^{1-8}		
14	10	Шурф № 3 «В» пласта k_2	90	5 646
		17-й вентиляционный ходок пласта k_2	15	
15	11	Шурф № 5 пласта k_2^{1-8}	90	5 924
		Площадная зона от горных выработок по пласту k_2^{1-8}		
16	12	Шурф № 13 пласта k_2	90	24 415
		Площадная зона от горных выработок по пласту k_2^{1-8}		
17	13	Уклон № 1 пласта k_2^{1-8}	15	49 975
18		Шурф № 3 пласта k_2^{1-8}	90	
19		Шурф б/н пласта k_2^{1-8}	90	
		Площадная зона от горных выработок по пласту k_2^{1-8}		
20	14	Наклонный ствол № 16 пласта k_2	17	108 788
21		Наклонный ствол № 15-бис пласта k_2^{1-8}	19	
22		Наклонный ствол пласта k_2^{1-8}	18	
23		Уклон пласта k_2^{1-8}	18	
24		Шурф № 1 пласта k_2	90	
25		Шурф № 4 пласта k_2	90	
26		Шурф б/н пласта k_2^{1-8}	90	
27		Шурф № 14 пласта k_2	90	
28		Шурф № 4 пласта k_2^{1-8}	90	
		Площадная зона от горных выработок по пластам k_2^{1-8} и k_2		
29	15	Старый шурф пласта k_2^{1-8}	90	1 257
30	16	Шурф № 2 пласта k_2	90	1 257
31	17	Главный ствол № 1	90	9 215
32		Вспомогательный ствол	90	
33	18	Шурф № 6 пласта k_2^{1-8}	90	15 098
		Площадная зона от горных выработок по пласту k_2^{1-8}		
34	19	Шурф № 6-бис «В» пласта k_2	90	17 806
		Площадная зона от горных выработок по пласту k_2^{1-8}		
35	20	Вертикальный ствол шахты № 26	90	5 027
36	21	Главный ствол	90	7 092
37		Вспомогательный ствол	90	
Итого по шахте «Антрацит»				403 046

Согласно таблице 1, из 12,65 км² площади горного отвода шахты «Антрацит» опасными с точки зрения образования провалов земной поверхности, согласно «Методике построения и обследования зон, опасных по провалам» [8], являются чуть более 3 % (0,4 км²).

Из общей площади всех опасных по образованию провалов зон, равной 403 046 м², 99 156 м² (24,6 %) занимают сельхозугодия, 120 465 м² (29,9 %) занято жилой застройкой (в том числе и многоэтажной), а оставшиеся 183 425 м² (45,5 %) — неиспользуемые земли или промплощадки шахтных стволов. Таким образом, большая часть территорий, опасных по образованию провалов земной поверхности, активно используется, что представляет угрозу жизни и безопасности людей, особенно в условиях неконтролируемого затопления горных выработок и выработанного пространства шахты «Антрацит». Поэтому дополнительно была проведена оценка провалоопасной ситуации с применением искусственного интеллекта.

Оценка провалоопасности отдельных участков земной поверхности с применением нейронного алгоритма

Для прогноза образования провалов на земной поверхности над старыми горными выработками с учетом исследований [9–16] и нормативных документов [17–20] была разработана нейронная сеть [21]. Эта система основана на искусственных нейронных сетях и генетических алгоритмах и способна прогнозировать вероятность образования провалов земной поверхности с точностью до 94,6 %.

В качестве исходных факторов, способствующих развитию повреждений земной поверхности над старыми горными выработками, выбраны:

- глубина расположения выработки;
- степень диагенеза вмещающих пород;
- возраст выработки;
- углы наклона породных слоев и самой выработки;
- техногенный фактор, учитывающий взаимовлияние смежных выработок, влияние зон ПГД, обводненность, наличие пьезометров и прочих негативных факторов, повышающих вероятность образования провала.

Сеть была создана на основе перцептрона и генетического алгоритма, включающего в себя шесть входных нейронов, семь промежуточных и два исходящих нейрона. Подобная архитектура сети обусловлена физическим смыслом процессов, лежащих в основе прогнозируемого явления.

На шесть входных нейронов подаются главные факторы, обуславливающие процесс долговременного уменьшения устойчивости массива горных пород над старой горной выработкой. На вход первого нейрона поступает сигнал глубины расположения выработки. На второй — степень диагенеза. На третий — время от момента проведения выработки до момента возникновения провала, если провала не было — до настоящего времени. На четвертый — угол залегания пород. На пятый — угол наклона выработки. На шестой — фактор условий эксплуатации выработки.

Нейроны 7–13 организованы в два скрытых слоя. Именно эти нейроны отвечают за моделирование нелинейных процессов, которые являются основными физическими процессами в механизме потери устойчивости нагруженного собственным весом массива горных пород. Нейроны 14 и 15 выдают исходящие данные в виде наличия или отсутствия вероятности провала и времени его образования.

Были построены три группы номограмм для слабо-, средне- и высоко метаморфизованных горных массивов.

Номограммы позволяют провести предварительную оценку сроков появления провалов на дневной поверхности в зависимости от глубины расположения выработок при дей-

ствующих шести группах влияющих факторов: благоприятные условия поддержания выработки; выработка находится в зоне тектонической нарушенности; выработка находится в зоне влияния горных работ; негативные гидрогеологические условия; выработка находится в зоне плывунов; комплекс негативных факторов. Данная методика была апробирована на шахтах Донецко-Макеевского и Торезско-Снежнянского районов Донбасса [22].

Оценка провалоопасности участков приповерхностной зоны проводилась в три этапа.

На первом этапе производились предварительные построения. В графическом редакторе к цифровой растровой копии плана поверхности района привязывались аналогичные копии планов горных выработок всех пластов шахты «Антрацит». На план поверхности переносились линии выходов пластов под наносы. Далее линии выхода пластов клонировались в сторону падения с интервалами, учитывающими величину угла падения, который изменялся на разных участках от 15° до 18° . Таким образом, на плане дневной поверхности была получена еще одна поверхность, приблизительно соответствующая поверхности пласта в изоглубинах по карбону с шагом по глубине 80 м.

На втором этапе были нанесены границы нейрозоны с учетом реальных контуров горных выработок по следующим правилам: интервалы глубин — 0–80 м и 80–160 м; разница в возрасте выработок — до 5–6 лет, но не более 10 лет; основные наклонные выработки выделялись в отдельные зоны (рис. 1).

На третьем этапе был выполнен расчет для таких условий поддержания выработок, при которых они представляют наибольшую угрозу земной поверхности, а именно: угол падения пород — 15° ; угол наклона выработки — до 30° ; комплекс негативных влияющих факторов; глубина расположения выработок — до 160 м (табл. 2). Для каждой нейрозоны были определены диапазон глубин по карбону, средний возраст выработок, а также рассчитано время образования провалов с учетом негативных влияющих факторов.

По результатам анализа данных таблицы 2 ячейки были закрашены следующим образом:

- светло-серый окрас получили ячейки, в которых время образования провалов меньше, чем средний возраст выработок. Это означает, что в данных зонах процесс провалообразования уже должен был завершиться и для объектов на поверхности угроза отсутствует;

- темно-серый окрас получали ячейки, если возраст выработок зоны укладывался в диапазон времени образования провалов, т.е. вероятность образования провалов существует в настоящее время;

- не закрашивались ячейки, в которых время образования провалов существенно больше среднего возраста выработок. Соответственно, в ближайшем будущем образование провалов в этих зонах весьма маловероятно.

Поскольку в данной работе оценка опасности возникновения провалов земной поверхности производилась на срок 20 лет от настоящего момента, можно выделить следующие нейрозоны (табл. 3).

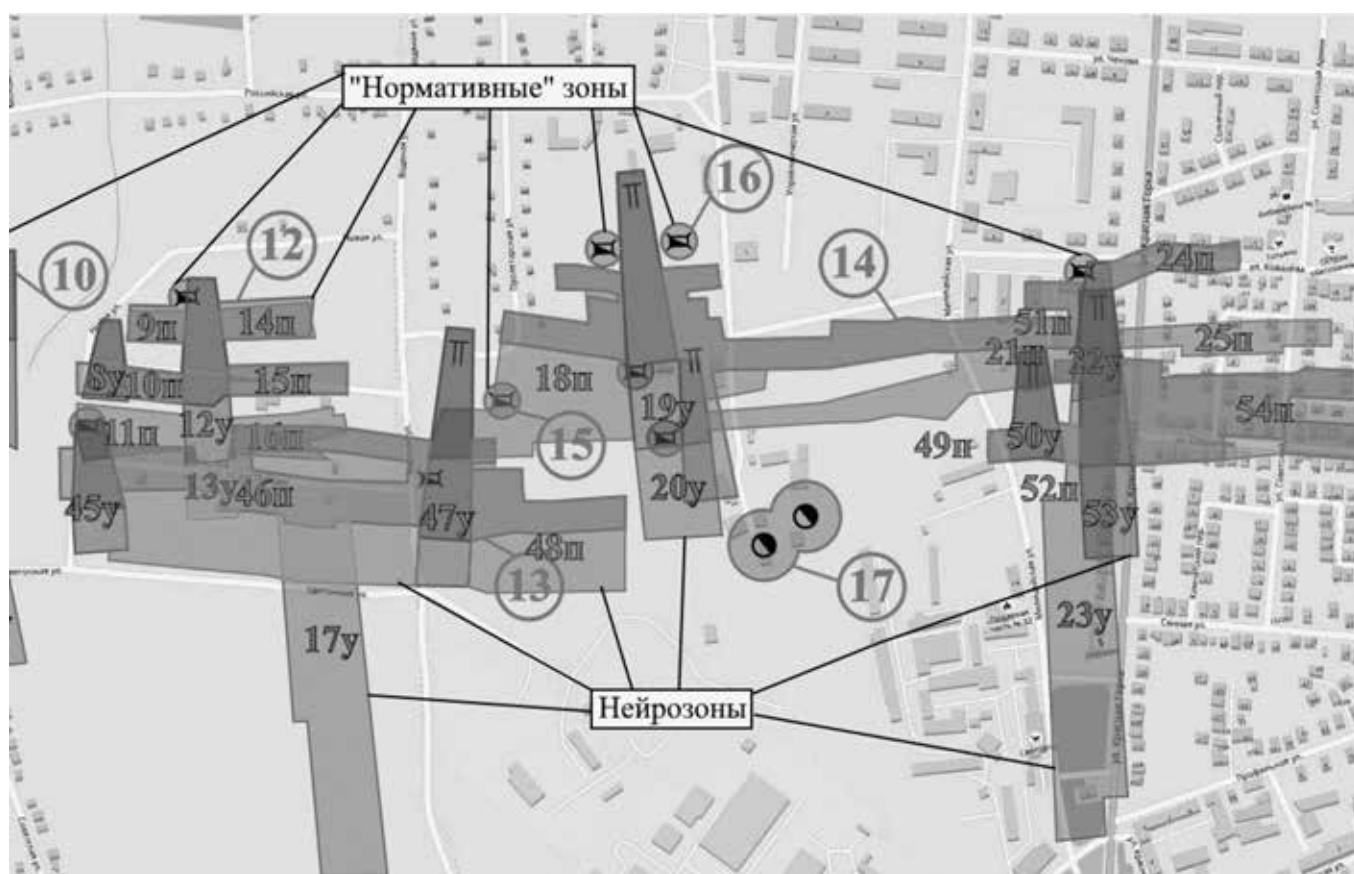


Рис. 1. Фрагмент плана поверхности шахты «Антрацит» с зонами, опасными по образованию провалов земной поверхности, построенными как по нормативной методике, так и с применением нейронного алгоритма
Fig.1. Fragment of the surface plan of the «Anthracyte» mine with zones that are dangerous due to the formation of surface dips, constructed both according to the standard methodology and using a neural algorithm

Таблица 2 / Table 2

Расчет провалоопасности горных выработок в пределах шахтного поля шахты «Антрацит» /
Calculation of the danger of sinkhole hazard at mine workings within the mine field of the «Anthracite» mine

№ зоны / № of zone	Интервал глубин по карбону, м / Carboniferous depth interval, m	Возраст выработок, лет / Age of workings, ears	Угол падения пород, град / Angle of incidence of rocks, degr.	Угол наклона выработок, град. / Angle of slope of workings, degr.	Фактор техногенных условий эксплуатации выработок / Factor of man-made conditions of mine operation	Время формирования провалов, лет / Time of formation of dips, years
Зоны пласта i_3^H						
1у	0–80	30	15	25	Благоприятные условия	0–172
2у	–	30	15	17	Благоприятные условия	0–193
Зоны пласта k_2						
3п	30–80	40	15	0	Благоприятные условия	162–234
4у	40–80	40	15	15	Благоприятные условия	138–198
5п	50	35	15	0	Благоприятные условия	192
6п	60–80	70	15	0	Благоприятные условия	206–234
7у	40–80	70	15	15	Благоприятные условия	138–198
8у	50–60	65	15	15	Благоприятные условия	154–169
9п	40	65	15	0	Благоприятные условия	177
10п	60	65	15	0	Благоприятные условия	206
11п	70	80	15	0	Благоприятные условия	220
12у	30–80	80	15	15	Благоприятные условия	122–198
13у	80–90	80	15	15	Благоприятные условия	198–212
14п	40	65	15	0	Благоприятные условия	177
15п	60	65	15	0	Благоприятные условия	206
16п	70–80	80	15	0	Благоприятные условия	220–234
17у	90–160	80	15	15	Благоприятные условия	212–301
18п	30–80	90	15	0	Благоприятные условия	162–234
19у	0–80	90	15	17	Благоприятные условия	0–193
20у	80–110	90	15	15	Благоприятные условия	198–238
21п	30–80	90	15	0	Благоприятные условия	162–234
22у	40–80	85	15	15	Благоприятные условия	138–198
23у	80–160	80	15	15	Благоприятные условия	198–301
24п	40	85	15	0	Благоприятные условия	177
25п	60	85	15	0	Благоприятные условия	206
Зоны пласта k_2^{1B}						
26у	30–80	65	15	16	Благоприятные условия	119–195
27у	0–80	65	15	17	Благоприятные условия	0–193
28п	25–35	90	15	0	Благоприятные условия	154–170
29п	30–40	80	15	0	Благоприятные условия	162–177
30п	50	80	15	0	Благоприятные условия	192
31у	0–80	80	15	15	Влияние горных работ	0–172
32п	30	80	15	0	Влияние горных работ	137
33п	40	80	15	0	Влияние горных работ	153
34п	60	80	15	0	Влияние горных работ	183
35п	20–70	80	15	0	Влияние горных работ	121–197
36у	0–80	80	15	15	Влияние горных работ	0–172
37у	80–120	80	15	15	Влияние горных работ	172–227
38п	20–50	80	15	0	Влияние горных работ	121–168
39у	90–160	80	15	15	Влияние горных работ	186–277
40у	0–80	85	15	15	Влияние горных работ	0–172
41у	80–90	85	15	15	Влияние горных работ	172–186
42п	60	90	15	0	Благоприятные условия	206
43у	30–80	90	15	15	Благоприятные условия	122–198
44у	80–100	90	15	15	Влияние горных работ	172–200
45у	30–70	90	15	15	Влияние горных работ	93–157
46п	30–70	90	15	0	Влияние горных работ	137–197
47у	0–70	90	15	15	Влияние горных работ	0–157
48п	30–70	90	15	0	Влияние горных работ	137–197

№ зоны / № of zone	Интервал глубин по карбону, м / Carboniferous depth interval, m	Возраст выработки, лет / Age of workings, ears	Угол падения пород, град / Angle of incidence of rocks, degr.	Угол наклона выработки, град. / Angle of slope of workings, degr.	Фактор техногенных условий эксплуатации выработок / Factor of man-made conditions of mine operation	Время формирования провалов, лет / Time of formation of dips, years
49п	40	90	15	0	Влияние горных работ	153
50у	0–40	90	15	30	Влияние горных работ	0–64
51п	20	90	15	0	Влияние горных работ	121
52п	40	90	15	0	Влияние горных работ	153
53у	0–70	90	15	18	Влияние горных работ	0–148
54п	20–40	90	15	0	Влияние горных работ	121–153
55п	10	80	15	0	Благоприятные условия	130
56п	30	85	15	0	Влияние горных работ	137
57у	10–80	85	15	15	Влияние горных работ	59–172
58у	80–120	85	15	15	Влияние горных работ	172–227
59у	120–160	85	15	15	Влияние горных работ	227–277
60п	10	80	15	0	Благоприятные условия	130
61п	40	85	15	0	Влияние горных работ	153
62у	50–80	80	15	15	Благоприятные условия	154–198
63у	80–160	80	15	15	Благоприятные условия	198–301
64п	20–40	80	15	0	Благоприятные условия	146–177
65у	20–80	80	15	15	Благоприятные условия	106–198
66у	80–130	80	15	15	Благоприятные условия	198–264

Таблица 3 / Table 3

Зоны, в которых возможно образование провалов в ближайшие 20 лет, в пределах шахтного поля шахты «Антрацит»
Zones where dips may form in the next 20 years within the mine field of the «Anthracite» mine

№ зоны / № of zone	Интервал глубин по карбону, м / Carboniferous depth interval, m	Возраст выработки, лет / Age of workings, ears	Угол падения пород, град. / Angle of incidence of rocks, degr.	Угол наклона выработки, град. / Angle of slope of workings, degr.	Время формирования провалов, лет / Time of formation of dips, years	Площадь, м² / Square, m²
Зоны пласта i_3						
1у	0–80	30	15	25	0–172	9 722
2у	0–80	30	15	17	0–193	21 866
Зоны пласта k_2						
19у	0–80	90	15	17	0–193	17 858
Зоны пласта k_2^{18}						
27у	0–80	65	15	17	0–193	18 677
31у	0–80	80	15	15	0–172	15 629
36у	0–80	80	15	15	0–172	15 366
40у	0–80	85	15	15	0–172	8 226
45у	30–70	90	15	15	93–157	7 479
47у	0–70	90	15	15	0–157	14 047
53у	0–70	90	15	18	0–148	16 258
57у	10–80	85	15	15	59–172	15 520

Как видно из таблицы 3, суммарная площадь зон, опасных по возникновению провалов в ближайшие 20 лет, составляет 160 649 м², что равняется 39,9 % от общей площади провалоопасных зон, рассчитанных по нормативной [8] методике (рис. 2). Так, площадь провалоопасных зон, расположенных на сельхозугодьях, сократилась с 99 156 до 46 853 м² (47,3 %), площадь провалоопасных зон, находящихся на территории жилой застройки, сократилась с 120 465 до 40 004 м² (33 %), а площадь зон, опасных по провалам земной поверхности, на неиспользуемых землях и промплощадках шахтных стволов уменьшилась с 183 425 до 73 792 м² (40,2 %).

Таким образом, из 21 выделенной по нормативной мето-

дике приповерхностной зоны, опасной по возникновению провалов, в ближайшие 20 лет наибольшую опасность представляют 11, и в гораздо меньших размерах.

Выводы

По результатам обследования горного отвода шахты «Антрацит» с применением нормативной методики была построена и картирована на плане поверхности 21 зона, опасная по возникновению провалов земной поверхности. Ввиду того что большая часть провалоопасных зон расположены либо на сельхозугодьях, либо на территории жилой застройки, а также учитывая тот факт, что шахта находится



Рис. 2. Фрагмент плана поверхности шахты «Антрацит» с «нормативными» зонами, опасными по образованию провалов земной поверхности, и нейрозонами, представляющими угрозу провалообразования в ближайшие 20 лет

Fig.2. Fragment of the surface plan of the «Anthracite» mine with «regulatory» zones that are dangerous for the formation of surface dips, and neurozones that pose a threat of failure formation in the next 20 years

в состоянии неконтролируемого затопления, дополнительно выполнен прогноз провалоопасности приповерхностной зоны с использованием нейронного алгоритма.

В соответствии с полученными результатами, на горном отводе шахты «Антрацит» участки приповерхностной зоны, на которых сохраняются риски образования провалов в ближайшие 20 лет, располагаются над наклонными выработками на глубине до 80 м. При этом количество провалоопасных зон было сокращено до 11, а их площадь уменьшилась в 2,5 раза.

Исходя из полученных данных можно заключить, что использование нейронного алгоритма дает возможность более точно определить и участки земной поверхности, опасные

по возникновению провалов, и приблизительный период, в который данные зоны являются наиболее опасными. Дальнейшее использование нейросети для прогноза провалоопасности позволит сократить размеры опасных участков земной поверхности и минимизировать затраты на осуществление мероприятий по защите земной поверхности от вредного влияния горных работ.

Исследования проведены в рамках выполнения фундаментальной научно-исследовательской работы FRSR – 20230006 «Исследование устойчивости и трансформации напряженно-деформированного состояния обводненных массивов горных пород».

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Техногенные последствия закрытия угольных шахт Украины: монография / Ю. Н. Гавриленко, В. Н. Ермаков, Ю. Ф. Кренида [и др.]. – Донецк: Норд-Пресс, 2004. – 631 с.
2. Жукова, И. А. Состояние угольной промышленности Ростовской области: проблемы и перспективы ее развития / И. А. Жукова, В. С. Лобунец // *Terra Economicus*. – 2014. – Т. 12, № 2-3. – С. 174–177.
3. Славиговская, Ю. О. Техногенные пустоты недр как фактор негативного воздействия на окружающую среду при разработке месторождений твердых полезных ископаемых // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2021. – № 2. – С. 33–44. – DOI: 10.25018/0236-1493/2021-2-0-33-44.
4. Соколова, И. Н. Современный мониторинг сейсмических событий из района испытательного полигона Лобнор по данным сети ИГИ РК / И. Н. Соколова, А. Е. Великанов // *Вестник НЯЦ РК*. – 2020. – Вып. 3. – С. 24–32.
5. Славиговская, Ю. О. Техногенные пустоты недр как источник негативного воздействия на окружающую среду предприятий горнопромышленного комплекса // *Экологическая и техносферная безопасность горнопромышленных регионов: труды VIII Межд. конф.* (Екатеринбург, 7 апреля 2020 г.). – Екатеринбург: изд-во Уральского государственного горного университета. – С. 275–279.
6. Mikhailova, I. N. Monitoring System of the Institute of Geophysical Research of the Ministry of Energy of the Republic of Kazakhstan / I. N. Mikhailova, I. N. Sokolova // *Summary of the Bulletin of the International Seismological Centre*. – 2019. – Vol. 53, №1. – P. 27–38. – DOI: 10.31905/RK46YGLU.

7. Кирков, А. Е. Превентивное обнаружение и локализация провалов подработанной земной поверхности — основа решения региональных проблем моногородов в горнопромышленных регионах / А. Е. Кирков, В. В. Федосеев, О. М. Кушим // Золото. Полиметаллы. XXI век: Устойчивое развитие: мат-лы Всерос. науч.-практ. конф. (Челябинск, 2–3 марта 2022 года) / Институт проблем комплексного освоения недр РАН. — Челябинск, 2022. — С. 49–51.
8. Хохлов, Б. В. Методика построения и обследования зон, опасных по провалам / Б. В. Хохлов, В. А. Дрибан, С. В. Голдин // Труды РАНИМИ: сб. науч. тр. — Донецк, 2019. — № 7 (22). — С. 142–157.
9. Vorhersage des erdoberflächeabsturzes oberhalb der alten kohlenrubenräumen / V. Driban, V. Nazimko, A. Feofanov [et al.] // Altbergbau — Kolloquium. — Freiberg, 2010. — P. 391–400.
10. Role of rock dip angle in runoff and soil erosion processes on dip/anti-dip slopes in a karst trough valley / F. Gan, B. He, Z. Qin [et al.] // Journal of Hydrology. — 2020. — Vol. 588. — P. 125093. — DOI: 10.1016/j.jhydrol.2020.125093.
11. Runoff generation and erosion processes at the rock–soil interface of outcrops with a concave surface in a rocky desertification area / X. Zeng, X. Peng, T. Liu [et al.] // CATENA. — 2024. — Vol. 239. — P. 107920. — <http://dx.doi.org/10.2139/ssrn.4487005>.
12. Peng, X. Drivers of soil erosion and subsurface loss by soil leakage during karst rocky desertification in SW China / X. Peng, Q. Dai // International Soil and Water Conservation Research. — 2022. — Vol. 10, № 2. — P. 217–227. — DOI: 10.1016/j.iswcr.2021.10.001.
13. Постоев, Г. П. Модели механизма формирования и расчета параметров провалов земной поверхности над подземными полостями / Г. П. Постоев // Геоэкология. Инженерная геология, гидрогеология, геокриология. — 2020. — № 4. — С. 36–47. — DOI: 10.31857/S0869780920040086.
14. Хамидуллина, Н. В. Физическое моделирование провалов земной поверхности / Н. В. Хамидуллина, М. В. Прокопова, А. Ю. Прокопов // Вестник Ростовского государственного университета путей сообщения. — 2019. — № 2 (74). — С. 124–131.
15. Гавриленко, Ю. Н. Основные принципы моделирования сдвижений и деформаций земной поверхности методом конечных элементов / Ю. Н. Гавриленко, А. Г. Петрушин // Наукові праці ДонНТУ. Серія гірничо-геологічна. — Донецьк, 2003. — Вип. 62. — С. 100–114.
16. Усанов, С. В. Мониторинг трансформации структуры горного массива под влиянием процесса сдвижения / С. В. Усанов, В. В. Мельник, А. Л. Замятин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — Новосибирск: изд-во Сиб. отд. РАН, 2013. — № 6. — С. 83–89.
17. О порядке выделения провалоопасных зон и выбора комплекса технических мероприятий по выявлению и ликвидации пустот на ликвидируемых шахтах Восточного Донбасса: методическое руководство. — М.: ИПКОН РАН, 2007. — 34 с.
18. НПАОТ 10.0-1.01-16 Правила безопасности в угольных шахтах. — Опул. 20.05.2016 г. с изменениями, внесенными на основании Приказа Министерства угля и энергетики Донецкой Народной Республики, Государственного комитета горного и технического надзора Донецкой Народной Республики от 07.07.2016 г. № 63/319, от 20.06.2017 г. № 157/291. — Донецк, 2016. — 217 с.
19. Методические положения по решению гидрогеологических задач при разработке проекта ликвидации шахты (пособие проектировщику) РТМ 6.04.95. — Донецк: Донгипрошахт, 1995. — 17 с.
20. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах: руководящий документ / РАНИМИ. Утв. Мин. угля и энергетики ДНР 15.04.21. — Донецк, 2021. — 267 с.
21. Дрибан, В. А. Разработка системы прогноза обрушений земной поверхности над погашенными горными выработками / В. А. Дрибан, А. Н. Фефанов, И. В. Назимко // Проблеми гірського тиску: зб. наук. пр. — Донецьк, 2009. — № 17. — С. 22–57.
22. Прогноз провалоопасности подработанных территорий при затоплении горных выработок шахт Торезско-Снежнянского района на основе методов искусственного интеллекта / В. А. Дрибан, Б. В. Хохлов, Д. М. Хламов, А. В. Антипенко // Труды РАНИМИ. — 2023. — № 20–21 (35–36). — С. 47–65.

REFERENCES

1. Gavrilenko YuN, Yermakov VN, Krenida et al. Man-made consequences of the closure of coal mines in Ukraine: monograph. Donetsk, 2004 (In Russ.).
2. Zhukova IA, Lobunets VS. The state of the coal industry of the Rostov region: problems and prospects of its development. *Terra Economicus*. 2014;12(2-3):174-7 (In Russ.).
3. Slavikovskaya YuO. Mining voids as a factor of negative environment of solid mineral mining. *Mining information and analytical bulletin*. 2021;2:33-44 (In Russ.). DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-33-44.
4. Sokolova IN, Velikanov AE. Contemporary monitoring of seismic events from the Lobnor test site area based on data from IGR RK network. *Bulletin of NNC RK*. 2020;3:24-32 (In Russ.).
5. Slavikovskaya YuO. Man-made subsoil voids as a source of negative impact on the environment of mining enterprises. Environmental and technosphere safety of mining regions. — Transactions of the VIII International Conference. Yekaterinburg, 07.04.2020. Yekaterinburg, 2020:275-9 (In Russ.).
6. Mikhailova IN, Sokolova IN. Monitoring System of the Institute of Geophysical Research of the Ministry of Energy of the Republic of Kazakhstan. *Summary of the Bulletin of the International Seismological Centre*. 2019;53(1):27-38. DOI: 10.31905/RK46YGLU.
7. Kirkov AYе, Fedoseev VV, Kuzhim OM. Preventive detection and localization of deposit of the underworked earth surface—e is the basis for solving regional problems of individual cities in mining regions. Gold. Polymetals. XXI century: sustainable development: Materials of the All-Russian Scientific and Practical Conference. Chelyabinsk, 2022:49-51 (In Russ.).
8. Khokhlov BV, Driban VA, Goldin SV, et al. Methodology for constructing and surveying zones that are dangerous due to dips. Transactions of RANIMI: collection of scientific works. 2019;7(22):142-157 (In Russ.).
9. Driban V, Nazimko A, Feofanov A, et al. Vorhersage des erdoberflächeabsturzes oberhalb der alten kohlenrubenräumen. *Altbergbau — Kolloquium*. Freiberg, 2010:391-400.
10. Gan F, He B, Qin Z, et al. Role of rock dip angle in runoff and soil erosion processes on dip/anti-dip slopes in a karst trough valley. *Journal of Hydrology*. 2020;588:125093. DOI: 10.1016/j.jhydrol.2020.125093.
11. Zeng X, Peng X, Liu T, et al. Runoff generation and erosion processes at the rock-soil interface of outcrops with a concave surface in a rocky desertification area. *CATENA*. 2024;239:107920. <http://dx.doi.org/10.2139/ssrn.4487005>.
12. Peng X, Dai Q. Drivers of soil erosion and subsurface loss by soil leakage during karst rocky desertification in SW China. *International Soil and Water Conservation Research*. 2022;10(2):217-27. DOI: 10.1016/j.iswcr.2021.10.001.
13. Postoev GP. Models of formation mechanism and parameters calculation for surface sinkholes over underground cavities. *Geoecology. Engineering geology, hydrogeology, geocryology*. 2020;(4):36-47 (In Russ.). DOI: 10.31857/S0869780920040086.
14. Hamidullina NV, Prokopova MV, Prokopov AYu. Physical modeling of failures of the ground surface. *Bulletin of the Rostov State University of Railway Engineering*. 2019;2(74):124-31 (In Russ.).

15. Gavrilenko YuN, Petrushin AG. Basic principles of modeling displacements and deformations of the earth's surface by the finite element method. *Scientific works of DonNTU. Mining and geological series*. Donetsk, 2003;62:110-4 (In Russ.).
16. Usanov SV, Melnik VV, Zamyatin AL Monitoring of the transformation of the rock mass structure under the influence of the displacement process. *Physical and technical problems of mining*. Novosibirsk, 2013;6:83-9 (In Russ.).
17. On the procedure for identifying collapse-hazardous zones and choosing a set of technical measures to identify and eliminate voids in the liquidated mines of the Eastern Donbass: methodological guidance. Moscow, 2007 (In Russ.).
18. NLALP 10.0-1.01-16 Safety rules in coal mines; publ. 20.05.2016 with changes made on the basis of the Order of the Ministry of Coal and Energy of the Donetsk People's Republic, State Committee for Mining and Technical Supervision of the Donetsk People's Republic dated 07.07.2016 № 63/319, 20.06.2017 № 157/291. Donetsk, 2016 (In Russ.).
19. Methodological provisions for solving hydrogeological problems in the development of a mine liquidation project (designer's guide) GTM 6.04.95. Donetsk, 1995 (In Russ.).
20. Location, protection and maintenance of mine workings during coal seam mining. Guidance document. Approved by Ministry of Coal and Energy DPR 15.04.21. Donetsk, 2021. (In Russ.).
21. Driban VA, Feofanov AN, Nazimko IV. Development of a system for predicting the collapse of the earth's surface over extinguished mine workings. Rock pressure problems: collection of scientific works. Donetsk, 2009;17:22-57 (In Russ.).
22. Driban VA, Khokhlov BV, Khlamov DM, et al. Forecast of the failure hazard of the mined areas during flooding of the mine workings of the Torezsko-Snezhnyansky district based on artificial intelligence methods. Proceedings of the RANIMI. 2023;20-21:35-6 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

ABOUT THE AUTHORS



Виктор Александрович Дрибан – доктор технических наук, старший научный сотрудник, Федеральное государственное бюджетное научное учреждение «Республиканский академический научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики, геофизики и маркшейдерского дела» (ФГБНУ «РАНИМИ»), 83004, г. Донецк, ДНР РФ, Scopus Author ID 55963516100, e-mail: viktor-driban@yandex.ru

Victor A. Driban – Dr. Sc. (Eng.), Senior Researcher, Federal State Budgetary Scientific Institution «Republican Academic Research and Design Institute of Mining Geology, Geomechanics. Geophysics and Mine Surveying» (RANIMI), 83004, Donetsk, DPR Russian Federation, Scopus Author ID 55963516100, e-mail: viktor-driban@yandex.ru



Борис Валентинович Хохлов – канд. технических наук, ведущий научный сотрудник, Федеральное государственное бюджетное научное учреждение «Республиканский академический научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики, геофизики и маркшейдерского дела» (ФГБНУ «РАНИМИ»), 83004, г. Донецк, ДНР РФ, e-mail: hbv@bk.ru

Boris V. Khokhlov – Cand. Sci. (Eng.), Leading Researcher, Federal State Budgetary Scientific Institution «Republican Academic Research and Design Institute of Mining Geology, Geomechanics. Geophysics and Mine Surveying» (RANIMI), 83004, Donetsk, DPR Russian Federation, e-mail: hbv@bk.ru



Антон Викторович Антипенко – младший научный сотрудник, Федеральное государственное бюджетное научное учреждение «Республиканский академический научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики, геофизики и маркшейдерского дела» (РАНИМИ), 83004, г. Донецк, ДНР РФ, e-mail: ministrxp@mail.ru

Anton V. Antypenko – Junior Researcher, Federal State Budgetary Scientific Institution «Republican Academic Research and Design Institute of Mining Geology, Geomechanics. Geophysics and Mine Surveying» (RANIMI), 83004, Donetsk, DPR Russian Federation, e-mail: ministrxp@mail.ru

Критерии авторства / Contribution:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей / The authors declare the equal contribution of everyone to the work on the article.

Конфликт интересов / Conflict of interest:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 23.08.2024. Поступила после рецензирования: 19.09.2024. Принята к публикации: 29.10.2024

Article info

Received: 23.08.2024. Revised: 19.09.2024. Accepted: 29.10.2024

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛАВНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ МЕТОДОМ ГИДРОРАЗРЫВА НА СЕВЕРО-ЗАПАДНОМ УЧАСТКЕ ТАШТАГОЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А. А. Еременко¹, А. А. Скулкин¹, В. Н. Колтышев¹, В. С. Писарев^{2,3,✉}

¹Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, 630091, г. Новосибирск, Российская Федерация

²Сибирский государственный университет геосистем и технологий, 630108, г. Новосибирск, Российская Федерация

³Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова Российской академии наук, 111020, г. Москва, Российская Федерация

✉ pisarev_v@ipkonran.ru; v.s.pisarev@sgugit.ru

Аннотация: При проведении исследований по определению ориентации главных напряжений, использовались скважины протяженностью в 2-3 диаметра выработки. С помощью измерительного зонда входящим в состав ИВК «Гидроразрыв» перекрывались участки скважины и подвергались нагружению путем нагнетания в него жидкости вплоть до достижения критических растягивающих напряжений, приводящих к разрыву пород. Для контроля до и после гидроразрыва был применен метод визуального контроля с помощью скважинного видеозонда. В результате экспериментальных исследований по определению действующих напряжений в породном массиве на Северо-Западном участке Таштагольской шахты с использованием метода измерительного гидроразрыва было проведено 14 тестов на одной замерной станции. По данным, полученным визуальным методом определения ориентации трещин гидроразрыва, на замерных станциях действие максимального главного горизонтального напряжения имеет азимут $280 \pm 20^\circ$.

Ключевые слова: скважины, горные породы, гидроразрыв, трещины, месторождение, безопасность, удароопасность, напряжение, упругие деформации

Благодарности: Авторы выражают благодарность руководству АО «ЕВРАЗ ЗСМК» и лично заместителю главного инженера по горным ударам Владимиру Александровичу Штирцу за помощь в организации и проведении производства работ.

Для цитирования: Еременко А. А., Скулкин А. А., Колтышев В. Н., Писарев В. С. Определение главных напряжений в породном массиве методом гидроразрыва на северо-западном участке Таштагольского месторождения. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):50-55. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_50_55.

DETERMINATION OF STRESS BY HYDRAULIC FRACTURING METHOD IN THE NORTHWESTERN SECTION OF THE TASHTAGOLSK FIELD

A. A. Eremenko¹, A. A. Skulkin¹, V. N. Koltyshev¹, V. S. Pisarev^{2,3,✉}

¹Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Novosibirsk, Russian Federation

²Siberian State University of Geosystems and Technologies, 630108, Novosibirsk, Russian Federation

³Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow, Russian Federation

✉ pisarev_v@ipkonran.ru; v.s.pisarev@sgugit.ru

Abstract: When conducting research to determine the orientation of the main stresses, wells with a length of 2-3 mine diameters were used. With the help of a measuring probe included in the “Gidrofracturing” IVC, sections of the well were blocked and subjected to loading by injecting liquid into it until critical tensile stresses were reached, leading to rock rupture. For monitoring before and after hydraulic fracturing, a visual monitoring method using a downhole video probe was used. As a result of experimental studies to determine the effective stresses in the rock mass in the North-Western section of the Tashtagol mine using the method of measuring hydraulic fracturing, 14 tests were carried out at one measuring station. According to the data obtained by the visual method of determining the orientation of hydraulic fracturing cracks, at the measuring stations the action of the maximum principal horizontal stress has an azimuth of $280 \pm 20^\circ$.

Keywords: borehole, rocks, hydraulic fracturing, cracks, deposit, safety, impact hazard, stress, elastic deformation

Acknowledgments: The authors express their gratitude to the management of JSC EVRAZ ZSMK and personally to the Deputy Chief Engineer for Rock Bursts Vladimir Aleksandrovich Shtirts for their assistance in organizing and conducting the work.

For citation: Eremenko A. A., Skulkin A. A., Koltyshev V. N., Pisarev V. S. Determination of stress by hydraulic fracturing method in the northwestern section of the Tashtagolsk field. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):50-55. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_50_55.

Введение

На Таштагольском месторождении регистрируется большое количество проявлений горного давления в динамической форме, выразившееся в форме горных, горно-тектонических ударов, микроударов, толчков. Геодинамические явления в форме «стреляния» отмечаются с глубины 300 м, а с глубины 600 м имели место горные удары различной интенсивности.

Участки «Восточный» и «Северо-Западный» с горизонта (-70) м и ниже, а участки «Юго-Восточный» и «Западный» с горизонта (+70) м и ниже отнесены к опасным по горным ударам. Оработка Северо-Западного участка ведется очень интенсивно, вследствие чего возросла геодинамическая активность массива.

Горные работы на месторождении ведутся на глубинах от 400 до 1000 м от поверхности, очистные работы ведутся на глубинах от 500 до 800 м и более от поверхности.

Геодинамические явления на Таштагольском месторождении отмечаются с глубины 300 м, а с глубины 600 м — толчки, микроудары, горные удары и горно-тектонические удары разрушительной силы. С 1959 по 2022 г. зарегистрировано более 6000 динамических проявлений горного давления, в том числе 21 горный удар и 79 микроударов. Следует отметить, что в течение 2014 — 2022 гг. зафиксирован только один микроудар, сейсмическая энергия остальных толчков составляла $10^1 - 10^6$ Дж, что связано с переходом на систему разработки с закладкой выработанного пространства, уточнением критериев удароопасности горных пород различных методов и применением профилактических мероприятий (бурение разгрузочных скважин, камуфлетное взрывание, снижение массы ВВ при отбойке и др.) [1].

Для оценки и прогноза напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород на Таштагольской шахте, исходными параметрами являлись сведения о величинах природного поля напряжений. Надежным способом получения этой информации являлись экспериментальные

исследования параметров напряженного состояния породного массива в подземных горных выработках.

Цель исследований: определение критических методов гидроразрыва пород на Северо-западном участке Таштагольского месторождения.

Методика определения напряжений методом гидроразрыва пород в скважине

Техника гидроразрыва заключается в перекрытии участка скважины с помощью зонда, на котором установлены уплотнительные элементы и далее подается жидкость в изолированное пространство под избыточным давлением для образования трещины (рис. 1).

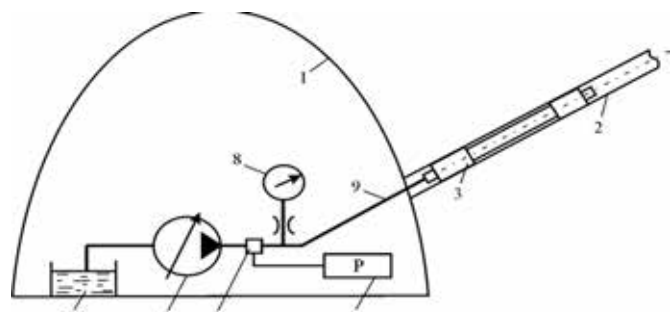


Рис. 1. Экспериментальное определение напряжений методом измерительного гидроразрыва: 1 – контур выработки; 2 – скважина; 3 – измерительный зонд; 4 – регистратор давления; 5 – датчик давления; 6 – нагнетательная установка; 7 – рабочая жидкость; 8 – манометр; 9 – трубопровод /

Fig. 1. Experimental determination of stresses by measuring hydraulic fracturing: 1 – production circuit; 2 – well; 3 – measuring probe; 4 – pressure recorder; 5 – pressure sensor; 6 – injection unit; 7 – working fluid; 8 – pressure gauge; 9 – pipeline

Эта схема широко применяется не только в технологических целях, но и в исследовательских. С её помощью изучают параметры поля напряжений и можно определить прочность пород на разрыв. Основу измерительного гидроразрыва со-

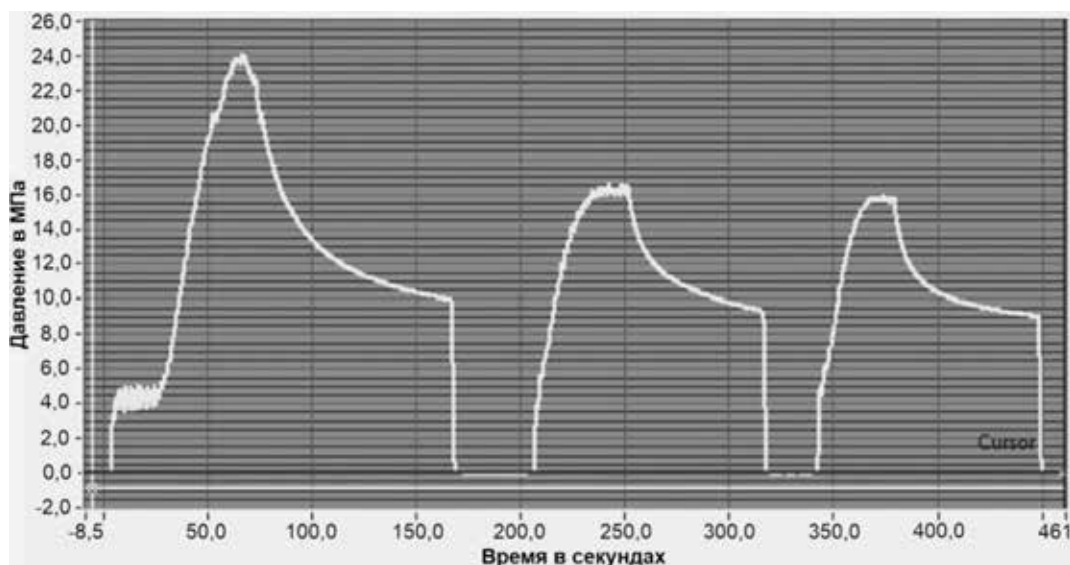


Рис. 2. Пример кривой «давление P – время t» при гидроразрыве /

Fig. 2. Example of the curve “pressure P – time t” during hydraulic fracturing

ставляет то, что давления, получаемые при замерах, зависят от уровня напряжений. Это позволяет использовать методику для изучения природного поля напряжений [2-11].

Проведение повторных нагружений позволяет выделить на диаграммах «давление-время» характерные значения этих параметров. Далее эти значения переводятся в термины напряжений, действующих в массиве.

К таким значениям (рис. 2) относятся:

- давление разрыва пород при первом нагружении (максимальное давление при первом нагружении);
- давление раскрытия трещины при повторных нагружениях (максимальное давление при повторных нагружениях);
- давление запираания (давление на спадающей равное минимальному напряжению в массиве).

Поскольку давление и напряжение измеряются в одних единицах, для оценки исходных напряжений не нужно знать точные значения деформационных параметров пород. Это является преимуществом метода гидроразрыва по сравнению с большинством механических способов измерения напряжений.

Для локализации следа трещины требуется надежные технические средства осмотра поверхности скважины. Известны следующие способы локализации следа трещины:

- оптический – визуальный контроль с помощью скважинных видеозондов (необходимые скважины);
- механический – получение отпечатка поверхности скважины на специальном импрессионном пакере;
- геофизический – сканирование поверхности скважины акустическими зондами.

При проведении гидроразрыва в шахтных условиях чаще других применяются два первых способа.

Результаты исследований

Оборудование.

Для проведения экспериментов в шахтных условиях применялось специальное оборудование, включающее измерительно-вычислительный комплекс (ИВК) «Гидроразрыв» и скважинный видеозонд для исследования скважин диаметром 76 мм.

ИВК «Гидроразрыв» состоит из измерительного зонда, ручного насоса, датчика давления, досылочных, модуля передачи данных с датчика на компьютер. Это оборудование является портативным и предназначено для использования под землей. В этих условиях данные измерений передаются в компьютер с помощью беспроводного соединения. Затем они сохраняются и автоматически обрабатываются. В данном руднике использовался зонд в состав которого входило два уплотнительных элемента. Герметизация пакерующих элементов осуществляется с помощью распорного гидроцилиндра расположенного в межпакерном пространстве (рис. 3).

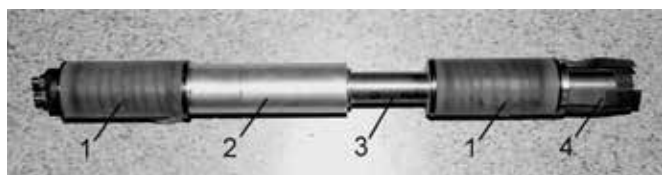


Рис. 3. Общий вид двухпакерного измерительного зонда:

1 – полиуретановые пакеры с пружинами; 2 – гидроцилиндр;

3 – втулка распорная; 4 – направляющие пластины

Fig. 3. General view of the two-packer measuring probe: 1 – polyurethane packers with springs; 2 – hydraulic cylinder; 3 – spacer sleeve; 4 – guide plates

Журнал наблюдений при выполнении исследований методом гидроразрыва на замерной станции №1 приведен в табл. 1, а результаты обработки $P-t$ диаграмм – в табл. 2.

Таблица 1 / Table 1

Журнал наблюдений при исследовании напряжений методом гидроразрыва пород на замерной станции №1 / The journal of observations in the study of stresses by the method of hydraulic fracturing at the measuring station No. 1

Координаты эксперимента		Номер нагружения						T_c , МПа
		1		2		3		
№ скв.	L , м	P_r , МПа	P'_s , МПа	P'_r , МПа	P''_s , МПа	P''_r , МПа	P'''_s , МПа	
1	10	19,1	14,4	16,9	13,1	16,3	13	2,2
1	9,5	24,6	19,2	22	18,6	21,5	17,6	2,6
1	9	-	38,5	25,1	21,7	22,1	19,2	Трещина
2	7	-	19,1	-	13,2	-	12	Трещина
2	6,5	22	18,1	20,4	17,7	-	-	1,6

Примечание:

L – расстояние от контура выработки до места гидроразрыва;

P_r – давление гидроразрыва;

P'_r , P''_r – давление раскрытия трещины;

P'_s , P''_s , P'''_s – давление запираания;

T_c – прочность породы на разрыв.

Note:

L – is the distance from the production contour to the fracking site;

P_r – hydraulic fracturing pressure;

P'_r , P''_r – crack opening pressure;

P'_s , P''_s , P'''_s – locking pressure;

T_c – is the tensile strength of the rock.

Таблица 2 / Table 2

Значения компонент напряжений на станции №1 / Values of the voltage components at station No. 1

№ скв.	L , м	$\sigma_{верт}$, МПа	σ_{min} , МПа	σ_{max} , МПа
1	10	22,7	14,85	-
1	9,5	20,27	-	42,21
1	9	22,4	-	42,35
2	7	22,3	15,84	-
2	6,5	21,4	-	39,36

Примечание:

В таблице приведены усредненные значения полученных величин напряжений с учетом влияния выработки /

Note:

The table shows the average values of the obtained stress values, taking into account the influence of generation.

В районе замерной станции 1 выполнено 14 тестов гидроразрыва. В результате обработки $P-t$ диаграмм установлены следующие значения напряжений, действующих в массиве:

$$\sigma = 14,58 \div 15,84 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{max} = 39,36 \div 42,35 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{верт} = 20,27 \div 22,7 \text{ МПа}.$$

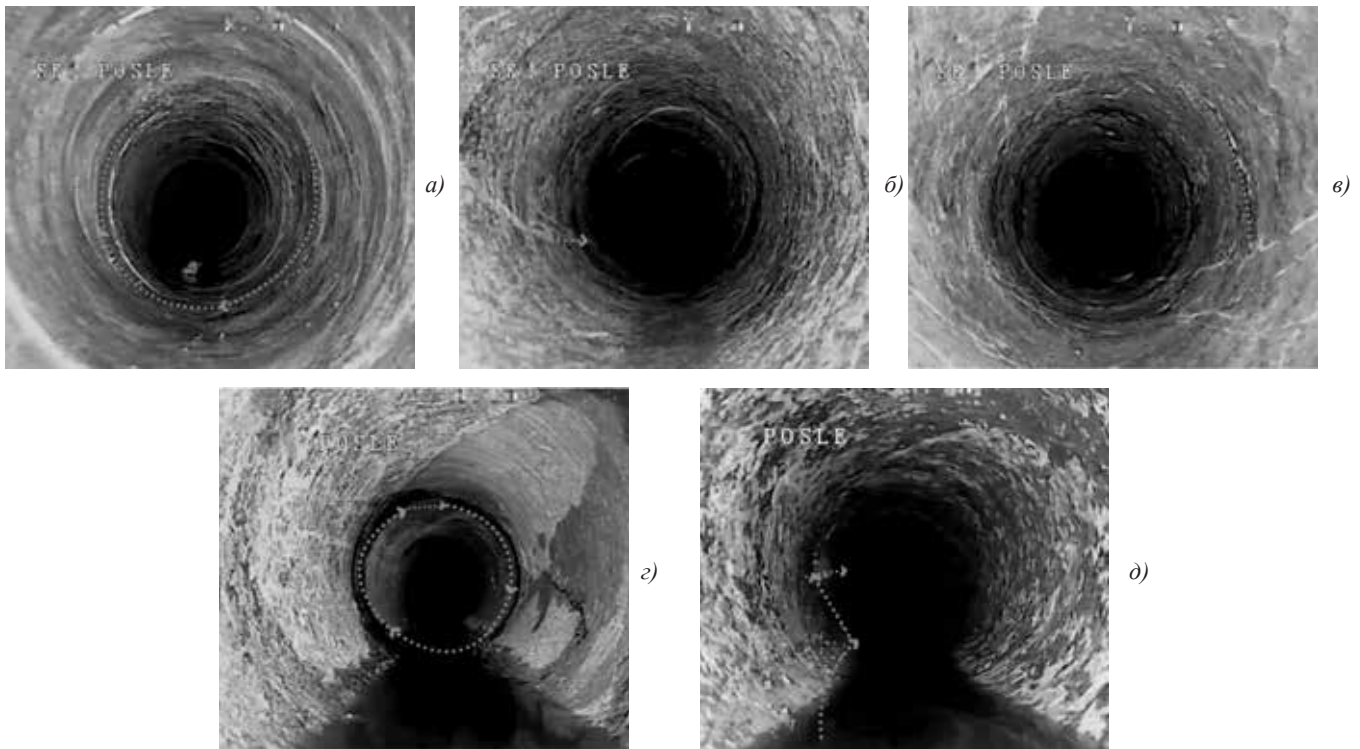


Рис. 4. Трещины на поверхности скважин после проведенного гидроразрыва: а) - Замерная станция №1. Скважина 1, глубина 10 м; б) - Замерная станция №1. Скважина 1, Глубина 9,5 м; в) - Замерная станция №1. Скважина 1, глубина 7 м; г) - Замерная станция №1. Скважина 2, Глубина 9 м; д) - Замерная станция №1. Скважина 2, глубина 6,5 м /

Fig. 4. Cracks on the surface of wells after hydraulic fracturing: а) - Measuring station No. 1. Well 1, depth 10 m; б) - Measuring station No. 1. Well 1, depth 9.5 m; в) - Measuring station No. 1. Well 1, depth 7 m; г) - Measuring station No. 1. Well 2, Depth 9 m; д) - Measuring station No. 1. Well 2, depth 6.5 m

Визуальный контроль с помощью скважинного видеозонда.

В ходе экспериментальных работ для определения ориентации главных напряжений был применен метод визуального контроля с помощью скважинного видеозонда.

На рис. 4 (а, б, в, г, д) точечной линией указан след от гидроразрыва.

После сопоставления ориентации следа с полученными значениями было установлено, что главное максимальное горизонтальное напряжение в районе замерной станции № 1 ориентировано по азимуту $280 \pm 20^\circ$ (рис. 5) [12-18].

Выводы

В результате экспериментальных исследований на одной замерной станции по определению действующих напряжений в породном массиве на Северо-Западном участке Таштагольской шахты с использованием метода измерительного гидроразрыва установлено следующее:

$$\sigma_{min} = 14,58 \div 15,84 \text{ МПа},$$

$$\sigma_{max} = 39,36 \div 42,35 \text{ МПа},$$

$$\sigma_{верт} = 20,27 \div 22,7 \text{ МПа}.$$

Данное распределение свидетельствует об присутствии тектонического поля на замерной станции, где соотношение между горизонтальными напряжениями и вертикальной компонентой при $\sigma_{верт}^{cp} = 21,81 \text{ МПа}$ составляет: $\sigma_{min}^{cp} / \sigma_{верт}^{cp} = 0,7$; $\sigma_{max}^{cp} / \sigma_{верт}^{cp} = 1,9$.

По данным, полученным из ориентации трещин гидроразрыва визуальным методом на замерных станциях действие максимального главного горизонтального напряжения имеет азимут $280 \pm 20^\circ$.

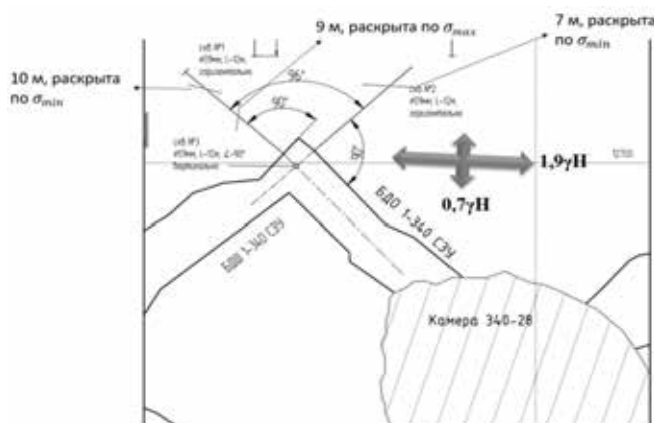


Рис. 5. Схема раскрытия трещин и ориентация главных напряжений на замерной станции № 1 /

Fig. 5. Crack opening scheme and orientation of the main stresses at measuring station No. 1

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Оценка геомеханического состояния подработанных пород массива при выемке слепого рудного тела на Таштагольском месторождении / Еременко А. А., Гаврилов А. Г., Штирц В. А., Писарев В. С. // Горный журнал. — 2023. — № 2. — С. 48–56. — DOI: 10.17580/gzh.2022.01.12.
2. Курленя, М. В. Напряженное состояние породных массивов в верхних слоях земной коры / М. В. Курленя, Г. И. Кулаков // ФТПРПИ. — № 3. — 1998. — С. 3–8.
3. Zang A., Stephansson O. Stress Field of the Earth's Crust // Springer. — 2010. — 332 p. DOI: 10.1007/978-1-4020-8444-7.
4. Курленя, М. В. Развитие метода гидроразрыва для исследования напряженного состояния массива горных пород / М. В. Курленя, А. В. Леонтьев, С. Н. Попов // ФТПРПИ. — 1994. — № 1. — С. 3–20.
5. Haimson, B. C. Hydraulic Fracturing Stress Measurement // Special Volume of the Int. J. Rock Mech. Min. Sci. — 1989. — 289 p.
6. Cornet, F. H. In situ stress determination from hydraulic injection test data / Cornet F.H., Valette B. // J. Geophys. Res. — 1984. — Vol. 89 — P. 11527–11537.
7. Cornet, F. H. Stress determination from hydraulic test data and focal mechanisms of induced seismicity / F. H. Cornet, F. Julien // Int. J. Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. — 1989. — Vol. 26. — N ¼. — P. 235–248.
8. Development of borehole - jack fracturing technique for in situ stress measurement / T. Yokoyama, O. Sano, A. Hirata, [et al.] // Int. J. Mech. Min. Sci. — 2014. — Vol. 67. — N 67. — P. 9–19. — DOI: 10.1016/j.ijrmms.2013.12.008.
9. Рубцова, Е. В. О физическом моделировании процесса измерительного гидроразрыва в модельных образцах при их неравнокомпонентном нагружении / Е. В. Рубцова, А. А. Скулкин // Проблемы недропользования [Сетевое периодическое научное издание] Екатеринбург: ИГД Уро РАН. — 2017. — С. 42–46.
10. Леонтьев, А. В. Опыт практического применения измерительного гидроразрыва / А. В. Леонтьев, С. Н. Попов // Горный журнал. — 2003. — № 3. — С. 37–43.
11. Рубцова, Е. В. О методах косвенного определения величины давления заклинивания трещины при измерительном гидроразрыве / Е. В. Рубцова, А. А. Скулкин // Интерэкспо ГЕО-Сибирь 2016. XI Междунар. науч. Конгр: Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология»: Сб. материалов в 3 т. Т. 2. — Новосибирск: СГУГиТ. — 2016. — С. 265–269.
12. Рубцова, Е. В. Об определении напряжений в массиве горных пород методом направленного гидроразрыва / Е. В. Рубцова, А. А. Скулкин // Интерэкспо ГЕО Сибирь—2011. VII Международная научная конференция «Недропользование. Горное дело. Новые направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых»: сб. материалов в 2 т. Т.2. — Новосибирск: СГГА. — 2011. — С. 145–148.
13. Эндоскопические исследования дезинтеграции приконтурного массива выработок / В. Е. Ануфриев, Н. Ф. Денискин, В. Н. Федорин [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2003. — № 2. — С. 183–186.
14. Казанин, О. И. Контроль устойчивости выемочных выработок на шахтах АО «СУЭК-Кузбасс» с применением видеоэндоскопов / О. И. Казанин, А. А. Ильинцев // Вестник Кузбасского государственного технического университета. — 2020. — № 2(138). — С. 12–17.
15. Определение параметров залегания трещин в породном массиве на основе оптической съемки скважин и интервального геотехнического документирования неориентированных кернов / В. А. Еременко, В. А. Винников, М. А. Косырева, Д. В. Лагутин // Горный журнал. — 2022. — № 1. — С. 21–26. — DOI: 10.17580/gzh.2022.01.04.
16. Разработка инструкции по выбору типа и параметров крепи выработок рудников Талнаха на основе количественной оценки состояния массива горных пород / В. А. Еременко, А. А. Айнбиндер, В. П. Марысюк, Ю. Н. Наговицин // Горный журнал. — 2018. — № 10. — С. 101–106. — DOI: 10.17580/gzh.2018.10.18.
17. Оценка состояния массива горных пород на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» / В. А. Еременко, И. И. Айнбиндер, П. Г. Пацкевич, Е. А. Бабкин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2017. — № 1. — С. 5–17.
18. Оценка структуры массива горных пород по состоянию поверхности разгрузочных скважин в породном целике на шахте Шерешевская / А. А. Еременко, В. Н. Колтышев, Е. Е. Узун, Е. А. Христолюбов // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2023. — № 11. — С. 91–101. — DOI: 10.25018/0236_1493_2023_11_0_91.

REFERENCES

1. Eremenko AA, Gavrilov AG, Stirts VA, et al. Assessment of the geomechanical state of undermined rocks of the massif during the excavation of a blind ore body at the Tashtagol deposit. *Mining Journal*. 2023;2:48–56 (In Russ.). DOI: 10.17580/gzh.2022.01.12.
2. Kurlenya MV, Kulakov GI. The stressed state of rock massifs in the upper layers of the Earth's crust. *FTPRPI*. 1998;3:3–8 (In Russ.).
3. Zang A, Stephansson O. Stress Field of the Earth's Crust. Springer, 2010. - 332 p. DOI: 10.1007/978-1-4020-8444-7.
4. Kurlenya MV, Leontyev AV, Popov SN. Development of the hydraulic fracturing method for studying the stressed state of rock massif. *FTPRPI*. 1994;1:3–20 (In Russ.).
5. Haimson BC. Hydraulic Fracturing Stress Measurement. Special Volume of the Int. J. Rock Mech. Min., 1989, 289 p.
6. Cornet FH, Valette B. In situ stress determination from hydraulic injection test data. *J. Geophys. Res.* 1984;89:11527–11537.
7. Cornet FH, Julien F. Stress determination from hydraulic test data and focal mechanisms of induced seismicity. *Int. J. Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 1989;26(¼):235–248.
8. Yokoyama T, Sano O, Hirata A, et al. Development of borehole - jack fracturing technique for in situ stress measurement. *Int. J. Mech. Min. Sci.* 2014;67(67):9–19. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2013.12.008.
9. Rubtsova EV, Skulkin AA. On the physical modeling of the process of measuring hydraulic fracturing in model samples under their unequal loading. Problems of subsurface use. Yekaterinburg: IGD Uro RAS, 2017:42–46 (In Russ.).
10. Leontiev AV, Popov SN. Experience of practical application of measuring hydraulic fracturing. *Mining Journal*. 2003;3:37–43 (In Russ.).
11. Rubtsova EV, Skulkin AA. On methods for indirectly determining the value of the locking pressure of a crack during measuring hydraulic fracturing. Interexpo GEO-Siberia: International Scientific Conference “Subsoil use. Mining. Directions and technologies of prospecting, exploration and development of mineral deposits. Geoecology”. Novosibirsk: SGUGiT, 2016;2:265–269 (In Russ.).
12. Rubtsova EV, Skulkin AA. On the determination of stresses in a rock mass by the method of directional hydraulic fracturing // Interexpo GEO-Siberia: International Scientific Conference “Subsoil Use. Mining. New directions and technologies for prospecting, exploration and development of mineral deposits”. Novosibirsk: SGA, 2011;2:145–148 (In Russ.).
13. Anufriev VE, Deniskin NF, Fedorin VN, et al. Endoscopic studies of disintegration of a contour array of workings. *Mining information and analytical bulletin*. 2003;2:183–186 (In Russ.).
14. Kazanin OI, Ilyinets AA. Stability control of excavation workings at the mines of JSC SUEK-Kuzbass using video endoscopes. *Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2020;2(138):12–17 (In Russ.).

15. Eremenko VA, Vinnikov VA, Kosyreva MA, et al. Determination of crack occurrence parameters in a rock mass based on optical survey of wells and interval geotechnical documentation of undirected cores. *Mining Journal*. 2022;1:21-26 (In Russ.). DOI: 10.17580/gzh.2022.01.04.
16. Eremenko VA, Einbinder AA, Marysyuk VP, et al. Development of instructions for choosing the type and parameters of the support of the Talnakh mines based on a quantitative assessment of the state of the rock mass. *Mining Journal*. 2018;10:101-106 (In Russ.). DOI: 10.17580/gzh.2018.10.18.
17. Eremenko VA, Einbinder II, Patskevich PG, et al. Assessment of the state of the rock mass at the mines of the ZF of OJSC MMC Norilsk Nickel. *Mining information and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017;1:5-17 (In Russ.).
18. Eremenko AA, Koltyshev VN, Uzun EE, et al. Assessment of the structure of the rock mass according to the surface condition of unloading wells in the rock column at the Sheregeshskaya mine. *Mining information and analytical bulletin*. 2023;11:91-101 (In Russ.). DOI: 10.25018/0236_1493_2023_11_0_91.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Андрей Андреевич Еременко –

доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, 630091, г. Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: eremenkoa@yandex.ru

Александр Александрович Скулкин –

младший научный сотрудник, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, 630091, г. Новосибирск, Российская Федерация

Виталий Николаевич Колтышев –

младший научный сотрудник, Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, 630091, г. Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: witalq@mail.ru

Виктор Семенович Писарев –

канд. технических наук, доцент кафедры инженерной геодезии и маркшейдерского дела Сибирский государственный университет геосистем и технологий, г. Новосибирск, 630108, Российская Федерация, e-mail: v.s.pisarev@sgugit.ru; Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, 111020, г. Москва, Российская Федерация, e-mail: pisarev_v@ipkonran.ru

ABOUT THE AUTHORS

Andrey A. Yeremenko –

Dr. Sci. (Eng.), Professor, Chief Researcher Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Novosibirsk, Russian Federation, e-mail: eremenkoa@yandex.ru

Alexander A. Skulkin –

Junior research assistant Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Novosibirsk, Russian Federation

Vitaly N. Koltyshev –

Junior research assistant Chinakal Institute of Mining, Siberian Branch, Russian Academy of Sciences, 630091, Novosibirsk, Russian Federation, e-mail: witalq@mail.ru

Viktor S. Pisarev – Ph. D., Associate Professor, Department of Engineering Geodesy and Mine Surveying Siberian State University of Geosystems and Technologies, 630108, Novosibirsk, Russian Federation, e-mail: v.s.pisarev@sgugit.ru; Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow, Russia, e-mail: pisarev_v@ipkonran.ru

Критерии авторства / Contribution:

Все авторы сделали эквивалентный вклад в подготовку публикации / All authors made equivalent contributions to the publication.

Конфликт интересов / Conflict of interest:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 18.09.2024

Поступила после рецензирования: 23.10.2024

Принята к публикации: 28.10.2024

Article info

Received: 18.09.2024

Revised: 23.10.2024

Accepted: 28.10.2024

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО РЕЗЕРВА ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

А. Ю. Ерошев¹, С. И. Фомин²✉

¹АО «ВНИИ Галургии», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация

²Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II,
г. Санкт-Петербург, Российская Федерация

✉ fominsi@mail.ru

Аннотация: В случае ведения горных работ на карьерах по добыче руды для установления рациональных объемов готовых к выемке запасов (ГВЗ) необходимо сопоставить величину ущерба от остановки ведения горных работ из-за подготовки горных пород к выемке с применением взрывчатых веществ и издержки на формирование и поддержание резерва взорванной горной массы. Особое значение при разработке рудных месторождений имеет постоянство качества руды, поступающей на переработку. Колебания содержания металла в руде зависят от технологического резерва взорванной руды, который создает необходимые условия для формирования потока полезного ископаемого определенного качества. При определении оптимального объема взорванного полезного ископаемого необходимо учитывать возможные отклонения его качества от требований по условиям режима обогащения. Целью проведенного исследования являлось рассмотрение метода определения рационального объема подготовленной к выемке взрывными работами руды для горнотехнических условий открытой разработки рудных месторождений-аналогов. Резерв взорванной горной массы (обуренные и взорванные запасы) является составной частью готовых к выемке запасов, который может быть непосредственно экскавирован и погружен в транспортные средства. Цель достигается за счет установления рационального объема ГВЗ на рабочих горизонтах, соответствующего минимуму суммы различных категорий эксплуатационных затрат при открытой разработке рудного месторождения, обеспечивающего повышения вероятности достижения установленной в проектной документации производительности карьера по руде. Установлены зависимости для нормирования ГВЗ на рабочих уступах при открытой разработке рудного месторождения.

Ключевые слова: рудные месторождения, открытые горные работы, взорванная горная масса, объемы готовых к выемке запасов руды, резерв, затраты, качество руды, оптимальный объем

Для цитирования: Ерошев А. Ю., Фомин С. И. Определение рационального резерва взорванной горной массы при открытой разработке рудных месторождений. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):56-62. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_56_62.

RATIONAL RESERVE DETERMINATION OF BLASTED ROCK MASS DURING OPEN CAST MINING OF ORE DEPOSITS

A. Yu. Eroshev¹, S. I. Fomin²✉

¹VNII Galurgii JSC in Saint Petersburg, Russian Federation

²Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University,
Saint Petersburg, Russian Federation

✉ fominsi@mail.ru

Abstract: In the open development of ore deposits, in order to establish rational volumes of reserves according to the degree of preparation for excavation, it is necessary to compare the amount of damage from equipment outages during blasting and the costs of forming and maintaining a reserve of exploded rock mass. The particular importance in the development of ore deposits is the constancy of the quality of ore supplied for processing. Fluctuations in the content of the mineral components in the mined ore depend on the technological reserve of the exploded ore, which creates the necessary conditions for the formation of a mineral flow of a certain quality. When determining the optimal volume of exploded minerals, it is necessary to take into account possible deviations in their quality from the requirements for the conditions of the enrichment regime. Dependencies influencing the volume of exploded rock mass reserve are considered. It has been proved that the optimal level of ready-to-excavate reserves on mining and overburden horizons will correspond to the minimum of the sum of certain categories of costs during open-pit development. Dependencies were identified and proved in determining the volume of reserves ready for excavation on mining and overburden horizons. **The main aim.** The purpose of the study was to consider

the techniques of definition the optimal transient reserve of exploded rock mass during open mining. **Methodology.** Technical-economic and mining-technical analysis of determining ore reserves according to the degree of readiness for excavation for mining and technical conditions of steeply dipping ore deposits. **Conclusions.** To determine the rational volumes of reserves ready for excavation, it is necessary to take into account the mutual influence of the main factors: the cost of moving excavators; losses from maintaining during the year at all levels of reserves necessary for the complete removal of ore above the reserve strip of the working site; losses from an increase in the current stripping ratio; losses from a decrease in the productivity of a quarry for a mineral due to the need to maintain reserves; losses of under fulfillment of the plan due to unsatisfactory demand for the company's products.

Keywords: ore deposits, opencast mining, exploded rock mass, reserves ready for excavation, reserve, costs, ore quality, optimal volume

For citation: Eroshev A. Yu., Fomin S. I. Rational reserve determination of blasted rock mass during open cast mining of ore deposits. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):56-62. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_56_62.

Введение

Для обеспечения технологической готовности к добыче при открытой разработке месторождений выделяют готовые к выемке запасы (ГВЗ), которые должны обеспечивать установленные в проектной документации: производительность карьера по горнотехническим факторам; условия усреднения руды; достижение нормативных объемов запасов по степени подготовленности к выемке.

С целью нормирования готовых к выемке (ГВЗ) и вскрытых запасов целесообразно рассмотреть затраты, связанные с простоями горнотранспортной карьерной техники при проведении массовых взрывов в карьере, затраты на создание и содержание ГВЗ на уступах [1]. Скальные горные породы, подготовленные к выемке буровзрывным способом с технологической точки зрения, являются подготовленными запасами, входящими в состав вскрытых, а часть — в составе готовых к выемке запасов.

Поддержание готовых к выемке запасов на рабочих уступах карьера позволяет проводить основные технологические операции: буровзрывные работы, зачистку кровли рабочих площадок, экскавацию горных пород. В процессе отработки рудных месторождений карьерами в состав вскрытых запасов входят подготовленные и готовые к выемке, содержащие обуренные и взорванные объемы горных пород [2].

При разработке сложно структурных рудных месторождений особое значение приобретает постоянство качества руды, поступающей на переработку. Отклонения содержания металлов в руде от среднего зависят от технологического резерва взорванной руды, который создает необходимые условия для формирования потока полезного ископаемого определенного качества.

При определении оптимального объема взорванного полезного ископаемого необходимо учитывать возможные отклонения содержания полезного компонента в руде от требований по условиям режима обогащения [3]. Благоприятная возможность для усреднения качества руды возникает в случае наличия ее по всему фронту горных работ на ширину одной экскаваторной заходки. Дальнейшее увеличение переходящего запаса руды за счет взрывания последующих заходок не дает существенного улучшения условий формирования требуемого качества из-за проблем в доступности к взорванной руде, заключенной в последующие заходки.

Цель исследования: определение рационального резерва взорванной горной массы при открытой разработке рудных месторождений.

Материал и методы исследования

Увеличение объема взорванной руды предполагает расширение рабочих площадок для его размещения, ведет к сокращению длины активного фронта горных работ и вызыва-

ет увеличение колебаний содержания полезного компонента в руде.

Условие обеспеченности запасами, при котором имеют место минимальные колебания качества руды [4–5]:

$$\Delta a_{\min} \rightarrow V = L_d A_3 h, \quad (1)$$

где V — переходящий запас взорванной руды, м³;

L_d — длина добычного фронта, м;

A_3 — ширина заходки, м;

h — высота уступа, м.

После установления зависимости $\Delta a = f(V)$ одним из методов математической статистики можно определить оптимальный переходящий запас взорванной руды, соответствующий минимуму затрат c_1 на его создание и поддержание, убытков c_2 от поставок руды с отклонением содержания полезного компонента в руде от требуемого и затрат c_3 на выемку дополнительного объема вскрышных пород в связи с изменением ширины рабочих площадок, то есть [6–8]:

$$V_0 \rightarrow \min(c_1 + c_2 + c_3). \quad (2)$$

Затраты на создание и поддержание в течение года переходящего объема взорванной руды вычисляются по формуле

$$c_1 = E c_p V, \quad (3)$$

где E — норма дисконта;

c_p — затраты на буровзрывное рыхление 1 м³ руды.

Убытки от недопоставок руды требуемого качества можно вычислить так:

$$c_2 = s_k A_p \Delta a, \quad (4)$$

где s_k — убытки от поставок руды с пониженным на 1 % содержанием металла, руб.;

A_p — производственная мощность карьера, т/год;

Δa — отклонение от среднего содержания металла в руде.

$$s_k = \Pi \gamma_k \Delta \gamma_k,$$

здесь Π — прибыль от реализации 1 т концентрата, руб.;

γ_k — выход концентрата, т;

$\Delta \gamma_k$ — изменение выхода концентрата при изменении содержания металла в добываемой руде на 1 %.

$$\gamma_k = \frac{\varepsilon_k(a_1 - a_2)}{100\beta},$$

здесь ε_k — извлечение металла из добываемой руды в конечный продукт обогащения, %;

β — содержание полезного компонента в конечном продукте обогащения, %;

Δa — отклонение содержания полезного компонента в руде a_1 от проектного a_2 , % — $\Delta a = a_1 - a_2$.

При определении затрат c_3 необходимо учитывать, что размещение переходящего объема взорванной руды на добычных уступах влечет за собой увеличение ширины рабочих площадок, что уменьшает угол откоса рабочего борта в пределах рудного тела [9–10]. При этом эксплуатационный коэффициент вскрыши увеличивается.

Для определения дополнительного объема вскрышных работ примем условия [11–14]:

— переходящий объем взорванной руды размещен по всей длине добычного фронта равномерно;

— при сложном строении наклонного рудного тела число добычных и вскрышных уступов равно соответственно $\frac{l_p}{l_y}$ и $\frac{l_{\Pi}}{l_y}$;

— все вскрышные уступы подвигаются на ширину развала, умноженную на число добычных уступов.

Таким образом

$$c_3 = s_{\Pi} \frac{l_p}{l_y} l_{\Pi} b E h \quad (5)$$

где s_{Π} — затраты на удаление 1 м³ вскрышных пород, руб.;

l_p, l_{Π} — соответственно длина фронта добычных и вскрышных работ, м;

l_y — средняя протяженность добычного фронта на горизонте, м;

b — ширина развала взорванной горной массы, м;

h — высота уступа, м.

Величина b равна сумме ширины P развала до нижней бровки уступа до взрыва и ширины взрывающейся полосы, то есть

$$b = P + \frac{V}{l_{ph}}, \quad (6)$$

$$c_3 = s_{\Pi} \frac{l_p}{l_y} l_{\Pi} E h \left(P + \frac{V}{l_{ph}} \right). \quad (7)$$

Суммарные затраты:

$$c = E c_p V + s_k A_p \Delta a + s_{\Pi} \frac{l_p}{l_y} l_{\Pi} E h \left(P + \frac{V}{l_{ph}} \right).$$

Для горнотехнических условий открытой разработки группы рудных месторождений-аналогов, разрабатывающих крутопадающие месторождения, приняты усредненные исходные данные, представленные в таблице.

Оптимальный переходящий запас V взорванной руды будет соответствовать минимальным суммарным затратам. Для определения запаса V необходимо взять производную от c по V и, приравняв ее нулю, решить уравнение относительно V .

Для горнотехнических условий открытой разработки рудного месторождения получена эмпирическая зависимость $\Delta a = f(V)$, имеющая параболический вид

$$\Delta a = 9,436 - 3,78 \cdot 10^{-5} V + 3,74 \cdot 10^{-11} V^2. \quad (8)$$

Продифференцировав уравнение (8) и решив его относительно V , можно определить оптимальный запас взорванной руды, при котором достигаются минимальные колебания качества руды, составляющий 360 тыс. м³. Величина готовых к выемке запасов как на добычных уступах, так и опережение вскрыши (аналог ГВЗ для вскрышных уступов) должна при-

ниматься во внимание при определении технико-экономических показателей работы карьера.

Таблица / Table

Исходные данные для расчета суммарных затрат /
Initial data for calculating total costs

Перечень	Ед. измерения	Величина
Горные затраты условно-постоянные – буровзрывные работы, погрузка в транспортные средства экскаватором, вспомогательные работы, техническое обслуживание горнодобывающей техники (без транспорта, управленческих расходов и прочих)		
Руда	руб/т	84,6
Вскрыша	руб/т	50,3
Условно-переменные затраты – суммарные транспортные расходы		
Автомобильный (затраты на 1 т-км)	руб.	6,8
Железнодорожный (затраты на 1 т-км)	руб.	2,9
Годовая добыча руды, всего	тыс. т	5 200
Дальность транспортирования – автотранспорт на поверхности		
Руда на перерабатывающий комплекс	км	2,0
Порода в отвал	км	7,0
Затраты на погрузку руды и породы в автотранспорт и концентрата в железнодорожные составы	руб/т	11,9
Удельные затраты на обогащение и окомкование сырой руды	руб/т	252,4
Норма дисконта	%	15
Себестоимость добычи руды без учета вскрыши	руб/т	422,23
Себестоимость обогащения в расчете на 1 тону руды без сырья	руб/т	210
Полная себестоимость 1 тонны товарной готовой продукции	руб/т	4764
Административные затраты на 1 тонну готовой продукции	руб/т	163,2
Выход концентрата из сырой руды	%	30,14
Плотность сырой руды	т/м ³	3,33
Ширина рабочей площадки	м	41
Рабочая высота уступа	м	15
Средний коэффициент вскрыши	м ³ /т	1,19
Граничный коэффициент вскрыши	м ³ /т	1,88

Оптимальный объем ГВЗ целесообразно определять по критерию минимум суммарных затрат, связанных непосредственно их поддержанием в рабочей зоне карьера [15–17]:

$$\sum C = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 \rightarrow \min \quad (9)$$

где C_1 — годовые затраты на содержание ГВЗ на рабочих уступах, обеспечивающих проектное продвижение фронта горных работ на вышележащих уступах;

C_2 — убытки от невыполнения договоров на поставки руды установленного качества при дефиците ГВЗ;

C_3 — убытки от невыполнения договоров на поставки руды установленного объема при дефиците ГВЗ;

C_4 — затраты на перемещения экскавационной техники по высоте рабочего борта карьера;

C_5 — убытки от возможного уменьшения производственной мощности предприятия из-за размещения объемов ГВЗ на рабочих уступах;

C_6 — убытки от увеличения объемов вскрышных работ из-за выполаживания рабочего борта карьера при поддержании ГВЗ на уступах.

Годовые затраты на формирование ГВЗ на уступах карьера:

$$C_1 = n_y \Delta B_p h_y l_\phi s_1 E = q s_1, \quad (10)$$

где n_y — число уступов;

h_y — высота рабочего уступа, м;

ΔB_p — ширина резервной полосы рабочей площадки, м;

l_ϕ — длина фронта горных работ на уступе, м;

s_1 — удельные затраты (на 1 м³) на подготовку к выемке, транспортирование и отвалообразование вскрышных пород или руды, руб.;

E — норма дисконта;

q — суммарный объем готовых к выемке запасов в карьере, м³.

Для определения убытков от недопоставок руды требуемого качества на основании обработки статистических данных устанавливается функция [18–19]:

$$\Delta Q = f(\Delta B_p),$$

где ΔQ — объем руды, поставляемый потребителю ниже требуемого качества в течение года, тыс. т;

ΔB_p — ширина резервной полосы рабочей площадки по руде, м.

Результаты

Проведенная обработка статистических данных по карьерам-аналогам, отрабатывающим крутопадающие рудные месторождения, обеспечила возможность установления эмпирической зависимости для определения убытков от недопоставок руды требуемого качества:

$$\Delta Q = \left\{ 0,01 Z_1 \exp \left[Z_2 (B_0 + \Delta B_p) - Z_3 (B_0 + \Delta B_p)^2 \right] - 1 \right\} Q_p, \quad (11)$$

где Z_1, Z_2, Z_3 — эмпирические коэффициенты, учитывающие горнотехнические условия разработки рудного месторождения;

Q_p — производственная мощность карьера, тыс. т руды в год.;

B_0 — минимальная ширина рабочей площадки, м.

Для горнотехнических условий открытой разработки рудного месторождения:

$$\Delta Q = \left\{ 0,793 \exp \left[4,6385 \cdot 10^{-3} (B_0 + \Delta B_p) - 2,85 \cdot 10^{-5} (B_0 + \Delta B_p)^2 \right] - 1 \right\} Q_k. \quad (12)$$

С учетом формулы (12):

$$C_2 = s_2 \sum \Delta p_i \Delta Q_i, \quad (13)$$

где s_2 — убытки от поставки 1 т руды, содержание полезного компонента в которой на 1 % ниже планового по требованию обогатительного процесса, руб.;

Δp_i — снижение качества руды по сравнению с плановым для i -го объема руды, %.

Убытки от недопоставок потребителю руды по объему:

$$C_3 = s_3 \Delta Q_0, \quad (14)$$

где s_3 — убытки от недопоставок потребителю 1 т руды, руб.;

ΔQ_0 — объем недопоставок потребителю руды за год, т.

Затраты на перегоны экскаваторов с горизонта на горизонт [20]:

$$C_4 = s_4 N \quad (15)$$

где s_4 — суммарные затраты на перемещение одного экскаватора, руб.;

N — число перемещений экскаваторов за год.

Убытки от возможного уменьшения производственной мощности предприятия из-за размещения объемов ГВЗ на рабочих уступах:

$$C_5 = s_\phi Q_\phi - s_{np} Q_{np}, \quad (16)$$

где s_ϕ, s_{np} — фактические и проектные удельные затраты на извлечение горной массы, соответственно, руб/м³;

Q_ϕ, Q_{np} — соответственно годовая фактическая и проектная производственная мощность карьера по горной массе, м³.

Убытки от увеличения объемов вскрышных работ из-за выполаживания рабочего борта карьера при поддержании ГВЗ на уступах:

$$C_6 = s_\phi V_\phi [(1 + E)^t - 1], \quad (17)$$

где s_ϕ — удельные затраты на удаление вскрыши, руб/м³;

V_ϕ — объем вскрыши в контуре карьера на конец отработки, м³;

t — разность во времени извлечения объема горной массы из-за различия в ширине рабочей площадки, г.;

E — норма дисконта.

Взяв производную по ΣC , приравняв ее к нулю и решив относительно ΔB_p или q , определяется оптимальный объем ГВЗ для горнотехнических условий рассматриваемого карьера.

На рисунке представлены графики зависимости различных видов затрат от объемов ГВЗ для горнотехнических условий открытой разработки крутопадающего рудного месторождения. Фактический объем ГВЗ составляет $\Delta P_\phi = 418,0$ тыс. м³. Установлено, что оптимальный объем ГВЗ составляет $\Delta P_{\text{опт}} = 260–280$ тыс. м³.

Таким образом, при открытой разработке рудных крутопадающих месторождений для определения рациональных технологических объемов ГВЗ следует сравнить величину ущерба от простоев горнотранспортного оборудования при подготовке горных пород к выемке буровзрывным способом и затрат на создание и поддержание резерва взорванной горной массы на уступах.

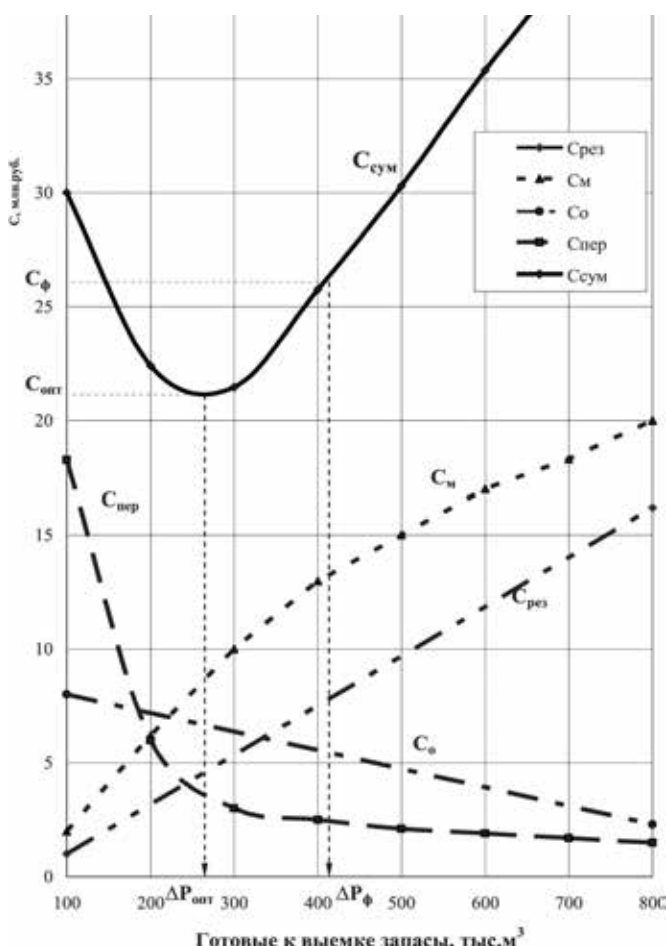


Рис. Графики зависимости различных видов затрат от объемов готовых к выемке запасов для горнотехнических условий карьера, отрабатывающего рудное месторождение:

$C_{пер}$ — затраты на перегоны экскаваторов с горизонта на горизонт;

$C_{рез}$ — затраты на содержание готовых к выемке запасов на рабочих уступах, обеспечивающих проектное продвижение фронта горных работ на вышележащих уступах;

C_o — убытки от невыполнения договоров на поставки руды установленного объема при дефиците готовых к выемке запасов; C_m — убытки от возможного уменьшения производственной мощности предприятия из-за размещения объемов готовых к выемке запасов на рабочих уступах

Fig. Graphs of the dependence of various types of costs on the volume of reserves ready for excavation for the mining conditions of the opencasts developing the ore deposit: $C_{пер}$ — the cost of hauling excavators from horizon to horizon; $C_{рез}$ — costs for the maintenance during the year on working benches, which ensure the design advancement of the mining front on the overlying benches; C_o — losses from non-fulfillment of contracts for the supply of ore of the established volume with a shortage of reserves; C_m — losses from a decrease in the productivity of a quarry for ore due to the need to maintain reserves on the horizons

Заключение

1. В процессе отработки месторождения карьером происходит изменение объемов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов. От распределения различных категорий запасов в пространстве рабочей зоны и времени отработки зависит экономическая эффективность и надежность функционирования горнотехнической системы как вероятность достижения проектной производительности.

2. Принятие оптимальных решений в области нормирования запасов по степени подготовленности к добыче обеспечивает снижение проектного риска, повышение вероятности достижения установленных показателей отработки месторождения в условиях стохастического характера исходных данных.

3. Оптимизацию объема ГВЗ при открытой разработке рудных месторождений целесообразно проводить по критерию минимум суммарных затрат, включающих годовые затраты на содержание ГВЗ на рабочих уступах, обеспечивающих проектное продвижение фронта горных работ на вышележащих уступах; убытки от невыполнения договоров на поставки руды установленного качества при дефиците ГВЗ; убытки от невыполнения договоров на поставки руды установленного объема при дефиците ГВЗ; затраты на перемещения экскавационной техники по высоте рабочего борта карьера; убытки от возможного уменьшения производственной мощности предприятия из-за размещения объемов ГВЗ на рабочих уступах; убытки от увеличения объемов вскрышных работ из-за выполаживания рабочего борта карьера при поддержании ГВЗ на уступах.

4. При нормировании запасов руды по степени подготовленности к добыче необходимо системное рассмотрение и учет наиболее значимых факторов, влияющих на эффективность работы горнотехнической системы — карьер.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Фомин, С. И. Оценка степени влияния горнотехнических факторов на норматив готовых к выемке запасов при проектировании открытой разработки сложноструктурных рудных месторождений / С. И. Фомин, А. К. Лобынцев // Рациональное освоение недр. — 2021. — № 5. — С. 40–43. — DOI: 10.26121/RON.2021.52.15.004.
2. Галиев, Ж. К. Эффективность функционирования крупных угледобывающих предприятий / Ж. К. Галиев, Н. В. Галиева // Уголь. — 2019. — № 6 (1119). — С. 59–63. — DOI: 10.18796/0041-5790-2019-6-59-63.
3. Зайцев, А. Ю. Методический подход к обоснованию капитальных вложений золоторудных месторождений на основе удельных затрат // Записки Горного института. — 2019. — Т. 238. — С. 459–464. — DOI: 10.31897/PMI.2019.4.459.
4. Stochastic particle swarm based model for long term production planning of open pit mines considering the geological uncertainty / G. J. Seyyed-Omid, M. Sattarvand, S. S. Hajihassani [et al.] // Resources Policy. — 2020. — Vol. 68. — P. 8–12. — DOI: 10.1016/j.resourpol.2020.101738.
5. Incremental open-pit mining of steeply dipping ore deposits / S. I. Fomin, V. V. Ivanov, A. S. Semenov [et al.] // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. — 2020. — Vol. 15. — P. 1306–1311.
6. Фомин, С. И. Обоснование выбора бортового содержания полезных компонентов в руде при проектировании карьеров / С. И. Фомин, А. С. Говоров // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2023. — № 12. — С. 169–178. — DOI 10.25018/0236_1493_2023_12_0_169.

7. Vedrova, D. A. Methods to improve the waste rock dumping efficiency and reclamation under the north condition / D. A. Vedrova, S. P. Reshetnyak // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. — 2020. — Vol. 1, № 539. — P. 012037. — DOI: 10.1088/1755-1315/539/1/012037.
8. Blischenko, A. A. Modern mine survey techniques in the process of mining operations in open-pit mines (quarries) / A. A. Blischenko // Scientific and Practical Studies of Raw Material Issues. — 2019. — P. 58–62. — DOI: 10.1201/9781003017226-8.
9. Adaptive open-pit mining planning under geological uncertainty Homem-de-Mello, G. Lagos, D. Saure / M. Armstrong, T. Lagos, X. Emery [et al.] // Resources. — 2021. — Vol. 72. — P. 515–529. — DOI: 10.1016/j.resourpol.2021.102086.
10. Sinha, S. K. Pit Optimization for Improved NPV and Life of Mine in Heterogeneous Iron Ore Deposit / S. K. Sinha, B. S. Choudhary // Journal of The Institution of Engineers (India): Series D. — 2020. — Vol. 101. — P. 253–264. — DOI: 10.1007/s40033-020-00236-z.
11. Molodykh, S. S. Outlook on the implementation of steep inclined conveyors in deep open pits / S. S. Molodykh, M. P. Ovsyannikov, A. M. Petrunin // International Journal of Advanced Re-search in Engineering and Technology (IJARET). — 2020. — Vol. 11, № 5. — P. 374–377. — DOI: 10.34218/IJARET.11.5.2020.039.
12. Толобекова, Б. Т. Особенности принципов управления современными горными проектами / Б. Т. Толобекова // Проблемы науки. — 2018. — № 5 (29). — С. 117–119.
13. Стратегия управления открытыми горными работами / В. М. Аленичев, В. Н. Сытенков, С. В. Корнилов [и др.] // Горный журнал. — 2020. — № 3. — С. 34–39. — DOI: 10.17580/gzh.2020.03.06.
14. Земляной, М. А. Экономико-математическая модель оценки технологической схемы добычи мергеля с учетом вовлечения в эксплуатацию запасов двоянных, строенных добычных уступов / М. А. Земляной, А. В. Разоренов, А. В. Денисов // Известия вузов. Северо-Кавказский регион. Серия: Технические науки. — 2013. — № 3 (172). — С. 103–106.
15. Соколов, И. В. Методика экономической оценки долгосрочных стратегических решений при комбинированной разработке рудных месторождений / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, И. В. Никитин // Известия ТулГУ. Науки о Земле. — 2021. — № 3. — С. 314–325. — DOI: 10.46689/2218-5194-2021-3-1-308-319.
16. Kholmiskiy, A. V. Arrangements for increase the efficiency of mining operations on the deep ore mines / A. V. Kholmiskiy, D. V. Sidorov // Scientific and Practical Studies of Raw Material Issues. — 2019. — P. 71–74. — DOI: 10.1201/9781003017226-10.
17. Актуализация нормирования запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к выемке на рудниках ГМК «Норильский никель» / Н. В. Подкуйко, П. В. Симонин, С. А. Вохмин [и др.] // Горный журнал. — 2015. — № 6. — С. 51–54. — DOI: 10.17580/gzh.2015.06.10.
18. Искандиров, М. З. Анализ и обоснование изменения нормативов подготовленных запасов месторождений полезных ископаемых открытым способом / М. З. Искандиров, Н. У. Лесбекова, С. У. Турсынбеков // Вестник ТарГУ имени М. Х. Дулати. Природопользование и проблемы антропоферы. — 2019. — № 3. — С. 214–219.
19. Лушников, В. Н. Надежность прогнозирования геотехнических рисков при ведении открытых горных работ / В. Н. Лушников, Д. А. Селиванов, В. П. Бережной // Горный журнал. — 2023. — № 1. — С. 4–13. — DOI: 10.17580/gzh.2023.01.015.
20. Сытенков В. Н. Анализ проектных нормативов потерь при добыче твердых полезных ископаемых / В. Н. Сытенков, В. Е. Кравченко // Рациональное освоение недр. — 2019. — № 6. — С. 72–77. — DOI: 10.26121/RON.2019.76.85.003.

REFERENCES

1. Fomin SI, Lobyntsev AK. Assessment of the influence of mining factors degree on the standard of prepared reserves when designing open-pit mining of complex-structure ore deposits. *Rational development of subsoil*. 2021;5:40-3. DOI: 10.26121/RON.2021.52.15.004. (In Russ.).
2. Galiev GK, Galieva NV. Efficiency of operation of large coal mining enterprises. *Coal*. 2019;6(1119):59-63. DOI: 10.18796/0041-5790-2019-6-59-63 (In Russ.).
3. Zajcev AJu. Methodical approach to justification of capital investments in gold deposits based on unit costs. *Journal of Mining Institute*. 2019;238;459-64. DOI: 10.31897/PMI.2019.4.459 (In Russ.).
4. Seyyed-Omid GJ, Sattarvand M, Hajihassani SS, et al. Stochastic particle swarm-based model for long term production planning of open pit mines considering the geological uncertainty. *Resources Policy*. 2020;68:8-12. DOI: 10.1016/j.resourpol.2020.101738.
5. Fomin SI, Ivanov VV, Semenov AS, et al. Incremental open-pit mining of steeply dipping ore deposits. *ARPJ Journal of Engineering and Applied Sciences*. 2020;15:1306-11.
6. Fomin SI, Govorov AS. Substantiation of the choice of the cut-off content of useful components in the ore in the design of opencast. *Mining informational and analytical bulletin (scientific and technical journal)*. 2023;12:169-78. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_12_0_169 (In Russ.).
7. Vedrova DA, Reshetnyak SP. Methods to improve the waste rock dumping efficiency and reclamation under the north condition. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2020;1(539):012037. DOI: 10.1088/1755-1315/539/1/012037.
8. Blischenko AA. Modern mine survey techniques in the process of mining operations in open-pit mines (quarries). *Scientific and Practical Studies of Raw Material Issues*. 2019:58-62. DOI: 10.1201/9781003017226-8.
9. Armstrong M, Lagos T, Emery X, et al. Adaptive open-pit mining planning under geological uncertainty Homem-de-Mello, G. Lagos, D. Saure. *Resources*. 2021;72:515-29. DOI: 10.1016/j.resourpol.2021.102086.
10. Sinha SK, Choudhary BS. Pit Optimization for Improved NPV and Life of Mine in Heterogeneous Iron Ore Deposit. *Journal of The Institution of Engineers (India): Series D*. 2020;101:253-64. DOI: 10.1007/s40033-020-00236-z.
11. Molodykh SS, Ovsyannikov MP, Petrunin AM. Outlook on the implementation of steep inclined conveyors in deep open pits. *International Journal of Advanced Re-search in Engineering and Technology (IJARET)*. 2020;11(5):374-77. DOI: 10.34218/IJARET.11.5.2020.039
12. Tolobekova BT. Peculiarities of management principles of modern mining projects. *Problems of Science*. 2018;5(29):117-19 (In Russ.).
13. Alenichev VM, Sytenkov VN, Kornilov SV, et al. Open pit mining management strategy. *Mining magazine*. 2020;3:34-9. DOI: 10.17580/gzh.2020.03.06/ (In Russ.).
14. Zemljanoj MA, Razorenov AV, Denisov AV. Economic and mathematical model for the evaluation of the technological scheme of marl mining, taking into account the involvement in the exploitation of reserves of twin, built-up mining benches. *News from universities. North Caucasus Region. Series: Technical Sciences*. 2013;(172)103-06 (In Russ.).
15. Sokolov IV, Smirnov AA, Nikitin IV. Methodology of economic evaluation of long-term strategic decisions in the combined development of ore deposits. *News TulGU. Earth Sciences*. 2021;3:314-25. DOI: 10.46689/2218-5194-2021-3-1-308-319 (In Russ.).
16. Kholmiskiy AV, Sidorov DV. Arrangements for increase the efficiency of mining operations on the deep ore mines. *Scientific and Practical Studies of Raw Material Issues*. 2019:71-4. DOI: 10.1201/9781003017226-10
17. Podkuiko NV, Simonin PV, Vokhmin SA, et al. Relevancy of mineral reserves rating based on preparedness for mining in mines of Norilsk Nickel. *Gornyi Zhurnal*. 2015;6:51-4. DOI: 10.17580/gzh.2015.06.10 (In Russ.).

18. Iskandirov MZ, Lesbekova NU, Tursynbeko SU. Analysis and justification of changes in the norms of the prepared reserves of the deposits of the mineral resources open ways. *Dulaty University*. 2019;3:214-19 (In Russ.).

19. Lushnikov VN, Selivanov DA, Berezhnoy VP. Reliable prediction of geotechnical risks in open pit mining. *Mining magazine*. 2023;1:4-13. DOI: 10.17580/gzh.2023.03.05 (In Russ.).

20. Sytenkov VN, Kravchenko VE. Analysis of project established standards for losses on mining of solid minerals. *Rational development of subsoil*. 2019;6:72-7. DOI: 10.26121/RON.2019.76.85.003 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ



Сергей Игоревич Фомин —
доктор техн. наук, профессор кафедры
разработки месторождений полезных
ископаемых (РМПИ), Санкт-Петербургский
горный университет императрицы Екатерины
II, 199106, г. Санкт-Петербург, Российская
Федерация,
<https://orcid.org/0000-0002-0939-1189>,
e-mail: fominsi@mail.ru



Андрей Юрьевич Ерошев —
заместитель генерального директора ТОО
«Казфосфат» по горно-перерабатывающему
комплексу, АО «ВНИИ Галургии», 190103,
г. Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: eroshevv@gmail.com

ABOUT THE AUTHORS

Sergey I. Fomin —
Dr. Sci. (Eng.), Professor at the Department of
mining, Empress Catherine II Saint Petersburg
Mining University, 199106, Saint Petersburg, Russian
Federation, <https://orcid.org/0000-0002-0939-1189>,
e-mail: fominsi@mail.ru

Andrey Yu. Eroshev —
Deputy General Director for Mining and Processing
Complex, Kazphosphate LLP (8, Jamal Omarova ul.,
Almaty, Republic of Kazakhstan), Postgraduate student
of VNI Galurgii JSC, 190103, Saint Petersburg,
Russian Federation

Критерии авторства / Contribution:

Авторы сделали эквивалентный вклад в подготовку публикации / The authors contributed equally to this article.

Конфликт интересов / Conflict of interest:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 01.10.2024.

Поступила после рецензирования: 01.11.2024.

Принята к публикации: 06.11.2024.

Article info

Received: 01.10.2024.

Revised: 01.11.2024.

Accepted: 06.11.2024.



«Важно в команде иметь не только хороших разработчиков и архитекторов решений, но также и отраслевых экспертов, которые могут говорить с заказчиком на одном языке...»

А. А. Изюмцев

PSI-MINING – IT РЕШЕНИЯ И ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ



Совершенствование организации и управления технологическими процессами на современном горном предприятии играет решающую роль в повышении эффективности добычи полезных ископаемых. Одним из основных инструментов эффективной горной добычи являются современные автоматизированные системы управления горнотранспортными комплексами, направленные на мониторинг основных технологических операций работы транспорта и техники. Сегодня наш гость генеральный директор PSI Mining Антон Андреевич Изюмцев, профессиональный путь которого начался в одном из крупнейших интеграторов РФ – КРОК, «ВИСТ Групп», а продолжился созданием систем визуализации и управления на объектах Сбербанка, «Алросы», САО ЕЭС и других крупных заказчиках. Сразу хочется подчеркнуть, что в основе успешной профессиональной карьеры Антона Андреевича – образование в Техническом университете имени Н. Э. Баумана на факультете энергомашиностроения.

– Антон Андреевич, расскажите, пожалуйста, что стало причиной выбора на профессиональном поприще сферы, связанной с освоением недр Земли, притом что вы обучались в вузе, который готовит специалистов для сферы космической? ■

– Еще будучи на последних курсах вуза, благодаря инфраструктуре университета я попал на работу в ИТ-компанию. Несмотря на узкую специализацию, подход в обучении позволяет применять накопленные знания в самых разных сферах. Я продолжил получать опыт в ИТ-компаниях, пока меня не пригласили в «ВИСТ Групп» – компанию, которая занималась автоматизацией для горнодобывающей отрасли, где я познакомился с будущими партнерами, с которыми мы решили еще сильнее углубиться в эту индустрию. Так я и попал в сферу освоения недр. Данная отрасль как никакая другая позволяет быстро увидеть эффект от внедрения ИТ-решений. Непрерывность производства, высокая стоимость ошибки, постоянная зависимость от человеческого фактора и жесткая привязанность к стоимости сырья – все это факторы, оказывающее высокое давление на внедряемый цифровой продукт, с одной стороны, с другой – это возможность влиять на все новые и новые драйверы повышения эффективности, постоянно совершенствовать, разрабатывать и находить новые решения для предприятий, делая их более рентабельными и безопасными как для людей, так и для окружающей среды.

– Расскажите о вашей компании. Каковы основные задачи, которые вы решаете? ■

– Компания PSI-mining (ООО «ПиЭсАй») – это системный интегратор, сфокусированный на решениях для горнодобывающей отрасли. Мы занимаемся разработкой, внедрением и поддержкой различных систем автоматизации, например систем управления горнотранспортным комплексом, MES-систем, цифровых советчиков и других технологий, позволяющих добывать твердые полезные ископаемые эффективно и безопасно. Также мы разрабатываем системы предотвращения столкновений и внедряем радарные системы контроля устойчивости бортов Mypattern, Reutech. В этом году мы пошли еще дальше и подписали стратегическое партнерство с компанией Waytous, разработчиком технологий роботизации карьерных самосвалов. В общем, мы стараемся находить лучшие технологические решения на рынке для горнодобывающих компаний, эффективно их внедрять в горнодобывающей отрасли России и быть надежным партнером в области локализации и поддержки этих решений.



– Охарактеризуйте состав специалистов вашей компании, уровень их квалификации.

– В нашей команде удалось объединить специалистов как из горной отрасли (специалисты в области геомеханики, горные инженеры), так и из области ИТ, инженерии и разработчиков программного обеспечения. Вот этот синтез я считаю важной составляющей успеха в бизнесе, связанном с применением ИТ в промышленности. Процесс разработки программных решений сильно усложнился за последние 10 лет. Если раньше программист мог напрямую общаться с горными мастерами и диспетчерами и понимать, как и для кого он реализует тот или иной алгоритм, то сегодня на те же задачи уже требуется 5–10 специалистов. Поэтому важно в команде иметь не только хороших разработчиков и архитекторов решений, но также и отраслевых экспертов, которые могут говорить с заказчиком на одном языке и правильно транслировать задачи разработчикам.

– Какие реализованные проекты считаете самыми интересными? И, соответственно, какие разработанные вами продукты и решения по повышению эффективности и безопасности горных работ и обогащения вы считаете наиболее успешными?

– Один из крупных и интересных на данный момент проектов – внедрение комплексной системы по управлению горнотранспортным комплексом (АСУ ГТК) на одном угольном разрезе, помимо АСУ ГТК мы также внедряем цифрового советчика обогатительной фабрики, что впервые представлено в угольной отрасли России, когда системы по управлению горными работами связаны с технологическим переделом обогащения. Проект находится в стадии завершения, и вскоре мы сможем о нем более подробно рассказать. Также сейчас наблюдается повышенный фокус горнодобывающих предприятий в области промышленной безопасности, в частности к системам устойчивости бортов карьеров. Нам удалось найти надежного партнера-поставщика данных систем – компанию MyPattern. Данная компания имеет большой опыт производства и предотвращения катастроф из-за схода бортов карьера в Китае. Помимо поставки, внедрения и обучения мы также дополняем наши сервисы услугами аудита геотехнических служб, разработкой методологий эксплуатации радарных систем и оказанием геотехнической поддержки вплоть до создания полноценных аутсорсинговых центров геотехнических служб. В эксплуатации радара важно не только уметь правильно интерпретировать данные, полученные с радара, но и выстроить корректные процессы по реагированию в случае срабатывания предупреждений. Ну и на будущие несколько лет мы строим большие планы касательно внедрения технологий роботизации карьерных самосвалов. Эта тема давно на устах крупных горнодобывающих холдингов, однако только сейчас технологии достигли готовности к внедрению на предприятиях, а компании в свою очередь созрели к проведению пилотных внедрений и всерьез начинают включать роботов в планы на ближайшие 5–10 лет.

– Что обеспечивает высокий имидж вашей компании, как вы считаете?

– Я бы выделил четыре ключевых подхода в работе, которые и обеспечивают нам рост:

1) экспертизу – благодаря большому опыту команды к нам обращаются в первую очередь, это то, что нас действительно выделяет среди других компаний интеграторов, нацеленных больше на инфраструктурные проекты или аутсорсинг разработчиков, так как мы понимаем специфику горного дела;



2) большой портфель предлагаемых решений — за время работы мы собрали множество наработок и подписали партнерские соглашения с рядом поставщиков, что позволяет нам закрывать потребности заказчиков почти на всех технологических пределах горнодобывающих предприятий;

3) передовые технологии — мы держим руку на пульсе не только наших заказчиков, но и общемировых трендов, это позволяет быть первыми в представлении передовых технологий для горнодобывающей отрасли и находить компетентных партнеров;

4) ответственность — мы всегда доводим проекты до конца, несмотря на возникающие трудности, связанные в том числе с внешними факторами. Нам важно, чтобы заказчики нам доверяли и обращались вновь и вновь, образуя по-настоящему партнерские взаимоотношения поддержки и развития отрасли.

Именно эти принципы лежат в основе развития нашей компании.

– Как можете оценить уровень вашей компании на международной площадке и какие тренды в области цифровых решений для горнодобывающего сектора вы считаете наиболее перспективными? В свете современных реалий заказчики вашей продукции – больше наша страна или предприятия за рубежом?

— У нас имеется небольшой опыт в международных проектах, и мы видим, что есть довольно большие перспективы и в Африке, и в Латинской Америке, и на Ближнем Востоке. Уровень многих предприятий с точки зрения цифровизации и автоматизации значительно ниже российских, причем даже ментально не все еще готовы к продвинутым решениям, у многих банально не закрыт уровень датчиков и базовой автоматизации. Однако активно развиваться на международном рынке пока нет возможности из-за ряда возникших сложностей. В России, наоборот, и уровень предприятий выше, и перспектив сейчас для ИТ-решений больше, поэтому проекты в России сейчас в приоритете. Главным трендом сейчас в России должно стать применение роботизированных технологий грузоперевозки на карьерах, так как это существенно поможет развитию новых предприятий: решит дефицит кадров в труднодоступных местах и снизит себестоимость сырья за счет более эффективной работы уже со старта.

– Что вдохновляет вас в работе?

— В работе меня, конечно, всегда вдохновляет результат. Когда видишь плоды долгой работы, которые не просто положили на полку, а активно используют, и они приносят выгоды для компаний из реального сектора экономики, начинаешь чувствовать себя частью огромного процесса и сопричастным к развитию горной промышленности страны.

Беседовала Наталья МИЛЕТЕНКО



Контакты

<https://psi-mining.com/>

info@psi-mining.com

7 (499) 322-35-50



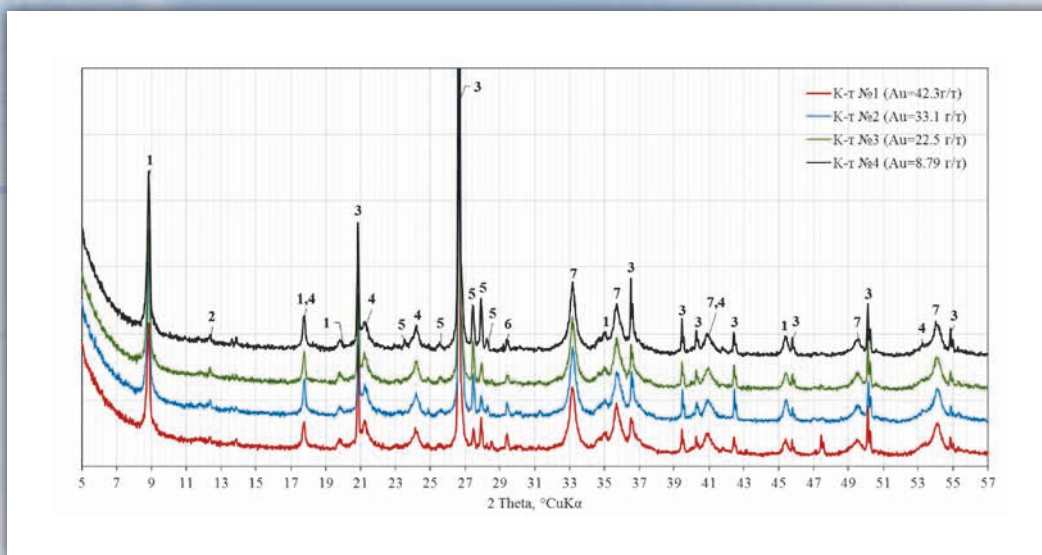


Fig. 1. Diffraction patterns of concentrates showing the main mineral phases:

1 – clay-micaceous minerals; 2 – chlorite; 3 – quartz; 4 – goethite; 5 – feldspars (albite, microcline); 6 – chalcopryite; 7 – hematite /
 Рис. 1. Дифрактограммы концентратов с обозначением основных минеральных фаз: 1 – глинисто-слюдистые минералы; 2 – хлорит;
 3 – кварц; 4 – гётит; 5 – полевые шпаты (альбит, микроклин); 6 – халькопирит; 7 – гематит

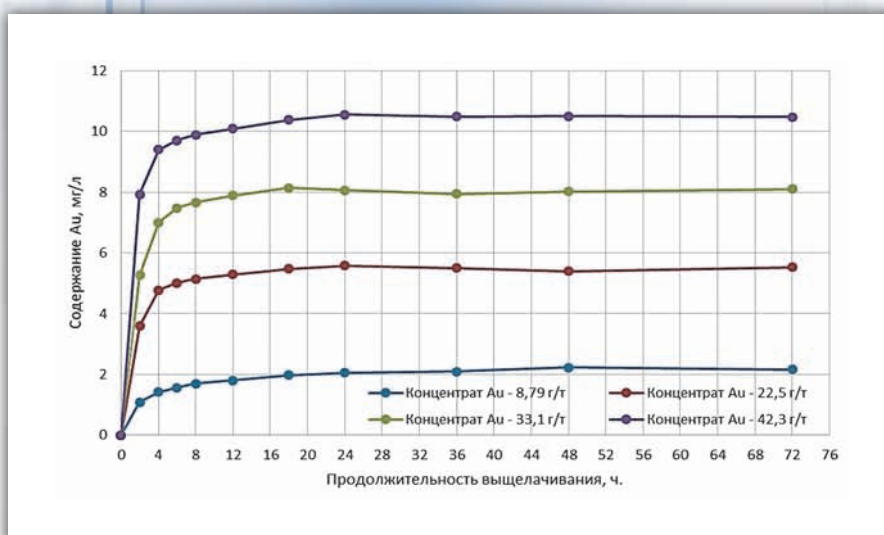


Рис. 5. Кинетика выщелачивания золота для концентратов с различным содержанием золота /
 Fig. 5. Gold leaching kinetics for concentrates with different gold content

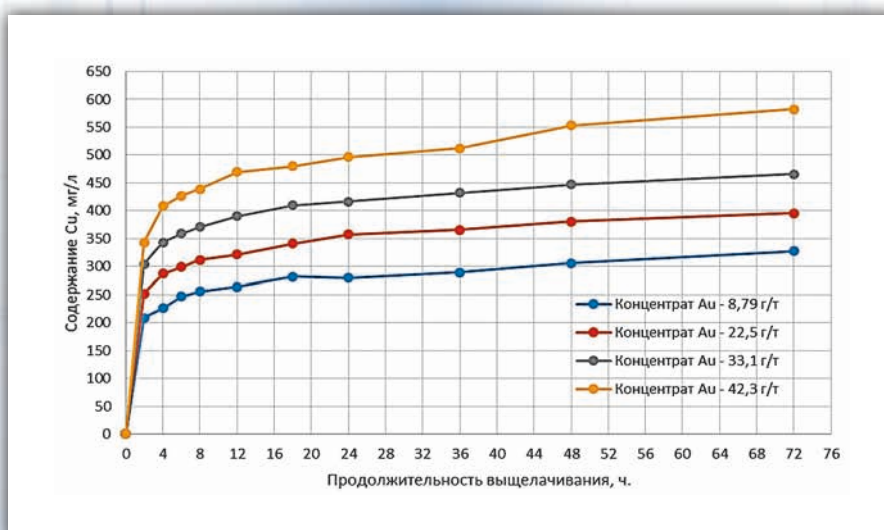


Fig. 6. Copper leaching kinetics for concentrates with different gold content /
 Рис. 6. Кинетика выщелачивания меди для концентратов с различным содержанием золота

МОНИТОРИНГ ПРИРОДНО-ТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ «ОТВАЛ – ОСНОВАНИЕ»

С. П. Бахаева, Е. В. Ананенко✉

Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева, г. Кемерово, Российская Федерация

✉ ananenko_ev@mail.ru

Аннотация: В условиях высокой стоимости аренды земельных участков и ограничения их площади под размещение отвалов вскрышных пород выделяются участки рельефа, неблагоприятные по условиям устойчивости, что повышает риск развития деформаций и нарушения устойчивости отвалов. Методами системного анализа, анализа риска, а также на основании результатов инструментальных маркшейдерских наблюдений установлены возможные сценарии развития деформаций и их вероятности, а также схемы деформирования насыпного массива. Приведены результаты экспериментальных исследований напряженно-деформируемого состояния различных типов отвалов с целью выявления наиболее уязвимых участков, на которых в первую очередь появляются признаки деформаций. Выявлено, что схемы и механизм деформирования природно-технических систем определяются морфологией естественного и техногенного рельефа земной поверхности. С учетом схем и механизма деформирования природно-технических систем, а также экспериментальных данных, полученных по результатам маркшейдерских наблюдений, разработаны конструкции наблюдательных станций, предусматривающие расположение рабочих реперов в наиболее слабых местах, что позволяет обнаруживать деформации отвалов на ранней стадии и своевременно принять меры по предупреждению оползней. Результаты исследований могут быть полезными при обосновании наиболее опасных по условию устойчивости участков, на которых рекомендуется закреплять рабочие реперы наблюдательной станции для геомеханического мониторинга внешних и внутренних отвалов, а также насыпных грунтовых сооружений.

Ключевые слова: мониторинг безопасности, природно-техническая система «отвал – основание», типизация отвалов, схемы деформирования, конструкция наблюдательной станции, рабочий репер

Благодарность: Авторы выражают признательность Елене Владимировне Разумовской, старшему специалисту по учебно-методической работе КузГТУ, за помощь в переводе отдельных фрагментов статьи на английский язык.

Для цитирования: Бахаева С. П., Ананенко Е. В. Мониторинг природно-технических систем «отвал – основание». *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):67–76. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_67_76.

THE MONITORING OF THE NATURAL-AND-TECHNICAL SYSTEMS 'DUMP-FOUNDATION'

S. P. Bakhaeva, E. V. Ananenko✉

T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russian Federation

✉ ananenko_ev@mail.ru

Abstract: In conditions of high cost of the land plots lease and restriction of their areas for overburden dumps placement, there are relief areas unfavorable, in terms of stability conditions, allocated, that increases the risk of deformations and violations of the stability of the dumps. By methods of the system analysis, risk analysis, as well as based on the results of the instrumental surveying monitoring, possible scenarios for development of the deformations and their probabilities, along with the scheme of deformation of the piled-up mass, have been established. In the article there are the results of experimental studies of the stress-strain state of the various types of dumps in order to detect the most vulnerable areas, where signs of deformations appear in the first place. It is figured out that schemes and mechanism of deformation of the natural and technical systems are determined by morphology of the natural and man-made relief of the earth's surface. Taking into account schemes and mechanism of the NTS deformation, as well as experimental data obtained from the results of surveying monitoring, the design of the observation station has been developed, providing for the location of the benchmark rods in the weakest places, that makes it possible to detect deformations of dumps at an early stage and timely take measures to prevent landslides. The results of the research can be useful in substantiating the most hazardous sites as per the condition of stability, where it is recommended to fix bench mark rods of the observation station for geo-mechanical monitoring of the external and internal dumps, as well as bulk soil structures.

Keywords: safety monitoring, natural-and-technical system (NTS) of 'dump-foundation', NTS typification, deformation schemes, design of the observation station, benchmark rod

Gratitude: The authors express their appreciation to Yelena V. Razumovskaya, academic administrative assistant, KuzSTU, for translation of some parts of the article into English.

For citation: Bakhaeva S. P., Ananenko E. V. The monitoring of the natural-and-technical systems «dump-foundation». *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):67-76. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_67_76.

Введение

Опыт эксплуатации, а также мониторинг отвалов вскрышных пород указывают на участвовавшие случаи нарушения устойчивости этих сооружений [1]. При этом есть многочисленные примеры, где ярусы отвала высотой до 90 м, расположенные на наклонном (до 12 градусов) основании, не имеют признаков деформаций и отвалы с высотой всего около 33 м на пологом (до 5 градусов) основании подвержены циклическим оползням (рис. 1).

По исследованиям ряда ученых и специалистов [3, 4], а также по нашим исследованиям [2], характеристики основания оказывают большее влияние на устойчивость отвала, чем отвальная масса вскрышных пород. Поэтому при оценке устойчивости отвалов следует рассматривать напряженно-деформированное состояние природно-технической системы (ПТС) «отвал – основание». В этой связи актуальна задача по установлению схемы деформирования ПТС «отвал – основание», так как от этого зависят виды мониторинга [5–7], организация процедуры контроля, а также оценка состояния ПТС «отвал – основание».

Для того чтобы рассмотреть все возможные варианты ПТС «отвал – основание» и оценить условия, при которых существует высокий риск развития деформаций и нарушения устойчивости в качестве научного метода, позволяющего выполнить структуризацию ПТС «отвал – основание», воспользуемся методом системного анализа. Идея метода системного анализа заключается в расчленении сложной проблемы на подпроблемы, этапы до определенного уровня, используя признаки структуризации, т. е. построение иерархической структуры, упрощающей процедуру анализа сложной проблемы.

В нашем случае будем говорить о применении метода системного анализа для типизации природно-технической системы «отвал – основание» по условиям формирования, влияющим на устойчивость отвального массива и конструкцию наблюдательной станции, позволяющей обнаружить деформации на стадии их зарождения.

Минимизация временных и людских ресурсов на проведение инструментальных наблюдений за состоянием природно-технической системы «отвал – основание» обе-

спечивается за счет выявления для каждой подобной ПТС наиболее опасных участков с позиции устойчивости и организации мониторинга на ранней стадии появления признаков деформаций.

Цель исследований

Выявление наиболее уязвимых участков, на которых в первую очередь появляются признаки деформаций, для закрепления рабочих реперов наблюдательной станции, что позволит увеличить эффективность геомеханического мониторинга отвалов при минимизации трудозатрат на его реализацию.

Материал и методы исследований

Для реализации поставленной цели использовались научные методы исследований: системный анализ для типизации ПТС «отвал – основание» по условиям формирования, влияющим на устойчивость; «анализ дерева событий» (Event Tree Analysis – ETA) для оценки риска развития деформаций, установления возможных сценариев и вероятности их развития; моделирование схем деформирования природно-технических систем с учетом морфологии естественного и техногенного рельефа земной поверхности, а также результаты личных инструментальных наблюдений за деформациями ряда отвалов с использованием высокоточных геодезических инструментов Topcon GR-5 и Leica GS14.

Типизация природно-технических систем отвал – основание.

Рассмотрим построение отдельных уровней иерархической схемы типизации ПТС «отвал – основание» по условиям формирования, влияющим на устойчивость.

Приняв за нулевой уровень главную цель – управление устойчивостью ПТС «отвал – основание», декомпозируем ее на три вида отвальной массы (первый уровень иерархической схемы):

- I – скальные и полускальные породы;
- II – смесь песчано-глинистых и скальных пород;
- III – песчано-глинистые породы, прочностные характеристики которых определяют положение поверхности скольжения в отвальном массиве.

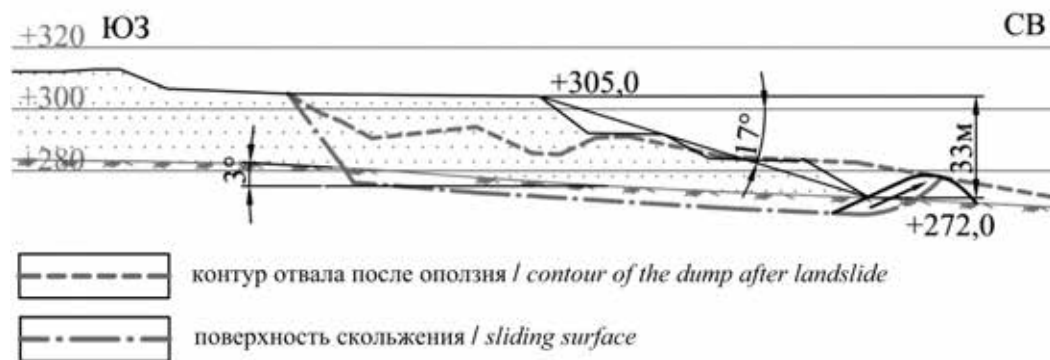


Рис. 1. Деформация природно-технической системы «отвал – основание» высотой 33 м /

Fig. 1. Deformation of the NTS 'dump-foundation' of 33 m height

В свою очередь для каждого вида отвальной массы следует выделить четыре группы по типу пород основания (второй уровень иерархической схемы), сопротивление сдвигу которых способствует удержанию гравитационных сил либо увеличению тангенциальных сил, приводящих к смещению отвальной массы, и определяют положение поверхности скольжения по слабому контакту или слабому основанию отвала:

А. Прочное основание (скальные, полускальные и песчано-гравийные породы, сопротивление сдвигу которых не ниже, чем у отвальной массы)

Б. Слабое основание (слой, мощностью более 2 м, представленный глинисто-суглинистыми породами, сопротивление сдвигу которых ниже, чем у отвальной массы).

В. Слабый контакт (слой, мощностью не более 2 м, представленный глинисто-суглинистыми породами, сопротивление сдвигу которых ниже, чем у отвальной массы).

Г. Земная поверхность, подработанная подземными горными работами.

Опыт формирования отвалов и исследование причин их деформаций показали, что отвалы, расположенные на наклонном основании, когда угол внутреннего трения основания φ' больше угла его наклона β , сохраняют устойчивость при большой высоте.

Под влиянием внешних нагрузок и воздействий сопротивление сдвигу пород основания в процессе эксплуатации ПТС уменьшается. В этом случае при достижении условия $\varphi' \leq \beta$ априори без разработки противодеформационных мероприятий устойчивость отвала не будет обеспечена. Вследствие этого при типизации ПТС «отвал – основание» (третий уровень иерархической схемы) следует выделить два условия: угол внутреннего трения пород основания φ' больше (1) либо меньше (2) угла его наклона β .

В свою очередь характеристики пород основания отвалов подвержены воздействию группы факторов (четвертый уровень иерархической схемы), оказывающих как положительное, так и отрицательное влияние на устойчивость, – это морфология естественного (с – склон или л – лог) и техногенного (мульда сдвижения при подработке поверхности подземными горными работами [8]) рельефа земной поверхности.

Иерархическая схема типизации ПТС «отвал – основание» (рис. 2), построенная методом системного анализа, отражает 42 варианта возможных сочетаний условий, определяющих состояние отвала вскрышных пород в части его устойчивости. Логический анализ иерархической схемы позволяет перейти к вероятным схемам деформирования ПТС «отвал – основание» для установления сценариев развития деформаций и их вероятностей.

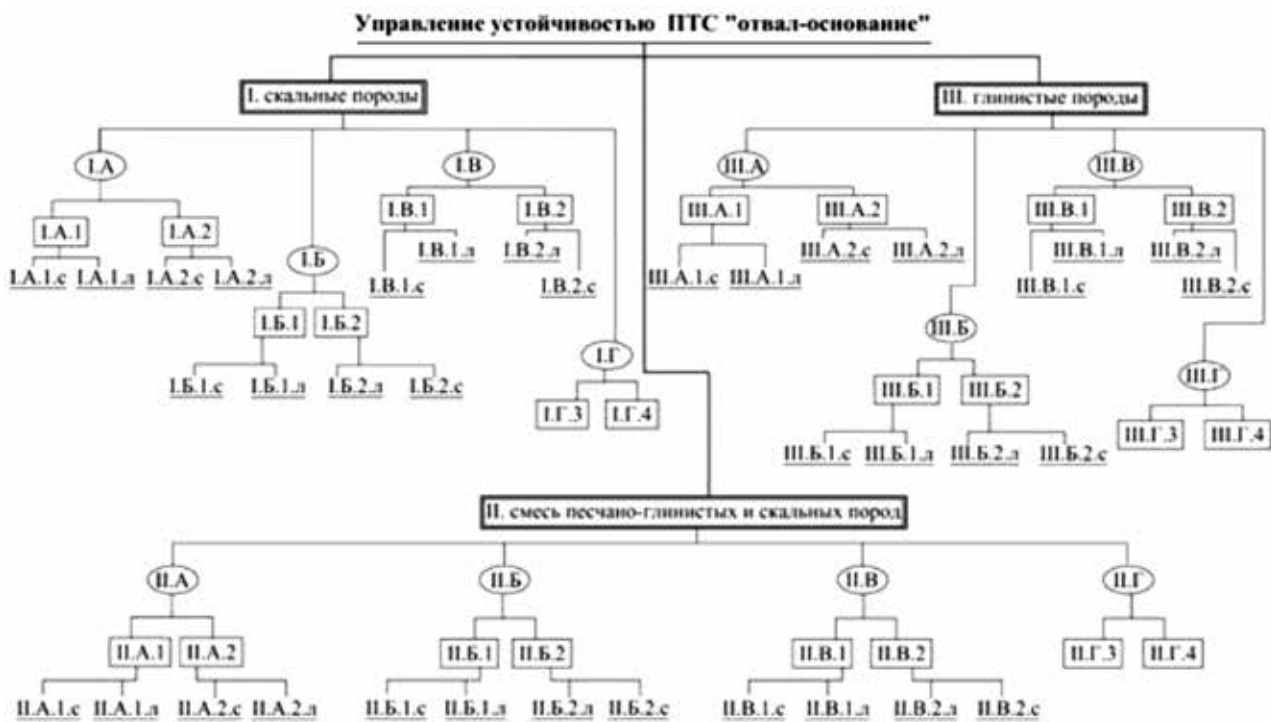


Рис. 2. Иерархическая схема типизации природно-технической системы «отвал – основание» по условиям формирования, влияющая на устойчивость.

Условные обозначения:

Тип отвальной массы: I – скальные породы; II – смесь песчано-глинистых и скальных пород; III – песчано-глинистые породы.

Тип основания отвала: А – прочное; Б – слабое; В – слабый контакт; Г – подработанная земная поверхность.

Соотношение угла наклона β основания отвала и сопротивления сдвигу по подошве отвала φ' : 1 – $\varphi' > \beta$; 2 – $\varphi' \leq \beta$.

Направление откоса отвала относительно вектора максимального оседания $\eta_{\max}$ мульды сдвижения: 3 – не совпадает с $\eta_{\max}$; 4 – совпадает с $\eta_{\max}$.

По морфологии рельефа основания: с – склон; л – лог /

Fig. 2. Hierarchical scheme of the typification of the natural-and-technical system 'dump-foundation' as per the formation conditions, affecting stability.

Legend to the typification of the natural-and-technical system 'dump-foundation':

Type of dump mass: I – rock mass; II – mixture of sandy-and-clay and rocks; III – sandy and clay rock.

Type of dump foundation: A – solid; B – weak; C – weak contact; D – undermining surface.

Ratio of the inclination angle β of the dump foundation and shear resistance along the bottom of the dump φ' : 1 – $\varphi' > \beta$; 2 – $\varphi' \leq \beta$.

Direction of the slope dump relative to the vector of maximum subsidence $\eta_{\max}$ of the shift through: 3 – does not match with $\eta_{\max}$; 4 – matches with $\eta_{\max}$.

As per the morphology of the foundation relief: c – slope; l – wet valley.

**Схемы деформирования природно-технической системы
«отвал — основание»
и конструкций наблюдательных станций**

Для установления возможных сценариев развития деформаций и их вероятности воспользуемся методом «Анализ дерева событий» (Event Tree Analysis — ETA).

«Анализ дерева событий» — количественный (полуколичественный) метод, включающий построение последовательности событий, исходящих из начального. Например, оползнию отвала предшествует начальное событие — мелкие (до 10 см) продольные трещины на поверхности отвала. Частота каждого события при развитии деформации ПТС «отвал — основание» рассчитывается последовательным умножением частоты предыдущего события на вероятность каждого последующего до конечного события [9]. В итоге устанавливают возможные сценарии развития деформаций ПТС «отвал — основание» и их вероятности (рис. 3).

Интеграцией типизации ПТС «отвал — основание» и результатов «анализа дерева событий» установлено, что в зависимости от природных и техногенных условий формирования отвалов развитие деформации ПТС «отвал — основание» может произойти по одной из шести схем [10] (рис. 4).

Схема 1: механизм деформирования в виде **просадки в результате уплотнения** отвальных пород характерен для всех типов (I, II, III) отвальных пород при отсыпке на прочное основание (А) и слабый контакт (В) и при расположении отвала на подработанной территории, когда направление откоса отвала не совпадает (3) с направлением вектора максимального оседания мульды сдвижения (рис. 4а).

В результате уплотнения отвальных пород происходит просадка горизонтальных площадок, величина просадки

в зависимости от гранулометрического состава отвальной массы, ее мощности и условий формирования составляет 7–10 % от высоты отвала. Одновременно происходит выполаживание откоса на 4–6° до устойчивого угла в зависимости от времени стояния откоса без обновления [11].

Схема 2: механизм деформирования **вращательный сдвиг** (криволинейная поверхность скольжения формируется полностью в породах нарушенного сложения тела отвала, большей частью по контакту слабых и прочных отвальных пород) характерен для песчано-глинистых (III) и смеси песчано-глинистых и скальных пород (II), при отсыпке на прочное основание (А) и слабый контакт (В), когда сопротивление сдвигу по подошве отвала φ' больше угла наклона основания отвала (1). Деформации по схеме 2 (рис. 4б) относятся к оползням надподошвенного типа, характерным для отвалов, сложенных слабыми увлажненными породами, при переслаивании сухих и влажных, слабых и прочных пород, а также при наличии в теле отвала захороненного снега [12, 13]. Активизация смещений здесь происходит в период снеготаяния и ливневых дождей.

Обычно деформации ПТС «отвал — основание» по **схемам 1 и 2** (см. рис. 4а и 4б) не создают серьезных негативных последствий для окружающей среды. Происходит закономерный процесс уплотнения и выполаживания откосов. Поэтому при этих схемах деформирования ПТС «отвал — основание» достаточно вести визуальный контроль или съемку беспилотной авиационной системой (БАС) поверхности приоткосной части отвала [14]. Однако в случае увеличения амплитуды раскрытия трещин, появления трещин криволинейного очертания с замыканием на откос работы по формированию отвалов нужно остановить и организовать инструментальные наблюдения. Реперы наблюдательной станции в



Рис. 3. «Дерево событий» развития деформации природно-технической системы «отвал — основание» /
Fig. 3. «Event Tree Analysis» of the deformation development of the natural-and-technical system 'dump-foundation'

Схема 1

I.A.1, I.A.2, II.A.1, I.B.1, I.B.2, II.B.1, III.A.1, III.B.1, I.Г.3, II.Г.3, III.Г.3¹

а) просадка в результате уплотнения

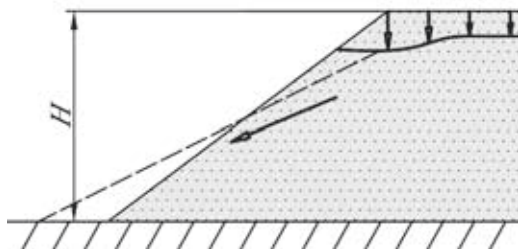


Схема 2

II.A.1, II.B.1, III.A.1, III.B.1

б) вращательный сдвиг

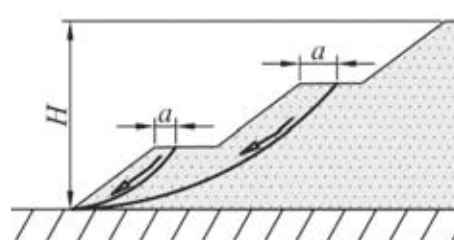


Схема 3

III.A.2, III.B.2, I.Г.4, III.Г.4

в) просадка со сдвигом вдоль контакта

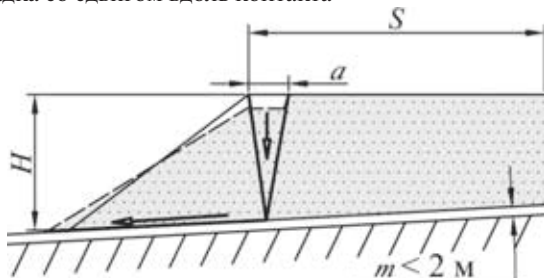


Схема 4

II.A.2, II.B.2, II.Г.4

г) вращательно-плоский сдвиг

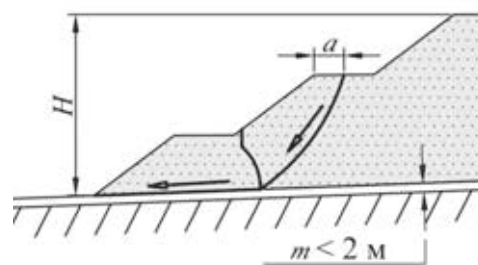


Схема 5

I.B.1, II.B.1, III.B.1

д) вращение с выпором

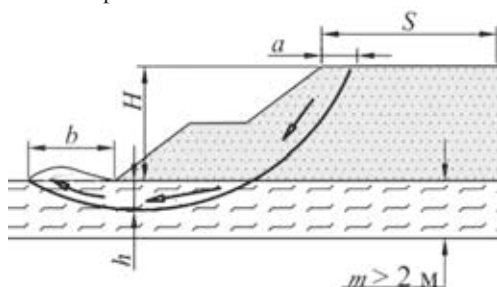
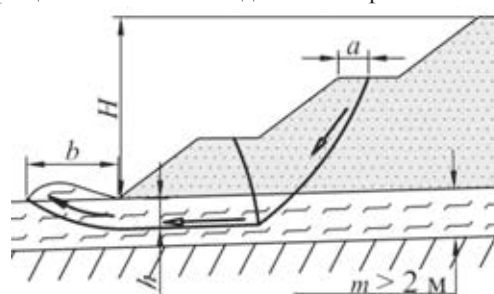


Схема 6

I.B.2, II.B.2, III.B.2

е) вращательно-плоский сдвиг с выпором



— поверхность скольжения / sliding surface

→ вектор смещения / displacement vector

— слабые (глинистые и суглинистые) породы основания / weak (clay and loamy) foundation rocks

Рис. 4. Механизм и схемы деформирования природно-технической системы «отвал – основание»: а – просадка в результате уплотнения; б – вращательный сдвиг; в – просадка со сдвигом вдоль контакта; г – вращательно-плоский сдвиг; д – вращение с выпором; е – вращательно-плоский сдвиг с выпором

Условные обозначения:

b – ширина вала выпирания; H – высота отвала; ε – угол между направлением наибольшего главного напряжения и площадкой скольжения; a – ширина призмы возможного обрушения; S – зона сдвижения; h – глубина погружения поверхности скольжения в слабый слой;

φ – угол внутреннего трения пород.

Расчетные формулы для схем деформирования 2, 3 и 4 / Calculation formulas for deformation schemes 2, 3 and 4 $a = (0,3 - 0,8) H$; $S = 2H$.

Расчетные формулы для схем деформирования 5 и 6 / Calculation formulas for deformation schemes 5 and 6

$a = (0,3 - 0,8) (H + h)$; $b = 2h \operatorname{ctg} \varepsilon$; $S = 2(H + h)$; $\varepsilon = 45^\circ - \varphi / 2$.

Fig. 4. Mechanism and diagrams of deformation of the natural-and-technical system dump – foundation:

a – subsidence die to compaction; b – rotary shear; c – subsidence with a shear along the contact;

d – rotary-flat shear; e – rotation with uplift; f – rotary flat shear with uplift

Legend:

a – prism width of a possible collapse; S – displacement zone; h – submersion depth of the sliding surface into weak layer; φ – angle of rocks' internal friction;

b – bulge shaft width; H – dump height; ε – angle between the direction of the greatest major stress and the sliding platform.

¹(Индексы по признакам типизации ПТС «отвал – основание», приведенной на иерархической схеме (рис. 2)).

этом случае следует закладывать в пределах призмы возможного обрушения вдоль верхней бровки отвала или яруса, где появились трещины.

Схема 3: механизм деформирования в виде **просадки со сдвигом вдоль контакта** (в верхней части происходит просадка отвальной массы в пределах призмы возможного обрушения, в последующем призма обрушения отрывается от основного массива и смещается по слабому контакту «отвал — основание») характерен для песчано-глинистых пород (III) при отсыпке на прочное основание (А) или слабый контакт (В), а также для отвалов скальных (I) и песчано-глинистых пород (III) при размещении на подработанной территории (Г), когда направление откоса отвала совпадает с направлением вектора максимального оседания (4) мульды сдвижения (рис. 4в).

Схема 4: механизм деформирования **вращательно-плоский сдвиг** (в верхней части поверхность скольжения проходит в теле отвала по контакту слабых и прочных отвальных пород, в нижней — по слабому контакту «отвал — основание») характерен для смеси песчано-глинистых и скальных пород (II) при отсыпке на прочное основание (А) или слабый контакт (В), при размещении на подработанной территории (Г), когда направление откоса отвала совпадает (4) с направлением вектора максимального оседания мульды сдвижения (рис. 4г).

Деформации по схемам 3 и 4 относятся к оползням подошвенного (контактного) типа. Контактные оползни — наиболее распространенный вид деформаций и приводит к серьезным последствиям, так как смещение отвального массива может происходить до тех пор, пока он упрется в преграду (например, рельеф основания будет иметь обратный уклон). Такие оползни возникают при размещении отвала на наклонном слоистом основании (В), при наклоне основания согласно с откосом, когда сопротивление сдвигу по подошве отвала φ' под воздействием негативных факторов становится меньше угла его наклона β (2). За счет сил гравитации от

верхних ярусов по контакту со слоистым основанием первым начинает смещаться нижний ярус, затем второй, и так последовательно происходит сдвиг всего отвала. При потенциальной возможности деформирования ПТС «отвал — основание» по схемам 3 и 4 необходимо организовать мониторинг с начала формирования отвалов.

Основываясь на механизме смещения ПТС «отвал — основание» и опыте ведения мониторинга [15, 16], нами разработана конструкция наблюдательной станции НС-I для схем деформирования 3 и 4 (рис. 4в и 4г).

Рабочие реперы наблюдательной станции НС-I нужно закладывать на двух нижних ярусах отвала вдоль верхней бровки в пределах призмы возможного обрушения (рис. 5), что позволит на ранней стадии обнаружить начало оползневых процессов.

Смещения, возникающие на нижнем ярусе отвала (реперы R^1_1 , R^2_1 , R^3_1), могут свидетельствовать о деформации как яруса, так и отвала в целом. Поэтому необходимо заложить профильную линию наблюдательной станции на втором ярусе. Появление смещений в плане по реперам R^1_2 , R^2_2 , R^3_2 указывает на деформацию сдвига всего отвального массива.

Схема 5: механизм деформирования — вращение с выпором (плавная криволинейная поверхность скольжения в верхней части проходит в теле отвала по контакту слабых и прочных отвальных пород, в нижней — в слабых породах основания большой мощности) характерен для всех типов пород (I, II, III) при отсыпке на слабое горизонтальное основание (Б) большой мощности, когда сопротивления сдвигу по подошве отвала φ' больше угла наклона β (1) основания (рис. 4д).

Схема 6: механизм деформирования — вращательно-плоский сдвиг с выпором (плавная криволинейная поверхность скольжения в верхней части проходит в теле отвала по контакту слабых и прочных отвальных пород, в нижней — в слабых породах основания большой мощности со сдвигом вдоль подошвы) характерен для всех типов пород (I, II, III) при от-

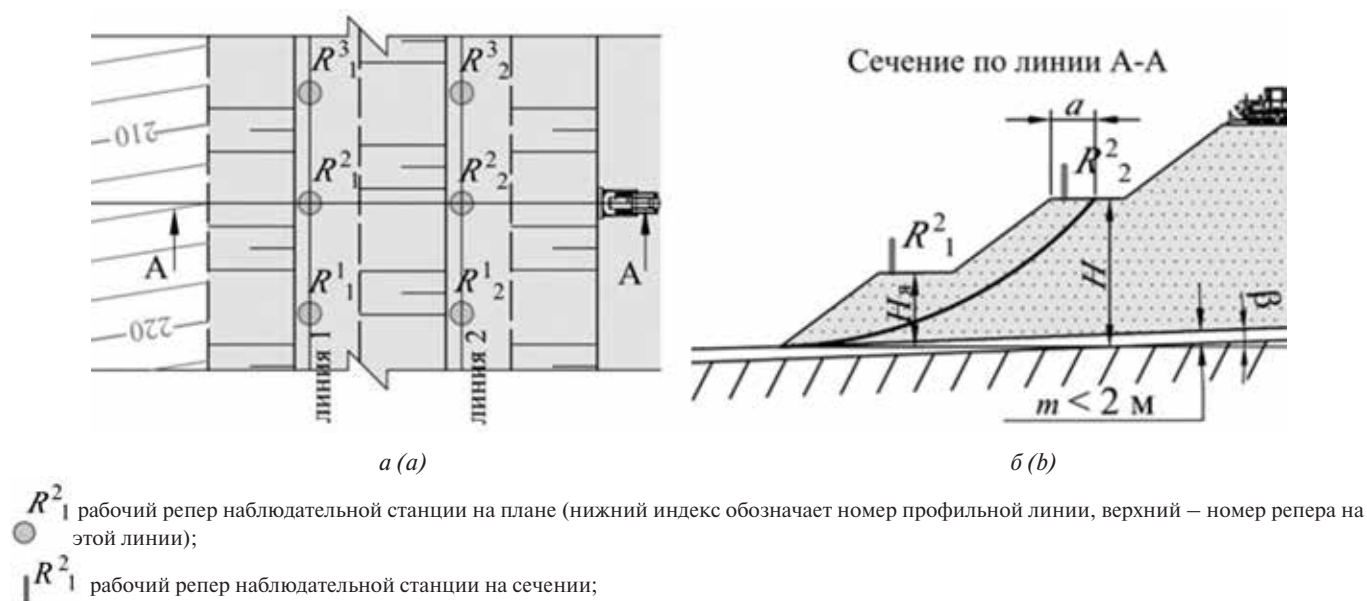


Рис. 5. Конструкция наблюдательной станции НС-I: а — план; б — сечение по линии А-А

Условные обозначения:

a — ширина призмы возможного обрушения; $H_я$ — высота яруса; H — высота элемента отвала;

m — мощность слабого слоя; β — угол наклона основания отвала /

Fig. 5. Design of the observation station НС-I:

a — design; b — cross section along the line A-A.

сыпке на наклонное основание, сложенное слабыми породами (Б) большой мощности, когда сопротивление сдвигу по контакту с основанием φ' меньше угла наклона β (2) основания (рис. 4е).

Деформации по схемам 5 и 6 относятся к оползням подпошвенного типа, являются наибольшими по объему и последствиям по сравнению с надпошвенными и подпошвенными оползнями. В этом случае слабые породы основания под действием гравитационных сил отвальной массы пород выдавливаются перед нижней бровкой в виде вала «выпираания» [17]. Как показывают наблюдения, для подпошвенных оползней характерна различная по продолжительности скрытая стадия деформаций, когда отвальная масса пород погружается в слабые породы основания. Деформация может проявляться неожиданно без предварительных внешних проявлений (отсутствие на поверхности отвала трещин, заколов). Поэтому мониторинг таких деформаций необходимо начинать от начала формирования отвала, при этом основное внимание акцентировать на подошву отвала вдоль нижней бровки нижнего яруса, так как первым признаком начала деформаций является появление вала «выпираания».

Для обеспечения геомеханического мониторинга состояния ПТС «отвал — основание», деформирующихся по схемам 5 и 6, нами разработана конструкция наблюдательной станции **НС-II**, которая прошла апробацию в реальных условиях.

Наблюдательная станция **НС-II** должна включать не меньше трех профильных линий (рис. 6): одну (линия 1) — вдоль тальвега лога, где породы основания обводнены, вторую (линия 2) — на берме вдоль нижнего (первого) яруса отвала, третью (линия 3) — на берме вдоль второго яруса. По профильной линии 1 реперы нужно закладывать в основании, за границей отвала для наблюдения за движением пород в области вероятного появления языка вала выпирания.

Для установления границы деформаций на профильных линиях 2 и 3 через 20–50 м (на пологих склонах) требуется закладывать по два репера на каждом ярусе отвала параллельно

реперам линии 1 со стороны склонов. При крутых склонах реперы R^2_3 , R^2_2 , R^1_3 и R^1_2 нужно также закладывать реперы на линии водораздела.

Для реперов R^3_1 и R^4_1 характерно смещение сначала вертикально вниз, затем горизонтально в сторону откоса, для репера R^2_1 — смещение в вертикальной плоскости окажется со знаком +, что характерно при образовании вала выпирания. Векторы смещения реперов R^3_3 , R^2_2 , R^1_3 и R^1_2 направлены в сторону тальвега лога.

Наши рассуждения относительно конструкций наблюдательной станции основаны на экспериментальных наблюдениях за несколькими объектами, в частности конструкция наблюдательной станции для оползня подпошвенного типа (схема 5) внешнего отвала разреза «3» приведена на рисунке 7.

Экспериментальные данные мониторинга ПТС «отвал — основание»

В отвал разреза «3» складировалась отвальная масса песчано-глинистых и скальных пород (тип отвальной массы — II). Основанием отвала являлся естественный рельеф земной поверхности, сложенный суглинками и глинами различной консистенции (Б). Угол наклона основания ($\beta = 5$) — близкий к сопротивлению сдвигу по контакту ($\beta' = 6$). Основание отвала представлено двумя глубокими оврагами. Индекс ПТС «отвал — основание» по условиям формирования — II. Б. 1. л (рис. 7).

Наиболее вероятная схема деформирования ПТС «отвал — основание» — 5 (вращение с выпором).

В апреле 2015 года на отвале произошел оползень подпошвенного типа. В мае с целью оценки возможности использования оставшейся недеформированной части отвала для последующего складирования вскрышной породы была заложена маркшейдерская наблюдательная станция (рис. 7).

— по логу (профильная линия 2: реперы 2-2, 2-3, 2-5, 2-6, 2-8, 2-10; скв. 3);

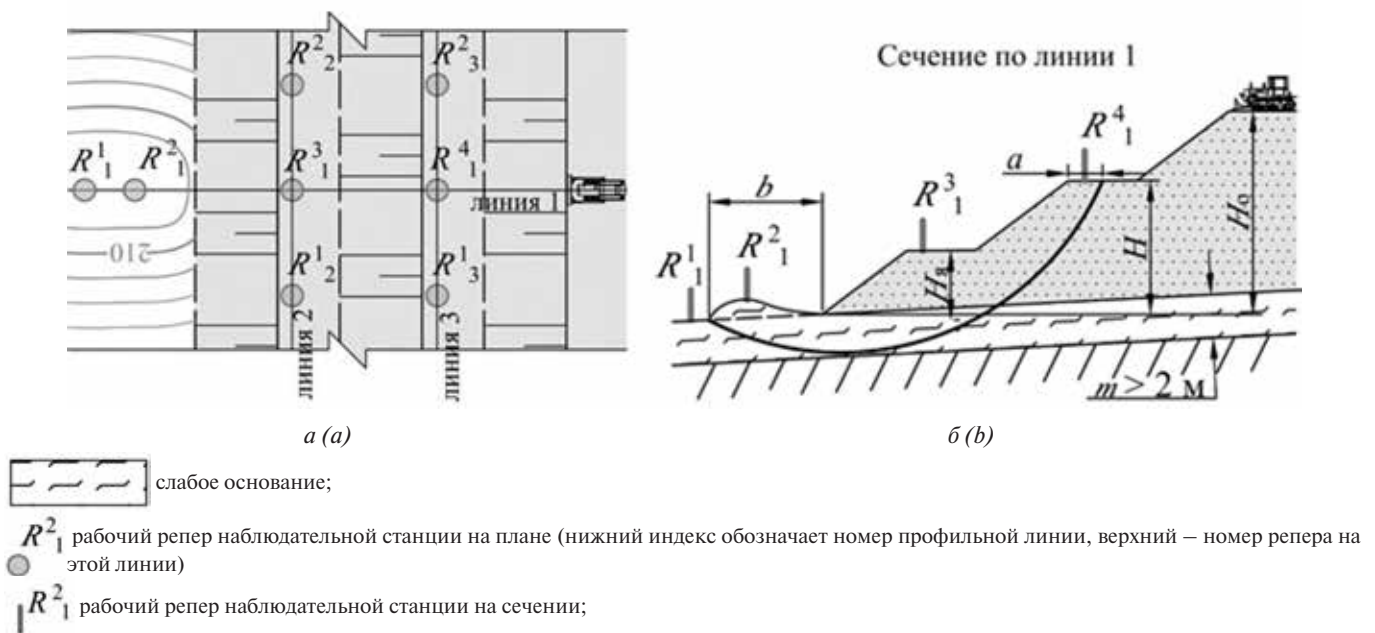
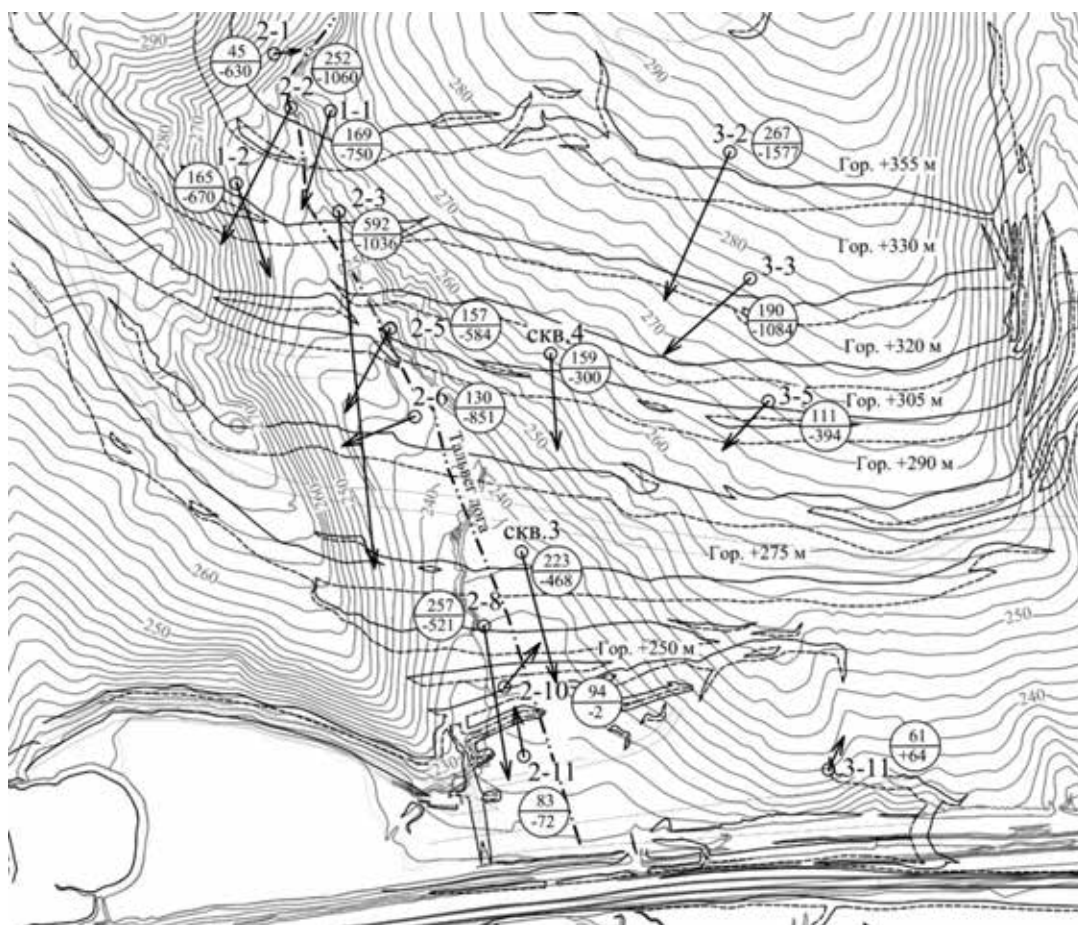


Рис. 6. Конструкция наблюдательной станции **НС-II**: а — план; б — сечение по линии 1

Условные обозначения:

а — ширина призмы возможного обрушения; б — ширина вала выпирания; H_a — высота яруса;
 H — высота элемента отвала; H_0 — высота отвала /

Fig. 6. Design of the observation station **НС-II**: а — design; б — cross section along the line A-A.



Условные обозначения:

- фактическое положение отвала / actual position of the bump
- суммарное смещение репера за период: май 2015 – ноябрь 2017 г. (в числителе – плановое; в знаменателе – высотное) / total displacement of the benchmark for the period: May 2015 – November 2017 (in the numerator – planned; in the denominator – altitude)
- тальвег лога / valley bottom
- изолинии рельефа основания отвала / contour lines of the dump base relief
- рабочий репер наблюдательной станции и направление вектора смещения в плане за период: май 2015 – ноябрь 2017 г. (первая цифра – номер профиля, вторая – номер репера) / benchmark rod of the observation station and the direction of the displacement vector in the design for the period: May 2015 – November 2017 (the first digit is the profile number, the second is the reference number)

Рис. 7. Векторы смещения рабочих реперов на плане внешнего отвала разреза «3» /
Fig. 7. Displacement vectors of the benchmark rods on the layout of the external bump of the section Z

– на склонах (профильная линия 3, реперы: 3-2, 3-3, 3-5; профильная линия 1, реперы 1-1 и 1-2 и профильная линия 2: репер 2-1; скв. 4);

– в основании отвала (2-11, 3-11).

Анализ пространственно-временного изменения состояния ПТС «отвал – основание» по результатам инструментальных наблюдений позволил установить схему и механизм, а также динамику развития деформации: первоначально были зафиксированы смещения вверх и в сторону откоса по реперам 2-11 и 3-11, расположенным у подошвы отвала, что привело к формированию вала выпирания в нижней части отвала. Через месяц началось смещение отвальной массы вдоль тальвега лога (векторы реперов: 2-3, 2-8, скв. 3), в последнюю очередь пришли в активное движение реперы (2-1, 3-2, 3-3, 3-5, 1-2, 1-1, скв. 4), установленные на склонах. Векторы этих реперов были ориентированы в сторону таль-

вега и достигли максимальных величин в плане и по высоте (по реперам 3-2 и 3-3 оседания составили 1 577 и 1 084 мм, горизонтальные векторы смещений – 267 и 190 мм соответственно).

Выводы

1. Теоретическими и экспериментальными исследованиями, выполненными авторами с использованием высокоточных инструментов Topcon GR-5 и Leica GS14, установлены наиболее уязвимые участки для ПТС «отвал – основание»: характерно проявление начальных признаков деформаций у подошвы отвала – стадия управляемых деформаций. Своевременная разработка противоползневых мероприятий позволяет предотвратить негативные последствия.

2. Наиболее активно с максимальными величинами в плане и по высоте отвальная масса смещается со склонов

в сторону тальвега лога — стадия неуправляемых деформаций, когда происходит нарушение устойчивости откосов отвалов.

3. Уменьшение вероятности нарушения устойчивости откосов отвалов и снижение тяжести его последствий обеспечивается ведением инструментальных наблюдений от начала формирования отвалов с использованием конструкции наблюдательной станции, соответствующей наиболее веро-

ятому механизму и схеме деформирования природно-технической системы «отвал — основание».

4. Результаты исследований могут быть полезными при обосновании наиболее опасных по условию устойчивости участков, на которых рекомендуется закреплять рабочие реперы наблюдательной станции для геомеханического мониторинга внешних и внутренних отвалов и комплексной оценки состояния этих сооружений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ananenko, E. The reason analysis of the overburden rock dumps deformation / E. Ananenko, S. P. Bakhaeva // E3S Web of Conferences: VIth International Innovative Mining Symposium. — Kemerovo: EDP Sciences. — 2021. — Vol. 315. — P. 01001. — DOI: 10.1051/e3sconf/202131501001.
2. Ананенко, Е. В. Оценка влияния нагрузок и воздействий на напряженно-деформированное состояние природно-технических систем «отвал — основание» / Е. В. Ананенко, С. П. Бахаева // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2024. — № 10. — С. 5–21. — DOI: 10.25018/0236_1493_2024_10_0_5.
3. Ческидов, В. И. Особенности внутреннего отвалообразования вскрышных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых / В. И. Ческидов, А. В. Резник // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2022. — № 2. — С. 61–68.
4. Шпаков, П. С. Устойчивость отвалов на месторождении «Эльдорадо» / П. С. Шпаков, Ю. Л. Юнаков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2018. — № 6. — С. 69–79. — DOI: 10.25018/0236-1493-2018-6-0-69-79.
5. Рыбин, В. В. Структура комплексной системы мониторинга устойчивости объектов открытых горных работ с применением цифровых технологий / В. В. Рыбин, К. Н. Константинов, О. В. Наговицын // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2021. — № 4. — С. 70–77. — DOI: 10.15372/FTPRI20210407.
6. Геомеханический мониторинг устойчивости бортов разрезов и отвалов при разработке угольных месторождений / Ю. И. Кутепов, Н. А. Кутепова, М. Р. Пономаренко, Ю. Ю. Кутепов // Горный журнал. — 2023. — № 5. — С. 69–74. — DOI: 10.17580/gzh.2023.05.10.
7. Организация комплексного мониторинга устойчивости внешних отвалов, сложенных породами с низкой несущей способностью, на слабом основании в условиях ПАО «Михайловский ГОК» / С. И. Кретов, Р. И. Исмагилов, Б. П. Бадтиев [и др.] // Горная промышленность. — 2019. — № 3 (145). — С. 15–19. — DOI: 10.30686/1609-9192-2019-3-145-15-19.
8. Kashnikov, Y. A. Radar interferometry-based determination of ground surface subsidence under mineral mining. / Y. A. Kashnikov, V. V. Musikhin, I. A. Lyskov // Journal of Mining Science. — 2012. — Vol. 48. — P. 649–655. — DOI: 10.1134/S1062739148040089.
9. Методические основы анализа опасностей и оценки риска аварий на опасных производственных объектах: руководство по безопасности. — М., 2022. — 84 с.
10. Открытые горные работы: справочник / К. Н. Трубецкой [и др.]. — М.: Горное бюро, 1994. — 590 с.
11. Демин, А. М. Устойчивость открытых горных выработок и отвалов. — М.: Недра, 1973. — 232 с.
12. Characteristics and mechanism of dump landslides under compound loads based on physical model test / C. Cao, J. Feng, Z. Zhang [et al.] // Bulletin of Engineering Geology and the Environment. — 2022. — Vol. 81. — P. 350. — DOI: 10.1007/s10064-022-02825-6.
13. Cao, Ch. Triggering mechanism and dynamic process of water-rock flow in Nanfen waste dump in 2010 / Ch. Cao, J. Feng, Zg Tao // Journal of Mountain Science. — 2021. — Vol. 18. — P. 2565–2579. — DOI: 10.1007/s11629-020-6647-5.
14. Внедрение беспилотных летательных аппаратов для оперативного решения научно-производственных задач в условиях Михайловского ГОКа им. А. В. Варичева / Р. И. Исмагилов, А. Г. Захаров, Б. П. Бадтиев [и др.] // Горная промышленность. — 2020. — № 3. — С. 26–30.
15. Ананенко, Е. В. Анализ риска развития деформаций и геомеханический мониторинг для природно-технических систем «отвал — основание» / Е. В. Ананенко, С. П. Бахаева // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2023. — № 9. — С. 5–21. — DOI: 10.25018/0236_1493_2023_9_0_5.
16. Методика ведения мониторинга с использованием спутниковых систем и обработки его результатов / Г. М. Кыргызбаева, А. Кенесбаева, Б. Б. Садыков [и др.] // Маркшейдерия и недропользование. — 2022. — № 1 (117). — С. 52–54.
17. Toward a sound understanding of a large-scale landslide at a mine waste dump, Anshan, China / Sw. Sun, L. Liu, Zx. Yang [et al.] // Landslides. — 2023. — Vol. 20. — P. 2583–2602. — DOI: 10.1007/s10346-023-02136-1.

REFERENCES

1. Ananenko E, Bakhaeva SP. The reason analysis of the overburden rock dumps deformation. E3S Web of Conferences: VIth International Innovative Mining Symposium. EDP Sciences. 2021;(315):01001. DOI 10.1051/e3sconf/202131501001.
2. Ananenko EV, Bakhaeva SP. Assessment of influence of loads and impacts on stress-strain behavior of natural-technical dump-its foundation system. *Mining information and analytical bulletin*. 2024;(10):5-21. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_10_0_5 (In Russ.).
3. Cheskidov VI, Reznik AV. Specifics of internal overburden dumping in open pit mining. *Physical-and-technical problems of mineral development*. 2022;(2): 61-8 (In Russ.).
4. Shpakov PS, Yunakov YuL. Stability of dumps at the Eldorado field. *Mining information and analytical bulletin*. 2018;(6):69-79. — DOI: 10.25018/0236-1493-2018-6-0-69-79 (In Russ.).
5. Rybin VV, Konstantinov KN, Nagovitsyn OV. The structure of an integrated system for monitoring stability of the open-pit mining facilities by means of digital technologies. *Physical-and-technical problems of mining*. 2021;(4):70-77. DOI: 10.15372/FTPRI20210407 (In Russ.).
6. Kutepov YuI, Kutepova NA, Ponomarenko MR, et al. Geomechanical monitoring of slope stability in pitwall and dumps in coal mining. *Mining journal*. 2023;(5):69-74. DOI: 10.17580/gzh.2023.05 (In Russ.).
7. Kretov SI, Ismagilov RI, Badtiev BP, et al. Management of complex stability monitoring of external dumps made up of soils with low bearing capacity and located on weak base for conditions of PJSC «Mikhailovsky GOK». *Mining industry*. 2019;3(145):15-9. DOI: 10.30686/1609-9192-2019-3-145-15-19. (In Russ.).
8. Kashnikov YA, Musikhin VV, Lyskov IA. Radar interferometry-based determination of ground surface subsidence under mineral mining. *Journal of Mining Science*. 2012;(48):649-55. DOI: 10.1134/S1062739148040089.
9. Safety Manual «Methodological foundations of hazard analysis and accident risk assessment at hazardous production facilities». Moscow, 2022 (In Russ.).

10. Trubetskiy KN. Open-pit mining: handbook. Moscow, 1994 (In Russ.).
11. Demin AM. Stability of open mine workings and dumps. Moscow, 1973 (In Russ.).
12. Cao C, Feng J, Zhang Z, et al. Characteristics and mechanism of dump landslides under compound loads based on physical model test. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*. 2022;81:350. DOI: 10.1007/s10064-022-02825-6.
13. Cao Ch, Feng JI, Tao Zg. Triggering mechanism and dynamic process of water-rock flow in Nanfen waste dump in 2010. *Journal of Mountain Science*. 2021;(18):2565-79. DOI: 10.1007/s11629-020-6647-5.
14. Ismagilov RI, Zakharov AG, Badtiev BP, et al. Introduction of unmanned aerial vehicles for the operational solution of the scientific and production tasks under conditions of the Mikhailovsky GOK. *Mining industry*. 2020;(3):26-30 (In Russ.).
15. Ananenko EV, Bakhaeva SP. Deformation development risk analysis and geo-mechanical monitoring for natural and technical 'dump-base' systems. *Mining information and analytical bulletin*. 2023;(9):5-21. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_9_0_5 (In Russ.).
16. Kyrgyzbayeva GM, Kenesbayeva A, Sadykov BB. Methodology of monitoring using satellite systems and its results processing. *Surveying and subsoil use*. 2022;1(117):52-4 (In Russ.).
17. Sun Sw, Liu L, Yang Zx, et al. Toward a sound understanding of a large-scale landslide at a mine waste dump, Anshan, China. *Landslides*. 2023;(20):2583-2602. DOI:10.1007/s10346-023-02136-1.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Светлана Петровна Бахаева –

доктор техн. наук, профессор, Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, 650000, г. Кемерово, Россия. e-mail: bsp.mdg@kuzstu.ru

Елена Владимировна Ананенко –

аспирант, Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, 650000, Кемерово, Россия. e-mail: ananenko_ev@mail.ru

ABOUT THE AUTHORS

Svetlana P. Bakhaeva –

Dr. Sc. in Engineering, Professor, T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, 650000, Kemerovo, Russian Federation, e-mail: bsp.mdg@kuzstu.ru

Elena V. Ananenko –

graduate student, T.F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, 650000, Kemerovo, Russian Federation, e-mail: ananenko_ev@mail.ru

Критерии авторства / Contribution:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей. / The authors participated equally in the writing and collection of the material, as well as its processing.

Конфликт интересов / Conflict of interest:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов. / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 30.10.2024.

Поступила после рецензирования: 18.11.2024.

Принята к публикации: 27.11.2024.

Article info

Received: 30.10.2024.

Revised: 18.11.2024.

Accepted: 27.11.2024.

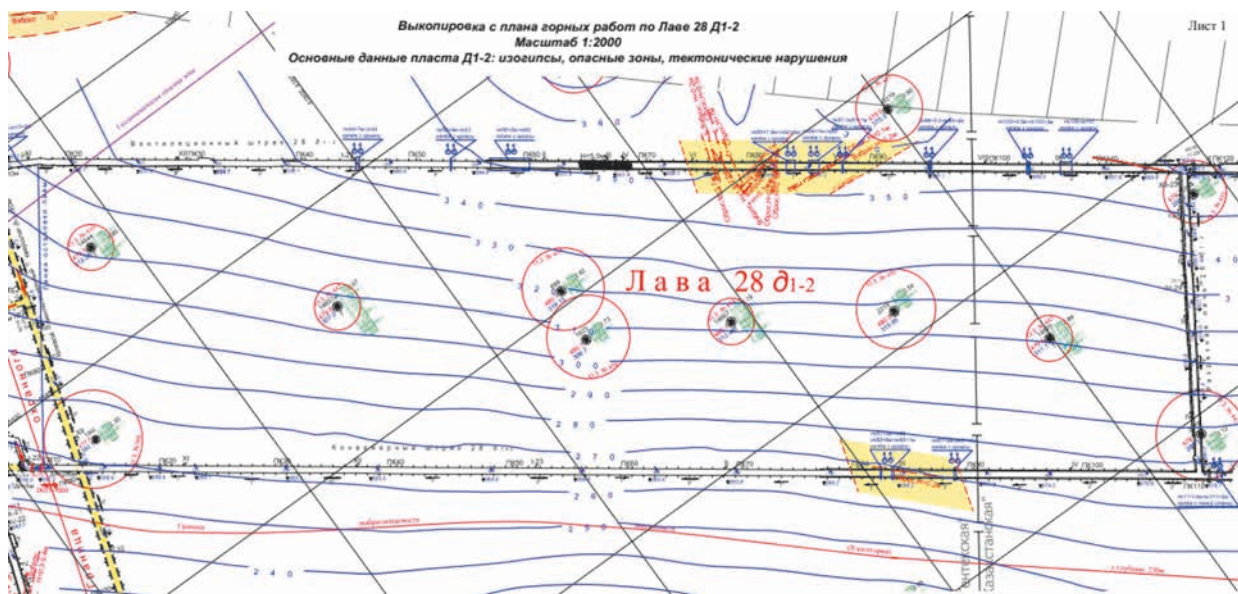


Рис. 1. Выкопировка с плана горных работ по лаве 28 Д1-2
Fig. 1. Breakage face 28 D1-2 mine works plan copy

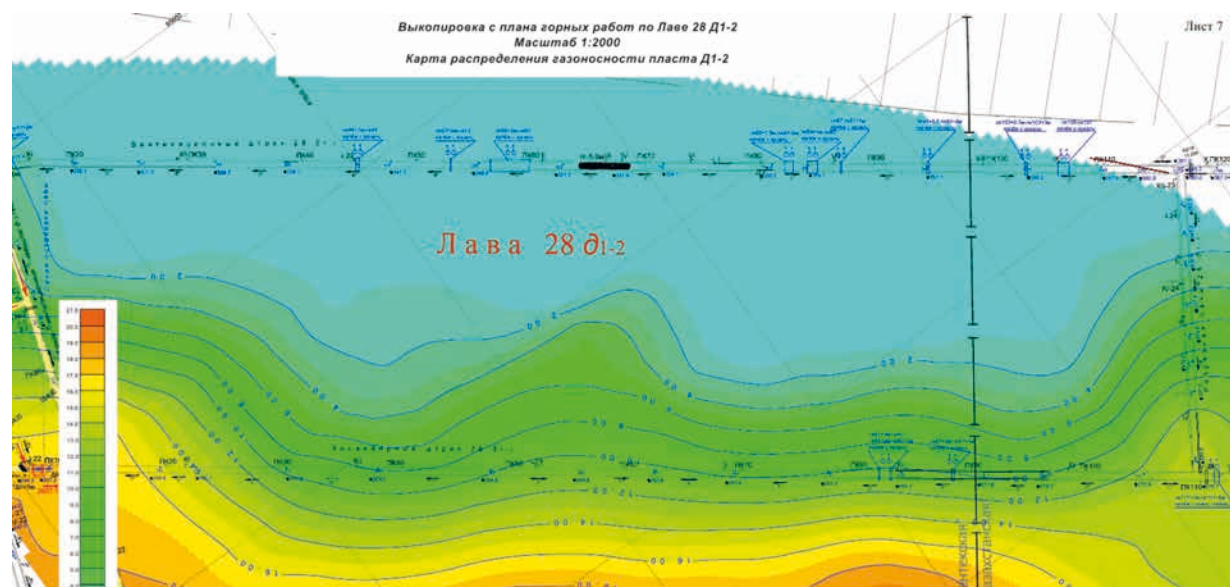


Рис. 2. Карта распределения газоносности пласта Д1-2
Fig. 2. Breakage face 28 D 1-2 gas content map

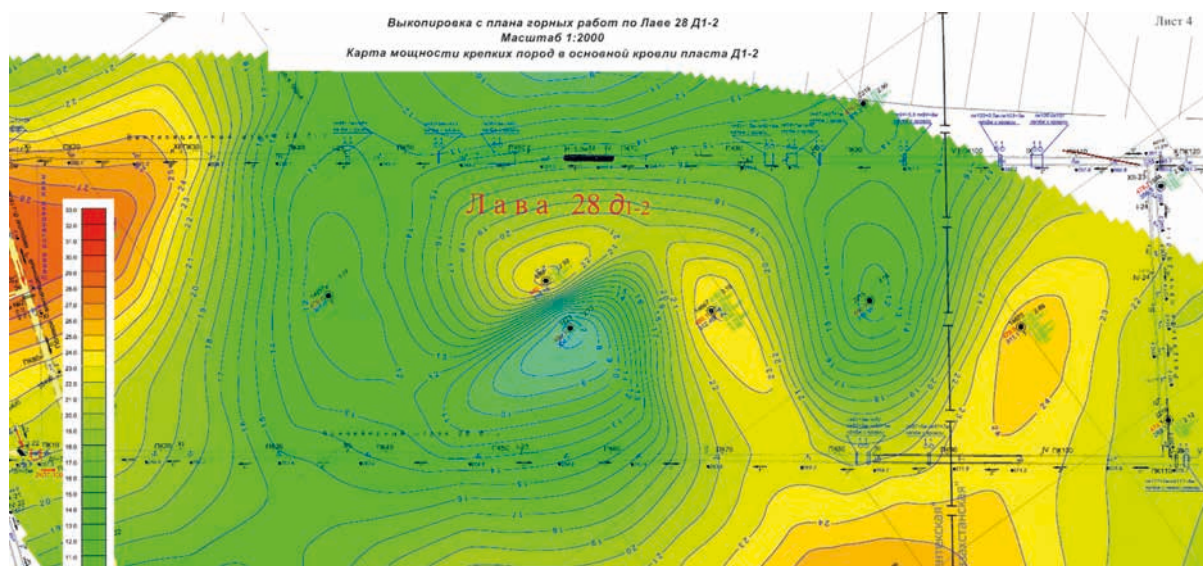


Рис. 4. Изомощности пород основной кровли (песчаник) по лаве 28 Д1-2
Fig. 4. Breakage face 28 D 1-2 sandstone thickness map

Дорогие читатели журнала «Маркшейдерия и недропользование»! Поздравляю Вас с наступающим Новым годом 2025! Желаю, чтобы в новом году у вас были новые успехи и результаты, новые начинания и идеи, новые яркие эмоции и счастливые события! Чтобы весь год вас не покидала удача, а в ваших домах царили счастье, любовь и процветание!

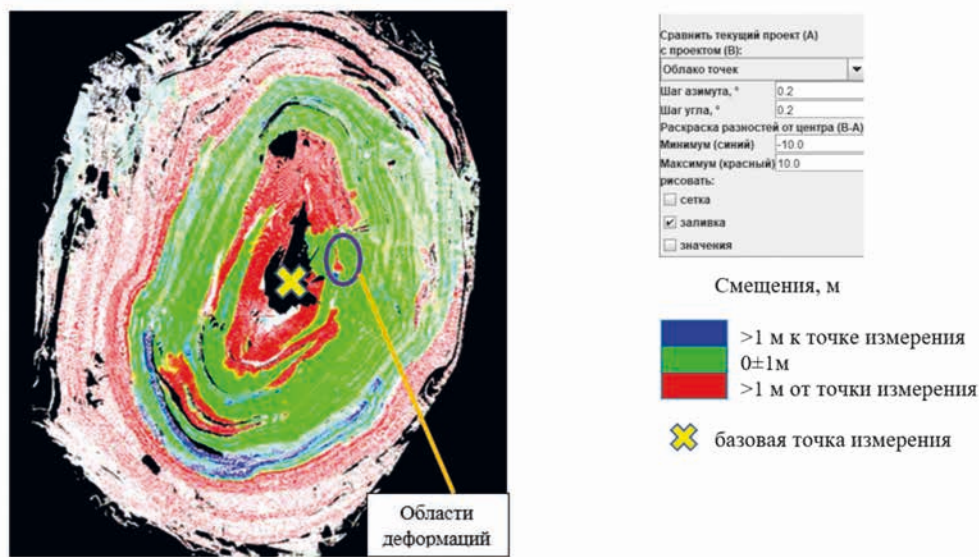
Новый год летит на встречу к нам -
С добрыми его мы ждем вестями!
Пусть же будет светлым каждый час
И наполнен добрыми делами!

Пусть тревоги-бури унесет
Дальше — за края безмолвной дали!
Будет мирным труд и крепким сон,
Щедрым стол и солнце с небесами!

Всем любви взаимной и добра,
Чтоб желанья ваши исполнялись,
В жизни нашей в направленьях всех
Радостью мгновенья наполнялись.

Чтобы поднимались на-гора
Недр земных великие богатства,
И во благо Родины моей
Горняков объединяла сила братства!

Ученый секретарь журнала,
член Союза писателей РФ,
МИЛЕТЕНКО Наталья



а (a)

б (b)

Рис. 6. Обзорная карта смещений: а - в уступах карьера; б - с окном настройки для анализа смещений /
Fig. 6. Overview map of displacements; а - in the ledges of the quarry; б - with a setup window for analyzing displacements

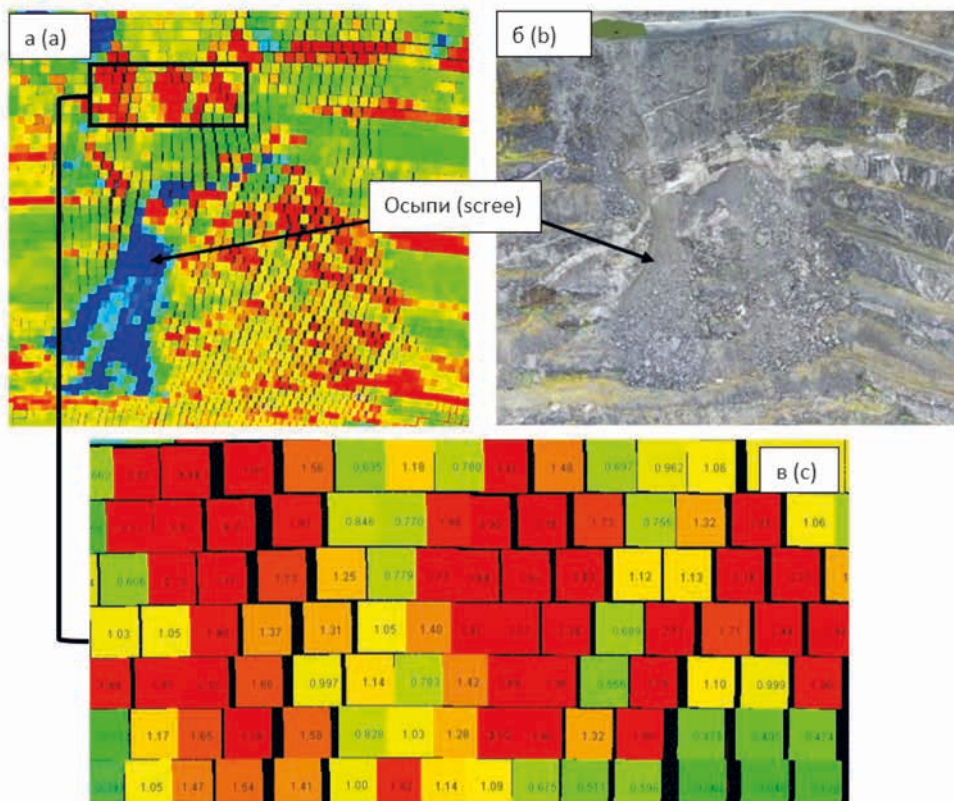


Рис. 7. Качественная и количественная характеристика смещений в районе крупного обрушения восточного борта карьера: а – качественная схема смещения; б – фотография борта карьера на участке смещения, в – количественная детализация смещений (в черном прямоугольнике на рис. 7а) /
Fig. 7. Qualitative and quantitative characteristics of displacements in the area of a large collapse of the eastern side of the quarry: а – qualitative displacement scheme; б – photograph of the side of the quarry at the displacement site, в – quantitative detail of the displacements (in the black rectangle in Fig. 7a)

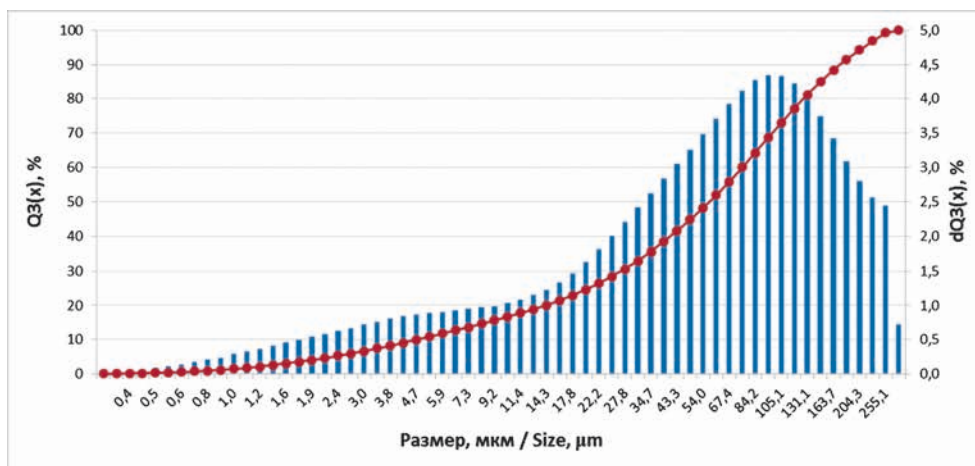


Рис. 1. Гранулометрический состав № 295 по данным Analysette 22 /
Fig. 1. Granulometric composition No. 295 according to the data Analysette 22

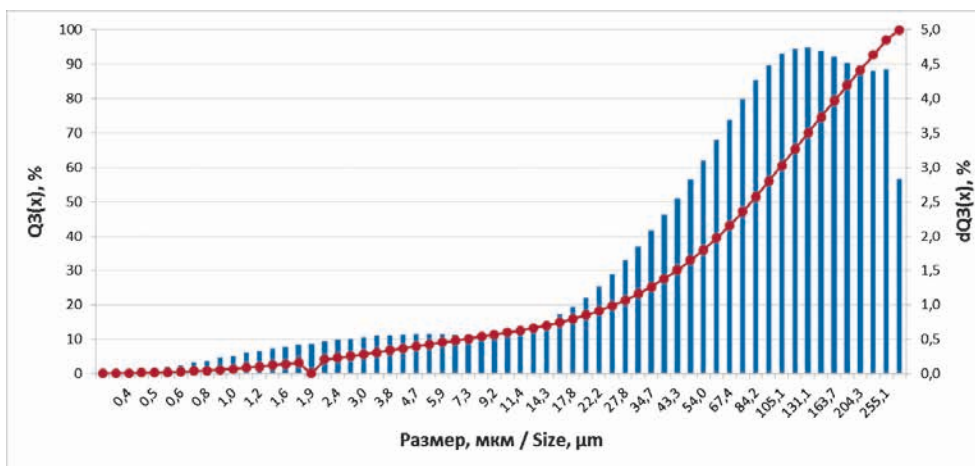


Рис. 2. Гранулометрический состав № 296 по данным Analysette 22 /
Fig. 2. Granulometric composition No. 296 according to the data Analysette 22

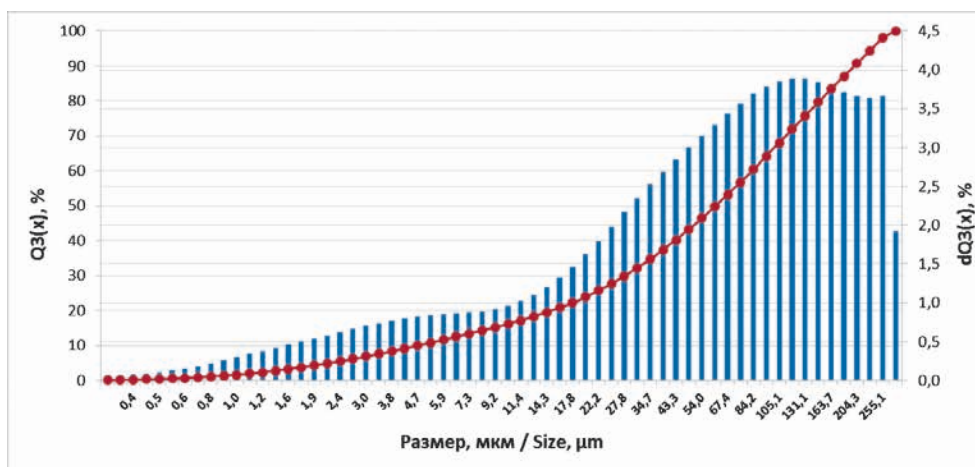


Рис. 3. Гранулометрический состав № 297 по данным Analysette 22 /
Fig. 3. Granulometric composition No. 297 according to the data Analysette 22

РАЗРАБОТКА БЕЗУГОЛЬНЫХ ЗОН КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ ЭКСКАВАТОРАМИ БОЛЬШОЙ ЕДИНИЧНОЙ МОЩНОСТИ В КОМПЛЕКСЕ С АВТОСАМОСВАЛАМИ ГРУЗОПОДЪЕМНОСТЬЮ 220 Т

В. Ф. Колесников¹, Д. М. Дубинкин¹, С. О. Марков^{1✉}, Я. О. Литвин², Е. С. Баев³

¹Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева,
г. Кемерово, Российская Федерация

²Филиал АО «УК «Кузбассразрезуголь» «Моховский угольный разрез», Беловский район,
дер. Мохово, Российская Федерация

³АО «Распадская-Коксовая» филиал «Разрез Коксовый», г. Междуреченск, Российская Федерация

✉ markovso@kuzstu.ru

Аннотация: В Кузбассе безугольные зоны карьерных полей разрезов составляют около половины всего пространства, причем доля пород, требующих буровзрывной подготовки, составляет от 20 до 80 %. Опыт эксплуатации экскаваторов большой единичной мощности показывает, что их технические возможности реализуются всего на 60–70 % за счет увеличения продолжительности цикла в 1,3 раза, несоответствия емкости кузова автосамосвала вместимости ковша экскаватора и неритмичности движения автотранспорта, несоответствующего качества дробления пород. В данной статье выполнен анализ параметров и показателей отработки безугольных зон мощными экскаваторами в комплексе с автосамосвалами большой грузоподъемности и сделаны предварительные выводы о возможностях повышения производительности таких экскаваторно-автомобильных комплексов, приведены основные требования к технологии ведения вскрышных работ с применением экскаваторов большой единичной мощности и большегрузных автосамосвалов.

Ключевые слова: открытые горные работы, карьерные самосвалы, мехлопата, система разработки, безугольная зона, цикл экскаватора, вскрышные работы, технологическая схема

Благодарность, финансирование: Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации по соглашению от 30.09.2022 г. № 075-15-2022-1198 с ФГБОУ ВО «Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева» Комплексной научно-технической программы полного инновационного цикла «Разработка и внедрение комплекса технологий в областях разведки и добычи твердых полезных ископаемых, обеспечения промышленной безопасности, биоремедиации, создания новых продуктов глубокой переработки из угольного сырья при последовательном снижении экологической нагрузки на окружающую среду и рисков для жизни населения» (КНТП «Чистый уголь – зеленый Кузбасс») в рамках реализации мероприятия «Разработка и создание беспилотного карьерного самосвала челночного типа грузоподъемностью 220 тонн» в части выполнения научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ.

Для цитирования: Разработка безугольных зон карьерных полей экскаваторами большой единичной мощности в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью 220 т / В. Ф. Колесников, Д. М. Дубинкин, С. О. Марков [и др.]. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):81-90. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_81_90.

DEVELOPMENT OF COALLESS ZONES OF QUARRY FIELDS BY EXCAVATORS OF LARGE POWER UNIT CAPACITY IN COMPLEX WITH DUMP TRUCKS OF 220 TONS PAYLOAD CAPACITY

V. F. Kolesnikov¹, D. M. Dubinkin¹, S. O. Markov^{1✉}, Y. O. Litvin², E. S. Baev³

¹T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russian Federation

²Branch of JSC «UK Kuzbassrazrezugol» Mokhovsky Open Pit Mine, Belovsky district,
Mokhovo settlement, Russian Federation

³Koksovy Open Pit branch of JSC Rapsadskaya-Koksovaya, Mezhdurechensk,
Russian Federation

✉ markovso@kuzstu.ru

Abstract: In Kuzbass coalless zones of quarry fields of open pit mines make up about half of the total space, and the share of rocks requiring drilling and blasting preparation is from 20 to 80 %. The experience of operation of excavators of large unit capacity shows that their technical capabilities are realized only by 60–70 % due to the increase of cycle duration by 1.3 times, mismatch of dump truck body capacity to the capacity of the excavator bucket and non-rhythmicity of truck traffic, inadequate quality of rock crushing. In the given article the analysis of parameters and indicators of coalless zones mining by powerful excavators in a complex with dump trucks of large capacity is executed and preliminary conclusions about possibilities of increase of productivity of such excavator-automobile complexes are made, the basic requirements to technology of conducting stripping works with application of excavators of large unit capacity and heavy-duty dump trucks are resulted.

Keywords: open pit mining, quarry dump trucks, rope shovel, mining system, coalless zone, excavator cycle, stripping works, technological scheme

Acknowledgement, funding: This work was done with the financial support of the Ministry of Science and Higher Education of Russian Federation under the agreement dated 30.09.2022 № 075-15-2022-1198 with FSBEI HE «T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University» Integrated scientific and technical program of the full innovation cycle «Development and implementation of a set of technologies in the areas of exploration and mining of solid minerals, industrial safety, bioremediation, creation of new products of deep processing of coal raw materials with a consistent reduction of the environmental impact and risks to human life» (CSTP «Clean Coal – Green Kuzbass») in the implementation of the event «Development and creation of unmanned shuttle-type dump truck of 220 tons carrying capacity» in terms of research and development works.

For citation: Kolesnikov V. F., Dubinkin D. M., Markov S. O. et al. Development of coalless zones of quarry fields by excavators of large power unit capacity in complex with dump trucks of 220 tons payload capacity. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):81-90. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_81_90.

Введение

На месторождениях Кузбасса вскрышные породы безугольной зоны разрезов АО УК «Кузбассразрезуголь» представлены в основном песчаниками и в меньшей степени аргиллитами и алевролитами. Можно отметить, что все месторождения покрыты толщей четвертичных отложений, представленных следующими литотипами: глины, суглинки (преимущественно темно-бурого, желто-бурого, желтого и бурого цветов), супеси (преимущественно свет-

ло-бурого и желто-бурого цвета), лессовидные суглинки. Мощность этих отложений изменяется от 2–8 до 10–25 м, как исключение – до 40–45 м (Бачатский и Ерунаковский районы). Угольные месторождения Кузбасса, пригодные для открытой разработки, характеризуются большим разнообразием как горно-геологических условий, так и прочностных показателей горных пород.

Обобщенные физико-механические свойства вскрышных пород Кузбасса представлены в таблице 1.

Таблица 1 / Table 1

Обобщенная прочностная характеристика вскрышных пород безугольных зон на разрезах АО «УК «Кузбассразрезуголь» / Generalized strength characteristics of overburden rocks of coal-free zones at the open-pit mines of JSC CC Kuzbassrazrezuzogol

Условия испытания пород / Rock test conditions	Сопротивление на сжатие Rc, МПа / Compression strength Rc, MPa	Сопротивление на разрыв Rp, МПа / Tensile strength, Rp, MPa	Сопротивление на контактную прочность, Н/мм² / Contact resistance, N/mm²	Доля в общем объеме вскрышных пород, % / Part of total overburden volume, %
Песчаники / Sandstones				43
В монолите / In monolith	78,3–175,8	8,4–18,6	940–2110	
По направлениям, совпадающим с трещинами / Along the directions coinciding with cracks	7,83–17,58	0,84–1,86	94–211	
По трещинам и контактам / At cracks and contacts	2,83–5,25	0,25–0,56	28–63	
Под углом к трещинам и контактам / Angled to cracks and contacts	29,0–65,0	3,1–6,9	348–780	
Алевролитовые песчаники/ Siltstoned sandstones				11
В монолите / In monolith	50,83–131,7	6,5–13,6	61–158	
По направлениям, совпадающим с трещинами / Along the directions coinciding with cracks	5,08–13,17	0,65–1,36	6,1–15,8	
По трещинам и контактам / At cracks and contacts	1,52–4,0	0,195–0,41	1,82–4,8	
Под углом к трещинам и контактам / Angled to cracks and contacts	18,75–49,17	2,4–5,05	22,5–59,0	
Алевролиты / Siltstones				33
В монолите / In monolith	39,17–122,5	5,4–12,6	47–147	
По направлениям, совпадающим с трещинами / Along the directions coinciding with cracks	2,75–8,58	0,38–0,88	3,3–10,3	
По трещинам и контактам / At cracks and contacts	1,58–4,92	0,215–0,50	1,9–5,9	
Под углом к трещинам и контактам / Angled to cracks and contacts	9,42–29,17	1,3–3,02	11,3–35	
Аргиллиты / Mudstones				13
В монолите / In monolith	22,5–89,17	2,2–8,6	27–107	
По направлениям, совпадающим с трещинами / Along the directions coinciding with cracks	1,58–6,25	0,15–0,6	1,9–7,5	

Материал и методы исследования

На разрезах центрального Кузбасса (Уропское, Прокопьевско-Киселевское и Бачатское месторождения) вскрышные породы представлены литологическими разностями с крепостью, не превышающей 70–80 МПа. Крепость пород месторождений северного Кузбасса (Ленинский и Кемеровский районы) составляет в среднем 50–60 МПа.

Данные о свойствах пород свидетельствуют об их относительно небольшой крепости и слабой устойчивости к выветриванию. Основной причиной, обуславливающей различные прочностные свойства пород, является наличие трещин в массиве. Трещиноватость массива представлена как микроскопическими дефектами кристаллической решетки отдельных минералов, так и целых геологических структур. Интенсивность нарушения массива трещинами определяет характер его разрушения и прочностные свойства. Для сравнительно слабо нарушенных месторождений северного и южного Кузбасса характерен диагенетический тип трещин, которые в местах тектонических нарушений дополняются тектоническими трещинами. Во всех породах независимо от их литологического состава преобладают две системы вертикальных и одна система горизонтальных трещин по напластованию.

Классификация горных пород по блочности [1] представлена в таблице 2.

Вскрышные породы центрального Кузбасса имеют более интенсивно развитую диагенетическую трещиноватость, дополненную тектоническими трещинами. Исследованиями КузГТУ установлено, что с уменьшением трещиноватости увеличивается трудность разрушения пород. С увеличением глубины залегания пород характер трещиноватостей не меняется. Массив горных пород, разбитый системой трещин, представляет собой анизотропную среду и имеет различающиеся между собой характеристики прочности по направлениям, совпадающим с трещинами, напластованием и под углом к ним [2–4].

Как уже отмечалось выше, безугольные зоны карьерных полей складываются из вскрышных скальных осадочных

пород (аргиллиты, алевролиты и песчаники) (табл. 1) и покрывающих пород рыхлых отложений. Пространственная конфигурация безугольной зоны имеет вид неправильного треугольника, преимущественно вытянутого вдоль свиты угольных пластов и ограниченного торцами карьерного поля. Вопросы разработки безугольной зоны частично освещены в более ранних работах [5–9], выполненных в том числе с участием авторов. Следует отметить, что при разработке наклонной свиты угольных пластов безугольная зона преимущественно будет располагаться со стороны кровли свиты пластов – разрезы «Кедровский», «Калтанский», «Талдинский», а при разработке крутых угольных пластов таких зон будет две: со стороны кровли и почвы свиты – разрезы «Бачатский», «Краснобродский». Диапазон долевого участия безугольных зон в карьерном поле для наклонных залежей составляет 25–52 %, для крутых – 41–49 % (табл. 3). Таким образом, безугольная зона занимает до половины пространства карьерного поля, что еще раз говорит о важности исследуемого вопроса.

Таблица 3 / Table 3

Долевое участие безугольных зон в карьерном поле /
Share of coalless zones in the quarry field

Разрез (участок) / Open pit mine (site)	Угол залегания пластов, градус / Angle of bedding, degrees	Доля безугольных зон в карьерном поле / Part of the coalless zone in the quarry field
«Кедровский» (Основное поле) / Kedrovsky (Main field)	25–45	0,52
«Кедровский» (Хорошеборское поле) / Kedrovsky (Khorosheborka field)	25–45	0,49
«Бачатский» (Северный блок) / Bachatsky (North block)	50–55	0,41
«Бачатский» (Центральный блок) / Bachatsky (Central block)	50–86	0,38

Таблица 2 / Table 2

Классификация горных пород по блочности / Classification of rocks by block structure

Категория пород по блочности Rock category by block structure	Блочность. Петрографическая характеристика основных литотипов пород / Block structure. Petrographic characterization of the main rock lithotypes	Плотность, т/м³ / Density, ton/ m³	Временное сопротивление сжатию, Мпа / Compressive time strength, MPa	Диаметр средней естественной отдельности, м / Diameter of average natural separating, m
I	Мелкоблочные. Алевролиты, аргиллиты, углистые песчаники на глинистом цементе	2,3–2,45	<40	<0,8
II	Среднеблочные. Аргиллиты, алевролиты на глинистом, глинисто-серицитовом цементе. Переслаивание песчаника с алевролитом. Песчаники на глинистом, серицитовом, гидрослюдистом цементе. Углистые и выветрелые породы	2,4–2,5	40–60	0,8–1,2
III	Крупноблочные. Алевролиты на карбонатном и карбонатно-глинистом цементе. Переслаивание песчаника с алевролитом. Разнозернистые песчаники на глинистом цементе с примесью серицита, кремнезема, карбоната. Конгломераты и гравелиты	2,43–2,52	60–80	1,2–1,6
IV	Весьма крупноблочные. Алевролит на карбонатном цементе. Разнозернистые песчаники с повышенным содержанием в цементе кремнистого и карбонатного материала. Конгломераты и гравелиты	2,45–2,55	80–100	1,6–2
V	Исключительно крупноблочные. Алевролит карбонатный. Песчаники разнозернистые с высоким содержанием кремнистого и карбонатного материала. Конкреционные включения	2,5–2,6	>100	>2

Продолжение таблицы 3 / Continuation of table 3

Разрез (участок) / Open pit mine (site)	Угол залегания пластов, градус / Angle of bedding, degrees	Доля безугльных зон в карьерном поле / Part of the coalless zone in the quarry field
«Бачатский» (Южный блок) / Bachatsky (South block)	50–62	0,49
«Краснобродский» (Краснобродское поле) / Krasnobrodsky (Krasnobrodsky field)	40–60	0,47
«Краснобродский» (Новосергеевское поле) / Krasnobrodsky (Novosergeevskoe field)	40–60	0,52
«Краснобродский» (Вахрушевское поле) / Krasnobrodsky (Vakhrushevskoe field)	45–70	0,54
«Калтанский» (Калтанское поле) / Kaltansky (Kaltanskoe field)	18–25	0,55
«Калтанский» (Осинниковское поле) / Kaltansky (Osinnikovskoe field)	20–35	0,41
«Моховский» (Караганское поле) / Mokhovskiy (Karakanskoe field)	11–12	0,35
«Талдинский» (Ерунаковское поле) / Taldinsky (Erunkovskoe field)	3–7	0,30
«Талдинский» (Талдинское поле) / Taldinsky (Taldinskoe field)	5–25	0,25

Результаты и их обсуждение

Практика работы разрезов АО «УК «Кузбассразрезуголь» показала, что длительное время основной парк выемочного оборудования составляли экскаваторы-мехлопаты с вместимостью ковша от 4,6 до 15 м³. При этом в последние десятилетия в парке оборудования появились экскаваторы со

вместимостью ковша более 20 м³ — как мехлопаты, так и гидравлические прямые и обратные лопаты: Р&Н-2800, Р&Н-4100, RH-200, R9850, PC-8000 и др. [10–13].

Техническая характеристика применяемых зарубежных экскаваторов большой единичной мощности (табл. 4) показывает, что диапазон рабочих параметров изменяется в пределах: высота черпания 15,3...17 м; радиус черпания 16,2...23,9 м; высота разгрузки 9,5...11,8 м; продолжительность экскавационного цикла при повороте на 90° — 26...32 с. Для таких экскаваторов оптимальными моделями автотранспорта будут автосамосвалы грузоподъемностью 220 и более тонн [14–16]. Кроме того, перспективным развитием может считаться создание и последующее использование в комплексе с этими экскаваторами беспилотных карьерных самосвалов.

В последнее время на разрезы Кузбасса стали поступать мощные экскаваторы отечественных производителей: мехлопаты с канатным или реечным механизмами напора ЭКГ-20К, ЭКГ-32Р, ЭКГ-35К, а также разработана перспективная модель ЭКГ-50. Поэтому можно предположить, что к экскаваторам большой единичной мощности будет относиться выемочное оборудование со вместимостью ковша, условно начинающейся с 20 м³. Но поскольку вместимость ковша самых крупных применяемых в Кузбассе мехлопат превысила за 50 м³, было бы логичным поделить сверхмощные экскаваторы на три группы, представленные в таблице 4.

На рисунках 1–3 представлена визуализация процесса отработки вскрышных пород на разрезе «Кедровский» (экскаватор Р&Н-2800), а на рисунках 4–7 — на разрезе «Талдинский» (Р&Н-4100).

В таблицах 5 и 6 приведены результаты хронометражных наблюдений за работой мощных мехлопат с разделением экскаваторного цикла на составляющие. Хронометраж проводился на разрезах «Кедровский» и «Талдинский».

Таблица 4 / Table 4

Технические характеристики отечественных и зарубежных экскаваторов
большой единичной мощности с предлагаемым разделением на группы /
Technical characteristics of domestic and foreign excavators of large power unit capacity with the proposed division into groups

Наименование параметров / Parameters name	Размерные группы / Size groups						
	I		II			III	
	ЭКГ-20К EKG-20K	Р&Н-2300 XPB	ЭКГ-32Р EKG-32R	ЭКГ-35К EKG-35K	Р&Н-2800 XPB	ЭКГ-50 EKG-50	Р&Н-4100 XPB
Вместимость ковша, м ³ / Bucket capacity, m ³	20	22	32	35	30	55	50
Вместимость сменных ковшей, м ³ / Capacity of replaceable buckets, m ³	14–28	20–36	20–50		25–53	35–80	35–80
Наибольший радиус копания, м / Maximum digging radius, m	22,6	21,7	24		23,9	24	24
Радиус копания на уровне стояния, м / Digging radius at standing level, m	16	15,2	16		16,6	17	16
Наибольший радиус разгрузки, м / Maximum unloading radius, m	19,4	18,7	20,6		21	20	20
Наибольшая высота копания, м / Maximum digging height, m	17,3	15,4	17,3		16,2	17	16,4
Наибольшая высота разгрузки, м / Maximum unloading height, m	11,2	9,9	11,0	11,8	10	9,5	10,2
Наибольшее подъемное усилие, кН / Maximum lifting force, kN	1 700	1 600	2 350		2 100	2 940	2 600
Наибольшее напорное усилие, кН / Maximum pressure force, kN	750	700	980		880	1 000	950
Паспортная продолжительность рабочего цикла, с / Passport duration of working cycle, sec	27	29	30		32	32	32
Масса рабочая, т / Working weight, tons	700	790	950		1 030	1 400	1 400



Рис. 1. Фрагмент общего вида горных работ основного поля разреза «Кедровский» (разработка безугольной зоны экскаватором Р&Н-2800ХРВ) / Fig. 1. Fragment of the general view of mining operations of the Main Field of the Kedrovsky open pit (development of the coalless zone by excavator P&H-2800XPB)

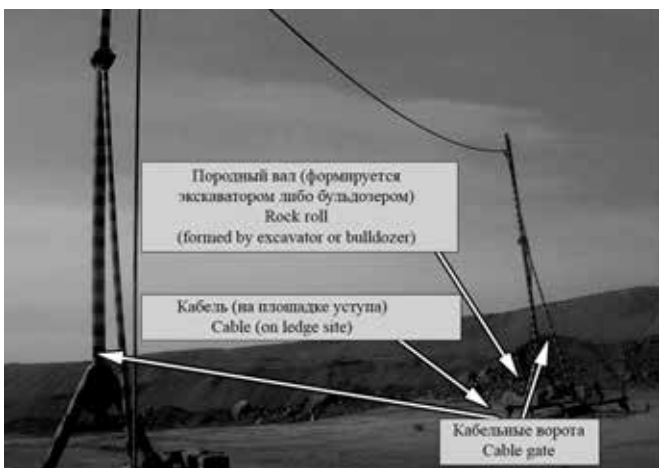


Рис. 2. Кабельные ворота, расположенные у экскаватора Р&Н-2800, для обеспечения подъезда автосамосвалов к мехлопате / Fig. 2. Cable gates located at the excavator P&H-2800 to provide access of dump trucks to the mechanical shovel



Рис. 3. Установка автосамосвалов «БелАЗ-75306» (220 т) под погрузку / Fig. 3. Positioning of dump trucks BelAZ-75306 (220 tons) for loading



Рис. 4. Общий вид расположения Р&Н-4100 в забое / Fig. 4. General view of P&H-4100 location in the face

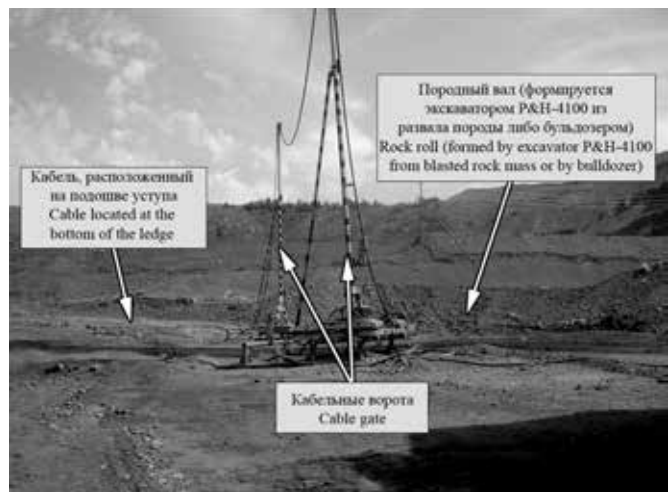


Рис. 5. Схема расположения кабельных ворот у экскаватора РН-4100 при разработке взорванных пород на разрезе «Талдинский» / Fig. 5. Layout of cable gates at the excavator P&H-4100 during the development of blasted rocks at Taldinsky open pit mine



Рис. 6. Положение экскаватора РН-4100 на момент окончания наполнения ковша / Fig. 6. Position of P&H-4100 excavator at the moment of bucket filling completion

Таблица 5 / Table 5

Показатели хронометражных наблюдений за работой экскаватора Р&Н-2800ХРВ (АО «УК «Кузбассразрезуголь», филиал «Кедровский угольный разрез»), с /

Indicators of timing observations for the work of excavator

P&N-2800XPB (Branch of JSC «Coal Company Kuzbassrazrezugol» Kedrovsky Open Pit Mine, sec

Операция / Operation	Замеры по хронометражным наблюдениям / Timing measurements											
Время цикла ($T_{ц}$) / Cycle time	35	30	31	28	32	35	33	34	32	32	33	34
Совмещенный поворот на черпание и опускание ковша ($t_{\text{черп поворот}}$) / Combined rotation for scooping and the bucket lowering	10 (90°–110°)	8 (90°–110°)	9 (90°–110°)	9 (90°–110°)	10 (90°–110°)	10 (90°–110°)	9 (90°–110°)	10 (90°–110°)	8 (90°–110°)	10 (90°–110°)	10 (90°–110°)	9 (90°–110°)
Время черпания ($t_{\text{черп}}$) / Scooping time	11	10	9	6	10	11	10	11	8	9	10	10
Совмещенный поворот на разгрузку и подъем ковша ($t_{\text{разгр поворот}}$) / Combined unloading and bucket lifting rotation	10 (90°–110°)	9 (90°–110°)	9 (90°–110°)	10 (90°–110°)	9 (90°–110°)	10 (90°–110°)	9 (90°–110°)	9 (90°–110°)	12 (90°–110°)	10 (90°–110°)	9 (90°–110°)	10 (90°–110°)
Разгрузка ковша ($t_{\text{раз}}$) / Bucket unloading	4	3	4	3	3	4	5	4	4	3	4	5
Обмен а/с с разворотом под погрузку / The truck exchange and maneuvers for the loading	36					27			34			33

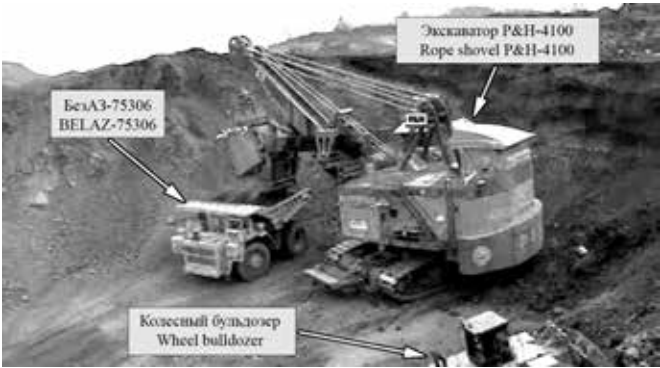


Рис. 7. Процесс погрузки экскаватором РН-4100 взорванной породы в «БелАЗ-75306» (220 т) и одновременная зачистка призабойного пространства колесным бульдозером /

Fig. 7. Process of blasted rock loading by excavator P&N-4100 into BelAZ-75306 (220 tons) and simultaneous stripping of near-face space by wheeled bulldozer

Таблица 6 / Table 6

Показатели хронометражных наблюдений за работой экскаватора Р&Н-4100ХРВ (АО УК «Кузбассразрезуголь» филиал «Талдинский угольный разрез»), с /

Indicators of timing observations for the work of excavator

P&N-4100XPB (Branch of JSC «Coal Company Kuzbassrazrezugol» Taldinsky Open Pit Mine, sec

Операция / Operation	Замеры по хронометражным наблюдениям / Timing measurements															
Время цикла ($T_{ц}$) / Cycle time	41	41	39	45	43	47	43	39	39	46	39	39	42	41	41	41

Продолжение таблицы 6 / Continuation of table 6

Операция / Operation	Замеры по хронометражным наблюдениям / Timing measurements															
Совмещенный поворот на черпание и опускание ковша ($t_{\text{черп поворот}}$) / Combined rotation for scooping and the bucket lowering	11	11	11	12	11	12	14	12	12	13	13	11	12	11	13	13
Время черпания ($t_{\text{черп}}$) / Scooping time	14	14	13	14	12	14	12	12	12	15	11	14	12	13	11	11
Совмещенный поворот на разгрузку и подъем ковша ($t_{\text{разгр поворот}}$) / Combined unloading and bucket lifting rotation	12	12	11	13	13	17	12	11	9	14	11	10	12	13	11	11
Разгрузка ковша ($t_{\text{раз}}$) / Bucket unloading	4	4	4	6	7	4	5	4	6	4	4	4	6	4	6	6
Обмен а/с с разворотом под погрузку / The truck exchange and maneuvers for the loading	54	74	63				44		108	65						50

Далее приведены гистограммы распределения элементов времени цикла для вышеописанных экскаваторов (рис. 8, 9).

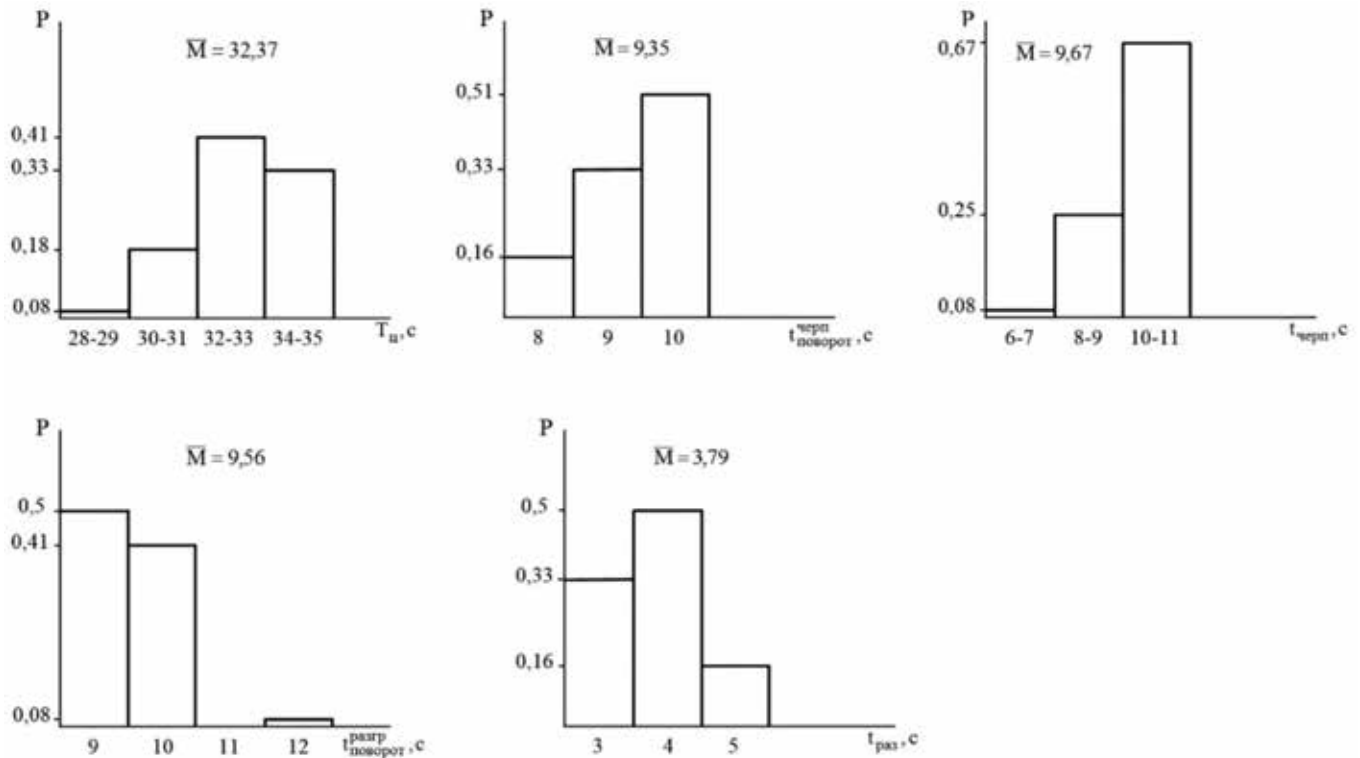


Рис. 8. Гистограммы распределения элементов времени цикла при разработке взорванных пород экскаватором P&H-2800XPB и погрузке в автосамосвалы «БелАЗ-75306» (грузоподъемность 220 т) (разрез «Кедровский») /
 Fig. 8. Histograms of cycle time elements distribution during blasted rock mining at Kedrovsky open pit by excavator P&H-2800XPB and loading into dump trucks BelAZ-75306 (payload capacity 220 t)

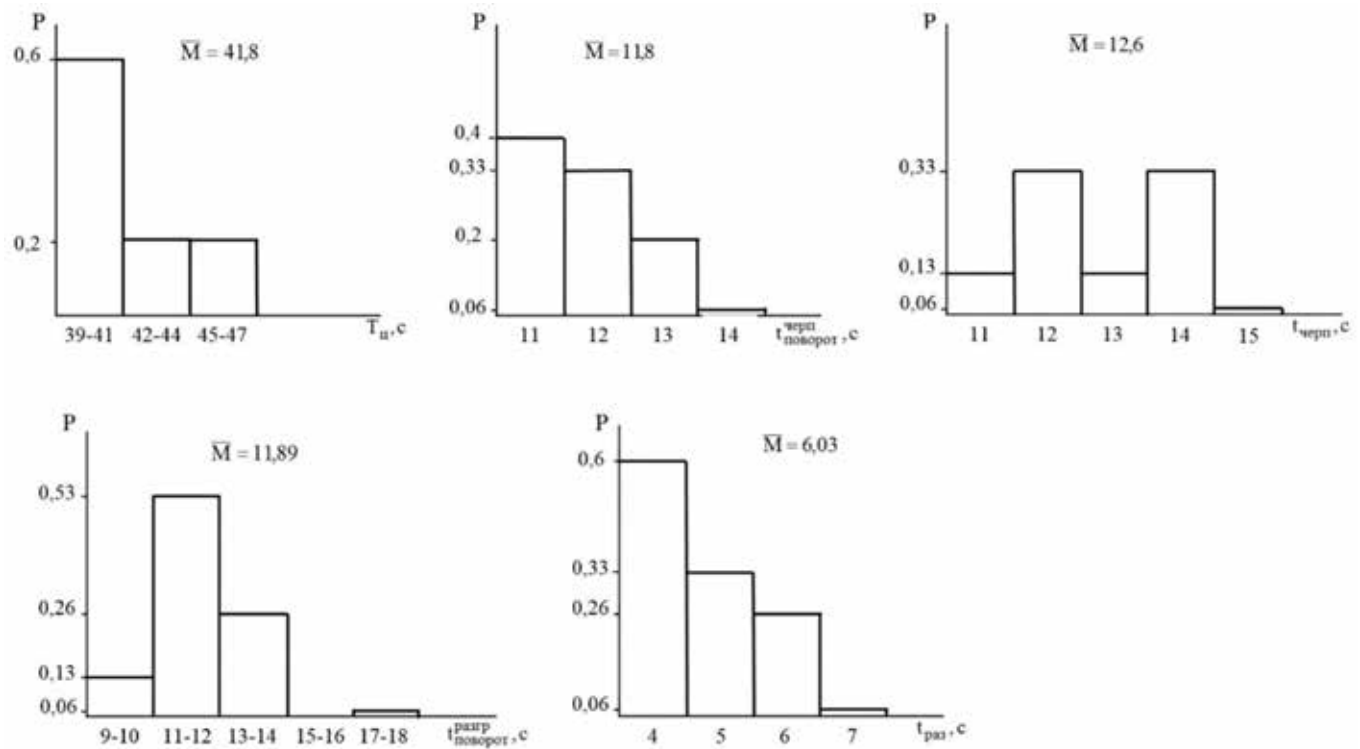


Рис. 9. Гистограммы распределения элементов времени цикла при разработке взорванных пород экскаватором P&H-4100XPB и погрузке в автосамосвалы «БелАЗ-75306» (грузоподъемность 220 т) (разрез «Талдинский») /
 Fig. 9. Histograms of cycle time elements distribution during blasted rock mining at Taldinsky open pit by excavator P&H-4100XPB and loading into dump trucks BelAZ-75306 (payload capacity 220 t)

Виды технологических вариантов отработки вскрышных уступов представлены на рисунке 10.



Рис. 10. Систематизация технологических схем ведения вскрышных работ в безугольной зоне /

Fig. 10. Systematization of technological schemes of overburden rock stripping in the coalless zone

Заключение

Экскаваторы большой единичной мощности характеризуются большой вместимостью ковша, как следствие — высокой производительностью и стоимостью. В связи с этим любые простои такого оборудования наносят ощутимый экономический ущерб предприятию (разрезу), которое применяет данные экскаваторы.

Отсюда вытекают следующие требования к технологии ведения вскрышных работ с применением мощных экскаваторов:

- обеспечение отработки вскрышного уступа с максимально возможной по технике безопасности высотой;
- сведение к минимуму холостых перемещений экскаватора в забое;
- создание условий для работы с максимальным наполнением ковша экскаватора при черпании;
- обеспечение оптимального качества дробления крепких пород буровзрывным способом;
- минимизация простоев (перерывов в работе) при погрузке в транспортные средства (автомобильный транспорт);
- сокращение времени, затрачиваемого на выполнение вспомогательных операций, передавая часть из них на вспомогательное горное оборудование;
- создание условий для минимизации времени на установку транспортных средств под погрузку;
- оптимизация траектории перемещения экскаватора в забое;
- оптимизация длины и объема взрывающего блока при его подготовке к выемке;
- оптимизация ширины экскаваторной заходки по целику и развалу пород;
- обеспечение компактности развала пород после взрывного рыхления;
- создание условий при переходе от угленасыщенной зоны карьерного поля к безугольной необходимо для формирования вскрышного уступа, суммированного из высот уступов в угленасыщенной зоне [17];
- технологические схемы ведения вскрышных работ должны обеспечивать их безопасность и экологичность [18];
- при отработке вскрышных уступов по мягким породам (наносов) допускается расположение экскаватора на поверхности этих пород в исключительных случаях, т.е. экскаватор должен располагаться на коренных (крепких) породах;
- при высоте уступа по мягким породам, превышающей максимальную высоту черпания экскаватора, необходимо превышать отработывать экскаваторами небольшой мощности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бирюков, А. В. Статистические модели в процессах горного производства / А. В. Бирюков, В. И. Кузнецов, А. С. Ташкинов. — Кемерово: Кузбассвуиздат, 1996. — 227 с.
2. Марков, С. О. Гранулометрический состав отвальных массивов разрезов Кузбасса / С. О. Марков, Е. В. Мурко, Ф. С. Непша // Горные науки и технологии. — 2021. — Т. 6, № 4. — С. 259–266. — DOI: 10.17073/2500-0632-2021-4-259-266.
3. Novinkov, A. Ensuring Seismic Safety of Underground Mines During Blasting Operations in Combined Surface-Underground Deposit Development / A. Novinkov, S. Protasov, P. Samusev // E3S Web of Conferences. — 2020. — P. 01016. — DOI: 10.1051/e3s-conf/202017401016.
4. On the need to consider the lithological composition of overburden rocks in the design of waste water treatment plants at open pit mines / E. Murko, Ju. Janočko, E. Makridin, M. Kapko // E3S Web of Conferences. — 2021. — Vol. 315. — P. 02013. — DOI: 10.1051/e3sconf/202131502013.
5. Ташкинов, А. С. Сравнительная оценка производительности карьерных экскаваторов при разработке взорванных пород / А. С. Ташкинов, А. А. Сысоев, И. А. Ташкинов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. — 2009. — № 4 (74). — С. 17–20.
6. Баев, Е. С. Рациональная степень взрывного дробления пород для экскаваторов-мехлопат типа ЭКГ / Е. С. Баев // Россия молодая: сборник докладов III Всероссийской 56-й научно-практической конференции студентов, аспирантов и профессорско-преподавательского состава университета. Кемерово, 11–15 апреля 2011 года. — Кемерово: Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, 2011. — С. 39–40.
7. Селюков, А. В. Экспериментальные исследования работы экскаваторов большой единичной мощности в промышленных условиях / А. В. Селюков // Инновации в технологиях и образовании: сборник статей участников IX Международной научно-практической конференции. Белово, 17–18 марта 2017 года: Часть 1. — Белово: Изд-во ун-та Св. Кирилла и Св. Мефодия, 2017. — С. 164–168.
8. Жаббаров Т. З. Отдельные результаты наблюдений за работой экскаваторов большой единичной мощности / Т. З. Жа-

ббаров, В. С. Зими́на // Россия молодая: сборник материалов XIII Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. Кемерово, 20–23 апреля 2021 года / отв. ред К. С. Костиков. — Кемерово: Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, 2021. — С. 10605.1–10605.4.

9. Об определении параметров забойных блоков при ведении горных работ обратными гидравлическими лопатами / О. И. Литвин, Я. О. Литвин, М. А. Тюленев [и др.] // Горная промышленность. — 2021. — № 6. — С. 76–81. — DOI: 10.30686/1609-9192-2021-6-76-81.

10. Безкорова́йный, П. Г. Определение рациональных параметров рабочего оборудования гидравлического экскаватора с напорным звеном / А. Г. Безкорова́йный, В. С. Шестаков // Известия высших учебных заведений // Горный журнал. — 2023. — № 1. — С. 25–35.

11. Цифровая модель процесса экскавации горных пород рабочим оборудованием карьерного экскаватора / А. П. Комиссаров, Ю. А. Лагунова, Р. Ш. Набиуллин [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 4. — С. 156–168. — DOI: 10.25018/0236_1493_2022_4_0_156.

12. Определение области энергоэффективного положения рабочего оборудования и эффективного радиуса черпания гидравлических экскаваторов на открытых горных работах / О. И. Литвин, С. О. Марков, А. А. Хорешок [и др.] // Маркшейдерия и недропользование. — 2022. — № 4 (120). — С. 38–44. — DOI: 10.56195/20793332_2022_4_38.

13. Quantitative measures for assessment of the hydraulic excavator digging efficiency / D. Janosevic, R. Mitrev, B. Andjelkovic [et al.] // Journal of Zhejiang University: Science A. — 2012. — Vol. 13, № 12. — P. 926–942.

14. Rakhutin, M. G. Quality management and technical audit tools for increasing of efficiency mining equipment usage / M. G. Rakhutin, G. S. Rakhutin // Miner's week — 2015: Reports of the XXIII International scientific symposium. — Moscow, 2015.

15. Выбор нагрузочных режимов на начальных этапах проектирования несущих систем (рам) карьерных самосвалов / С. М. Рахаев, Р. Л. Газизуллин, А. Б. Карташов [и др.] // Техника и технология горного дела. — 2023. — № 4 (23). — С. 41–55. — DOI: 10.26730/2618-7434-2023-4-41-55.

16. Моделирование параметров забойных блоков в различных горно-геологических условиях при применении обратных гидравлических лопат и автосамосвалов грузоподъемностью 240 т / М. Н. Лапаев, В. А. Гоголин, Д. М. Дубинкин [и др.] // Техника и технология горного дела. — 2024. — № 2 (25). — С. 104–116. — DOI: 10.26730/2618-7434-2024-2-104-116.

17. Исследование влияния изменения высоты уступа на текущий коэффициент вскрыши при использовании автономных карьерных самосвалов грузоподъемностью 240 т / Д. М. Дубинкин, А. А. Хорешок, Ш. Я. Исмаилова [и др.] // Техника и технология горного дела. — 2023. — Т. 3, 22. — С. 71–81. DOI: 10.26730/2618-7434-2023-3-71-81.

18. Waste management systems in the context of sustainability / R. Kozel, J. Bělca, F. Kempa [et al.] // Acta Monstanistica Slovaca. — 2024. — Vol. 29, № 1. — P. 180–192. — DOI: 10.46544/AMS.v29i1.16.

REFERENCES

- Biryukov AV, Kuznetsov VI, Tashkinov AS. Statistical models in mining. Kemerovo, Kuzbassvuzizdat, 1996 (In Russ.).
- Markov SO, Murko EV, Nepsha FS. Grain size distribution of waste rock masses of Kuzbass coal strip mines. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2021;6(4):259-66 (In Russ.).
- Novinkov A, Protasov P. Ensuring Seismic Safety of Underground Mines During Blasting Operations in Combined Surface-Underground Deposit Development. *E3S Web of Conferences*. 2020;(174):01016. DOI: 10.1051/e3sconf/202017401016.
- Murko E, Ju, Makridin M, et al. On the need to consider the lithological composition of overburden rocks in the design of waste water treatment plants at open pit mines. *E3S Web of Conferences*. 2021;(315):02013. DOI: 10.1051/e3sconf/202131502013.
- Tashkinov AS, Sysoev AA, Tashkinov IA. The comparative estimation of shovel's productivity at extracting blasted materials. *Bulletin of Kuzbass State Technical University* 2009;4(74):17-20.
- Baev ES. Rational degree of rock blasting for ECG-type rope shovels. *Procedia of «Young Russia» conference*. Kemerovo, 2009 (In Russ.).
- Selyukov AV. Experimental research of large-unit rope shovel excavators in situ. *Procedia of «Innovations in technologies and education» conference*. Belovo, 2017 (In Russ.).
- Jabbarov TZ, Zimina VS. Some results of observations of large-unit rope shovels working. *Procedia of «Young Russia» conference*. Kemerovo, 2021 (In Russ.).
- Litvin OI, Litvin YaO, Tyulenev MA. On determining the parameters of face blocks during mining operations with backhoes. *Mining Industry*. 2021;(6):76-81. DOI: 10.30686/1609-9192-2021-6-76-81 (In Russ.).
- Bezkorovainyi PG, Shestakov VS. Determining rational parameters for the impeller of a hydraulic excavator with a crowding mechanism. *Minerals and Mining Engineering*. 2023;(1):25-35. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-1-25-35.
- Komissarov AP, Lagunova YuA, Nabiullin RSh, et al. Digital model of shovel work process. *MIAB*. 2022;(4):156-68. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_4_0_156 (In Russ.).
- Litvin OI, Markov SO, Khoreshok AA. Determination of the area of energy-efficient position of working equipment and effective digging radius of hydraulic excavators at open pit mining. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2022;4(120):38-44. DOI: 10.56195/20793332_2022_4_38 (In Russ.).
- Janosevic D, Mitrev R, Andjelkovic B, et al. Quantitative measures for assessment of the hydraulic excavator digging efficiency. *Journal of Zhejiang University: Science A*. 2012;13(12):926-42.
- Rakhutin MG, Rakhutin GS. Quality management and technical audit tools for increasing of efficiency mining equipment usage. *Miner's week — 2015: Reports of the XXIII International scientific symposium*. Moscow, 2015.
- Rakhaev SM, Gazizullin RL, Kartashov AB, et al. Selection of load conditions at the initial stages of load-bearing systems (frames) designing of mining dump trucks. *Journal of Mining and Geotechnical Engineering*. 2023;4(23):41-55. DOI: 10.26730/2618-7434-2023-4-41-55 (In Russ.).
- Lapaev MN, Gogolin VA, Dubinkin DM, et al. Modeling of face block parameters in different mining and geological conditions when using backhoes and dump trucks with 240 tons payload capacity. *Journal of Mining and Geotechnical Engineering*. 2024;2(25):104-16. DOI: 10.26730/2618-7434-2024-2-104-116 (In Russ.).
- Dubinkin DM, Markov SO, Khoreshok AA, et al. Study of the influence of the bench height change on the current stripping ratio when using autonomous quarry dump trucks with payload capacity of 240 tons. *Journal of Mining and Geotechnical Engineering*. 2023;(3):71-81. DOI: 10.26730/2618-7434-2023-3-71-81 (In Russ.).
- Kozel R, Bělca J, Kempa F, et al. Waste management systems in the context of sustainability. *Acta Monstanistica Slovaca*. 2024;29(1):180-92. DOI: 10.46544/AMS.v29i1.16.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Валерий Федорович Колесников –

доктор техн. наук, профессор кафедры открытых горных работ, Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева, 650000, г. Кемерово, Российская Федерация

Дмитрий Михайлович Дубинкин –

канд. техн. наук, доцент кафедры горных машин и комплексов, Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева, 650000, г. Кемерово, Российская Федерация

Сергей Олегович Марков –

канд. техн. наук, доцент кафедры открытых горных работ, Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева, 650000, г. Кемерово, Российская Федерация, e-mail: markovso@kuzstu.ru

Ярослав Олегович Литвин –

канд. техн. наук, директор, Филиал АО УК «Кузбассразрезуголь» «Моховский угольный разрез», 652661, Кемеровская область, Беловский район, дер. Мохово, Российская Федерация

Евгений Сергеевич Баев –

главный инженер, АО «Распадская-Коксовая» филиал «Разрез Коксовый», 652870, г. Междуреченск, Кемеровская область, Кузбасс, Российская Федерация

Критерии авторства / Contribution:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей / The authors participated equally in the writing and collection of the material, as well as its processing

Конфликт интересов / Conflict of interest:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 13.11.2024.

Поступила после рецензирования: 30.11.2024.

Принята к публикации: 07.12.2024.

Article info

Received: 13.11.2024.

Revised: 30.11.2024.

Accepted: 07.12.2024.

ABOUT THE AUTHORS

Valery F. Kolesnikov –

Dr. Sc. (Tech.), Professor, T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, 650000, Kemerovo, Russian Federation

Dmitry M. Dubinkin –

PhD (Tech.), Associate Professor, T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, 650000, Kemerovo, Russian Federation

Sergey O. Markov –

PhD (Tech.), Associate Professor, T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, 650000, Kemerovo, Russian Federation, e-mail: markovso@kuzstu.ru

Yaroslav O. Litvin –

PhD (Tech.), Director, Branch of JSC «UK Kuzbassrazrezugol» Mokhovsky Open Pit Mine, 652661, Mokhovo settlement, Belovsky district, Kemerovo region, Russian Federation

Eugeny S. Baev –

Chief Engineer, «Koksovy Open Pit» branch of JSC Raspidskaya-Koksovaya, 652870, Mezhdurechensk, Kemerovo region, Russian Federation

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЙ СТЕНД ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ ПРОЦЕССА ЭКСКАВАЦИИ ГРУНТА КОВШОМ ЦИЛИНДРИЧЕСКОЙ ФОРМЫ

Г. Г. Бурый✉

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования «Сибирский государственный автомобильно-дорожный
университет (СибАДИ)», г. Омск, Российская Федерация

✉ buryy1989@bk.ru

Аннотация: Рассмотрен недостаток конструкции ковшей современных экскаваторов. Предложена новая конструкция ковша, позволяющая повысить производительность экскаваторов. Рассмотрено устройство экспериментального стенда для подтверждения эффективности ковша предлагаемой конструкции. Описываются элементы стенда и их назначение. Приведен порядок работы со стендом.

Ключевые слова: полезные и скопаемые, экскаватор, копание, ковш, экспериментальный стенд

Для цитирования: Бурый Г. Г. Экспериментальный стенд для изучения процесса экскавации грунта ковшом цилиндрической формы. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):91-94. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_91_94.

EXPERIMENTAL STAND FOR STUDYING THE PROCESS OF SOIL EXCAVATION WITH A CYLINDRICAL BUCKET

G. G. Buryj✉

Federal State Budget Educational Institution of Higher Education «The Siberian State Automobile and Highway University» (FSBEI HE «SibADI»), Omsk, Russian Federation

✉ buryy1989@bk.ru

Abstract: The article discusses the design flaws of modern excavator buckets. A new bucket design is proposed that allows increasing excavator productivity. The experimental setup is considered to confirm the efficiency of the proposed bucket design. The elements of the setup and their purpose are described. The procedure for working with the setup is given.

Keywords: minerals, excavator, digging, bucket, experimental stand

For citation: Buryj G. G. Experimental stand for studying the process of soil excavation with a cylindrical bucket. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):91-94. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_91_94.

Введение

Добыча полезных ископаемых не обходится без одноковшовых гидравлических экскаваторов. От объема зачерпываемого грунта зависит количество добытой руды. Однако чем больше объем ковша установлен на экскаватор, тем более мощный гидропривод должен быть установлен на машине. Для работы более мощного гидропривода требуется двигатель большей мощности, что влечет удорожание техники [1–13].

Автором статьи предлагается конструкция ковша, позволяющая зачерпывать больший объем грунта без замены гидропривода и двигателя за счет более легкого заглубления ковша [14, 15].

Цель работы: разработка экспериментального стенда для изучения процесса экскавации грунта ковшом цилиндрической формы.

Материал и методы исследований

Экспериментальный стенд (рис. 1) состоит из корпуса 1, модели ковша 2, троса 3 и емкости 4 для сыпучего груза. Сыпучий груз постепенно насыпается в емкость, создавая давление для заглубления ковша. В тот момент, когда ковш поворачивается на угол более 90° относительно стартового горизонтального положения, засыпка груза прекращается. Далее емкость 4 с сыпучим грузом взвешивается.

Таким образом определяется минимальное усилие копания моделями ковшей. На экспериментальный стенд установлены модели миниатюрных ковшей стандартной и исследуемой конструкции. В качестве троса принята полиамидная веревка. Исследование направлено на измерение минимальных моментов сил для заглубления моделей ковшей. Учет моментов сил необходим в связи с разными расстояниями точек крепления троса 3 от оси поворота ковшей.

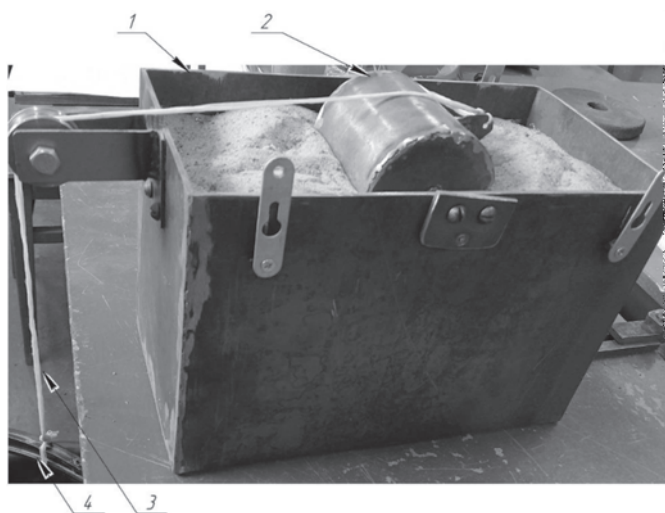


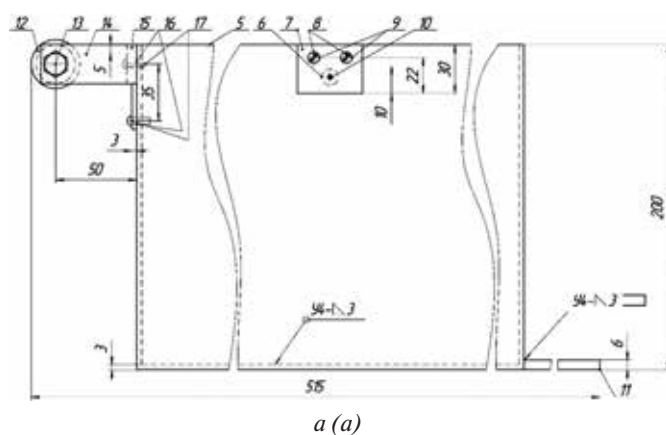
Рис. 1. Экспериментальный стенд: 1 – корпус; 2 – модель ковша; 3 – трос; 4 – емкость для сыпучего груза /
Fig. 1. Experimental stand: 1 – body; 2 – bucket model; 3 – cable; 4 – bulk cargo container

Результаты работы

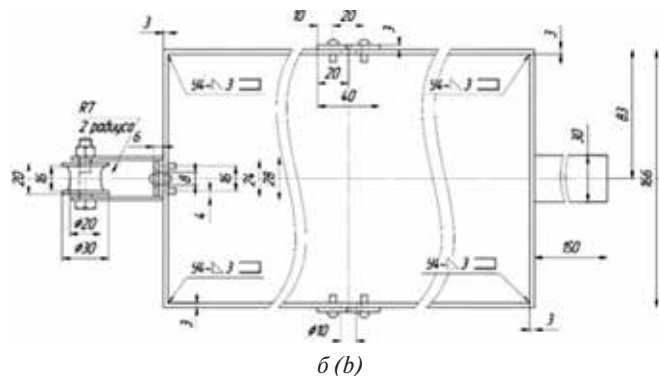
Рассмотрим элементы корпуса экспериментального стенда и их назначение.

Корпус экспериментального стенда (рис. 2) представляет собой сварной короб 5, в который засыпаются связные и несвязные грунты. В коробе 5 выполнено отверстие 6 для возможности установки моделей экспериментальных ковшей. Модели ковшей осями вставляются в подшипники 10 пластин 7. Сами пластины 7 через отверстия 9 крепятся к коробу 5 винтами 8. Для устойчивости стенда предусмотрен фиксатор 11, представляющий собой приваренную к коробу 5 планку. Таким образом, с помощью скоб или струбцин можно закрепить стенд через фиксатор к столу.

Предполагается прикладывать к экспериментальным ковшам усилие для определения ее минимальных значений для реализации процесса копания. Поэтому на моделях ковшей будет закреплен трос, который должен беспрепятственно перемещаться от модели ковша горизонтально, а затем вертикально вниз. Для этого предусмотрен ролик 12 с подшипником, который закреплен болтом с гайкой 13 к кронштейну 14. Кронштейн 14 закреплен на коробе 5 винтами 17, вкрученными в отверстия 16, проходящие через короб 5 и кронштейн 14. В коробе 5 предусмотрен паз 15 для беспрепятственного прохождения троса 3. Размеры короба подобраны при условии отсутствия возможных помех со стороны стенок при заглублении моделей ковшей. Толщина стенок короба 5 достаточна для исключения деформаций в процессе проведения исследований.



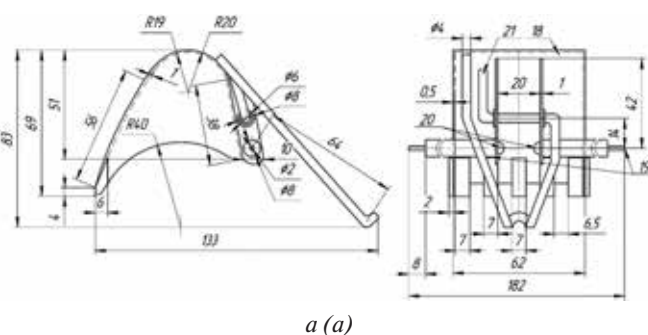
а (a)



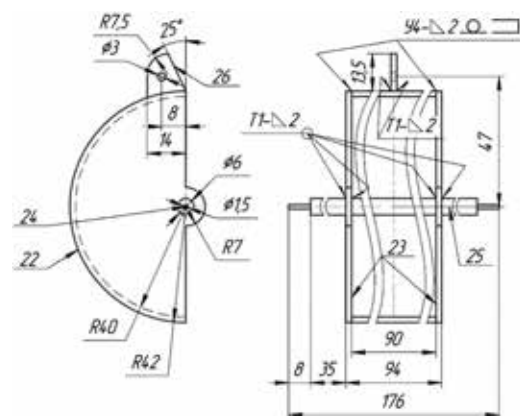
б (b)

Рис. 2. Корпус экспериментального стенда: а – вид спереди; б – вид сверху /
Fig. 2. Standbody: a – frontview; b – topview

Рассмотрим модель стандартного ковша (рис. 3а), устанавливаемую на стенд.



а (a)



б (b)

Рис. 3. Модели ковшей: а – стандартного; б – цилиндрического /
Fig. 3. Bucket models: a – standard; b – cylindrical

Модель состоит из миниатюрного стандартного ковша 18 емкостью 0,00011 м³. В отверстиях крепления ковша к рукоятки установлены оси 19, зафиксированные в отверстиях винтами 20. На концах оси 19 имеют уменьшенный диаметр для возможности вставки в подшипники 10. С учетом возможных нагрузок на модель ковша потребовалось установить кронштейн 21 во избежание разрушения ковша. Так как кронштейн 21 создает рычаг большей длины, модель может быть нагружена меньшими силами. Также кронштейн 21 создает более подходящую траекторию для исследования. На конце кронштейна закрепляется трос 3.

Рассмотрим модель цилиндрического (предлагаемого) ковша (рис. 3б). Модель состоит из полого цилиндра 22, по бокам к которому и приварены стенки 23 в виде секторов круга. В стенках 23 выполнены отверстия 24, расположение

которых совпадает с осью формы полого цилиндра 22. В отверстия 24 вставлена ось 25 и зафиксирована сваркой от продольных перемещений. На наружной стороне полого цилиндра 22 приварена проушина 26 для крепления троса.

Обсуждение результатов исследований

Порядок установки моделей ковшей следующий. Откручиваются винты 8 одной из пластин 7, которая снимается с короба 5. Далее модель ковша краем оси 19 вставляется в отверстие 6 с внутренней стороны короба 5 так, чтобы направление поворота ковша совпадало с направлением движения троса 3 и ролика 12. Затем концом другой оси модель вставляется в подшипник 10 пластины 7, которая не снималась с короба 5. Далее на оголенный край оси надевается пластина 7, которая ранее снималась с короба 5. Край оси вставляется в подшипник 10. Далее ранее снятая пластина фиксируется винтами 8 на коробе 5.

Предложения по практическому применению

Рассмотрим порядок работы с экспериментальным стендом.

Через фиксатор 11 закрепляем стенд на столе. Далее засыпаем $\frac{3}{4}$ объема короба 5 испытуемым грунтом. Затем устанавливаем модель (предлагаемого) ковша на стенд. Далее досыпаем необходимое количество грунта так, чтобы под ковшом и по бокам был грунт. В этом случае требуемое усилие копания будет максимальным. После засыпки грунта требуемого объема и установки модели ковша к модели ковша крепится трос 3. В случае с моделью стандартного ковша трос одним концом крепится к кронштейну 21, а в случае с

моделью цилиндрического ковша — к проушине 26. Трос 3 укладывается в канавку ролика 12. Другой конец троса 3 крепится на емкости 4. Далее в емкость 4 постепенно засыпается сыпучий груз, например сухой песок. Засыпка происходит до момента поворота ковша на более чем 90° . Затем емкость 4 с грузом взвешивается, показание заносится в таблицу. Проводится расчет момента силы. Далее проводится измерение объема грунта внутри (предлагаемого) ковша. Если грунт несвязный, то измерение объема проводится путем его засыпки в мерный стакан. Если грунт связный, то требуется взвешивание модели ковша без грунта и с грунтом, при этом с наружных поверхностей стенок грунт должен быть счищен. Зная массу грунта и предварительно измерив его плотность, можно рассчитать его объем в ковше.

После получения значений момента силы копания и объема грунта в ковше предлагаемой конструкции проводятся дальнейшие опыты. В дальнейших опытах требуется уменьшать объем грунта в коробе 5 примерно на $0,00015 \text{ м}^3$. При этом будет уменьшаться объем зачерпываемого грунта и момент силы копания.

Выводы

1. В статье приведены результаты исследований по разработке экспериментального стенда для изучения процесса экскавации грунта ковшом цилиндрической формы.

2. Результаты исследований могут быть полезными при разработке конструкции ковша цилиндрической формы, позволяющего зачерпывать больший объем грунта без замены гидропривода и двигателя за счет более легкого заглубления ковша.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Николаев, В. А. Затраты энергии на резание грунта ковшами агрегата непрерывного действия для формирования подстилающего слоя автодороги / В. А. Николаев // Вестник СибАДИ. — 2020. — № 6. — С. 676–688. — DOI: 10.26518/2071-7296-2020-17-6-676-688.
2. Анализ методик расчета производительности карьерных гидравлических экскаваторов / О. И. Литвин, А. А. Хорешок, Д. М. Дубинкин [и др.] // Горная промышленность. — 2022. — № 5. — С. 112–120. — DOI: 10.30686/1609-9192-2022-5-112-120.
3. Николаев, В. А. Анализ взаимодействия кромок лезвия консольного ножа с грунтом / В. А. Николаев // Вестник СибАДИ. — 2020. — № 2. — С. 172–181. — DOI: 10.26518/2071-7296-2020-17-2-172-181.
4. Лукашук, О. А. Закономерности формирования режимных параметров главных механизмов карьерного экскаватора в процессе экскавации горных пород // Горное оборудование и электромеханика. — 2019. — № 3 (143). — С. 14–17. — DOI: 10.26730/1816-4528-2019-3-14-17.
5. Экспериментальные исследования процесса промышленного рыхления грунта / И. П. Трояновская, А. В. Разношинская, В. А. Козьминих [и др.] // Горный журнал. — 2021. — № 5. — С. 87–90. — DOI: 10.17580/gzh.2021.05.11.
6. Influence of crushed rock properties on the productivity of a hydraulic excavator / T. Kujundžić, M. Klanfar, T. Korman, Z. Briševac // Applied Sciences (Switzerland). — 2021. — Vol. 11, № 5. — P. 1–15. — DOI: 10.3390/app11052345.
7. Choudhary, B. S. Effect of blast induced rock fragmentation and muckpile angle on excavator performance in surface mines / B. S. Choudhary // Mining of Mineral Deposits. — 2019. — Vol. 13, № 3. — P. 119–126. — DOI: 10.33271/mining13.03.119.
8. High-gain observer-based sliding mode control for hydraulic excavators / G. Xu, Z. Yu, N. Lu, G. Lyu // Harbin Gongcheng Daxue Xuebao. — 2021. — Vol. 42, № 6. — P. 885–892. — DOI: 10.11990/jheu.201911056.
9. Пожарский, Д. А. Периодические контактные и смешанные задачи теории упругости (обзор) / Д. А. Пожарский // Известия высших учебных заведений. Северо-Кавказский регион. Серия: «Естественные науки». — 2021. — № 2 (210). — С. 22–33. — DOI: 10.18522/1026-2237-2021-2-22-33.
10. Босаков, С. В. К решению контактной задачи для прямоугольной пластинки на упругом полупространстве / С. В. Босаков // Наука и техника. — 2020. — Т. 19, № 3. — С. 224–229. — DOI: 10.21122/2227-1031-2020-19-3-224-229.
11. Линник, Е. Ю. Оценка контактных напряжений при внедрении ударника в прочный грунт / Е. Ю. Линник // Проблемы прочности и пластичности. — 2020. — Т. 82, № 1. — С. 52–63. — DOI: 10.32326/1814-9146-2020-82-1-52-63.
12. Босаков, С. В. Контактная задача для пластинки при условии ограничений на ее некоторые перемещения / С. В. Босаков, Ю. Н. Котов // Строительная механика и расчет сооружений. — 2022. — № 1 (300). — С. 54–58. — DOI: 10.37538/0039-2383.2022.1.54.58.
13. Бровка, А. Г. Зависимость прочностных характеристик глины аргиллитоподобной от количества незамерзшей воды / А. Г. Бровка, И. В. Дедюля, А. В. Мурашко // Природопользование. — 2021. — № 2. — С. 96–105. — DOI: 10.47612/2079-3928-2021-2-96-105.
14. Пат. 218368 Рос. Федерация, МПК E02F 3/40. Ковш экскаватора / Г. Г. Бурый; патентообладатель Г. Г. Бурый. — № 2023100483/03; заявл. 10.01.2023; опубл. 23.05.2023; Бюл. № 15.
15. Бурый, Г. Г. Увеличение производительности одноковшового экскаватора через усовершенствование формы ковша / Г. Г. Бурый, В. С. Шербаков, И. К. Потеряев // Вестник Брянского государственного технического университета. — 2019. — № 11 (84). — С. 38–45. — DOI: 10.30987/1999-8775-2019-11-38-45.

REFERENCES

1. Nikolaev VA. Energy consumption for cutting the soil with buckets of a continuous unit to form the underlying layer of the road. *Bulletin of SibADI*. 2020;76(6):676-88. DOI: 10.26518/2071-7296-2020-17-6-676-688 (In Russ.).
2. Litvin OI, Horeshok AA, Dubinkin DM, et al. Analysis of methods for calculating the productivity of quarry hydraulic excavators. *Mining*. 2022;5:112-20. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-5-112-120 (In Russ.).
3. Nikolaev VA. Analysis of the interaction of the edge of the cantilever knife blade with the ground. *Bulletin of SibADI*. 2020;72(2):172-81. DOI: 10.26518/2071-7296-2020-17-2-172-181 (In Russ.).
4. Lukashuk OA. Regularities of formation of regime parameters of main mechanisms of quarry excavator in process of rock excavation. *Mining equipment and electromechanics*. 2019;143(3):14-7. DOI: 10.26730/1816-4528-2019-3-14-17 (In Russ.).
5. Troyanovskaya IP, Raznoshinskaya AV, Koz'miny'h VA, et al. Experimental studies of the process of industrial soil loosening. *Mountain magazine*. 2021;5:87-90. DOI: 10.17580/gzh.2021.05.11 (In Russ.).
6. Kujundžić T, Klanfar M, Korman T, et al. Influence of crushed rock properties on the productivity of a hydraulic excavator. *Applied Sciences (Switzerland)*. 2021;11(5):1-15. DOI: 10.3390/app11052345.
7. Choudhary BS. Effect of blast induced rock fragmentation and muckpile angle on excavator performance in surface mines. *Mining of Mineral Deposits*. 2019;13(3):119-26. DOI: 10.33271/mining13.03.119.
8. Xu G, Yu Z, Lu N, et al. High-gain observer-based sliding mode control for hydraulic excavators. *Harbin Gongcheng Daxue Xuebao*. 2021;42(6):885-92. DOI: 10.11990/jheu.201911056.
9. Pozharskij DA. Periodic contact and mixed elasticity theory problems (overview). *News of higher educational institutions*. 2021;210(2):22-33. DOI: 10.18522/1026-2237-2021-2-22-33 (In Russ.).
10. Bosakov SV. To the solution of the contact problem for a rectangular plate on an elastic half-space. *Science and Technology*. 2020;19(3):224-229. (In Russ.). DOI: 10.21122/2227-1031-2020-19-3-224-229 (In Russ.).
11. Linnik EYu. Assessment of contact stresses when inserting the striker into strong soil. *Problems of strength and ductility*. 2020;82(1):52-63. DOI: 10.32326/1814-9146-2020-82-1-52-63 (In Russ.).
12. Bosakov SV, Kotov YuN. Contact task for the plate, subject to restrictions on its some movements. *Structural mechanics and calculation of structures*. 2022;300(1):54-8. DOI: 10.37538/0039-2383.2022.1.54.58 (In Russ.).
13. Brovka AG, Dedyulya IV, Murashko AA. Dependence of strength characteristics of argillite-like clay on the amount of unfrozen water. *Nature management*. 2021;2:96-105. DOI: 10.47612/2079-3928-2021-2-96-105 (In Russ.).
14. Patent RUS №218368/ 23.05.2023. Byul. №15. Buryj GG. Kovsh e'kskavatora. Available from: ПМ №218368 (fips.ru) (In Russ.).
15. Buryj GG, Shherbakov VS, Poteryaev IK. Increase Single Bucket Excavator Productivity by Improving Bucket Shape. *Bulletin of Bryansk State Technical University*. 2019;84(11):38-45. DOI: 10.30987/1999-8775-2019-2019-11-38-45 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРЕ

Григорий Геннадьевич Бурый –
канд. технических наук, доцент, ФГБОУ ВО «СибАДИ»,
644034, г. Омск, Российская Федерация, <https://orcid.org/0000-0002-5008-9176>, e-mail: buryy1989@bk.ru

Информация о статье

Поступила в редакцию: 08.11.2024.

Поступила после рецензирования: 25.11.2024.

Принята к публикации: 29.11.2024.

Article info

Received: 08.11.2024.

Revised: 25.11.2024.

Accepted: 29.11.2024.

ABOUT THE AUTHOR

Grigoriy G. Buryj –
Candidate of Technical Sciences, Associate Professor, FSBEI HE
«SibADI», 644034, Omsk, Russian Federation, <https://orcid.org/0000-0002-5008-9176>, e-mail: buryy1989@bk.ru

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАЧЕРПЫВАЮЩЕЙ СПОСОБНОСТИ ЦИЛИНДРИЧЕСКОГО КОВША ЭКСКАВАТОРА

Г. Г. Бурый✉

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования «Сибирский государственный автомобильно-дорожный
университет (СибАДИ)», г. Омск, Российская Федерация

✉ buryy1989@bk.ru

Аннотация: В статье рассматривается вопрос снижения сил сопротивления копанию на ковше экскаватора. Предложена цилиндрическая конструкция ковша экскаватора. Целью работы является подтверждение полезного эффекта от использования цилиндрического ковша. Для этого изготовлены модели стандартного и цилиндрического ковша. Обе модели устанавливались в стенд для сравнения их зачерпывающей способности. Приведены зависимости моментов сил при зачерпывании различных объёмов грунта испытываемыми ковшами.

Ключевые слова: экскаватор, ковш, копание, объём грунта, момент силы

Благодарность: лаборатории кафедры «АТ» «Сибирского государственного автомобильно-дорожного университета (СибАДИ)».

Для цитирования: Бурый Г. Г. Исследование зачерпывающей способности цилиндрического ковша экскаватора. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):95-99. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_95_99.

STUDY OF THE SCAPPING CAPACITY OF THE CYLINDRICAL BUCKET OF THE EXCAVATOR

G. G. Buryj✉

Federal State Budget Educational Institution of Higher Education «The Siberian State Automobile and Highway University»
(FSBEI HE «SibADI»), Omsk, Russian Federation

✉ buryy1989@bk.ru

Abstract: The article considers the issue of reducing the resistance forces to digging on the excavator bucket. A cylindrical design of the excavator bucket is proposed. The purpose of the work is to confirm the beneficial effect of using a cylindrical bucket. For this purpose, models of a standard and cylindrical bucket were manufactured. Both models were installed in a stand to compare their scooping capacity. The dependences of the moments of forces when scooping different volumes of soil with the tested buckets are given.

Keywords: excavator, bucket, digging, soil volume, torque

Acknowledgment: laboratory of the department of “AT” of the FSBEI HE “SibADI”.

For citation: Buryj G. G. Study of the scapping capacity of the cylindrical bucket of the excavator. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):95-99. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_95_99.

Введение

В строительстве, добыче полезных ископаемых и многих других сферах одной из базовых операций является копание грунта. Для этой цели используются одноковшовые гидравлические экскаваторы. Стоимость данных машин исчисляется десятками миллионов рублей. Такая высокая стоимость вызвана необходимостью установки на эти машины мощного двигателя и гидропривода для реализации процесса копания.

Создаваемая гидроприводом сила может составлять

более 1 МН. Сокращение требуемой силы для реализации процесса копания позволит устанавливать менее мощные агрегаты на экскаватор, а также устанавливать ковши большего объёма, которые ранее установить было невозможно. Это связано с тем, что при установке ковша большего объёма существенно возрастают силы сопротивления копанию и установленные двигатель с гидроприводом уже не в состоянии реализовать такую силу. Сокращение силы сопротивления копанию возможно только путём изменения конструкции ковша и механики

его поворота. Именно ковш воспринимает силы сопротивления копанию [1-13].

Цель исследования: исследование зачерпывающей способности цилиндрического ковша экскаватора.

Методы и материалы исследований

Автором работы предложена конструкция ковша экскаватора, названная «цилиндрической» из-за её формы и траектории поворота [14,15]. В стандартном ковше траектория поворота и форма стенок устроена таким образом, что большая часть его площади воспринимает нормальные силы сопротивления грунта. Именно такие силы и создают наибольшее сопротивление копанию. Однако помимо нормальных сил есть ещё касательные силы, которые создают значительно меньшее сопротивление копанию. В предлагаемой конструкции цилиндрического ковша доля площади воспринимающей нормальные силы сведена до минимума. Такие силы воспринимают только кромки стенок ковша, на внутренние стенки действуют только касательные силы. Это стало возможно благодаря совпадению формы задней стенки ковша и траектории её поворота.

Однако требуется изучить зачерпывающую способность цилиндрического ковша и сравнить её с зачерпывающей способностью стандартного ковша. Для этого были спроектированы и изготовлены уменьшенные модели ковшей, представленные на рис. 1.

Модели содержат оси, которыми они вставляются в специальный стенд, выполненный в виде короба. Короб засыпается конкретным видом грунта. Также в модели стандартного ковша предусмотрен кронштейн к которому прикладывается усилие. Кронштейн необходим для снижения нагрузок на конструкцию. Следует отметить, что объём цилиндрического ковша превышал объём стандартного в 2 раза: внутренний объём стандартного ковша составлял 110 мл, а цилиндрического 220 мл. Эта необходимость вызвана частичной заполняемостью цилиндрического ковша, на 50 % и более. Однако такая наполняемость возможна только при копании гидроцилиндром поворота ковша. Если в работу включаются гидроцилиндры поворота рукояти, то цилиндрический ковш заполняется в полном объёме. Однако в исследованиях рассматривается случай копания именно гидроцилиндром поворота ковша.

Суть исследования состоит в следующем. В стенд проводится засыпка грунта: сухой песок; влажный песок и влажная глина. Выбор грунтов обусловлен их наибольшим распространением в естественной среде. Затем в стенд устанавливались уменьшенные копии ковшей.

В ходе проведения исследований определялась сила трения и влияние налипания грунта на сопротивление копания при разном расстоянии от точки приложения силы к ковшу до оси его поворота. В этом случае целесообразно рассматривать момент силы для реализации копания. Несмотря на возможное налипание грунта на внешние поверхности ковша целесообразно учитывать объём грунта только внутри ковша.

Результаты исследований и их обсуждение

Результаты исследований зачерпывающей способности цилиндрического ковша на сухом песке приведены на рис. 2.

Момент силы для реализации копания стандартным ковшом значительно выше. Например, для зачерпывания 110 мл грунта стандартным ковшом потребовался момент 0,6 Н·м, а цилиндрическим ковшом 0,2 Н·м. Установлено, что при полной засыпке стандартного ковша и плотном прилегании оси поворота к поверхности грунта, момент силы возрастал в 10 и более раз. В таких же условиях, момент силы при копании цилиндрическим ковшом не превышал 0,4 Н·м.

Результаты исследований с влажным песком приведены на рис. 3.

Влажность песка составила 20 %. Как видно из рис. 3, разница моментов силы для реализации копания стандартным и цилиндрическим ковшом значительно увеличилась. Например, для зачерпывания 110 мл грунта стандартным ковшом, потребовался момент 1,4 Н·м, а при зачерпывании такого же объёма влажного песка цилиндрическим ковшом, требуемый момент составил всего 0,3 Н·м. Это означает, что увлажнение песка способствовало снижению трения грунта о стенки ковша. Так как большая часть площади цилиндрического ковша воспринимает именно касательные силы, то наблюдается более лёгкое заглубление. Следовательно эффективность зачерпывания цилиндрического ковша выше при копании влажного песка.

Результаты исследований с влажной глиной приведены на рис. 4.

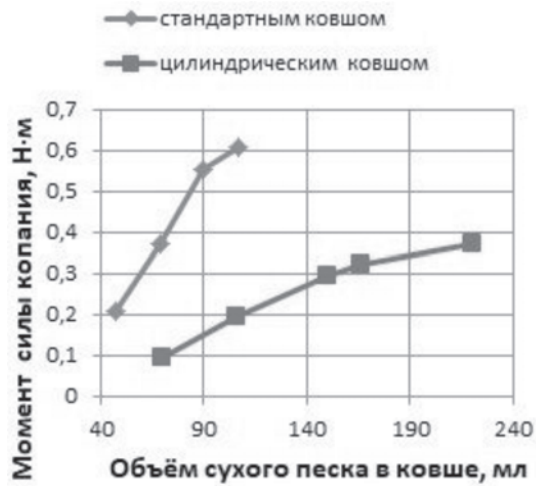


а (a)



б (b)

Рис. 1. Уменьшенные и дополненные копии ковшей: а - стандартного; б - цилиндрического /
Fig. 1. Reduced and supplemented copies of buckets: a - standard; b - cylindrical



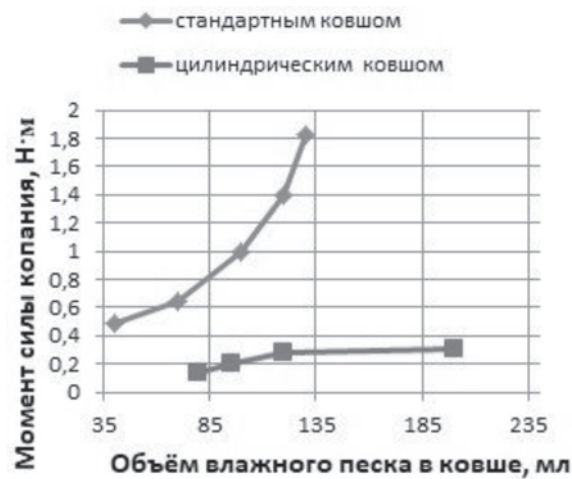
а (а)



б (б)

Рис. 2. Копание сухого песка испытываемыми ковшами: а - зависимость моментов сил копания от объёма зачерпываемого грунта; б - стенд с цилиндрическим ковшом /

Fig. 2. Digging dry sand with test buckets: a - dependence of moments of forces on the volume of soil scooped up; b - stand with a cylindrical bucket



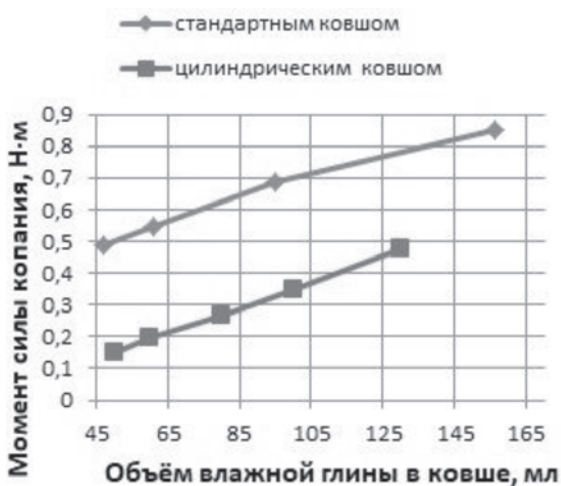
а (а)



б (б)

Рис. 3. Копание влажного песка испытываемыми ковшами: а - зависимости моментов сил от зачерпываемого объёма грунта; б - стенд со стандартным ковшом /

Fig. 3. Digging wet sand with test buckets: a - dependence of moments of forces on the scooped volume of soil; b - stand with a standard bucket



а (а)



б (б)

Рис. 4. Копание влажной глины испытываемыми ковшами: а - зависимости моментов сил от зачерпываемого объёма грунта; б - стенд со стандартным ковшом /

Fig. 4. Digging wet clay with test buckets: a - dependence of moments of forces on the scooped volume of soil; b - stand with a standard bucket

Здесь наблюдается меньшая эффективность применения цилиндрического ковша в сравнении с предыдущими случаями. Например, для зачерпывания стандартным ковшом 110 мл влажной глины потребовался момент силы 0,73 Н·м, а цилиндрическим ковшом 0,4 Н·м.

Заключение

1. Проведённые исследования подтвердили эффективность применения цилиндрического ковша на рассматриваемых видах грунта. Наибольшая эффективность наблюдалась на несвязном влажном грунте, наименьшая – на связном влажном грунте.

2. Проведённые исследования позволяют оценить влияние силы трения и налипания грунта на подбор оптимального объёма цилиндрического ковша для реализации процесса копания. Установлено, что оптимальный объём цилиндрического ковша должен быть максимально возможным для зачерпывания различных видов грунта.

3. В качестве недостатка цилиндрического ковша следует отметить его неполную заполняемость при работе гидроцилиндра поворота ковша. Однако увеличенный в 2 раза объём цилиндрического ковша в сравнении со стандартным ковшом, заполняется на такой же или больший объём. При этом момент силы на цилиндрическом ковше значительно ниже, чем на стандартном ковше. Следует отметить, что заполняемость цилиндрического ковша возможна в полном объёме, однако в этом случае есть необходимость копания рукоятью, что более энергозатратно.

Выводы

1. В статье приведены результаты исследований зачерпывающей способности цилиндрического ковша экскаватора.

2. Полученные данные могут быть использованы при подборе оптимального объёма цилиндрического ковша, устанавливаемого на конкретный экскаватор.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Николаев, В. А. Затраты энергии на резание грунта ковшами агрегата непрерывного действия для формирования подстилающего слоя автодороги / В. А. Николаев // Вестник СибАДИ. – 2020. – № 6. – С. 676–688. – DOI: 10.26518/2071-7296-2020-17-6-676-688.
2. Анализ методик расчета производительности карьерных гидравлических экскаваторов / О. И. Литвин, А. А. Хорешок, Д. М. Дубинкин [и др.] // Горная промышленность. – 2022. – № 5. – С. 112–120. – DOI 10.30686/1609-9192-2022-5-112-120.
3. Николаев, В. А. Анализ взаимодействия кромки лезвия консольного ножа с грунтом / В. А. Николаев // Вестник СибАДИ. – 2020. – № 2. – С. 172–181. – DOI: 10.26518/2071-7296-2020-17-2-172-181.
4. Лукашук, О. А. Закономерности формирования режимных параметров главных механизмов карьерного экскаватора в процессе экскавации горных пород // Горное оборудование и электромеханика. – 2019. – № 3 (143). – С. 14–17. – DOI: 10.26730/1816-4528-2019-3-14-17.
5. Экспериментальные исследования процесса промышленного рыхления грунта / И. П. Трояновская, А. В. Разношинская, В. А. Козьминых [и др.] // Горный журнал. – 2021. – № 5. – С. 87–90. – DOI: 10.17580/gzh.2021.05.11.
6. Influence of crushed rock properties on the productivity of a hydraulic excavator / T. Kujundžić, M. Klanfar, T. Korman, Z. Briševac // Applied Sciences (Switzerland). – 2021. – Vol. 11, № 5. – P. 1–15. – DOI: 10.3390/app11052345.
7. Choudhary, B. S. Effect of blast induced rock fragmentation and muckpile angle on excavator performance in surface mines / B. S. Choudhary // Mining of Mineral Deposits. – 2019. – Vol. 13, № 3. – P. 119–126. – DOI: 10.33271/mining13.03.119.
8. High-gain observer-based sliding mode control for hydraulic excavators / G. Xu, Z. Yu, N. Lu, G. Lyu // Harbin Gongcheng Daxue Xuebao. – 2021. – Vol. 42, № 6. – P. 885–892. – DOI: 10.11990/jheu.201911056.
9. Пожарский, Д. А. Периодические контактные и смешанные задачи теории упругости (обзор) / Д. А. Пожарский // Известия высших учебных заведений. Северо-Кавказский регион. Серия: «Естественные науки». – 2021. – № 2 (210). – С. 22–33. – DOI: 10.18522/1026-2237-2021-2-22-33.
10. Босаков, С. В. К решению контактной задачи для прямоугольной пластинки на упругом полупространстве / С. В. Босаков // Наука и техника. – 2020. – Т. 19, № 3. – С. 224–229. – DOI: 10.21122/2227-1031-2020-19-3-224-229.
11. Линник, Е. Ю. Оценка контактных напряжений при внедрении ударника в прочный грунт / Е. Ю. Линник // Проблемы прочности и пластичности. – 2020. – Т. 82, № 1. – С. 52–63. – DOI: 10.32326/1814-9146-2020-82-1-52-63.
12. Босаков, С. В. Контактная задача для пластинки при условии ограничений на ее некоторые перемещения / С. В. Босаков, Ю. Н. Котов // Строительная механика и расчет сооружений. – 2022. – № 1 (300). – С. 54–58. – DOI: 10.37538/0039-2383.2022.1.54.58.
13. Бровка, А. Г. Зависимость прочностных характеристик глины аргиллитоподобной от количества незамерзшей воды / А. Г. Бровка, И. В. Дедюля, А. В. Мурашко // Природопользование. – 2021. – № 2. – С. 96–105. – DOI: 10.47612/2079-3928-2021-2-96-105.
14. Пат. 218368 Рос. Федерация, МПК E02F 3/40. Ковш экскаватора / Г. Г. Бурый; патентообладатель Г. Г. Бурый. – № 2023100483/03; заявл. 10.01.2023; опубл. 23.05.2023; Бюл. № 15.
15. Бурый, Г. Г. Увеличение производительности одноковшового экскаватора через усовершенствование формы ковша / Г. Г. Бурый, В. С. Щербаков, И. К. Потеряев // Вестник Брянского государственного технического университета. – 2019. – № 11 (84). – С. 38–45. – DOI: 10.30987/1999-8775-2019-2019-11-38-45.

REFERENCES

1. Nikolaev VA. Energy consumption for cutting the soil with buckets of a continuous unit to form the underlying layer of the road. *Bulletin of SibADI*. 2020;76(6):676–88. DOI: 10.26518/2071-7296-2020-17-6-676-688 (In Russ.).
2. Litvin OI, Horeshok AA, Dubinkin DM, et al. Analysis of methods for calculating the productivity of quarry hydraulic excavators. *Mining*. 2022;5:112–20. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-5-112-120 (In Russ.).
3. Nikolaev VA. Analysis of the interaction of the edge of the cantilever knife blade with the ground. *Bulletin of SibADI*. 2020;72(2):172–81. DOI: 10.26518/2071-7296-2020-17-2-172-181 (In Russ.).
4. Lukashuk OA. Regularities of formation of regime parameters of main mechanisms of quarry excavator in process of rock excavation. *Mining equipment and electromechanics*. 2019;143(3):14–7. DOI: 10.26730/1816-4528-2019-3-14-17 (In Russ.).
5. Troyanovskaya IP, Raznoshinskaya AV, Koz'miny'h VA, et al. Experimental studies of the process of industrial soil loosening. *Mountain magazine*. 2021;5:87–90. DOI: 10.17580/gzh.2021.05.11 (In Russ.).
6. Kujundžić T, Klanfar M, Korman T, et al. Influence of crushed rock properties on the productivity of a hydraulic excavator. *Applied Sciences (Switzerland)*. 2021;11(5):1–15. DOI: 10.3390/app11052345.

7. Choudhary BS. Effect of blast induced rock fragmentation and muckpile angle on excavator performance in surface mines. *Mining of Mineral Deposits*. 2019;13(3):119-26. DOI: 10.33271/mining13.03.119.
8. Xu G, Yu Z, Lu N, et al. High-gain observer-based sliding mode control for hydraulic excavators. *Harbin Gongcheng Daxue Xuebao*. 2021;42(6):885-92. DOI: 10.11990/jheu.201911056.
9. Pozharskij DA. Periodic contact and mixed elasticity theory problems (overview). *News of higher educational institutions*. 2021;210(2):22-33. DOI: 10.18522/1026-2237-2021-2-22-33 (In Russ.).
10. Bosakov SV. To the solution of the contact problem for a rectangular plate on an elastic half-space. *Science and Technology*. 2020;19(3):224-229. (In Russ.). DOI: 10.21122/2227-1031-2020-19-3-224-229 (In Russ.).
11. Linnik EYu. Assessment of contact stresses when inserting the striker into strong soil. *Problems of strength and ductility*. 2020;82(1):52-63. DOI: 10.32326/1814-9146-2020-82-1-52-63 (In Russ.).
12. Bosakov SV, Kotov YuN. Contact task for the plate, subject to restrictions on its some movements. *Structural mechanics and calculation of structures*. 2022;300(1):54-8. DOI: 10.37538/0039-2383.2022.1.54.58 (In Russ.).
13. Brovka AG, Dedyulya IV, Murashko AA. Dependence of strength characteristics of argillite-like clay on the amount of unfrozen water. *Nature management*. 2021;2:96-105. DOI: 10.47612/2079-3928-2021-2-96-105 (In Russ.).
14. Patent RUS №218368/ 23.05.2023. Byul. №15. Buryj GG. Kovsh e' kskavatora. Available from: ПМ №218368 (fips.ru) (In Russ.).
15. Buryj GG, Shherbakov VS, Poteryaev IK. Increase Single Bucket Excavator Productivity by Improving Bucket Shape. *Bulletin of Bryansk State Technical University*. 2019;84(11):38-45. DOI: 10.30987/1999-8775-2019-2019-11-38-45 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРЕ

Григорий Геннадьевич Бурый –
канд. технических наук, доцент, ФГБОУ ВО «СибАДИ»,
644034, г. Омск, Российская Федерация, <https://orcid.org/0000-0002-5008-9176>, e-mail: buryy1989@bk.ru

ABOUT THE AUTHOR

Grigoriy G. Buryj –
Candidate of Technical Sciences, Associate Professor, FSBEI HE
«SibADI», 644034, Omsk, Russian Federation, <https://orcid.org/0000-0002-5008-9176>, e-mail: buryy1989@bk.ru

Информация о статье

Поступила в редакцию: 16.11.2024.

Поступила после рецензирования: 06.12.2024.

Принята к публикации: 10.12.2024.

Article info

Received: 16.11.2024.

Revised: 06.12.2024.

Accepted: 10.12.2024.

ОБОБЩЕНИЕ МИРОВОЙ ПРАКТИКИ ИССЛЕДОВАНИЙ СТРУКТУРНОЙ И ЛИТОЛОГО-ФАЗОВОЙ НЕОДНОРОДНОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ ДЛЯ ВЫБОРА ТЕХНОЛОГИЙ ИХ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ

К. Н. Залевская✉

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им.
академика Н. В. Мельникова Российской академии наук,
г. Москва, Российская Федерация
✉ zalevskaya.karolina@mail.ru*

Аннотация: На основе обобщения многолетней мировой практики исследований неоднородных техногенных образований с позиции комплексности и экологической безопасности освоения недр приведен анализ результатов комплексного подхода к изучению и геологической оценке лежалых отходов обогащения руд как в ходе бурения и отбора проб, так и на базе применения геофизических методов, геостатистических инструментов численного моделирования пространственного распределения содержаний основных и попутных элементов, физико-химических и физико-механических процессов, протекающих в техногенном массиве. Выполненным аналитическим исследованием определена необходимость выбора технологии разработки хранилищ лежалых отходов переработки руд на основе установленных закономерностей залегания ценных компонентов и локализации сильнообводненных зон, так как фазовое и структурное расслоение массива требует иных подходов к проведению геолого-оценочных работ на техногенном объекте.

Ключевые слова: хвостохранилища, геологическая неоднородность, методы исследования, опробование, добыча, экологические последствия

Благодарность: Исследования выполняются в рамках базового бюджетного финансирования ИПКОН РАН учредителем Минобрнауки России (тема FMMS-2024-0010).

Для цитирования: Залевская К. Н. Обобщение мировой практики исследований структурной и литолого-фазовой неоднородности техногенных образований для выбора технологий их комплексного освоения. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):100- 109. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_100_109.

GENERALIZATION OF THE WORLD PRACTICE OF RESEARCH OF STRUCTURAL AND LITHOLOGICAL AND PHASE HETEROGENEITY OF TECHNOGENIC FORMATIONS FOR THE CHOICE OF TECHNOLOGIES OF THEIR COMPLEX DEVELOPMENT

K. N. Zalevskaya✉

*Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation
✉ zalevskaya.karolina@mail.ru*

Abstract: On the basis of generalization of long-term world practice of researches of heterogeneous technogenic formations from the position of comprehensiveness and ecological safety of subsoil development the analysis of results of the complex approach to study and geological estimation of the overlying waste of ore processing both during drilling and sampling, and on the basis of application of geophysical methods, geostatistical tools of numerical modeling of spatial distribution of contents of basic and associated elements, physical-chemical and physical-mechanical processes, etc. is given. The analytical research has determined the necessity of choosing the technology for the development of repositories of waste ore processing on the basis of the established patterns of occurrence of valuable components and localization of heavily watered zones, as the phase and structural stratification of the massif requires other approaches to geological-evaluation work at the technogenic object.

Keywords: tailings dumps, geologic heterogeneity, methods of study, sampling, mining, environmental effects

Acknowledgment: The research is carried out within the framework of the basic budget financing of IPKON RAS by the founder - the Ministry of Education and Science of Russia (tema FMMS-2024-0010).

For citation: Zalevskaya K. N. Generalization of the world practice of research of structural and lithological and phase heterogeneity of technogenic formations for the choice of technologies of their complex development. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):100-109. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_100_109.

Введение

Техногенные образования складываются в течение многих лет из руд разных горизонтов, участков, а нередко из руд разных месторождений в пределах одного шахтного поля. И помимо сложного вещественного состава с формированием зон вторичного гипергенеза и зон окисления отличаются уникальной и крайне неоднородной структурой, строением и фазовой изменчивостью массива лежалых отходов переработки руд [1–3]. Особенности строения, структуры техногенных образований и состава отходов переработки руд, преобразовавшихся под влиянием физико-химических, физических и механических процессов, требуют специфических подходов к их исследованию, учет которых в настоящее время не предусмотрен в существующих методических рекомендациях по вовлечению в эксплуатацию техногенных образований.

Выбор предпочтительной технологии разработки старогордных техногенных образований во многом определяется их строением хвостохранилища, связанным с перераспределением минерального вещества в теле массива лежалых отходов переработки руд с формированием зон с аномальными и/или низкими содержаниями ценных компонентов, а также присутствием скрытых обводненных зон ввиду преобладания в составе хвостов тонкодисперсных частиц, которые задерживают влагу и формируют фазовое и структурное расчленение техногенного массива [4].

Цель исследований

Обоснование подходов к выбору вариантов технологических решений комплексного освоения техногенных образований, сложенных отходами переработки руд на базе обобщения результатов исследований их структурной и литолого-фазовой неоднородности.

Методы исследований

Необходимость детального обследования старогордных хвостохранилищ с целью их освоения обусловлена крайней неоднородностью вещественного состава, свойств техногенного сырья, которые невозможно спрогнозировать.

Выделяются следующие признаки, влияющие на результаты обследования:

- длительное воздействие с различной интенсивностью природных факторов, таких как переменная температура воздуха, выветривание с поверхности, наличие талых, метеорных вод, микробиологическое воздействие и, как следствие, разрушение сульфидных минералов, что способствует их наилучшему вскрытию в процессе повторной переработки, и переотложение ценных металлов с концентрацией в локальной зоне хвостохранилища;

- изменчивость физико-механических характеристик техногенного сырья по глубине хвостохранилища: показателя влажности; текучести; коэффициента фильтрации; пористости; проницаемости материала, которые определяют наличие в теле техногенного образования скрытых обводненных зон.

В настоящее время методы численного, статистического моделирования физико-механических и физико-химических процессов, протекающих в динамично изменяющихся техногенных средах, являются необходимым инструментом для анализа и визуализации данных об исследуемом техногенном объекте [5, 6].

Интенсивность протекания окислительных процессов в хвостохранилище определяется такими химическими параметрами, как pH, $T^{\circ}C$, концентрация кислорода в водной фазе, скорости инфильтрации воды. Кислотный дренаж определяется как раствор с низким pH и повышенными концентрациями металлов и считается одной из самых серьезных экологических проблем, с которыми сталкивается горнодобывающая промышленность, из-за вредного воздействия на почву, а также ресурсы подземных вод. Возможность миграции токсичных металлов за пределы чаши хвостохранилища подтверждается их присутствием в грунтовых водах, преимущественно в сульфатной форме, что указывает на необходимость своевременного вовлечения в эксплуатацию техногенных образований с учетом условий неоднородной среды хранилищ переработки руд. В связи с актуальностью этой проблемы ряд исследований посвящен изучению условий протекания геохимических процессов на хвостохранилищах сульфидсодержащих руд.

Результаты исследований

Хвостохранилища, сформированные в зоне гипергенеза, подвергаются интенсивному окислению за счет выпавших осадков, насыщенных растворенными в них кислородом, азотом и т. д., которые приводят к образованию преимущественно серной кислоты и, таким образом, выступают в качестве основных агентов преобразования сульфидов [7–10]. Для изучения структуры и локализации окисленной зоны на крупнейших золотосодержащих хвостохранилищах месторождения Witwatersrand (ЮАР) были отобраны пробы с пяти его участков [11]. Зоны окисления на профилях достаточно хорошо картировались на основании их охристого (желто-оранжевого) цвета. Золоторудные хвостохранилища Witwatersrand содержат уран в виде уранинита, который является нестабильным в окислительной среде и будет подвергаться окислению до водно-подвижного U^{6+} . Растворение алюмосиликатных минералов, таких как мусковит и хлорит, приводит к высвобождению Al, Fe, K, Mg в хвостохранилище.

Физико-химические процессы, гидрологический режим, небольшая мощность хвостохранилища с доступом кислорода к техногенному сырью позволяют выделить три основные геохимические зоны:

- окисления,
- переходную,
- неокисленную.

Такое распределение pH необходимо учитывать при выборе технологии разработки хвостохранилища, как минимум при выборе средств выемки (механических, гидравличе-

ских), которые в условиях высокоагрессивной среды нельзя применять.

Распределения содержаний сульфида серы и Co, Ni, Zn, Pb, Cu, Au по глубине скважины представлено на рисунке 1. Хорошая корреляция прослеживается между содержанием сульфидной серы в хвостах и содержаниями Ni, Cu и Au в зоне бледно-серого мелкозернистого материала. Аналогично второй пик концентраций сульфидов на глубине 7 м хорошо коррелирует с содержаниями Co, Ni, Zn и Pb. Это свидетельствует о том, что концентрация металлов на такой глубине может быть результатом разрушения сульфидных минералов. В рамках проведенного исследования показано, что сульфидная сера играет важную роль в миграции металлов, особенно тяжелых, таких как золото и свинец, которые при других физико-химических условиях считаются относительно устойчивыми к условиям агрессивной среды.

Механизмы, ответственные за накопление благородных металлов в техногенных средах, остаются малоизученными. Например, в исследованиях [13] установлено, что в торфе, контактирующем с сульфидно-цианидными отходами, может накапливаться до 155 г/т Au и 560 г/т Ag. Известно, что в результате различных физико-химических, биологических процессов (фильтрация, адсорбция, осаждение Au в нерастворимых соединениях, ионный обмен и т. д.) органическое вещество способно поглощать недоизвлеченные тяжелые металлы (Fe, Cu, Zn, Cd, Hg, Pb). В работе предложена гипотеза целенаправленного формирования техногенных месторождений с переслаиванием слоев золотосодержащих отходов переработки руд и торфа, при этом по прошествии времени извлечению подлежит только обогащенный торфяной слой.

Объемное моделирование геохимических процессов, протекающих вблизи поверхности хвостохранилища, как одно из перспективных альтернатив более традиционному методу исследования техногенных отходов (отбору проб по всей его глубине) может быть реализовано на базе комбинации спектрометрического определения элементного состава сырья с различными интерполяторами для оценки вероятности превышения порогового уровня концентраций необходимых элементов.

В работе [14] предложена методика 3D-моделирования изменения содержания цианидов в хвостах золотых рудни-

ков и определяющих физико-химических параметров среды при помощи программного обеспечения MATLAB coding. В результате рассмотрения различных изменений физико-химических характеристик отходов (проницаемость, кислотность среды, количество кислорода на разных уровнях, концентрации цианидов и цианистых комплексов и т. д.) была создана общая концептуальная модель пространственного распределения цианидных комплексов в техногенном образовании (рис. 2). В разработанной модели учитывается влияние большинства внешних факторов: размывания хвостов тальми и дождевыми водами, ветровой дефляции, попадания прямых солнечных лучей, что делает численную модель максимально приближенной к реальным условиям остаточного содержания цианидов и цианистых комплексов в отходах гидрометаллургического передела.

Поскольку разрушенные цианистые комплексы могут играть каталитическую роль в распаде более прочных цианистых комплексов, механизм процесса подробно описан в [15], и ускорить миграцию остаточного содержания цианидов в почву, необходимо разрабатывать новые подходы к оценке и отработке техногенных объектов, базирующиеся на требованиях к локализации зон, насыщенных токсичными металлами и/или агрессивными химическими соединениями.

Качественные и количественные результаты численного моделирования эффективно применяются как для управления хвостохранилищами с целью предотвращения распространения загрязняющих веществ за его пределами [5, 16], так и для обнаружения зон повышенной концентрации металла в техногенном образовании [17].

Старогонние хвостохранилища штата Минас-Жерайс (Бразилия) вмещают отходы различных сортов и типов руд золотодобывающих предприятий в регионе Нова-Лима. По некоторым оценкам, хвосты после процесса гравитации, флотации и цианирования руд месторождений складировались на поверхности на протяжении последних 80 лет и могут содержать благородные металлы. На основе вариограммы изменчивости содержания золота для пяти техногенных объектов была построена блочная модель с учетом неоднородности каждого из них в отдельности, а подсчитанные запасы благородного металла в одном из них составили порядка 400 кг (рис. 3а) [18].

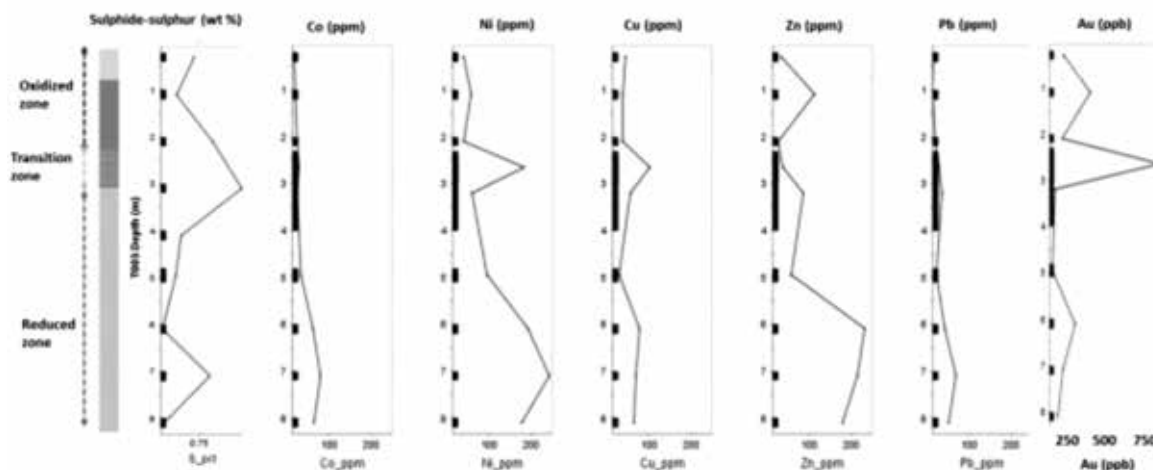


Рис. 1. Графики, отражающие корреляцию между содержаниями основных элементов и сульфидной серы в разрезе золотосодержащего хвостохранилища Witwatersrand [12] /

Fig. 1. Graphs showing the correlation between the content of major elements and sulfide sulfur in the section of the gold-bearing tailings dump Witwatersrand [12]

Для оценки общих ресурсов Co, Cu и Au в хвостохранилище Naveri (Финляндия) создана блочная модель перспективного для разработки техногенного объекта. Фрагмент блочной модели содержания благородного металла в лежащих отходах золотодобычи показал, что 45 % блоков золота рентабельны для отработки при бортовом содержании отсечения 1 мг/кг и среднем – 1,4 мг/кг (рис. 3б). Согласно построенной модели, более высокие концентрации Au в более глубоких слоях обусловлены гравитационным осаждением более тяжелых минеральных частиц ценного элемента в массиве техногенного образования. Необходимо отметить, что приведенная ниже оценка промышленного потенциала минерально-техногенных ресурсов основана на геологиче-

ских данных, полученных еще в 2009 году при исследовании сульфидно-связанных металлов с серой для повторной переработки сырья. С тех пор хвостохранилище подверглось процессам выветривания, это требует проведения оценочных работ с бурением и опробованием отходов переработки комплексных золотосодержащих руд.

Трудности геологической оценки сырья старогодних техногенных образований связаны с ограничениями, возникающими при отборе проб из скважины, поскольку в большинстве своем лежащие отходы переработки руд со временем консолидируются, образуя стратифицированную структуру с характерными зонами повышенной минерализации и изменчивостью фазового состояния техногенного сырья. От-

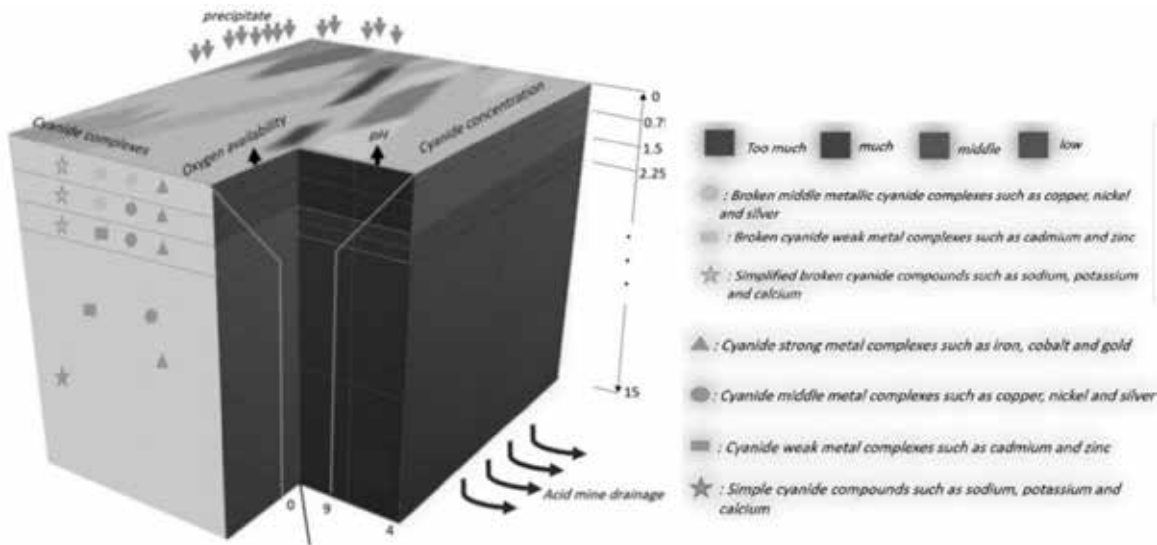


Рис. 2. Ситуационная концептуальная модель хвостохранилища распределения цианидов в золотосодержащих хвостах по полученным вариограммам в четырех различных направлениях с использованием алгоритма AdaBoost [14] /
Fig. 2. Situational conceptual model of cyanide distribution in gold-bearing tailings according to the obtained variograms in four different directions using the AdaBoost algorithm [14]

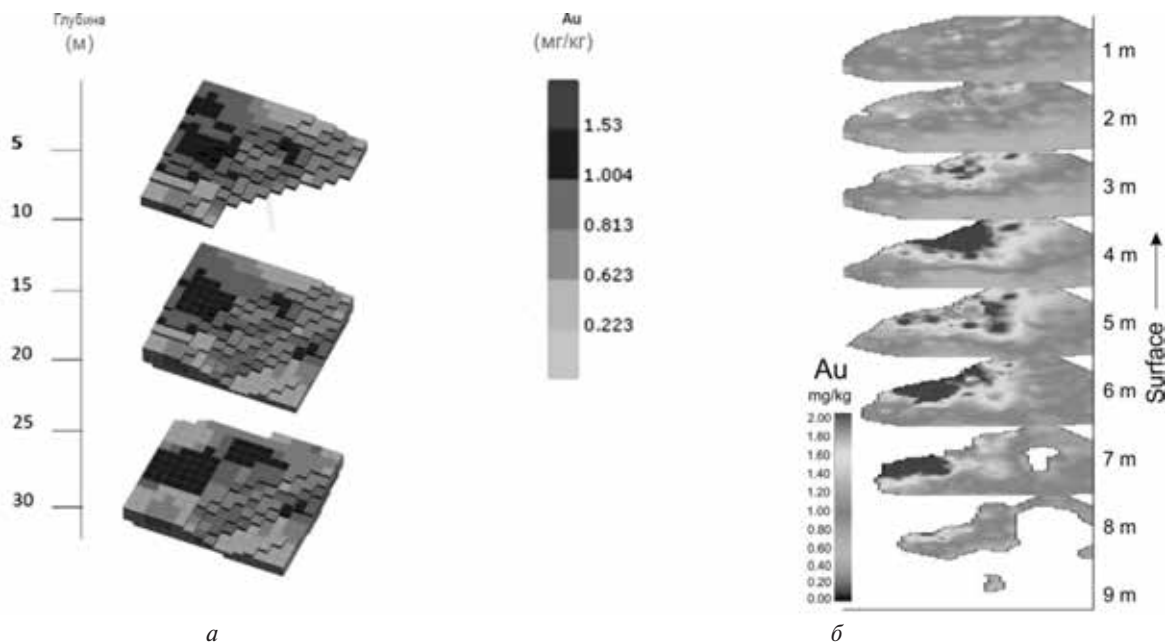


Рис. 3. Блочная модель содержания золота в лежащих хвостах добычи золоторудных месторождений Бразилии (а) [18] и фрагмент пространственного распределения содержания Au на основании блочной модели в хвостохранилище Финляндии (б) [19] /
Fig. 3. Block model of gold content in the overlying tailings of Brazilian gold deposits (a) [18] and a fragment of spatial distribution of Au content based on the block model in the tailings dump in Finland (b) [19]

сюда, в случае преобладания в хвостохранилище обводненных и тонкоизмельченных до глинистого состояния отходов традиционные способы исследования состава и свойств техногенного сырья считаются мало результативными.

В рамках решения данной проблемы компанией Carbine Resources по государственному проекту по утилизации золоторудного хвостохранилища Mount Morgan (Австралия) был разработан оптимальный подход к опробованию рыхлого техногенного материала, представленного бурыми окисленными и сульфидными хвостами обогащения [20]. Пробы отбирались в ходе бурения с обратной циркуляцией воздуха. Отбор керна использовался в интервалах, где встречался неконсолидированный, мягкий и текучий материал, однако он показал приближенное представление о строении всего массива техногенного объекта.

Сведения о свойствах исходной руды, технологии переработки и способа и условий складирования хвостов считаются важным требованием для выбора подходящей для конкретного участка хвостохранилища схемы отбора проб [21, 22]. Тем не менее довольно часто необходимой информации о сырье, складированном в старогоднем хвостохранилище, либо недостаточно, либо она вовсе отсутствует. По этой причине чаще всего фактические точки бурения и интервалы опробования техногенных объектов определяются на основе визуальных различий в цвете и гранулометрического состава керна (рис. 4). Для оценочных участков использовалась ударная буровая установка Envix Nord AB с трубками из плексигласа (диаметром 40 мм и длиной 1,2 м каждая) для хранения образцов. Толщина наблюдаемого уплотненного слоя в скважине № 1_2 была отмечена приблизительно в связи с тем, что выход керна оказался неполный и метр интервала бурения был потерян, что дополнительно может быть следствием сильной обводненности отбуренного участка техногенного образования.

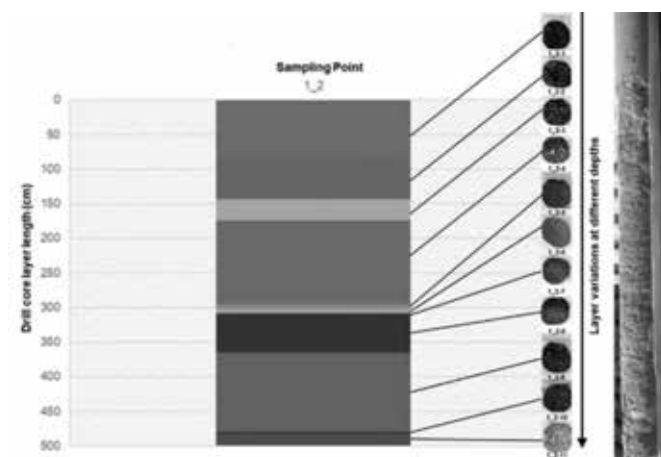


Рис. 4. Неоднородный вертикальный профиль отходов переработки вольфрамовых руд в скважине № 1_2 (справа – фрагмент керна в разрезанной трубке

из оргстекла до его разделения на пробы) [23] /

Fig. 4. Inhomogeneous vertical profile of tungsten ore processing waste in borehole No. 1_2 (on the right is a fragment of core in a cut Plexiglas tube before its separation into samples) [23]

Объем выполненных исследований по оценке сырья техногенных образований с подбором оптимальной сети опробования доказывает, что нет единого мнения о том, как лучше всего отбирать хвосты переработки руд для обеспечения репрезентативности выборки. Подходы к опробованию

техногенных объектов варьируются в следующих пределах: от отбора объемных проб, отбираемых по секторам [24], до опробования по глубине через определенный интервал или в соответствии с пространственной изменчивостью отходов переработки руд [25].

Опыт бурения старогодних хвостохранилищ показал, что не всегда возможно сформировать керн и тем более обеспечить привязку отобранных проб к определенной глубине. Горнорудный район Линарес-Ла-Каролина на юге Испании характеризуется наличием как минимум 32 старогодних техногенных объектов, которые в основном представлены сульфидными свинца, цинка и меди. Материал хвостохранилища Brunita и выбуренные образцы керна, представленные на рисунках 5а и 5б, были отобраны с использованием роторного бура TP-50/400, диаметром керна 100 мм, с постоянным вертикальным интервалом 1 м [26]. Ввиду повышенной обводненности хвостов скважины обсаживались, однако получить цельное представление о расслоении техногенного массива при выбранном подходе к проведению геологической оценки практически невозможно. Вещественный состав ряда хвостохранилищ горнорудного района Испании похож, при этом влажность и показатель текучести лежалых отходов хвостохранилища La Aquisgrana различаются в плане цельности керна и устойчивостью стенок скважины (рис. 5в и 5г).



Рис. 5. Внешний вид лежалых отходов переработки Pb-Ag и Cu-Fe руд из хвостохранилищ Испании Brunita (а, б) [26] и La Aquisgrana (в, г) [27] / Fig. 5. Appearance of Pb-Ag and Cu-Fe ore processing waste from Brunita tailings ponds in Spain (a, b) [26] and La Aquisgrana (c, d) [27]

Уникальные для каждого техногенного объекта особенности строения и структуры обуславливают создание новых способов детальной геологической оценки с целью получения актуальных сведений о структурной и фазовой неоднородности сырья в ходе освоения техногенного объекта. В этой связи при обосновании технологии разработки неоднородных техногенных образований, сложенных лежалыми отходами обогащения руд, необходимо ориентироваться на детальные способы оценки структуры и свойств отвала как основы для определения приоритетного направления добычи и выбора средств механизации отходов переработки руд.

Анализ геологических данных об участке хвостохранилища Марджанбулакской золотоизвлекательной фабрики показал необходимость получения детальных сведений о пространственном распределении ценного металла в твердой

фазе хранилища отходов золотодобычи. Установлено, что приповерхностный слой и участки недавнего складирования техногенного сырья обеднены золотом, его содержание не превышает 0,8 г/т. В толще хвостохранилища локализованы отдельные или сообщающиеся зоны с повышенным содержанием золота — более 1,6 г/т [28]. Показано, что при гидравлическом намыве и длительном хранении отходов переработки руд тонкое золото весьма равномерно распределено в хвостохранилище. Однако тенденция повышения содержания ценного компонента в хвостах с глубиной характерна не для всех оценочных участков, что говорит о возможной миграции металлов после заполнения хранилища. Кроме того, в основании хвостохранилища локализована водонасыщенная зона мощностью около 4 м несмотря на внешнюю осушенность хвостохранилища.

Похожие результаты получены при обследовании лежащих отходов обогащения комплексных оловянно-полиметаллических и свинцово-цинковых руд Краснореченской обогатительной фабрики Смирновского и Южного месторождений [29]. Оценка строения хвостохранилища показала его расслоение со сменой геохимических ассоциаций сырья с глубиной. Отмечено, что содержание ценных элементов значительно уменьшается в приплотиковой зоне, что, возможно, обусловлено инфильтрацией метеорных вод, создающих гидростатическую подушку. Наличие такой подушки определяет особые подходы к добыче сырья с приоритетного направления выемки и работы погрузочно-транспортных средств на поверхности отвала техногенного образования.

Большинство техногенных образований Кочкарского золотопромышленного региона сформированы столетие назад путем хаотичного складирования в кучи, расположенные рядом с горнодобывающими предприятиями без предварительной подготовки основания. Детальная геологическая оценка старогоднего хвостохранилища золото-мышьяковистых руд на Южном Урале обнаружила скрытые обводненные зоны в визуально осушенном массиве на глубинах более 10 м от поверхности, что позволило обосновать технологию его освоения на базе разработанных типовых технологических схем разработки отдельных участков с комбинацией способов добычи техногенного сырья [30–32]. Таким образом, разработанный способ оценки лежащих хвостов переработки руд для каждого уникального по своей сути техногенного объекта определяет выбор направления фронта ведения добычных работ, применяемого горного оборудования и этапов отработки техногенного образования.

Многочисленными зарубежными исследованиями доказано, что существует значительная разница в удельном сопротивлении между подстилающими породами основания хранилища отходов и его материалом. Это позволяет результативно применить геофизические методы обследования на основе различий удельного электрического сопротивления горной массы для определения глубины нижней границы и, соответственно, мощности самого техногенного объекта [33–35]. Основные области применения электротомографии включают в себя определение границ водоносного горизонта, пустот, обнаружение минерализованных зон, а также разведку песчаных и гравийных ресурсов.

В ИНГГ СО РАН по результатам геофизического моделирования выявлена неоднородность строения сульфидсодержащих Комсомольского из-за заметного резистентного между основанием хвостохранилища и его наполнением [36] хвостохранилищ, выраженная в наличии зоны просачивания

дренажных растворов под стенками дамбы с формированием в пределах складирования техногенного сырья протяженных обводненных высокоминерализованных горизонтов, сменяющихся водоупорами.

В работах [26, 37–39] представлены результаты совместного применения геофизических, минералогических и геохимических методов изучения хвостов флотации полиметаллических руд шахты Брунита (рис. 6).

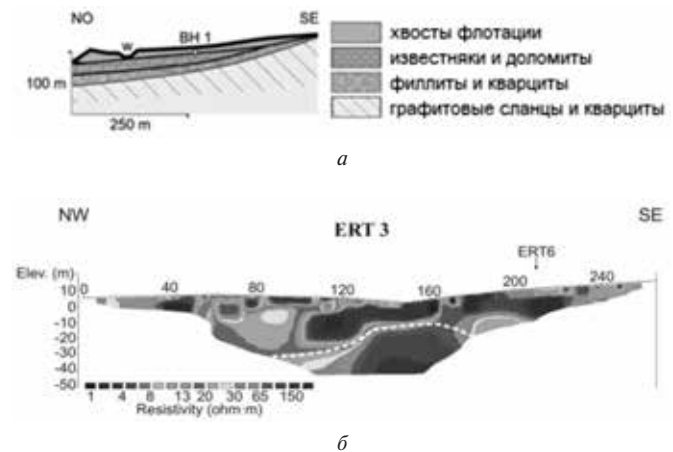


Рис. 6. Пример интерпретации результатов геофизической разведки участка хвостохранилища Брунита на базе изменения удельного электрического сопротивления пород. Граница между техногенными отходами и подстилающими метаморфическими породами (прерывистая линия) показывает изменение мощности техногенного образования [26] / Fig. 6. Example of interpretation of the results of geophysical survey of the Brunita tailings site based on the change in the specific electrical resistivity of rocks. The boundary between the technogenic waste and the underlying metamorphic rocks (dashed line) shows the change in the thickness of the technogenic formation [26]

В практике освоения техногенных образований актуальны вопросы оптимального механического уплотнения сырья в действующих хвостохранилищах [40, 41]. Концепция большинства исследователей направлена на понимание механического поведения техногенного сырья, влияющего на их сортировку обезвоживания и прочего с целью безопасного проектирования и управления в свете разработки более безопасных хвостохранилищ. При этом исследований физико-механических характеристик лежащих хвостов переработки руд с целью геомеханического обоснования конструктивных параметров технологии отработки старогодних хвостохранилищ крайне мало в российских и зарубежных источниках. Хотя учет рисков, связанных с потерей устойчивости отвалов лежащих хвостов неоднородной структуры и строения, позволит избежать негативных последствий и безопасно разрабатывать техногенный объект без потери эффективности работы горнотранспортного и выемочно-погрузочного комплексов.

В [42] разработана методика комплексного исследования хранилища лежащих отходов переработки железо-оксидных руд на базе детального отбора проб и создания геостатистической модели хвостохранилища, включающей пространственное геохимическое, минералогическое, гранулометрическое распределение состава техногенного сырья. Установлено, что доля песка и глинистой составляющей меняется с глубиной скважин и с их расположением по площади. Первые пять метров глубины, как правило, более

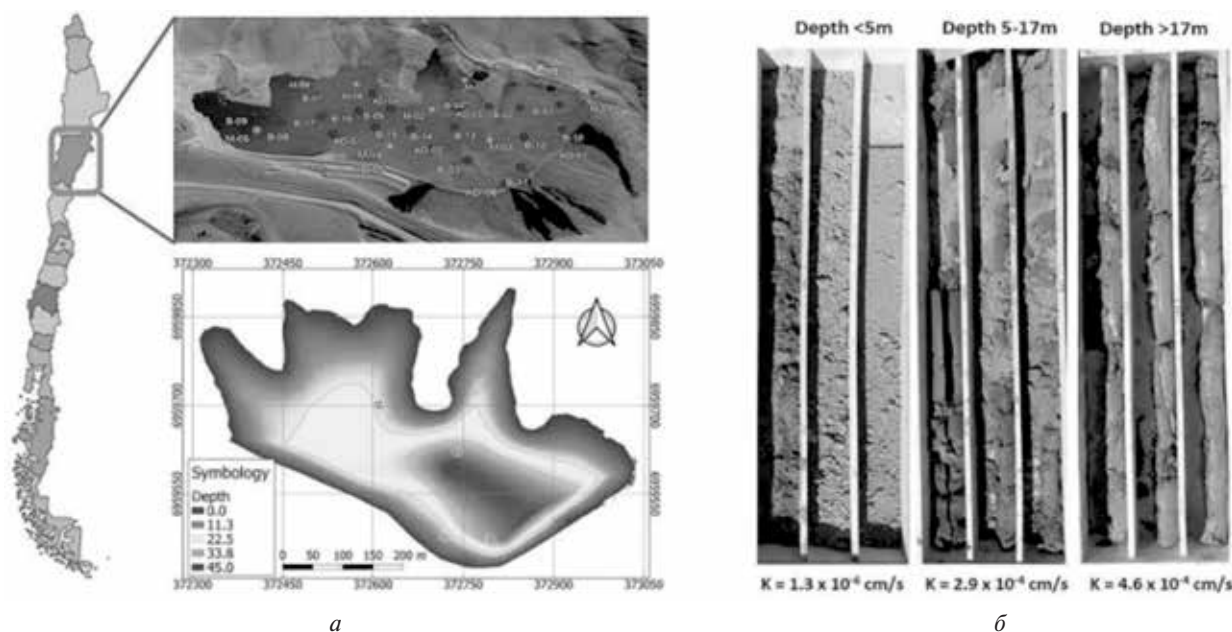


Рис. 7. План и пространственное изменение глубины хвостохранилища El Buitre (а)

и внешний вид керна с коэффициентом проницаемости (б) отходов переработки руд для разных диапазонов глубин [42] /

Fig. 7. Plan and spatial variation of the depth of the El Buitre tailings dam (a) and appearance of the permeability coefficient core (b) of ore processing waste for different depth ranges [42]

песчаные, в то время как промежуточная зона представлена прослойками песчано-глинистого материала, а самая глубокая зона (>17 м) — в основном глинистая. Такой гранулометрический состав оказывает непосредственное влияние на проницаемость отходов, складированных в хранилище, где низкий показатель проводимости материала присущ глубоким слоям в строении техногенного массива (рис. 7).

Поскольку по глубине хвостохранилища обнаружены небольшие расслоения массива в виде чередующихся мелкозернистых песчаных и глинисто-илистых слоев, высказана гипотеза, что отходы обогатительной фабрики на начальном этапе сброса в хранилище подвергались процессам гравитационной сегрегации сульфидных минералов и оксидов железа с высоким удельным весом, создавая зоны, обогащенные ценными металлами. Гранулометрический анализ по скважине показал, что размеры зерен отходов переработки руд варьируются от 1 до 300 мкм, а средний размер составляет 40 мкм.

Проведенный анализ распределения частиц по размерам необходим для общего понимания состава техногенного сырья, однако он не дает детальной информации о распределении размеров зерен в конкретных слоях, наблюдаемых вдоль профиля хвостохранилища.

Заключение

1. Промышленное освоение техногенных образований по сравнению с природными источниками металлов отличается лучшими показателями извлечения вследствие достаточной

степени измельчения сырья для современных передовых методов обогащения, что делает лежащие отходы горно-перерабатывающих предприятий сопутствующим дополнительным минеральным ресурсом, привлекательным для недропользователя. Однако при выборе технологии и обосновании параметров эксплуатации старогодних хвостохранилищ следует учитывать не только преимущества, но и опасности, связанные с разработкой столь сложных и неоднородных техногенно-минеральных объектов. В большей мере мировым сообществом этот вопрос проработан для лежащих отходов золотодобычи.

2. Выполненный анализ показал, что лежащие хвосты переработки руд большинства геолого-промышленных типов месторождений отличаются неоднородной структурой, строением и изменчивостью фазового состояния сырья техногенных образований. Опыт мировой практики исследований хвостохранилищ с целью его вовлечения в разработку доказывает, что обоснование параметров рабочих площадок, приоритетного направления и способа выемки сырья, применяемого горнотранспортного и выемочно-погрузочного оборудования зависит от комплексного подхода к детальной оценке техногенных образований.

3. Узким местом в свете перспектив комплексного освоения хранилищ лежащих отходов переработки руд является то, что выбору и обоснованию параметров технологии разработки техногенных образований с учетом неоднородности состава и свойств сырья в мировой практике исследований по-прежнему уделено недостаточно внимания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Physical chemical characterization of historical mining waste and ARD prediction tests / A. Filcenco-Olteanu, L. Alakangas, A. Fiuza [et. al.] // Mineral Engineering Conference. — 2017. — Vol. 18. — P. 01031. — DOI: 10.1051/e3sconf/201712301031.
2. Geochemical and mineralogical investigation of cemented crusts in the tailings cover at Long Lake Gold Mine. Sudbury, Canada / B. Sapkota, B. Verbuyst, J. G. Bain [et. al.] // Journal of Hazardous Materials. — 2023 — Vol. 451. — P. 131–192. — DOI: 10.1016/j.jhazmat.2023.131192.
3. Tavakoli, S. Geophysical tools to study the near-surface distribution of the tailings in the Smaltjärnen repository, south-central Sweden; a feasibility study / S. Tavakoli, T. M. Rasmussen // Acta Geophysica. — 2022. — Vol. 70, № 1. — P. 141–159. — DOI:10.1007/s11600-021-00697-0.

4. Залевская, К. Н. Оценка устойчивости откосов старогодних отвалов золотосодержащего сырья для выбора технологии их приоритетной эксплуатации / К. Н. Залевская, А. Е. Кирков // Золото. Полиметаллы. XXI век: Устойчивое развитие в условиях внешних и внутренних вызовов. — 2012. — С. 144–147.
5. Spatial Distribution and Associated Spatial Uncertainty of Potential Toxic Elements – The Lake Kalimanci Case Study (Republic of Macedonia) / M. T. D. Albuquerque, I. M. H. R. Antunes, T. Serafimovski [et. al.] // Procedia Earth and Planetary Science. — 2017. — Vol. 17. — P. 960–963. — DOI: 10.1016/j.proeps.2017.01.037.
6. Spatial modelling of hazardous elements at waste dumps using geostatistical approach: a case study Sarcheshmeh copper mine / S. Hasani, O. Asghari, F. D. Ardejani [et. al.] // Environ. Earth. Sci. — 2017. — Vol. 76 (15). — P. 13. — DOI: 10.1007/s12665-017-6852-x.
7. Assawincharoenkij, T. Mineralogy and geochemistry of tailings from a gold mine in northeastern Thailand / T. Assawincharoenkij, C. Hauzenberger, C. Sutthirath // Human and Ecological Risk Assessment: An International Journal. — 2017. — Vol. 23 (2). — P. 364–387. — DOI: 10.1080/10807039.2016.1248894.
8. Christenson, H. Characterisation of arsenic geochemistry in mine tailings from a mesothermal gold deposit / H. Christenson, J. Pope, D. Craw // 11th Conference «Risk to Opportunity», 2018 [Elektronic resource]. — URL: https://www.researchgate.net/publication/358358083_Characterisation_of_arsenic_geochemistry_in_mine_tailings_from_a_mesothermal_gold_deposit (date of access: 10.12.2024).
9. Methodological approach for mineralogical characterization of tailings from a Cu (Au, Ag) skarn type deposit using QEMSCAN (Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy) / K. Guanira, T. M. Valente, C. A. Rios [et. al.] // Journal of Geochemical Exploration. — 2019. — Vol. 209. — P. 106439. — DOI: 10.1016/j.gexplo.2019.106439.
10. Robert, N. Inter-comparison geochemical modelling approaches and implications for environmental risk assessments: A Witwatersrand gold tailings source term characterisation study / N. Robert // Applied Geochemistry. — 2018. — Vol. 95. — P. 71–84. — DOI: 10.1016/j.apgeochem.2018.05.017.
11. Mhlango, S. E. Development and application of a methodological tool for prioritization of rehabilitation of abandoned tailings dumps in the Giyani and Musina areas of South Africa / S. E. Mhlango, F. Amponsah-Dacosta, A. Kadyamatimba // Cogent Engineering. — 2019. — Vol. 6 (1). — P. 24. — DOI: 10.1080/23311916.2019.1619894.
12. Distribution patterns of contaminants in the Mogale Gold tailing dam: a case study from South Africa / O. A. Abegunde, C. D. Okujeni, C. Wu [et. al.] // Environmental Earth Sciences. — 2016. — Vol. 75. — P. 1365. — DOI: 10.1007/s12665-016-6125-0.
13. Redistribution of elements between wastes and organic-bearing material in the dispersion train of gold-bearing sulfide tailings: Part I. Geochemistry and mineralogy / B. Y. Saryg-ool, I. Myagkaya, I. Kirichenko [et. al.] // Science of The Total Environment. — 2017. — Vol. 581. — P. 460–471. — DOI: 10.1016/j.scitotenv.2016.12.154.
14. Abedi-Orang, B. Mathematical modeling of fate and transport of cyanide pollutant in the gold mine tailings: with emphasis on physico-chemical process / B. Abedi-Orang, K. Seifpanahi-Shabani, R. Kakaie // Environmental Earth Sciences. — 2020. — Vol. 79. — P. 189. — DOI: 10.1007/s12665-020-08927-2.
15. Саламатов, В. И. Формирование, переработка и обезвреживание техногенного и рудного золотосодержащего сырья: монография / В. И. Саламатов, О. А. Пунишко, О. В. Саламатов. — Иркутск: Изд-во ИРНИТУ, 2019. — 222 с.
16. Heavy Metal and Metalloid Contamination Assessments of Soil around an Abandoned Uranium Tailings Pond and the Contaminations Spatial Distribution and Variability / W. Wei-hong, L. Xue-gang, W. Zhe [et. al.] // Int. J. Environ. Res. Public Health. — 2018. — Vol. 15. — P. 2401. — DOI: 10.3390/ijerph15112401.
17. 3D geostatistical modelling of a tailings storage facility: Resource potential and environmental implications / R. Blannin, M. Frenzel, R. Tolosana-Delgado [et. al.] // Ore Geology Reviews. — 2023. — Vol. 154. — P. 105337. — DOI: 10.1016/j.oregeorev.2023.105337.
18. Geochemistry and mineralogy of auriferous tailings deposits and their potential for reuse in Nova Lima Region, Brazil / M. Lemos, T. Valente, P. M. Reis [et al.] // Scientific Reports. — 2023. — Vol. 13. — P. 4339. — DOI: 10.1038/s41598-023-31133-6.
19. Parviainen, A. Revalorization of Haveri Au-Cu mine tailings (SW Finland) for potential reprocessing / A. Parviainen, F. Soto, M. A. Caraballo // Journal of Geochemical Exploration. — 2020. — Vol. 218. — P. 106614. — DOI: 10.1016/j.gexplo.2020.106614.
20. Abzalov, M. Sampling of the mineralised tailings dumps – case study of the Mount Morgan project, central Queensland / M. Abzalov, C. Newman // Applied Earth Science. — 2017. — Vol. 126. — P. 124–128. — DOI: 10.1080/03717453.2017.1343927.
21. Blannin, R. Towards a sampling protocol for the resource assessment of critical raw materials in tailings storage facilities / R. Blannin, M. Frenzel, R. Tolosana-Delgado // Journal of Geochemical Exploration. — 2022. — Vol. 236. — P. 6375–6742. — DOI: 10.1016/j.gexplo.2022.106974.
22. Juutinen, M. Geochemical and mineralogical characterization of mine tailings at the Rautuvaara mine site and aspects to environmental conditions and resource potential / M. Juutinen, M. Seitsaari, P. Sarala // Bulletin of the Geological Society of Finland. — 2023. — Vol. 95. — P. 59–78. — DOI: 10.17741/bgsf/95.1.005.
23. Characterization and Beneficiation Options for Tungsten Recovery from Yxsjöberg Historical Ore Tailings / J. Mulenshi, P. Khavari, S. Chehreh Chelgani [et. al.] // Processes. — 2019. — Vol. 7 (12). — P. 895. — DOI: 10.3390/pr7120895.
24. Hållström, L. P. B. Geochemical Characterization of Historical W, Cu and F Skarn Tailings at Yxsjöberg, Sweden / L. P. B. Hållström, L. Alkanagas, O. Martinsson // J. Geochem. Explor. — 2018. — Vol. 194. — P. 266–276. — DOI: 10.1016/j.gexplo.2018.09.001.
25. Systematic characterization of historical tailings for possible remediation and recovery of critical metals and minerals – The Yxsjöberg case / J. Mulenshi, S. Gilbricht, S. C. Chelgani [et. al.] // Journal of Geochemical Exploration. — 2021. — Vol. 226. — P. 106777. — DOI: 10.1016/j.gexplo.2021.106777.
26. Martín-Crespo, T. Geoenvironmental characterization of unstable abandoned mine tailings combining geophysical and geochemical methods (Cartagena-La Union district, Spain) / T. Martín-Crespo, D. Gómez-Ortiz, S. Martín-Velázquez // Engineering Geology. — 2018. — P. 135–146. — DOI: 10.1016/j.enggeo.2017.11.018.
27. Martínez, J. A multidisciplinary characterization of a tailings pond in the Linares-La Carolina mining district, Spain / J. Martinez, M. C. Hidalgo, J. Rey // Journal of Geochemical Exploration. — 2016. — Vol. 162. — P. 62–71. — DOI: 10.1016/j.gexplo.2015.12.013.
28. Михин, О. А. К вопросу извлечения золота из вторичного сырья Марджанбулакского золотоизвлекательного участка НГМК / О. А. Михин, Г. А. Саттаров // Горный вестник Узбекистана. — 2007. — № 1. — С. 77–81.
29. Тарасенко, И. А. Отходы Краснореченской обогатительной фабрики (Приморский край, Россия): геохимия и минералогия / И. А. Тарасенко // Вестник Московского университета. — 2017. — № 2. — С. 35–41.
30. Залевская, К. Н. Классификация технологий открытой разработки неоднородных по составу и структуре ранее сформированных техногенных образований золотодобычи / К. Н. Залевская // Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр: материалы 6-й конференции международной научной школы академика РАН К. Н. Трубецкого. — М., 2024. — С. 261–264.
31. Радченко, Д. Н. Обоснование технологии добычи и переработки техногенного сырья Новотроицкого хвостохранилища / Д. Н. Радченко, И. В. Хайдаров, К. Н. Залевская // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. — 2020. — № 1. — С. 277–289.

32. Рыльникова, М. В. Энергоэффективные и безопасные технологии разведки и разработки техногенных образований. Принципы проектирования технологических схем / М. В. Рыльникова, Д. Н. Радченко // Горная промышленность. — 2018. — № 3. — С. 86–90.
33. Martincrespo, T. Monitoring study of the mine pond reclamation of Mina Concepción, Iberian Pyrite Belt (Spain) / T. Martincrespo, C. Ignacio, D. Gómezortiz // Environmental Earth Sciences. — 2010. — Vol. 59. — P. 1275–1284.
34. Gómez-Ortiz, D. Application of electrical resistivity tomography to the environmental characterization of abandoned massive sulphide mine ponds (Iberian Pyrite Belt, SW Spain) / D. Gómez-Ortiz, S. Martín-Velázquez, T. Martín-Crespo // Near Surface Geophysics. — 2010. — Vol. 8. — P. 65–74.
35. Olenchenko, V. V. Vertical and lateral spreading of highly mineralized acid drainage solutions (Ur dump, Salair): electrical resistivity tomography and hydrogeochemical data / V. V. Olenchenko, D. O. Kucher, S. V. Bortnikova // Russian Geology and Geophysics. — 2016. — Vol. 57. — P. 617–628.
36. Кучер, Д. О. Модель распространения дренажных растворов в геологической среде по данным электроразведки / Д. О. Кучер, В. В. Оленченко // Интерэкспо Гео-Сибирь. — Новосибирск, 2016. — С. 212–216.
37. Geoenvironmental characterization of riverbeds affected by mine tailings in the Mazarrón district (Spain) / T. Martín-Crespo, D. Gómez-Ortiz, P. Martínez-Pagan [et. al.] // Journal of Geochemical Exploration. — 2012. — Vol. 119–120. — P. 6–16. — DOI: 10.1016/j.gexplo.2012.06.004.
38. Gómez-Ortiz, D. Geoenvironmental characterization of the san quintín mine tailings, ciudad real (Spain) / D. Gómez-Ortiz, T. Martín-Crespo, M. E. Jose // Dyna. — 2010. — Vol. 77. — P. 131–140.
39. Abandoned Mine Tailings Affecting Riverbed Sediments in the Cartagena – La Unión District, Mediterranean Coastal Area (Spain) / T. Martín-Crespo, D. Gómez-Ortiz, S. Martín-Velázquez [et. al.] // Remote Sensing. — 2020. — Vol. 12, № 12. — P. 2042. — DOI: 10.3390/rs12122042.
40. The mechanics of a silt-sized gold tailing / W. Li, M. R. Coop, K. Senetakis [et. al.] // Engineering Geology. — 2018. — Vol. 241. — P. 97–108. — DOI: 10.1016/j.enggeo.2018.05.
41. Okewale, I. Investigations into Grading Characteristics of Tailings / I Okewale, H. Grobler // Emerging Technologies and Applications for Green Infrastructure. — 2022. — P. 1121–1127. — DOI: 10.1007/978-981-16-7160-9_114.
42. Geochemical, mineralogical and geostatistical modelling of an IOCG tailings deposit (El Buitre, Chile): Implications for environmental safety and economic potential / E. González-Díaz, S. García, F. Soto [et. al.] // Journal of Geochemical Exploration. — 2022. — Vol. 239. — P. 106997. — DOI: 10.1016/j.gexplo.2022.106997.

REFERENCES

1. Filcenso-Olteanu A, Alakangas L, Fiuza A, et. al. Physical chemical characterization of historical mining waste and ARD prediction tests. *Mineral Engineering Conference*. 2017;18:01031. DOI: 10.1051/e3sconf/201712301031.
2. Sapkota B, Verbuyst B, Bain JG, et. al. Geochemical and mineralogical investigation of cemented crusts in the tailings cover at Long Lake Gold Mine, Sudbury, Canada. *Journal of Hazardous Materials*. 2023;451:131–92. DOI: 10.1016/j.jhazmat.2023.131192.
3. Tavakoli S, Rasmussen TM. Geophysical tools to study the near-surface distribution of the tailings in the Smaltjärnen repository, south-central Sweden; a feasibility study. *Acta Geophysica*. 2022;70(1):141–59. DOI: 10.1007/s11600-021-00697-0.
4. Zalevskaya KN, Kirkov AE. Estimation of stability of slopes of old year gold-containing raw material dumps for the choice of technology of their priority exploitation. *Gold. Polymetals. XXI century: Sustainable development in the conditions of external and internal challenges*. 2012:144–47 (In Russ.).
5. Albuquerque MTD, Antunes IMHR, Serafimovski T, et. al. Spatial Distribution and Associated Spatial Uncertainty of Potential Toxic Elements – The Lake Kalimanci Case Study (Republic of Macedonia). *Procedia Earth and Planetary Science*. 2017;17:960–63. DOI: 10.1016/j.proeps.2017.01.037.
6. Hasani S, Asghari O, Ardejani FD, et. al. Spatial modelling of hazardous elements at waste dumps using geostatistical approach: a case study Sarcheshmeh copper mine. *Environ. Earth. Sci*. 2017;76(15):13. DOI: 10.1007/s12665-017-6852-x.
7. Assawincharoenkij T, Hauzenberger C, Sutthirath C. Mineralogy and geochemistry of tailings from a gold mine in northeastern Thailand. *Human and Ecological Risk Assessment: An International Journal*. 2017;23(2):364–87. DOI: 10.1080/10807039.2016.1248894.
8. Christenson H, Pope J, Craw D. Characterisation of arsenic geochemistry in mine tailings from a mesothermal gold deposit. *11th Conference «Risk to Opportunity»*. 2018. Available from: https://www.researchgate.net/publication/358358083_Characterisation_of_arsenic_geochemistry_in_mine_tailings_from_a_mesothermal_gold_deposit.
9. Guanira K, Valente TM, Ríos CA, et. al. Methodological approach for mineralogical characterization of tailings from a Cu (Au, Ag) skarn type deposit using QEMSCAN (Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscopy). *Journal of Geochemical Exploration*. 2019; 209:106439. DOI:10.1016/j.gexplo.2019.106439.
10. Robert N. Inter-comparison geochemical modelling approaches and implications for environmental risk assessments: A Witwatersrand gold tailings source term characterisation study. *Applied Geochemistry*. 2018;95:71–84. DOI: 10.1016/j.apgeochem.2018.05.017.
11. Mhlongo SE, Amponsah-Dacosta F, Kadyamatimba A. Development and application of a methodological tool for prioritization of rehabilitation of abandoned tailings dumps in the Giyani and Musina areas of South Africa. *Cogent Engineering*. 2019;6(1):24. DOI: 10.1080/23311916.2019.1619894.
12. Abegunde OA, Okujeni CD, Wu C, et. al. Distribution patterns of contaminants in the Mogale Gold tailing dam: a case study from South Africa. *Environmental Earth Sciences*. 2016;75:1365. DOI: 10.1007/s12665-016-6125-0.
13. Saryg-ool BY, Myagkaya I, Kirichenko I, et. al. Redistribution of elements between wastes and organic-bearing material in the dispersion train of gold-bearing sulfide tailings: Part I. Geochemistry and mineralogy. *Science of The Total Environment*. 2017;581:460–71. DOI: 10.1016/j.scitotenv.2016.12.154.
14. Abedi-Orang B, Seifpanahi-Shabani K, Kakaie R. Mathematical modeling of fate and transport of cyanide pollutant in the gold mine tailings: with emphasis on physico-chemical process. *Environmental Earth Sciences*. 2020;79:189. DOI: 10.1007/s12665-020-08927-2.
15. Salamatov VI, Punishko OA, Salamatov OV. Formation, processing and dewatering of technogenic and ore gold-containing raw materials: a monograph. Irkutsk, 2019 (In Russ.).
16. Wei-hong W, Xue-gang L, Zhe W, et. al. Heavy Metal and Metalloid Contamination Assessments of Soil around an Abandoned Uranium Tailings Pond and the Contaminations Spatial Distribution and Variability. *Int. J. Environ. Res. Public Health*. 2018;15:2401. DOI: 10.3390/ijerph15112401.
17. Blannin R, Frenzel M., Tolosana-Delgado R, et. al. 3D geostatistical modelling of a tailings storage facility: Resource potential and environmental implications. *Ore Geology Reviews*. 2023;154:105337. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2023.105337.
18. Lemos M, Valente T, Reis PM, et al. Geochemistry and mineralogy of auriferous tailings deposits and their potential for reuse in Nova Lima Region, Brazil. *Scientific Reports*. 2023;13:4339. DOI: 10.1038/s41598-023-31133-6.
19. Parviainen A, Soto F, Caraballo MA. Revalorization of Haveri Au-Cu mine tailings (SW Finland) for potential reprocessing. *Journal of Geochemical Exploration*. 2020;218:106614. DOI: 10.1016/j.gexplo.2020.106614.
20. Abzalov M, Newman C. Sampling of the mineralised tailings dumps – case study of the Mount Morgan project, central Queensland. *Applied Earth Science*. 2017;126:124–28. DOI: 10.1080/03717453.2017.1343927.
21. Blannin R, Frenzel M, Tolosana-Delgado R. Towards a sampling protocol for the resource assessment of critical raw materials in tailings storage facilities. *Journal of Geochemical Exploration*. 2022;236:6375–742. DOI: 10.1016/j.gexplo.2022.106974.

22. Juutinen M, Seitsaari M, Sarala P. Geochemical and mineralogical characterization of mine tailings at the Rautuvaara mine site and aspects to environmental conditions and resource potential. *Bulletin of the Geological Society of Finland*. 2023;95:59-78. DOI: 10.17741/bgsg/95.1.005.
23. Mulenshi J, Khavari P, Chehreh Chelgani S. Characterization and Beneficiation Options for Tungsten Recovery from Yxsjöberg Historical Ore Tailings. *Processes*. 2019;7(12):895. DOI: 10.3390/pr7120895.
24. Hållström LPB, Alakangas L, Martinsson O. Geochemical Characterization of Historical W, Cu and F Skarn Tailings at Yxsjöberg, Sweden. *J. Geochem. Explor.* 2018;194:266-76. DOI: 10.1016/j.gexplo.2018.09.001.
25. Mulenshi J, Gilbricht S, Chelgani SC, et. al. Systematic characterization of historical tailings for possible remediation and recovery of critical metals and minerals – The Yxsjöberg case. *Journal of Geochemical Exploration*. 2021;226:106777. DOI: 10.1016/j.gexplo.2021.106777.
26. Martín-Crespo T, Gómez-Ortiz D, Martín-Velázquez S. Geoenvironmental characterization of unstable abandoned mine tailings combining geophysical and geochemical methods (Cartagena-La Union district, Spain). *Engineering Geology*. 2018;135-46. DOI: 10.1016/j.enggeo.2017.11.018.
27. Martínez J, Hidalgo MC, Rey JA multidisciplinary characterization of a tailings pond in the Linares-La Carolina mining district, Spain. *Journal of Geochemical Exploration*. 2016;162:62-71. DOI: 10.1016/j.gexplo.2015.12.013.
28. Mikhin OA, Sattarov GS. To the question of gold extraction from secondary raw materials of Marjanbulak gold extraction site of NGMK. *Mining Bulletin of Uzbekistan*. 2007;1:77-81 (In Russ.).
29. Tarasenko IA. Waste Krasnorechenskaya concentrator (Primorsky Krai, Russia): geochemistry and mineralogy. *Bulletin of Moscow University*. 2017;2:35-41 (In Russ.).
30. Zalevskaya KN. Classification of technologies for open pit mining of heterogeneous in composition and structure early formed technogenic formations of gold mining. Proceedings of the 6th Conference of the International Scientific School of Academician RAS K. N. Trubetskoy. Problems and prospects of complex development and preservation of earth subsoil. Moscow, 2024:261-4 (In Russ.).
31. Radchenko DN, Khaidarov IV, Zalevskaya KN. Justification of extraction and processing technology of technogenic raw materials of Novotroitsk tailings dump. *Izvestiya Tula State University. Earth Sciences*. 2020;1:277-89 (In Russ.).
32. Rylnikova MV, Radchenko DN. Energy-efficient and safe technologies of exploration and development of technogenic formations. Design principles of technological schemes. *Mining Industry*. 2018;3:86-90 (In Russ.).
33. Martín-Crespo T, Ignacio C, Gómezortiz D. Monitoring study of the mine pond reclamation of Mina Concepción, Iberian Pyrite Belt (Spain). *Environmental Earth Sciences*. 2010;59:1275-84.
34. Gómez-Ortiz D, Martín-Velázquez S, Martín-Crespo T. Application of electrical resistivity tomography to the environmental characterization of abandoned massive sulphide mine ponds (Iberian Pyrite Belt, SW Spain). *Near Surface Geophysics*. 2010;8:65-74.
35. Olenchenko VV, Kucher DO, Bortnikova SV. Vertical and lateral spreading of highly mineralized acid drainage solutions (Ur dump, Salair): electrical resistivity tomography and hydrogeochemical data. *Russian Geology and Geophysics*. 2016;57:617-28.
36. Kucher DO, Olenchenko VV. Model of drainage solutions distribution in the geological environment based on electrical exploration data. *Interexpo Geo-Siberia*. Novosibirsk, 2016:212-16 (In Russ.).
37. Martín-Crespo T, Gómez-Ortiz D, Martínez-Pagan P, et. al. Geoenvironmental characterization of riverbeds affected by mine tailings in the Mazarrón district (Spain). *Journal of Geochemical Exploration*. 2012;119120:6-16. DOI: 10.1016/j.gexplo.2012.06.004.
38. Gómez-Ortiz D, Martín-Crespo T, José ME. Geoenvironmental characterization of the san quintín mine tailings, ciudad real (Spain). *Dyna*. 2010;77:131-40.
39. Martín-Crespo T, Gómez-Ortiz D, Martín-Velázquez S, et. al. Abandoned Mine Tailings Affecting Riverbed Sediments in the Cartagena – La Union District, Mediterranean Coastal Area (Spain). *Remote Sensing*. 2020;12(12):2042. DOI: 10.3390/rs12122042.
40. Li W, Coop MR, Senetakis K. The mechanics of a silt-sized gold tailing. *Engineering Geology*. 2018;241:97-108. DOI: 10.1016/j.enggeo.2018.05.
41. Okewale I, Grobler H. Investigations into Grading Characteristics of Tailings. CIGOS 2021, Emerging Technologies and Applications for Green Infrastructure. 2022:1121-7. DOI: 10.1007/978-981-16-7160-9_114.
42. González-Díaz E, García S, Soto F., et. al. Geochemical, mineralogical and geostatistical modelling of an IOCG tailings deposit (El Buitre, Chile): Implications for environmental safety and economic potential. *Journal of Geochemical Exploration*. 2022;239:106997. DOI: 10.1016/j.gexplo.2022.106997.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРЕ



Каролина Николаевна Залевская –
канд. техн. наук, младший научный сотрудник,
Федеральное государственное бюджетное
учреждение науки Институт проблем
комплексного освоения недр им. академика
Н. В. Мельникова Российской академии наук,
111020, г. Москва, Российская Федерация,
e-mail: zalevskaya.karolina@mail.ru

ABOUT THE AUTHOR

Karolina N. Zalevskaya –
Ph. D. in Engineering, junior researcher, Institute of
Comprehensive Exploitation of Mineral Resources
Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow,
Russian Federation, e-mail: zalevskaya.karolina@
mail.ru

Информация о статье

Поступила в редакцию: 16.11.2024.

Поступила после рецензирования: 30.11.2024.

Принята к публикации: 07.12.2024.

Article info

Received: 16.11.2024.

Revised: 30.11.2024.

Accepted: 07.12.2024.

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ АТОМНЫХ СТАНЦИЙ МАЛОЙ МОЩНОСТИ ПРИ ОСВОЕНИИ ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ МОНГОЛИИ (Часть 1. Энергетика и георесурсы Монголии)

В. М. Кузнецов¹, В. П. Спиридонов^{2✉}, А. А. Копылов², В. В. Спиридонова³

¹ООО «Группа компаний «ИнтеллектСервис», г. Москва, Российская Федерация

²Академия Государственной противопожарной службы Министерства РФ
по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям

и ликвидации последствий стихийных бедствий, г. Москва, Российская Федерация

³«ВНИИГеосистем» ФГБУ «ВНИГНИ», г. Москва, Российская Федерация

✉ svp-vak@mail.ru

Аннотация: В двух частях статьи приведены возможности использования атомной энергетики при освоении горнорудных месторождений Монголии. Показано, что недра Монголии содержат значительный ресурсный потенциал критических металлов, необходимых для зеленых технологий, позволяющий создать новые предприятия или значительно увеличить объемы производства на уже действующих. Исследован вопрос перспективы развития атомных электростанций малой мощности (АСММ) как важного технологического направления в экономике Монголии. Установлено, что препятствует реализации этого потенциала отсутствие достоверной информации о количестве в рудах и концентратах известных месторождений попутных критических металлов, технологические вопросы извлечения и низкая рентабельность производства. В силу территориальной изолированности Монголии между Россией и Китаем, сложных климатических и географических условий, низкой освоенности населением территории и ресурсов страны скорость ее экономического развития имеет невысокие темпы. Определено, что при колоссальных запасах стратегических полезных ископаемых текущая ситуация характеризуется низким уровнем освоения и скоростью окупаемости инвестиционных средств. Дефицит электроэнергии удовлетворяется за счет электроэнергии, импортируемой из России. Для энергоснабжения и освоения горнорудных предприятий Монголии предлагается использовать атомную электростанцию малой мощности (АСММ) на базе ядерного реактора РИТМ-200Н. Преимущества АСММ для района размещения в Монголии — это высокий коэффициент установленной мощности (КИУМ); снижение выбросов CO₂ при замещении тепловых электростанций; меньший объем финансирования, короткие сроки окупаемости, более низкие технологические риски при массовом производстве оборудования, проектировании и строительстве. АСММ подходят для небольшой энергосистемы Монголии, где фактор дискретности мощности энергоблоков критичен для резервирования и планирования сетевых решений. Исследования в развитии АСММ как массовой энергетической технологии может стать важным технологическим направлением в электроэнергетике Монголии. Рост удельных капиталовложений для блоков с реакторами малой мощности из-за эффекта масштаба может быть существенно снижен за счет модульности и массовости производства, упрощения технических и строительных решений, поточного строительства на одной площадке. Модульность и массовость производства — важные условия для более быстрого технологического обучения, а также снижения удельных капиталовложений и эксплуатационных затрат, повышения конкурентоспособности АСММ.

Ключевые слова: горнорудная промышленность Монголии, энергетические ресурсы, атомная электростанция малой мощности, диверсификация энергетики, радиационная безопасность, партнерство

Благодарность: Исследования проводились с использованием ресурсов Ростехнадзора России.

Для цитирования: Кузнецов В. М., Спиридонов В. П., Копылов А. А., Спиридонова В. В. Перспективы использования атомных станций малой мощности на базе ядерного реактора РИТМ-200Н при освоении горнорудных предприятий Монголии (Часть 1. Энергетика и георесурсы Монголии). *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):110-117. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_110_117.

PROSPECTS OF USE LOW-POWER NUCLEAR POWER PLANTS IN THE DEVELOPMENT OF MINING ENTERPRISES IN MONGOLIA (Part 1. Energy and georesources of Mongolia)

V. M. Kuznetsov¹, V. P. Spiridonov^{2✉}, A. A. Kopylov², V. V. Spiridonova³

¹LLC «Group of companies Intellectualservice», Moscow, Russian Federation

²Academy of the State Fire Service Ministry of the Russian Federation for Civil Defense,
Emergencies and Elimination of Consequences of Natural Disasters, Moscow, Russian Federation

³«VNIIGeosystem» FSBI «VNIGNI», Moscow, Russian Federation

✉ svp-vak@mail.ru

Abstract: In two parts of the article, the possibilities of using nuclear energy in the development of mining deposits in Mongolia are presented. It is shown that the subsoil of Mongolia contains a significant resource potential of critical metals necessary for green technologies, which allows creating new enterprises or significantly increasing production volumes at existing ones. The issue of prospects for the development of low-power nuclear power plants (ASMM) as an important technological direction in the economy of Mongolia is investigated. It has been established that the lack of reliable information on the amount of associated critical metals in ores and concentrates of known deposits, technological issues of extraction and low profitability of production hinder the realization of this potential. Due to Mongolia's territorial isolation between Russia and China, difficult climatic and geographical conditions, and low population development of the country's territory and resources, the speed of its economic development is low. It is determined that with huge reserves of strategic minerals, the current situation is characterized by a low level of development and the rate of return on investment funds. The shortage of electricity is met by electricity imported from Russia. It is proposed to use a low-power nuclear power plant (ASMM) based on the RITM-200N nuclear reactor for energy supply and development of mining enterprises in Mongolia. The advantages of ASMM for the location area in Mongolia are a high installed capacity coefficient (KIUM); reduction of CO₂ emissions when replacing thermal power plants; less financing, short payback periods, lower technological risks in mass production of equipment, design and construction. ACMMS are suitable for a small power grid in Mongolia, where the discreteness factor of power units is critical for redundancy and planning of network solutions. Research in the development of ASMM as a mass energy technology can become an important technological direction in the Mongolian electric power industry. The increase in specific capital investments for units with low-power reactors due to economies of scale can be significantly reduced due to modularity and mass production, simplification of technical and construction solutions, and in-line construction on one site. Modularity and mass production are important conditions for faster technological learning, as well as reducing unit investment and operating costs, and increasing the competitiveness of ASMM.

Keywords: Mongolia's mining industry, energy resources, low-power nuclear power plant, energy diversification, radiation safety, partnership

Gratitude: The research was carried out using the resources of Rostekhnadzor of Russia.

For citation: Kuznetsov V. M., Spiridonov V. P., Kopylov A. A. [et al.] Prospects for the use of low-power nuclear power plants based on the RITM-200N nuclear reactor in the development of mining enterprises in Mongolia (Part 1. Energy and georesources of Mongolia). *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):110-117. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_110_117.

Введение

Согласно «Энергетической стратегии Российской Федерации», политика России направлена на сохранение и укрепление позиций страны как одного из лидеров мирового энергетического рынка. В условиях обострения глобальной конкуренции за энергетические ресурсы поиск надежных партнеров является актуальной задачей российской внешней политики. Укрепление отношений с соседями представляет особую важность. Россия и Монголия обладают значительными запасами минеральных ресурсов.

Цель исследований

Изучение возможности использования атомных станций малой мощности при освоении горнорудных месторождений Монголии.

Методы исследований

Комплексный анализ структуры энергопотребления в Монголии и геолого-геодезического, гидрогеологического состояния территории, мониторинг сейсмологических наблюдений.

Энергетические ресурсы Монголии

Горнодобывающая промышленность является крупнейшим сектором монгольской экономики, на долю которого приходится 72 % промышленного производства, 87 % экспорта, 75 % прямых иностранных инвестиций и 25 % общего ВВП. В настоящее время Монголия занимает 10-е место в мире по запасам угля. По оценке Министерства минеральных ресурсов и энергетики Монголии, общие разведанные запасы угля в стране составляют 150 млрд т.

Однако в силу ее политической и территориальной изолированности между Россией и Китаем, сложных климатических и географических условий, низкой освоенности населением территории и ресурсов страны скорость ее экономического развития имеет невысокие темпы. Из-за этого при колоссальных запасах стратегических полезных ископаемых текущая ситуация пока характеризуется низким уровнем освоения и скоростью окупаемости инвестиционных средств.

По объему разведанных запасов урана Монголия занимает одно из лидирующих позиций в мире. Последние геоло-

гические исследования сообщают, что разведанные запасы урана в Монголии составляют 1,475 млн т. Здесь сосредоточено 2 % мировых запасов урана. Эта страна заинтересована в развитии предприятий по добыче урана. Уран является исчерпаемым ресурсом, поэтому исследования дополнительных источников сырья для АЭС представляют актуальность. В ходе исследований в Монголии были выделены четыре ураноносные провинции: Монголо-Приаргунская, Гоби-Тамцагская, Хэнтэй-Даурская и Северо-Монгольская. В пределах этих провинций было обнаружено и изучено 13 месторождений урана, около 100 рудопроявлений и более 1 400 точек урановой минерализации и радиоактивных аномалий.

На территории Монголии созданы два промышленных урано-рудных района: Северо-Чойбалсанский (запасы урана — 90 тыс. т) с оруденением жильно-штокеркового типа в мезозойских вулканотектонических структурах под горный способ отработки и Северо-Гобийский (66 тыс. т) с гидрогенными «песчаниковыми» месторождениями для отработки с применением скважинного подземного и кучного выщелачивания. Сформированы рудоперспективные районы: Бэрхинский (100 тыс. т) и Восточно-Гобийский (170–200 тыс. т); Табунсубатуинский (15 тыс. т) и Сайншандинский; Северо-Хангайский (80 тыс. т); Центральный (30 тыс. т); Прихубсугульский (32 тыс. т) и Бутэлийннурский с комплексным торий-уран-редкометалльным оруденением; Ошинуринский с экзогенным оруденением.

Содержание урана в рудах указанных областей и месторождений может достигать 1 %, что является признаком богатого сорта. В среднем на месторождениях Монголии содержание урана в руде может достигать 0,5 %, что соответствует средним рудам. По состоянию на 1 января 2021 года, геологические запасы составляли 192 241 tU, извлекаемые — 144 620 tU. Перспективные ресурсы составляют 1,3 млн tU. По данным доклада ОЭСР и МАГТАЭ за 2022 год, ресурсы извлекаются по цене <130 USD/кг, 16 884 tU могут быть извлечены методом подземного выщелачивания по цене <80 USD/кг.

В последние годы в Монголии активно разрабатываются месторождения урана на юго-востоке страны, такие как «Зоовч Овоо» (запасы 93 291 tU) и «Дулаан Уул», которое находится под контролем французской компании Orano. Было обнаружено гидрогенное месторождение урана Ульзит в Восточно-Гобийском районе Монголии. Руды этого месторождения содержат до 0,17 % массового содержания урана. Метод сернокислотного выщелачивания в лабораторных экспериментах показал возможность извлечения урана с высокой степенью извлечения, достигающей до 97,8 % без необходимости подъема руды на поверхность [4, 11].

Монголия также обладает запасами редкоземельных элементов (РЗЭ) в 3,1 млн т. В северо-восточной части расположены залежи гранитов (граниты, содержащие минералы и включающие щелочноземельные металлы), на юге — карбонатиты (магматические породы, сложенные преимущественно карбонатными минералами). Всего открыто 4 крупных и 2 малых месторождения. Наиболее крупные — «Улаандели» — 124,78 т, «Халзан Буретейн» объемом 1 511,6 тыс. т, «Мушгай худаг» объемом 365,1 тыс. т, «Хогтор» с запасами 1213,7 тыс. т, месторождение реки Луг объемом 14,5 тыс. т.

Интерес среди инвесторов представляют запасы лития, сосредоточенные на юге страны, в 24 км от границы с КНР. Среднее содержание лития на месторождении «Баахвай уул» составляет 426 промилле.

Монголия занимает седьмое место в мире по запасам меди и шестое по экспорту концентрата. В начале 2023 года Национальная геологическая служба Монголии доложила о крупных запасах меди в 61,4 млн т. Рудник «Оюутолгой» в пустыне Гоби является одним из крупнейших в мире с запасами руды в 3,5 млрд т. В настоящее время на проект «Оюутолгой» приходится 70 % иностранных инвестиций.

В списке стратегических полезных ископаемых Монголии фигурирует и титан. Месторождение «Бод» в аймаке «Баян-Олгий» располагается всего в 131 км от станции Ташанта, граничащей с Россией. Сейчас владельцы находятся в поиске инвестиций для его промышленного освоения.

Монголия занимает десятое место в мире по запасам угля, а общие разведанные запасы угля, по оценке Министерства минеральных ресурсов и энергетики Монголии, составляют 150 млрд т. В этой связи извлечение редкоземельных элементов и других ценных компонентов из зол углей может стать перспективным направлением для российско-монгольского сотрудничества.

Сейчас инвесторы активно интересуются перспективой добычи монгольского лития, который используется для производства батарей, противоударной керамики и высокопрочных стекол для производства ТВ-трубок. Из двух способов добычи лития — шахтного и химического (получение карбоната из природных рассолов) — последний является более дешевым. Интерес инвесторов к данному виду гидроминерального сырья обусловлен наличием на территории Монголии многочисленных озер различных геохимических типов и подземных вод, содержащих высокие концентрации лития и урана.

Общие запасы лития на озерах Хяргас-Нуур, Увс-Нуур, Давсан-Нуур, Баба Гануш-Нуур могут достигать 26 тыс. т. Наибольшая концентрация этого полезного ресурса (до 97 тыс. мг/л) зафиксирована на озерах Давсан-Нуур, Баба Гануш-Нуур. Концентрация лития в сарах Монголии ниже, чем на Тарумовском озере (Дагестан) или озере Цинхай (КНР). Тем не менее растущие нужды промышленности и спектр применения ресурса делают Монголию привлекательной для инвестиций из России с учетом близости границ.

Привлечение инвестиций в добывающую отрасль Монголии осложнено отсутствием в стране необходимой инфраструктуры и запаса энергетических мощностей. Законодательство Монголии требует существенной разработки в части защиты инвесторов. Специальные лицензии на месторождения РЗЭ находятся у частных компаний, которые отказываются сотрудничать с государством или использовать лицензии в качестве залога для получения кредитов. Реализация большого проекта по добыче РЗЭ чрезмерно бюрократизирована. Для получения лицензии на разведку и добычу РЗЭ проект должен быть представлен в Совет национальной безопасности Монголии и одобрен на заседании кабинета министров, так как в законодательстве РЗЭ отнесены к радиоактивным элементам [1–9].

Структура энергопотребления в Монголии

Основными источниками энергии в Монголии являются уголь, ГЭС, солнечные батареи и ветряки. 80 % электроэнергии вырабатывают отечественные предприятия, оставшиеся 20 % импортируются из РФ и КНР (около 6 млрд долларов в год). Использование угля привело к проблеме загрязнения воздуха в столице и других крупных городах. Проблема деградации окружающей среды возрастает в условиях роста

потребления электроэнергетики. Рост наблюдается ежегодно на 6–7 % и к 2035 году увеличится до 3 тыс. МВт. Импорт энергии вырос на 15 % по сравнению с 2022 годом. Основные поставщики – Россия и Китай. Обширные планы Монголии по развитию инфраструктуры и превращению в транзитную зону в рамках инициативы «Пояс и путь» приведут к образованию новых городов-сателлитов, а значит, к дальнейшему росту энергопотребления. Как следствие, перед Монголией остро стоит проблема диверсификации энергетики.

В настоящее время в Монголии действуют четыре независимые электроэнергетические системы: Центральная энергосистема (ЦЭС), Западная энергосистема (ЗЭС), Восточная энергосистема (ВЭС) и Алтайско-Улясуйская энергосистема. Основная доля (79 %) электроэнергии производится на ТЭС установленной мощностью 835,5 МВт, 12,8 % – на импортной электроэнергии мощностью 134,4 МВт, 8,2 % – на дизельных электростанциях мощностью 77,7 МВт и на ряде гидро-, солнечных и ветровых электростанций малой мощности. Дефицит энергии в период пиковой нагрузки в ЦЭС и почти весь объем потребностей в электроэнергии в ВЭС и частично в ЗЭС удовлетворяются за счет электроэнергии, импортируемой из России. ЦЭС является основной системой, в которую входят пять генерирующих компаний, 1 компания по передаче и 4 распределительные компании. Она снабжает электроэнергией столицу и 13 аймаков в центральной Монголии и обеспечивает более 90 % общего потребления энергии в стране. В структуру энергоснабжения ЦЭС входят пять угольных теплоэлектростанций (ТЭС) (три – в Улан-Баторе и по одной – в Дархане и Эрдэнэте, ниже) и линия электропередачи для межсистемной связи с Россией. На долю Улан-Баторской ТЭС-4, (749 МВт) приходится более 70 % мощности ЦЭС [1;8;9;12;].

Теплоснабжение

В Монголии существует три основных источника отопления помещений: теплоэлектроцентрали, обеспечивающие электроэнергией, теплом и горячей водой городские центры Улан-Батора и ряд других городов; котельные, удовлетворяющие потребности в отоплении и горячей воде небольшой централизованной сети, обслуживающей несколько зданий; индивидуальные печи, которые топят углем или дровами для удовлетворения бытовых потребностей в отоплении в пригородных зонах.

Системы централизованного теплоснабжения в Улан-Баторе, Дархане, Эрдэнэте и Чойбалсане являются составной частью энергетического сектора и обслуживают почти 40 % городского населения. При этом для отопления небольшой, но растущей доли городского населения (10 %) используются малые угольные котельные, а остальные 50 % населения, проживающего в пригородных юртовых поселках и составляющего значительную и растущую долю городской среды, используют печи, которые топят углем или дровами.

Общая суммарная мощность систем центрального отопления составляет приблизительно 2,011 тепловых МВт, 67 % из которых приходится на долю Улан-Батора. 19 из 21 аймака за пределами Улан-Батора подключены к центральной сети энергоснабжения, и 5 аймаков имеют собственные теплоцентрали. Общий объем тепла, выработанного в 2022 году, составляет 9 321,8 тыс. Гкал, из которых 43 % используется в жилом секторе и 24,3 % – в промышленности и строительстве, 3, % – в транспорте и связи, 0,4 % – в сельском хозяйстве.

На территории Монголии действует около 450 котельных малой мощности с примерно 1200 котлами и полной тепловой нагрузкой 800 МВт (в центрах аймаков, сомонов и городских пригородах, не подключенных к системам центрального отопления).

Индивидуальная тепловая нагрузка котельных варьируется в пределах от 0,8 до 2,1 МВт. Почти 100 % этих районных отопительных котельных использует в качестве топлива уголь.

Тепловая энергетика Монголии сохраняет доминирующие позиции в XXI веке и значительно укрепляет их за счет создания новых мощностей и оптимизации уже существующих. Тем не менее развитие отрасли сталкивается с ограничением внешних источников финансирования, негативными последствиями данных проектов для окружающей среды, так как это усугубляет экологическую обстановку в стране, страдающей от опустынивания, свалок и загрязнения воздуха. В связи с этим обнадеживает стремление монгольских властей осуществить хотя-бы частичный переход от угля к газу в связи с активизацией работ по созданию трансмонгольского газопровода [8, 13, 15, 19].

Добыча нефти и угля

Из известных видов топливно-энергетических ресурсов Монголия располагает углем, нефтью, ураном, сланцем, древесиной и гидроэнергией.

Разведаны Дзунбаянский (Южная Монголия) и Тамсагский (Восточная Монголия) нефтяные блоки, где, по сведениям англичан и американцев, запасы нефти около 22 и 37 млн. В целом по Монголии такие запасы оцениваются международными компаниями в 4–5 млрд тонн.

Поскольку у Монголии нет собственных нефтеперерабатывающих заводов, ее зависимость от импорта нефтепродуктов (дизельного топлива, бензина, реактивного топлива, мазута) составляет 100 %. Сегодня 92 % нефтепродуктов импортируется из Российской Федерации, 5 % – из Китая, а остальные – из Казахстана, Кореи и ряда других стран. Первый нефтеперерабатывающий завод в Монголии в настоящее время строится недалеко от города Сайншанда в аймаке Дорноговь. Менее заметнее по масштабам использования других первичных природных источников энергии – гидро-ресурсы, торф, ветроэнергетический потенциал. Предварительные запасы угля и нефти в Монголии оцениваются более 175 млрд т и 250 млн т соответственно. На территории Монголии известно около 300 угольных месторождений и проявлений. Если в 2000 году добыча угля и непереработанной нефти составила 5185 тыс. т, 66 тыс. баррель соответственно, то с 2005 по 2022 год наблюдается прирост тех или иных энергетических ресурсов [1, 3, 7, 10, 12, 14].

Гидроэнергия

Большинство гидроэнергетических ресурсов находится в западных и северных горных районах страны. В настоящее время действует 13 гидроэлектростанций мощностью от 110 кВт до 12,0 МВт. Малые гидроэлектростанции спроектированы по русловой схеме и обеспечивают электроснабжение соседних сельских районов, за исключением зимнего периода. Рассматривается вопрос о дальнейшем строительстве малых гидроэлектростанций с целью сокращения импорта дизельного топлива. Развитие гидроэнергетики является одним из наилучших вариантов электроснабжения отдаленных районов и потребителей с ограниченным спросом.

Сейсмичность Монголии

По тектоническим и геоморфологическим признакам территорию Монголии можно условно делить на три крупных региона: область интенсивного горообразования — на западе, умеренного — в центральной части и слабого — в восточной части Монголии.

Большая часть Монголии расположена в высокосейсмичных областях Центрально-Азиатского складчатого пояса (ЦЛСП) и подвержена частым и сильным землетрясениям. Только в XX веке произошло более 60 землетрясений интенсивностью от 7 до 11–12 баллов с магнитудой $M > 5,5$. Десятки землетрясений вызвали крупные нарушения земной поверхности, а сейсмические катастрофы с магнитудой $M > 8$ (Болнайское, 1905 г., Фуюньское, 1931 г., и Гоби-Алтайское, 1957 г.) сопровождались сейсмотектоническими деформациями протяженностью до нескольких сотен километров [1, 3, 4, 6, 12].

Проблемы обеспечения сейсмической безопасности на территории Монголии и современные представления о сейсмичности как сложном явлении деформирования иерархически построенной структурно-неоднородной неустойчивой дискретной геофизической среды стационарного сейсмического процесса формируют понятие о стохастическом характере распределений напряжений и деформаций в литосфере.

Разработка современных подходов и дальнейшее развитие способов исследования пространственно-временной и энергетической структуры сейсмичности и ее динамики Монголо-Байкальского региона (МБР) позволит в полной мере решить основные проблемы обеспечения сейсмической безопасности промышленных объектов на территории Монголии.

Солнечная энергия и энергия ветра

Монголия обладает значительным потенциалом солнечной энергии. Приблизительно на 70 % общей площади интенсивность солнечной радиации составляет 5,5–6,0 кВт·час на m^2 в день и 2900–3000 световых часов в год. Еще на 18 % страны интенсивность излучения составляет 4,5–5,5 кВт·час на m^2 в день и 2600–2900 световых часов в год. В результате Правительственной программы «100000 солнечных юрт» приняли участие 150 тыс. семейств, которые обеспечены солнечными панелями за счет государственного бюджета. Более 40 % территории страны обладает ветровыми ресурсами, которые могут быть пригодны для освоения. В частности, в зоне пустыни Гоби и провинциях Дорнод и Сухэ-Батор ветровой режим составляет 150–200 ватт/ m^2 при продолжительности ветра 4000–4500 часов в год.

В городе Тунляо автономного района Внутренняя Монголия (Северный Китай) возводится гибридная электростанция, которая будет работать за счет энергии ветра и солнца, передает «Жэньминь жибао» онлайн». Общий объем инвестиций в проект оценивается в 13,75 млрд юаней (свыше 2 млрд долларов). Его реализация позволит увеличить установленную мощность ветроэнергетики на 1,7 млн квт, установленную мощность солнечной энергии — на 300 тыс. кВт и создать энергетические запасы мощностью 320 тыс. кВт [8–10, 15].

Атомная энергетика

Развитие атомной энергетики является одним из направлений для укрепления энергетической безопасности страны. В июле 2009 года Монголия приняла Закон об атомной энер-

гии, согласно которому в госсобственности должно быть не менее 51 % (или в исключительных случаях 34 %) долей в урановых месторождениях.

В 2016 году Монголия подписала законопроекты о безопасности радиоактивных отходов и ядерного материала, что позволило ей использовать ядерную энергию в мирных целях в соответствии с международными нормами ядерной безопасности. Таким образом, в настоящее время в стране создана законодательная база для реализации проектов строительства АЭС.

Две из пяти электросетей Монголии в значительной степени зависят от России: Западная электросеть импортирует большую часть потребляемой электроэнергии, а Центральная электросеть полагается на российские балансирующие мощности для преодоления переменного спроса.

Для реализации российско-монгольских проектов в 1991 году была образована Российско-монгольская межправительственная комиссия по торгово-экономическому, научно-техническому сотрудничеству. Российско-монгольское сотрудничество по добыче урана осуществляется в рамках реализации Соглашения между Правительством Российской Федерации и Правительством Монголии о сотрудничестве в области мирного использования атомной энергии, подписанного 14 ноября 2000 года.

Активное межправительственное сотрудничество в области ядерной энергетики началось с периода нахождения на посту главы Правительства В. В. Путина. В России полагали, что низкая себестоимость урана в Монголии позволит обеспечить загрузку АЭС, на которые к 2020 году потребовалось бы 16 тыс. tU против 9 тыс. tU в 2009 году.

17 марта 2009 года ГК «Росатом» и Агентство по атомной энергии Монголии подписали соглашение об активизации сотрудничества в области мирного использования атомной энергии, целью которого стало создание совместного предприятия. Одной из задач было создание единой инфраструктуры с Приаргунским горно-обогатительным комбинатом, находящимся в 200 км от Дордона. 25 августа 2009 года в ходе визита президента Российской Федерации Дмитрия Медведева в Монголию было подписано соглашение о создании совместной компании с ограниченной ответственностью «Дорнод уран». Предполагаемые запасы совместного предприятия оценивались 30 tU. Объем производства СП должен был составить около 2 tU в год. Дордонское месторождение было исследовано в советский период и уже прошло feasibility study (ТЭО постоянных разведочных кондиций). Руды там аналогичны рудам забайкальского ППГХО.

14 декабря 2010 года была образована уранодобывающая компания «Дорнод уран». Ее учредили Госкорпорация «Росатом», Агентство по атомной энергии Монголии, ОАО «Атомредметзолото» и КОО «МонАтом». В соответствии с соглашением и законодательством Монголии, 51 % долей СП «Дорнод уран» выделено в пользу КОО «МонАтом», 49 % долей выделено ОАО «Атомредметзолото». Капитальные затраты на проект «Дордон» оценивались в 200 млн долл. Ввести в эксплуатацию рассчитывали в 2014–2015 годах.

Однако сроки создания совместного предприятия Монголии и России переносились. Падение цен на уран с 60 долларов за фунт в 2009 году до 38,75 доллара в 2015 году еще больше снизило интерес к реализации совместного предприятия. В перспективе этот проект был признан нерентабельным.

В настоящее время наиболее перспективными проектами являются строительство ГК «Росатом» в Монголии АЭС

малой мощности и реализация сотрудничества в области обмена опытом.

15 июня 2023 года на Петербургском Международном экономическом форуме «Русатом — Международная сеть» и КОО «Даян Дээрх Энержи» подписали соглашение о стратегическом сотрудничестве в реализации энергетических проектов в области атомной, ветро- и гидроэнергетики, нацеленных на обеспечение энергонеадекватности Монголии.

25 октября 2023 года состоялось 25-е заседание межправительственной комиссии, где Россия озвучила идею строительства на территории Монголии атомных станций малой мощности (300 МВт).

26 октября 2023 года Монголия заявила, что будет расширять сотрудничество со странами ШОС, а также в рамках трехстороннего взаимодействия России — Китая — Монголии. Монголия заинтересована в том, чтобы стать транзитной страной на пути энергоносителей из России в Китай. В свою очередь, президент РФ Владимир Путин во время саммита с президентом Монголии Ухнаагийн Хурэлсухом на полях третьего форума «Пояс и путь» заявил, что Россия продолжит бесперебойно снабжать Монголию топливом. Интерес по активизации сотрудничества проявляют и граничащие с Монголией регионы.

Конкуренцию России по проекту строительства АЭС стремится создать Франция, которая также вытесняет Россию с уранового рынка. С точки зрения реализации целей «Энергетической стратегии РФ» развитие партнерства с Монголией является перспективным. Российский опыт в строительстве АЭС и подготовке специалистов отвечает интересам Монголии по диверсификации энергетики. В то же

время России для удовлетворения национальных программ импортозамещения высоких технологий следует уделить большее внимание разворачивающейся гонке за РЗЭ и литий в Монголии и оценить перспективы сотрудничества по этим направлениям [2, 5, 11, 16–19].

Выводы

Политика России направлена на сохранение и укрепление позиций страны как одного из лидеров мирового энергетического рынка. В условиях обострения глобальной конкуренции за энергетические ресурсы поиск надежных партнеров является актуальной задачей российской внешней политики. Укрепление отношений с соседями представляет особую важность. Россия и Монголия обладают значительными запасами минеральных ресурсов.

Россия видит в Монголии равноправного партнера и может удовлетворить потребности Монголии в области диверсификации энергоресурсов и развития альтернативных источников энергии, таких как АЭС, в сотрудничестве с ГК «Русатом». В свою очередь Монголия может привлечь российские инвестиции и научный потенциал для дальнейшего изучения и добычи запасов РЗЭ и других ценных для промышленности элементов. Для России Монголия имеет стратегическое значение и является ключевым транспортным коридором в Китай. Важной задачей остается донести до монгольской стороны, что партнерство с Россией благоприятно сказывается на экономике, способствует поддержанию энергетики, развитию транспортной инфраструктуры и увеличению торгово-экономического обмена. Это необходимо делать как в СМИ и при культурном обмене, так и в рамках инвестиционных проектов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Батжаргал, Д. Современное состояние минерально-сырьевой базы Монголии / Д. Батжаргал, Б. Дашбал // Молодой ученый. — 2012. — № 3 (38). — С. 122–127.
2. Наумов, С. С. Минерально-сырьевая база урана Монголии: история создания, перспективы развития и освоения / С. С. Наумов, Г. А. Машковцев // Минеральные ресурсы Монголии в XXI веке: Тезисы докладов. — Улаанбаатар, 2006.
3. Черашев, Д. В. Перспективы сотрудничества России и развивающихся стран в горно-металлургическом комплексе / Д. В. Черашев // Российский внешнеэкономический вестник. — 2021. — № 12. — С. 69–88.
4. Калинин, Р. Р. Монголия как новый центр борьбы за ресурсы: Перспективы российско-монгольского сотрудничества в области атомной энергетики, освоения и добычи полезных ископаемых / Р. Р. Калинин, А. Р. Хатмуллин; Научный центр международных исследований «ПИР» [Электронный ресурс] // Доклады ПИР-центра. — 2024. — № 41. — 43 с. — URL: <https://pircenter.org/wp-content/uploads/2024/08/24-08-14-Russia-Mongolia-Cooperation-RUS.pdf> (дата обращения: 22.11.2024).
5. Построение полного ЯТЦ: Национальная атомная компания «Казатомпром» [Электронный ресурс]. — URL: http://www.kazatomprom.kz/ru/pages/Postroenie_polnogo_YaTts (дата обращения: 25.11.2024).
6. Мировая карта месторождений: Урановый холдинг «АРМЗ» [Электронный ресурс]. — URL: <http://www.armz.ru/html5/map.php?lang=rus> (дата обращения: 24.11.2024).
7. Освоение Монголией важнейших полезных ископаемых открывает новые возможности и ставит новые задачи [Электронный ресурс] // NBR. — 2023. — URL: <https://www.nbr.org/publication/mongolias-development-of-critical-minerals-opportunities-and-challenges/> (дата обращения: 04.11.2023).
8. Экономика Монголии выросла на 6,8 % по итогам 2023 года [Электронный ресурс] // Financial One. — URL: <https://fomag.ru/news-stream/ekonomika-mongolii-vyroslo-na-6-8-po-itogam-2023-goda-vitse-premer/> (дата обращения: 04.02.2024).
9. Ожидается, что экономика Монголии вырастет на 4,1 % в 2024 году и на 6,0 % в 2025 году [Электронный ресурс] // Asian Development Bank. — URL: <https://www.adb.org/news/mongolia-economy-expected-grow-4-1-2024-and-6-2025-adb> (дата обращения: 20.07.2024).
10. Пунсалмаагийн, О. Угольная промышленность Монголии: состояние и перспективы развития [Электронный ресурс] / О. Пунсалмаагийн // Записки Горного института. — 2017. — URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/ugolnaya-promyshlennost-mongolii-sostoyanie-iperspektivy-razvitiya> (дата обращения: 05.11.2023).
11. Исупов, В. П. Уран в минерализованных озерах Западной Монголии и сопредельной территории России: ресурсы, источники накопления, пути инновационного освоения / В. П. Исупов, С. С. Шацкая, И. А. Бородулина // Химия в интересах устойчивого развития. — 2014. — Т. 22, № 4. — С. 429–436.
12. ГОК «Эрдэнэт»: история и перспективы развития / Ю. Г. Данилов, В. В. Никифорова, С. П. Леонтьев [и др.] // Горная промышленность. — 2019. — № 5. — С. 24–27.
13. Данзанов, Б. Тепловая энергетика Монголии — прошлое, которое обрело спрос в настоящем [Электронный ресурс] / Б. Данзанов // NEO. — 2024. — URL: <https://journal-neo.su/ru/2024/06/08/teplovaya-energetika-mongolii-proshloe-kotoroe-obrelo-spros-v-nastoyashhem/> (дата обращения: 05.11.2023).

14. Нефтегазовая промышленность Монголии [Электронный ресурс]. — URL: [https:// neftegaz.ru/analysis/oil_gas/328950-neftegazovaya-promyshlennost-mongolii/](https://neftegaz.ru/analysis/oil_gas/328950-neftegazovaya-promyshlennost-mongolii/) (дата обращения: 05.11.2023).
15. Ветроэнергетика Монголии. Оперативное управление в электроэнергетике: подготовка персонала и поддержание его квалификации / Е. Л. Позанова, К. С. Груздева, О. О. Каймонова [и др.]. 2017;1.
16. Материалы обоснования лицензии на осуществлении деятельности в области использования атомной энергии — сооружение ядерной установки «Энергоблок № 1 Якутской атомной станции малой мощности (п. Усть-Куйга, Усть-Янский улус)». Книга 3: Предварительные материалы оценки воздействия на окружающую среду. Продолжение УКТ1.У.Л530.0.000000.000000.016.GY.0003.R / АО «Концерн Росэнергоатом». — М., 2023. — 318 с.
17. В. М. Кузнецов, Е. Б. Юрчевский, В. П. Спиридонов. Безопасность атомной электростанции малой мощности проекта 20870: Часть 1: Анализ безопасности прототипов АСММ // Энергосбережение и водоподготовка. — 2022. — № 6 (140). — С. 60–72.
18. В. М. Кузнецов, Е. Б. Юрчевский, В. П. Спиридонов. Безопасность атомной электростанции малой мощности проекта 20870: Часть 2: О надежности прототипов АСММ // Энергосбережение и водоподготовка. 2023. — № 1 (141). — С. 65–75.
19. Кузнецов, В. М. Экологическая безопасность объектов использования атомной энергии / В. М. Кузнецов, В. С. Никитин. — М.: Восход-А, 2010. — 851 с.

REFERENCES

1. Batjargal D, Dashbal B. The current state of the mineral resource base of Mongolia. *Young scientist*. 2012;3(38):122-7 (In Russ.).
2. Naumov SS, Mashkovtsev GA. The mineral resource base of Mongolia's uranium: the history of creation, prospects for development and development. Abstracts of the reports «Mineral resources of Mongolia in the XXI century». Ulaanbaatar, 2006 (In Russ.).
3. Cherashev DV. Prospects for cooperation between Russia and developing countries in the mining and metallurgical complex. *Russian Foreign Economic Bulletin*. 2021;12:69-88 (In Russ.).
4. Kalinin RR, Khatmullin AR. Mongolia as a new center of struggle for resources: Prospects for Russian-Mongolian cooperation in the field of nuclear energy, development and mining. Scientific Center for International Studies "PIR" (PIR Center). 2024. *Reports of the PIR Center*. 2024;41:43. Available from: <https://pircenter.org/wp-content/uploads/2024/08/24-08-14-Russia-Mongolia-Cooperation-RUS.pdf> (In Russ.).
5. Building a complete NFC: Kazatomprom National Nuclear Company. Available from: http://www.kazatomprom.kz/ru/pages/Postroenie_polnogo_YaTTs (In Russ.).
6. World map of deposits: ARMZ Uranium Holding. Available from: <http://www.armz.ru/html5/map.php?lang=rus> (In Russ.).
7. Mongolia's development of the most important minerals opens up new opportunities and poses new challenges. *NBR*. Available from: <https://www.nbr.org/publication/mongolias-development-of-critical-minerals-opportunities-and-challenges> (In Russ.).
8. Mongolia's economy grew by 6.8% by the end of 2023. *Financial One*. Available from: <https://fomag.ru/news-streem/ekonomika-mongolii-vyros-la-na-6-8-po-itogam-2023-goda-vitse-premer> (In Russ.).
9. Mongolia's economy is expected to grow by 4.1 % in 2024 and 6.0 % in 2025. *Asian Development Bank*. Available from: <https://www.adb.org/news/mongolia-economy-expected-grow-4-1-2024-and-6-2025-adb> (In Russ.).
10. Punsalmaagiin O. Mongolia's coal industry: the state and prospects of development. *Notes of the Mining Institute*. 2017. Available from: <https://cyberleninka.ru/article/n/ugolnaya-promyshlennost-mongolii-sostoyanie-iperspektivy-razvitiya> (In Russ.).
11. Isupov VP, Shatskaya SS, Borodulina IA. Uranium in mineralized lakes of Western Mongolia and adjacent territory of Russia: resources, sources of accumulation, ways of innovative development. *Chemistry in the interests of sustainable development*. 2014;22(4):429-36 (In Russ.).
12. Danilov YuG, Nikiforova VV, Leontiev SP, et al. GOK «Erdenet»: history and prospects of development. *Mining industry*. 2019;5:24-7 (In Russ.).
13. Danzanov B. Mongolia's thermal energy industry is a past that has found demand in the present. *NEO*. Available from: <https://journal-neo.su/ru/2024/06/08/teplovaya-energetika-mongolii-proshloe-kotoroe-obrelo-spros-v-nastoyashhem> (In Russ.).
14. Oil and gas industry of Mongolia. Available from: https://neftegaz.ru/analysis/oil_gas/328950-neftegazovaya-promyshlennost-mongolii (In Russ.).
15. Pozanova EL, Gruzdeva KS, Kaimonova OO, et al. Wind Energy of Mongolia. Operational management in the electric power industry: training of personnel and maintaining their qualifications. 2017;1 (In Russ.).
16. Materials substantiating the license to carry out activities in the field of atomic energy use — construction of a nuclear installation «Power unit No. 1 of the Yakut low-power nuclear power plant (Ust-Kuiga, Ust-Yansky Ulus)». Book 3: Preliminary materials for environmental impact assessment. Continued УКТ1.У.Л530.0.000000.000000.016.GY.0003.R / Concern Rosenergoatom JSC. Moscow, 2023 (In Russ.).
17. Kuznetsov VM, Yurchevsky EB, Spiridonov VP. Safety of the low-power nuclear power plant of Project 20870: Part 1: Safety analysis of ASMM prototypes. *Energy saving and water treatment*. 2022;6(140):60-72 (In Russ.).
18. Kuznetsov VM, Yurchevsky EB, Spiridonov VP. Safety of the low-power nuclear power plant of Project 20870: Part 2: On the reliability of ASMM prototypes. *Energy saving and water treatment*. 2023;1(141):65-75 (In Russ.).
19. Kuznetsov VM, Nikitin VS. Environmental safety of nuclear energy facilities. Moscow, 2010 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

ABOUT THE AUTHORS



Владимир Михайлович Кузнецов —
доктор технических наук, профессор, ООО
«Группа компаний «ИнтеллектСервис»,
г. Москва, Российская Федерация, e-mail:
kuznetsov1956@mail.ru

Vladimir M. Kuznetsov —
Doctor of Technical Sciences, Professor, LLC «Group
of companies Intellectualservice», Moscow, Russian
Federation, e-mail: kuznetsov1956@mail.ru



Валерий Петрович Спиридонов —
канд. технических наук, профессор, Академия
Государственной противопожарной службы
Министерства РФ по делам гражданской
обороны, чрезвычайным ситуациям и ликвидации
последствий стихийных бедствий, г. Москва,
Российская Федерация, e-mail: svp-vak@mail.ru

Valery P. Spiridonov —
Candidate of Technical Sciences, Professor, Academy
of the State Fire Service Ministry of the Russian
Federation for Civil Defense, Emergencies and
Elimination of Consequences of Natural Disasters,
Moscow, Russian Federation, e-mail: svp-vak@mail.ru



Андрей Александрович Копылов —
канд. социологических наук, доцент, Академия
Государственной противопожарной службы
Министерства РФ по делам гражданской
обороны, чрезвычайным ситуациям и ликвидации
последствий стихийных бедствий, г. Москва,
Российская Федерация, e-mail: kopylovff@mail.ru

Andrey A. Kopylov —
Candidate of Sociological Sciences, Associate Professor
Academy of the State Fire Service of the Ministry of
Civil Defense, Emergencies and Disaster Response of
the Russian Federation, Moscow, Russian Federation,
e-mail: kopylovff@mail.ru



Валентина Валерьевна Спиридонова —
научный сотрудник «ВНИИГеосистем ФГБУ
«ВНИГНИ», г. Москва, Российская Федерация,
e-mail: v.spiridonova@geosys.ru

Valentina V. Spiridonova —
researcher «VNIIGeosystem» FSBI «VNIGNI»,
Moscow, Russian Federation, e-mail: v.spiridonova@
geosys.ru

КРИТЕРИИ АВТОРСТВА / CONTRIBUTION OF THE AUTHORS:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей / The authors participated equally in the writing and collection of the material, as well as its processing.

КОНФЛИКТ ИНТЕРЕСОВ / CONFLICT OF INTEREST:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 09.10.2024.

Поступила после рецензирования: 18.11.2024.

Принята к публикации: 30.11.2024.

Article info

Received: 09.10.2024.

Revised: 18.11.2024.

Accepted: 30.11.2024.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ФРАКЦИОННОГО СОСТАВА УГЛЕЙ НА ПОКАЗАТЕЛИ ТЕРМИЧЕСКОГО РАЗЛОЖЕНИЯ

А. И. Докучаева[✉], Б. Н. Пашичев, М. О. Долгова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, г. Москва, Российская Федерация

✉ ana-anastasia2015@yandex.ru

Аннотация: В работе представлена серия экспериментов на пробах угольной пыли из склонных к самовозгоранию угля пластов. Оценен фракционный состав проб. Определены параметры термического разложения угольной пыли, дающие представления о пожароопасных свойствах угля. Получено, что во всех пробах преобладают частицы крупностью 50-150 мкм. Установлено, что пробам с наибольшим показателем химической активности характерны наименьшие значения температур на всех стадиях термического разложения, а величина прироста массы зависит от фракционного состава. Результаты исследования представляют научно-практический интерес для разработки способа контроля эндогенной пожароопасности экспресс-методом при добыче угля подземным способом.

Ключевые слова: подземная добыча угля, фракция угля, термическое разложение, взрывопожароопасные свойства, эндогенный пожар, термогравиметрический анализ, самовозгорание угля

Благодарности / признательность: Авторы выражают благодарность за ценные советы при проведении исследований д.т.н., г.н.с. Малинниковой Ольге Николаевне, д.т.н., в.н.с. Ульяновой Екатерине Васильевне, к.т.н., с.н.с. Кобылкину Александру Сергеевичу. Особую признательность авторы выражают главному редактору журнала «Маркшейдерия и Недропользование» д.т.н., проф. Дмитраку Юрию Витальевичу и члену редакционной коллегии журнала к.т.н., с.н.с. Федотенко Наталье Александровне.

Для цитирования: Докучаева А. И., Пашичев Б. Н., Долгова М. О. Экспериментальное исследование влияния фракционного состава углей на показатели термического разложения. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):118-124. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_118_124.

EXPERIMENTAL STUDY OF THE EFFECT OF THE FRACTIONAL COMPOSITION OF COALS ON THERMAL DECOMPOSITION PARAMETERS

A. I. Dokuchaeva[✉], B. N. Pashichev, M. O. Dolgova

Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation

✉ ana-anastasia2015@yandex.ru

Abstract: The paper presents a series of experiments on coal dust samples from coal seams prone to spontaneous combustion. The fractional composition of the samples was estimated. The parameters of thermal decomposition of coal dust have been determined, which give an idea of the fire-hazardous properties of coal. It was found that particles with a size of 50-150 microns predominate in all samples. In the considered sample, it was found that samples with the highest index of chemical activity are characterized by the lowest temperature values at all stages of thermal decomposition, and the amount of mass gain depends on the fractional composition. The results of the study are of scientific and practical interest for the development of a method for controlling endogenous fire hazard by the express method during underground coal mining.

Keywords: underground coal mining, coal fraction, thermal decomposition, explosive and fire-hazardous properties, endogenous fire, thermogravimetric analysis, spontaneous combustion of coal

Acknowledgments: The authors express their gratitude for the valuable advice in conducting research to Olga Nikolaevna Malinnikova, Doctor of Technical Sciences, Chief Scientific; Ulyanova Ekaterina Vasilyevna, Doctor of Technical Sciences, Leading Researcher; Kobytkin Alexander Sergeevich, Ph.D., Senior Researcher. The authors express special gratitude to the editor-in-chief of the journal «Surveying and Subsoil Use» to Dmitrak Yuri Vitalievich, Doctor of Technical Sciences, Professor, and a member of the editorial board of the journal to Fedotenko Natalia Alexandrovna, Ph.D., Senior Researcher.

For citation: Dokuchaeva A. I., Pashichev B. N., Dolgova M. O. Experimental study of the effect of the fractional composition of coals on thermal decomposition parameters. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):118-124. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_118_124.

Введение

При ведении горных работ немаловажным фактором является эндогенная пожароопасность. Пожары, вызванные самопроизвольным возгоранием угля, выделяют большое количество парниковых газов, к примеру, углекислый газ и метан, а также токсичные газы и некоторые микроэлементы из-за сгорания угольного вещества, которые представляют опасность для здоровья человека. Эндогенные пожары способствуют снижению качества добываемого угля, серьезным авариям и травматизму рабочих, а также негативно влияют на экологическую ситуацию в районе разрабатываемого месторождения [1-7].

Проблема борьбы с угольными пожарами актуальна во всех угледобывающих странах. Устранить эндогенный пожар на этапе своевременного обнаружения очага самовозгорания легче, чем в процессе его активности. Для этого необходимо знать механизм самовозгорания угля [8-9].

Действующие в мире методы по отнесению углей к склонным, либо не склонным к самовозгоранию, не являются универсальными. Они дают хорошие результаты лишь в условиях конкретного угольного месторождения. Это усложняет безопасное ведение работ по добычи угля. Зарождающийся эндогенный пожар трудно обнаружить, поскольку он находится под землей. А такие признаки, как повышение температуры в районе очага, обнаружение соответствующих газов и появление задымления — указывают на уже действующий пожар.

Главной причиной самовозгорания угля является его склонность к самовозгоранию, что объясняется химическими реакциями при взаимодействии угля с воздухом [10-12]. Зная научные основы процесса самовозгорания угля можно проследить механизм самовозгорания угля методом термогравиметрического анализа (ТГА). Показатели самовозгорания каменных углей были изучены методом ТГА по приросту массы на стадии окисления и температуре начала прироста массы (T_{ir}), определяемым по ТГ-кривым. Для комплексной оценки свойств образцов угольной пыли были определены температуры самонагрева (T_{sh}), воспламенения (T_{ign}) и температура при наибольшей скорости разложения угля (T_{max}).

Важным свойством угля, влияющим на опасность возгорания шахт, является взрывоопасность угольной пыли. При исследовании детонации и процессов горения угольной пыли установили, что наибольшим максимальным давлением взрыва обладает пыль фракции 63-94 мкм и его концентрация 100 г/м³ [13]. Определение взрывопожароопасных свойств угольной пыли и угля проводят с помощью термических методов анализа, в частности ТГА [14-16]. На показатели термического разложения может влиять фракционный состав анализируемой пробы. Поэтому для сходимости результатов следует проводить анализ пробы в узком диапазоне.

Цель исследований: оценка влияния фракционного состава проб угольной пыли на определяемые показатели термического разложения угля.

Объекты исследования

В качестве объекта исследования были выбраны пробы угольной пыли марок ГЖ, КС и КО, отобранные из шахт «Усковская», «Алардинская» и «Распадская-Коксовая». Места отбора проб — склонные к самовозгоранию угля пласты «6», «50», «III» соответствующих шахт «Алардинская», «Усковская» и «Распадская-Коксовая».

Методы исследования

Определение гранулометрического (фракционного) состава проб проводилось методом лазерной дифракции на приборе Analysette 22. Для термического анализа применялся TGA 701 фирмы Leco. Исследование качественного состава минеральных включений угольной пыли проводилось на рентгенофлуоресцентном спектрометре ЭКРОС XRF9710 PEARL.

Определение фракционного состава методом лазерной дифракции.

Для определения гранулометрического состава проб гидрофобных материалов, которыми являются исследуемые образцы угольной пыли, применялся ПАВ Dusazin 901. Образцы анализируемой пыли предварительно просеивали через сито 0.315 мм. Пробу с размером частиц менее 0.315 мм отправляли в камеру прибора Analysette 22 фирмы Fritsch [17-18]. Скорость перешивания составляла 3 л/мин. Измерения проводились в диспергирующей среде с добавлением ПАВ при средней скорости перемешивания и мощности ультразвука 60 Вт.

Термогравиметрический анализ (ТГ).

Сущность метода состоит в фиксировании изменения массы образца с ростом температуры. Образец помещается в герметичную камеру, которая со всех сторон обеспечивает равномерный нагрев образцов. Преимуществом прибора TGA 701 Лесо является возможность анализа нескольких образцов за один цикл испытания, что ускоряет процедуру обработки результатов по пробам. Определение ТГ-параметров исследуемых образцов проводят по ТГ-кривым зависимостям изменения массы образца от температуры и ДТГ-кривым, характеризующим скорость изменения массы [19-21]. Эксперимент предполагал нагрев от 24 до 1000 °С с доступом кислорода при скорости нагрева образцов 3 °С/мин. Подаваемый поток кислорода составлял 3,5 л/мин, время анализа — 5 ч 25 мин.

Рентгенофлуоресцентный анализ (РФА) проб угольной пыли.

На инициирование и ускорение термических реакций влияют различные минеральные примеси угольного вещества [22-25]. Для оценки состава минеральных включений угольной пыли был проведен рентгенофлуоресцентный анализ. В основе качественного анализа спектров лежит закон Мозли, который описывает зависимость между энергией излучения и атомным номером уравнением:

$$E = 3/4 RyZ^2,$$

где E — энергия излучения, эВ;

Ry — энергия связи электрона в водородоподобном ионе, эВ;

Z — атомный номер.

Идентификация элементов, входящих в состав пробы, проводится по их характеристическим линиям, что позволяет определить элементный состав по расположению линий в спектре. Энергия E и интенсивность I линий в первом приближении не зависят от состава соединения, в который входят анализируемые элементы.

Результаты исследований

Определение фракционного состава каждой пробы проводилось по трем параллельным испытаниям. Графические результаты каждой пробы представлены на рис. 1-3. (См. цв. вклейку на стр. 80)

На рис. 1-3 интегральные кривые ($Q_3(x)$) обозначены красным цветом, дифференциальные гистограммы ($dQ_3(x)$) представлены столбцами синего цвета.

Средний размер частиц (D) в пробах 295, 296 и 297 соответственно составил 78.12 мкм, 101.98 мкм и 86.97 мкм. Содержание мелких фракций в диапазоне от 0.3 до 10 мкм составило 15.62 %, 11.96 % и 16.15 % для проб 295, 296 и 297 марок КС, ГЖ и КО. Около 50 % анализируемой пробы составляют крупные частицы пыли в диапазоне 50-150 мкм.

По ДТГ-кривым (рис. 4-6) можно проследить скорость изменения массы образцов с ростом температуры и определить характерные температуры термического разложения проб.

На рис. 4-6 представлены три параллельных испытания для образцов одних и тех же проб и среднее значение.

На ДТГ-кривых проб 296 и 297 (рис. 5 и 6) на участке температур 200-300 °C присутствуют пики в отличие от пробы 295. Этот пик характеризуется быстрой сменой знака скорости на коротком отрезке времени, что указывает на какую-либо реакцию, протекающую на стадии окисления.

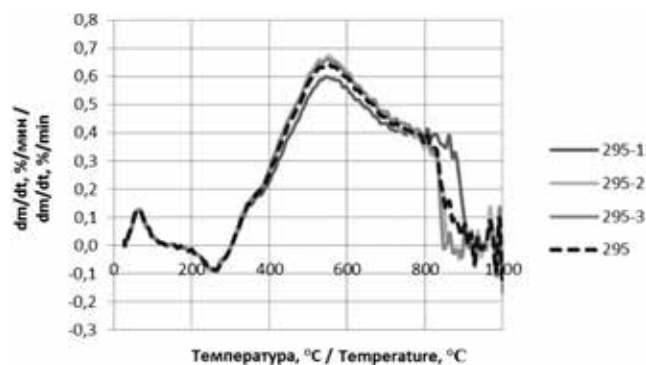


Рис. 4. ДТГ-кривые № 295 / Fig. 4. DTG-curves No. 295

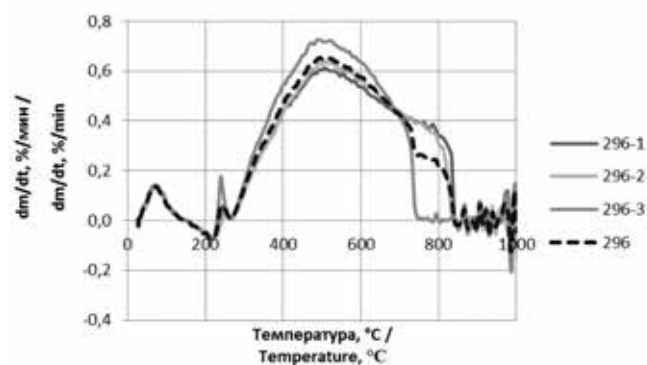


Рис. 5. ДТГ-кривые № 296 / Fig. 5. DTG-curves No. 296

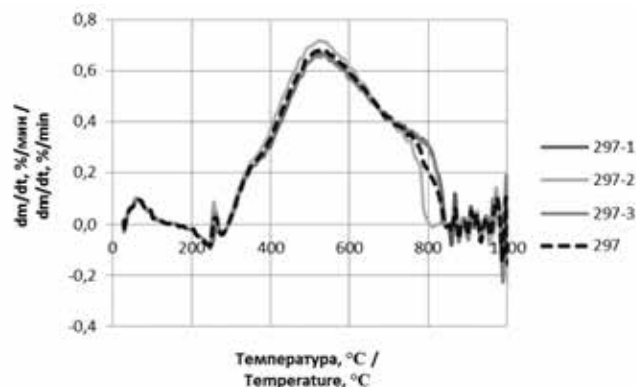


Рис. 6. ДТГ-кривые № 297 / Fig. 6. DTG-curves No. 297

РФА проводился на исходных пробах и на полученных пробах после сжигания (по золе). Результаты представлены на рис. 7-8.

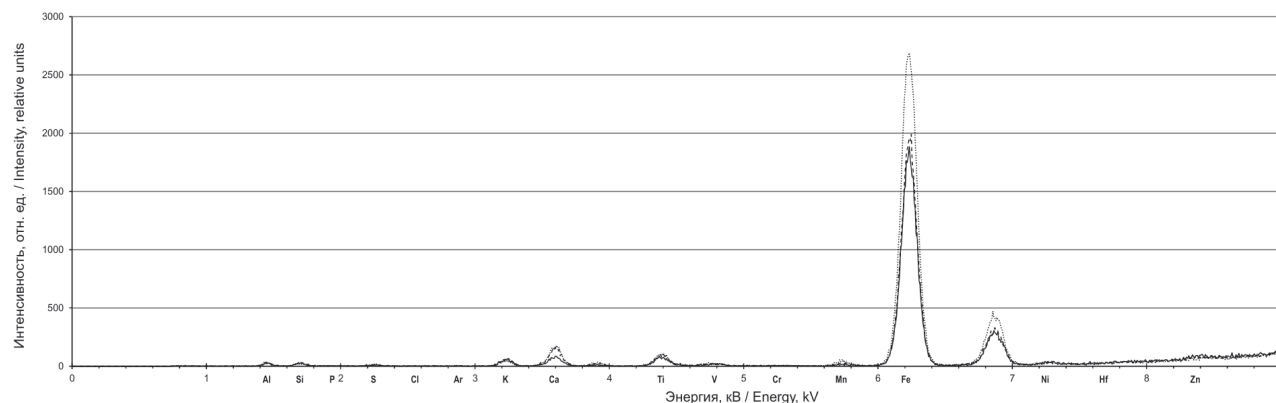


Рис. 7. Рентгенограммы проб / Fig. 7. Radiographs of samples

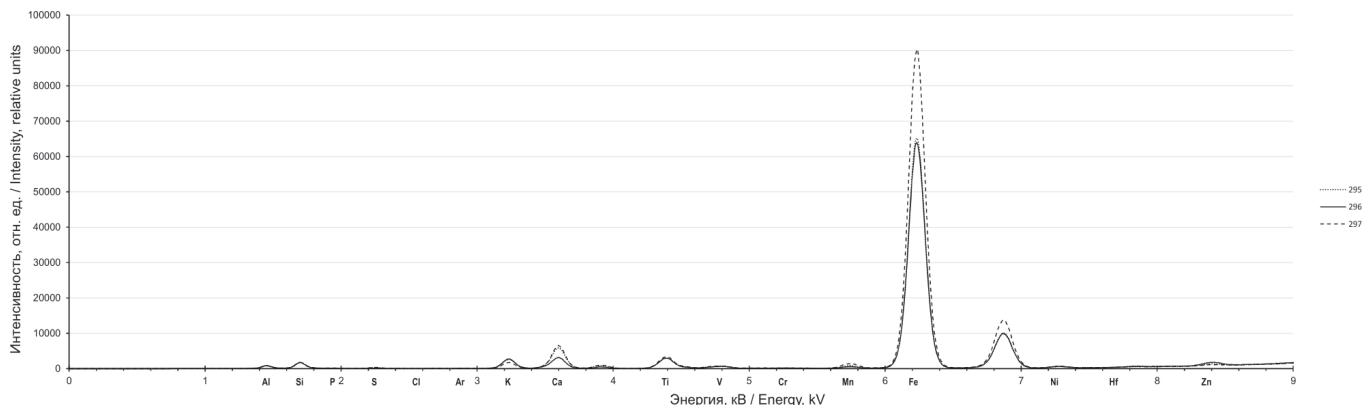


Рис. 8. Рентгенограммы золы проб / Fig. 8. Radiographs of ash samples

Как видно из рис. 7 и 8, интенсивность линий спектров определяемых компонентов выше на образцах после сжигания.

В целом для исходных образцов и образцов золы состав определяемых компонентов аналогичен. А именно, в исследуемых пробах присутствуют такие элементы, как: Fe, Ca, K, Mn, Zn, Al, Si, Ti, S и следы других элементов. Однако на исходных пробах (рис. 7) наибольшая интенсивность отклика по железу у пробы 295 (марка КС), а на рентгенограммах золы этих образцов (рис. 8) наибольших отклик у пробы 297 (марка КО). Для подробной интерпретации результатов необходимо продолжить исследования с определением количественного состава элементов.

Обсуждение результатов исследований

При изучении склонности к самовозгоранию и воспламенению угля важным показателем является величина химической активности угля по поглощению кислорода (U , мл/г·ч).

С помощью ТГА определяется величина максимального прироста массы на стадии окисления (M , %), которая объясняется сорбцией кислорода углем. Величины M и T_{ir} используются как показатели склонности к самовозгоранию в разрабатываемом экспресс-методе оценки эндогенной пожароопасности пластов угля. Поэтому установление взаимосвязи свойств угля и показателей его термического разложения помогут лучше изучить механизм самовозгорания и определить степень влияния изменения конкретных свойств угля на инициирования процесса самонагревания.

После обработки результатов ТГА получены показатели термодеструкции проб (таблица). Согласно данным [26] химическая активность углей исследуемых проб составляет соответственно 0,052; 0,111; 0,055 мл/г·ч. Также в таблице указаны марки угля и средний размер частиц исследуемых проб пыли.

Таблица / Table

Показатели термического разложения проб /
Indicators of thermal decomposition of samples

№ / No.	Марка / Type	D, мкм / D, μm	T_{ir} , °C /	M , % /	T_{sh} , °C /	T_{ign} , °C /	T_{max} , °C /	U , мл/г·ч / U , ml/g·h
295	КС	78.12	157	1.90	236	308	530	0.052
296	ГЖ	101.98	151	1.02	217	238	494	0.111
297	КО	86.97	161	1.04	248	298	527	0.055

По полученным данным (таблица) проба угольной пыли 295 (марка угля КС) обладает наименьшей величиной химической активности, однако относится к весьма склонным к самовозгоранию углям. Характерные значения температур не зависят от среднего размера частиц проб и тем ниже, чем больше значение константы скорости сорбции кислорода (U). Величина максимального прироста массы тем выше, чем меньше средний размер частиц угольной пробы. Таким образом, на показатель M может влиять фракционный состав анализируемой пробы. Рекомендуется проводить исследования проб угольной пыли в узком размерном диапазоне.

Заключение

1. Предложен экспресс-метод контроля свойств углей с применением ТГА, поскольку эндогенные пожары возникают локально как в угольном пласте, добыча которого планируется или ведется, так и в выработанном пространстве.

2. Выявлено, что для локального прогноза самовозгорания необходимо контролировать изменение свойств угольных проб, отобранных из одной точки с определенным интервалом времени.

3. Определены параметры термического разложения угольной пыли, дающие представления о пожароопасных свойствах угля.

4. Получено, что во всех пробах преобладают частицы крупностью 50-150 мкм.

5. В рассмотренной выборке образцов установлено, что пробам с наибольшим показателем химической активности характерны наименьшие значения температур на всех стадиях термического разложения, а величина прироста массы зависит от фракционного состава.

6. Установление взаимосвязи свойств угля и показателей его термического разложения помогут лучше изучить механизм самовозгорания и определить степень влияния изменения конкретных свойств угля на инициирование процесса самонагревания, что в дальнейшем позволит разработать эффективный способ контроля эндогенной пожароопасности экспресс-методом при добыче угля подземным способом.

Выводы

1. В статье приведены результаты исследований термического разложения углей в зависимости от фракционного состава и химической активности углей по поглощению кислорода.

2. Результаты исследования представляют научно-практический интерес для разработки способа контроля эндогенной пожароопасности экспресс-методом при добыче угля подземным способом.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Греков, С. П. Тепловой эффект окисления углей и эндогенная пожароопасность / С. П. Греков, П. С. Пашковский, В. П. Орликова // Уголь Украины. — 2014. — № 10. — С. 46-50.
2. Проблемы и перспективы непрерывного мониторинга пылевых отложений в угольных шахтах / С. И. Голоскоков, Е. И. Голоскоков, М. Ю. Коптев [и др.] // Углекислотная и экология Кузбасса: Сборник тезисов докладов, Кемерово, 16–18 октября 2017 г. — Кемерово: Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения Российской академии наук, 2017. — С. 76.
3. К вопросу определения групп пожарной опасности угольных шахтопластов / В. Ю. Тарасов, Н. И. Антошенко, Е. С. Руднев, О. А. Левандный // Norwegian Journal of Development of the International Science. — 2020. — № 47-2. — С. 15-26.
4. Кравцов, А. А. Опыт применения подземной гидравлической добычи угля в СССР и России / А. А. Кравцов, Ю. В. Дмитрак, В. А. Атрушквич // Маркшейдерия и недропользование. — 2023. — № 3(125). — С. 18-23. — DOI: 10.56195/20793332_2023_3_18_23.
5. Некоторые особенности процесса окисления каменных углей в зависимости от влажности воздуха / К. С. Лебедев, С. П. Ворошилов, А. С. Ворошилов, М. С. Сазонов // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. — 2010. — № 2. — С. 94-98.
6. Алексеев А. Д. Физика угля и горных процессов. — Киев: Наукова думка, 2010. — 424 с.
7. Gao, K. Investigation of coupled control of gas accumulation and spontaneous combustion in the goaf of coal mine / K. Gao, Z. Qi, J. Jia [et. al.] // AIP Advances. — 2020. — No. 10 (4). — art. number: 045314. — DOI:10.1063/5.0004243.

8. Heydari, M. Kinetic study and thermal decomposition behavior of lignite coal / M. Heydari, M. Rahman, R. Gupta // *International Journal of Chemical Engineering*. – 2015. – Vol. 2015. – Article ID 4817399. – <https://doi.org/10.1155/2015/4817399>.
9. Nunes, K. G. P. Determination of the kinetic parameters of oxy-fuel combustion of coal with a high ash content / K. G. P. Nunes, N. R. Marcilio // *Brazilian Journal of Chemical Engineering*. – 2015. – Vol. 32. – No. 01. – P. 211–223. – DOI: 10.1590/0104-6632.20150321s00003142.
10. Prediction for self-ignition tendency of coal using machine learning / L. Zhang, Z. Song, D. Wu [et. al.] // *Fuel*. – 2022. – Vol. 325. – Article ID 124832. – <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2022.124832>.
11. Marinov, V. N. Self-ignition and mechanisms of interaction of coal with oxygen at low temperatures. 2. Changes in weight and thermal effects on gradual heating of coal in air in the range 20–300 °C / V. N. Marinov // *Fuel*. – 1977. – Vol. 56. – No. 2. – P. 158–164. – DOI: 10.1016/0016-2361(77)90137-5.
12. Gao, Yu. Improved calculation model for the shortest spontaneous combustion period / Yu. Gao, S. Lin, W. Hu // *ACS Omega*. – 2020. – No. 5. – Article ID 23559–23567. – DOI: 10.1021/acsomega.0c01831.
13. Родионов, В. А. Методика исследования процессов горения и детонации каменноугольной пыли в горных выработках / В. А. Родионов, З. А. Абиев, С. Я. Жихарев // *Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Геология. Нефтегазовое и горное дело*. – 2018. – Т. 17, № 1. – С. 50–59. – DOI: 10.15593/2224-9923/2018.1.5.
14. ГОСТ Р 53293-2009. Пожарная опасность веществ и материалов. Материалы, вещества и средства огнезащиты. Идентификация методами термического анализа. – Федеральное агентство по техническому регулированию и метрологии, 2009, № 69-ст.
15. Термогравиметрический анализ угольной пыли и инертных добавок в системах пылевзрывозащиты / С. Б. Романченко, Е. А. Губина, Д. В. Ушаков, Ю. К. Нагановский // *Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности*. – 2020. – № 2. – С. 6–12.
16. Mongush, G. R. Study of combustion characteristics of coals by thermogravimetric analysis and IR-spectroscopy / G. R. Mongush, M. P. Baranova, K. K. Chuldum // *Journal of Siberian Federal University. Engineering & Technologies*. – 2022. – Vol. 15. – No. 3. – P. 346–355. – DOI: 10.17516/1999-494X-0401.
17. Гольберг, Г. Ю. Гранулометрический состав отходов флотационного обогащения угля и особенности распределения частиц по крупности / Г. Ю. Гольберг, А. Б. Палкин // *ГИАБ*. – 2013. – № 3. – С. 155–158.
18. Разработка методики измерений гранулометрического состава угольной пыли методом лазерной дифракции / В. А. Красилова, С. А. Эпштейн, Е. Л. Коссович [и др.] // *ГИАБ*. – 2022. – № 2. – С. 5–16. – DOI: 10.25018/0236_1493_2022_2_0_5.
19. Mohalik, N. K. Application of TG technique to determine spontaneous heating propensity of coals / N. K. Mohalik, E. Lester, I. S. Lowndes // *Journal of Thermal Analysis and Calorimetry*. – 2020. – Vol. 143 (5). – P. 185–201. – DOI: 10.1007/s10973-019-09237-x.
20. Захаров, В. Н. Адекватность применимости критериев оценки склонности к самовозгоранию углей Печорского и Кузнецкого бассейнов / В. Н. Захаров, А. И. Докучаева, О. Н. Малинникова // *ГИАБ*. – 2023. – № 12. – С. 5–15. – DOI: 10.25018/0236_1493_2023_12_0_5.
21. Докучаева, А. И. Особенности газообменных процессов при нагреве в углях, склонных к самовозгоранию / А. И. Докучаева // *Маркшейдерия и недропользование*. – 2023. – № 2(124). – С. 56–61. – DOI: 10.56195/20793332_2023_2_66_61.
22. Исследование каменных углей с использованием рентгеновской томографии / С. П. Ворошилов, В. А. Клименов, Б. И. Капранов [и др.] // *Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности*. – 2013. – № 1–2. – С. 5–11.
23. Особенности структуры угля выбросоопасных зон / А. Д. Алексеев, Е. В. Ульянова, В. А. Васильковский [и др.] // *ГИАБ*. – 2010. – № 3. – С. 152–163.
24. Ульянова, Е. В. Влияние неоднородности структуры угля на особенности его термического разложения / Е. В. Ульянова, О. Н. Малинникова, Б. Н. Пашичев // *ГИАБ*. – 2020. – № 2. – С. 71–81.
25. Влияние минеральных составляющих на скорость термического разложения углей / Е. В. Ульянова, О. Н. Малинникова, И. В. Зверев, М. О. Долгова // *Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках: Материалы XXVII Международной научной школы, Алушта, 18–24 сентября 2017 г. / Крымский федеральный университет им. В.И. Вернадского; Институт проблем комплексного освоения недр РАН. – Алушта: Крымский федеральный университет им. В.И. Вернадского, 2017. – С. 221–225.*
26. О прогнозной концентрации оксида углерода и водорода при низкотемпературном окислении угля / П. А. Шлапаков, К. С. Лебедев, Т. М. Грачева, С. А. Хаймин // *Вестник НЦ ВостНИИ*. – 2020. – № 2. – С. 32–40.

REFERENCES

1. Grekov SP, Pashkovsky PS, Orlikova VP. Thermal effect of coal oxidation and endogenous fire hazard. *Coal of Ukraine*. 2014;10:46–50 (In Russ.).
2. Goloskokov SI, Goloskokov EI, Koptev MYu, etc. Problems and prospects of continuous monitoring of dust deposits in coal mines. *Collection of abstracts International Russian-Kazakh Symposium «Coal Chemistry and Ecology of Kuzbass»*. 2017:76 (In Russ.).
3. Tarasov VYu, Antoshchenko NI, Rudnev ES, Levadny OA. On the issue of determining fire hazard groups of coal mine layers. *Norwegian Journal of Development of the International Science*. 2020;47:15–26.
4. Kravtsov AA, Dmitrak YuV, Atrushkevich VA. The experience of using underground hydraulic coal mining in the USSR and Russia. *Mine Surveying and Subsoil Use*. 2023;3(125):18–23. DOI: 10.56195/20793332_2023_3_18_23 (In Russ.).
5. Lebedev KS. Some features of the oxidation process of coal depending on air humidity. *Bulletin of the Scientific Center for safety of work in the coal industry*. 2010;2:94–8 (In Russ.).
6. Alekseev AD. Physics of coal and mining processes. Kiev: Naukova dumka, 2010 (In Russ.).
7. Gao K, Qi Z, Jia J, et. al. Investigation of coupled control of gas accumulation and spontaneous combustion in the goaf of coal mine. *AIP Advances*. 2020;10(4):045314. DOI:10.1063/5.0004243.
8. Heydari M, Rahman M, Gupta R. Kinetic study and thermal decomposition behavior of lignite coal. *International Journal of Chemical Engineering*. 2015;2015:4817399. <https://doi.org/10.1155/2015/4817399>.
9. Nunes KGP, Marcilio NR. Determination of the kinetic parameters of oxy-fuel combustion of coal with a high ash content. *Brazilian Journal of Chemical Engineering*. 2015;32(01):211–23. DOI: 10.1590/0104-6632.20150321s00003142.
10. Zhang L, Song Z, Wu D, et. al. Prediction for self-ignition tendency of coal using machine learning. *Fuel*. 2022;325:124832. <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2022.124832>.
11. Marinov VN. Self-ignition and mechanisms of interaction of coal with oxygen at low temperatures. 2. Changes in weight and thermal effects on gradual heating of coal in air in the range 20–300 °C. *Fuel*. 1977;56(2):158–64. DOI: 10.1016/0016-2361(77)90137-5.
12. Gao Yu, Lin S, Hu W. Improved calculation model for the shortest spontaneous combustion period. *ACS Omega*. 2020;5:23559–23567. DOI: 10.1021/acsomega.0c01831.
13. Rodionov VA, Abiev ZA, Zhikharev SYa. Methodology for studying the processes of gorenje and detonation of coal dust in mining workings. *Bulletin of the Perm National Research Polytechnic University. Geology. Oil and gas and mining*. 2018;17(1):50–9. DOI: 10.15593/2224-9923/2018.1.5 (In Russ.).

14. GOST R 53293-2009. Fire hazard of substances and materials. Materials, substances and means of fire protection. Identification by thermal analysis methods. // Federal Agency for Technical Regulation and Metrology, 2009, No. 69-st.
15. Romanchenko SB, Gubina EA, Ushakov DV, Naganovsky YuK. Thermogravimetric analysis of coal dust and inert additives in dust and explosion protection systems. *Bulletin of the Scientific Center for safety of work in the coal industry*. 2020;2:6-12.
16. Mongush GR, Baranova MP, Chuldum KK. Study of combustion characteristics of coals by thermogravimetric analysis and IR-spectroscopy. *Journal of Siberian Federal University. Engineering & Technologies*. 2022;15(3):346-55. DOI: 10.17516/1999-494X-0401.
17. Golberg GYu, Palkin AB. Granulometric composition of coal flotation enrichment waste and features of particle size distribution. *MIAB*. 2013;3:155-58 (In Russ.).
18. Krasilova VA, Epstein SA, Kossovich EL. and others. Development of a method for measuring the granulometric composition of coal dust by laser diffraction. *MIAB*. 2022;2:5-16. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_2_0_5 (In Russ.).
19. Mohalik NK, Lester E, Lowndes IS. Application of TG technique to determine spontaneous heating propensity of coals. *Journal of Thermal Analysis and Calorimetry*. 2020;143(5):185-201. DOI: 10.1007/s10973-019-09237-x.
20. Zakharov VN, Dokuchaeva AI, Malinnikova ON. Adequacy of the applicability of criteria for assessing the propensity to spontaneous combustion of coals of the Pechora and Kuznetsk basins. *MIAB*. 2023;12:5-15. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_12_0_5 (In Russ.).
21. Dokuchaeva AI. Features of gas exchange processes during heating in coals prone to spontaneous combustion. *Mine Surveying and Subsoil Use*. 2023;2(124):56-61. DOI 10.56195/20793332_2023_2_66_61 (In Russ.).
22. Voroshilov SP, Klimenov VA, Kapranov BI, et. al. The study of hard coals using X-ray tomography. *Bulletin of the Scientific center for safety of work in the coal industry*. 2013;1-2:5-11 (In Russ.).
23. Alekseev AD, Ulyanova EV, Vasilkovsky VA, et. al. Features of the structure of coal in hazardous areas. *GIAB*. 2010;3:152-63 (In Russ.).
24. Ulyanova EV, Malinnikova ON, Pashichev BN. The influence of the heterogeneity of the structure of coal on the features of its thermal decomposition. *GIAB*. 2020;2:71-81 (In Russ.).
25. Ulyanova EV, Malinnikova ON, Zverev IV, Dolgova MO. The effect of mineral constituents on the rate of thermal decomposition of coals. Materials of the XXVII International Scientific School named after academician S.A. Khristianovich «Deformation and destruction of materials with defects and dynamic phenomena in rocks and workings, 2017, pp. 221-225 (In Russ.).
26. Shlapakov PA, Lebedev KS, Gracheva TM, Khaimin SA. On the predicted concentration of carbon monoxide and hydrogen during low-temperature oxidation of coal. *Bulletin of the National Research Center of the East*. 2020;2:32-40.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ



Анастасия Игоревна Докучаева –
к.т.н., младший научный сотрудник Центра проблем метана и газодинамических явлений угольных и рудных месторождений, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, 111020, г. Москва, Российская Федерация, <https://orcid.org/0000-0002-3922-5595>, e-mail: ana-anastasia2015@yandex.ru



Борис Николаевич Пашичев –
младший научный сотрудник Центра проблем метана и газодинамических явлений угольных и рудных месторождений, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, 111020, г. Москва, Российская Федерация, <https://orcid.org/0000-0002-0664-390X>, e-mail: borisnik-pa@yandex.ru



Мария Олеговна Долгова –
ведущий инженер Центра проблем метана и газодинамических явлений угольных и рудных месторождений, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, 111020, г. Москва, Российская Федерация, <https://orcid.org/0000-0001-9886-3952>, e-mail: dol52@mail.ru

ABOUT THE AUTHORS

Anastasia I. Dokuchaeva –
Cand. Sci. (Eng.), junior researcher of the center for problems of methane and gas dynamic phenomena of coal and ore deposits, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, 111020, Moscow, Russian Federation, <https://orcid.org/0000-0002-3922-5595>, e-mail: ana-anastasia2015@yandex.ru

Boris N. Pashichev –
junior researcher of the Center for problems of methane and gas dynamic phenomena of coal and ore deposits, <https://orcid.org/0000-0002-0664-390X>, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, 111020, Moscow, Russian Federation, e-mail: borisnik-pa@yandex.ru

Maria O. Dolgova –
lead engineer of the Center for problems of methane and gas dynamic phenomena of coal and ore deposits, <https://orcid.org/0000-0001-9886-3952>, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources RAS, 111020, Moscow, Russian Federation, e-mail: dol52@mail.ru

Критерии авторства / Contribution:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей / The authors declare the equal contribution of everyone to the work on the article.

Конфликт интересов / Conflict of interest:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 06.11.2024.

Поступила после рецензирования: 13.12.2024.

Принята к публикации: 19.12.2024.

Article info

Received: 06.11.2024.

Revised: 13.12.2024.

Accepted: 19.12.2024.

DETERMINATION OF CONDITIONS FOR DIRECT CYANIDATION OF FLOTATION CONCENTRATES WITH DIFFERENT QUALITY CHARACTERISTICS

K. A. Nogaeva^{1✉}, B. M. Myrzaliev², M. S. Molmakova¹, A. Turarbek¹

¹Kyrgyz State Technical University named after. I. Razzakov, Kyrgyz Mining and Metallurgical Institute named after. Academician U. Asanaliyev, Bishkek, Kyrgyz Republic

²«Alliance Altyn» Kyrgyz Republic, Bishkek, Kyrgyz Republic

✉ knogaeva@yahoo.com

Abstract: The study has established that flotation concentrates with different gold content obtained by processing iron-oxidized low-sulfide gold-copper ore have an almost identical chemical composition with the rock-forming elements. Changes in gold content correlate with changes in the concentrations of Cu, Pb, Zn, S, As, C – there is an increase in the content of these components from a flotation concentrate poor in gold to a flotation concentrate with a higher gold content. The main minerals of copper and iron have been determined, the main part of which is oxidized. Phase analysis showed that the main part of gold in concentrates is in free form, and intergrown with copper minerals as well. Laboratory studies determined equal optimum time for leaching gold with cyanide for all flotation concentrates, regardless of gold content. At the same time, the extraction of copper into the solution is about 13-20 %. Optimum concentrations of sodium cyanide have been determined. It is recommended to continue research for reducing the consumption of sodium cyanide and releasing by-products in the form of high-quality copper concentrate.

Keywords: flotation concentrate, extraction, cyanidation, concentration, leaching, kinetics

For citation: Nogaeva K. A., Myrzaliev B. M., Molmakova M. S., Turarbek A. Determination of conditions for direct cyanidation of flotation concentrates with different quality characteristics. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):125-131. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_125_131.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ УСЛОВИЙ ПРЯМОГО ЦИАНИРОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С РАЗЛИЧНЫМИ КАЧЕСТВЕННЫМИ ХАРАКТЕРИСТИКАМИ

К. А. Ногаева^{1✉}, Б. М. Мырзалиев², М. С. Молмакова¹, А. Турарбек¹

¹Кыргызский государственный технический университет им. И. Раззакова, Кыргызский горно-металлургический институт им. академика У. Асаналиева, г. Бишкек, Кыргызская Республика

²«Альянс Алтын» Кыргызская Республика, г. Бишкек, Кыргызская Республика

✉ knogaeva@yahoo.com

Аннотация: Исследованиями определено, что флотоконцентраты с различным содержанием золота, полученные при переработке железоокисленной малосульфидной золото-медной руды, имеют практически идентичный химический состав породообразующих элементов. Выявлена корреляция между изменениями содержания золота и изменением концентраций Cu, Pb, Zn, S, As, C – увеличение содержаний этих компонентов от флотоконцентрата бедного по золоту к флотоконцентрату с более высоким содержанием золота. Установлены основные минералы меди, железа из которых основная часть находится в окисленной форме. Фазовым анализом определено, что основная часть золота в концентратах находится в свободной форме, также в сростках с минералами меди. Лабораторными исследованиями определено одинаковое оптимальное время выщелачивания золота цианидом для всех флотационных концентратов независимо от содержания золота. При этом извлечение меди в раствор порядка 13-20 %. Определены оптимальные концентрации цианида натрия. Для снижения расхода цианида натрия и выделения попутной продукции в виде высококачественного медного концентрата, рекомендуется проведение дополнительных исследований.

Ключевые слова: флотоконцентрат, извлечение, цианирование, концентрация, выщелачивание, кинетика

Для цитирования: Ногаева К. А., Мырзалиев Б. М., Молмакова М. С., Турарбек А. Определение условий прямого цианирования флотационных концентратов с различными качественными характеристиками. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):125-131. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_125_131.

Introduction

Gold is known to be an inert metal. Utilization of oxygen in gold cyanide leaching produces a water-soluble cyanide complex, therefore the amount of cyaniding reagent is a determining factor in gold leaching. To ensure optimal gold leaching, a certain amount of free cyanide in the pulp is necessary, which depends on the nature of the gold-bearing rock.

Gold cyanidation is slow, the leaching rate increases with time, but after reaching a certain value, its increase will slow down. The optimum leaching time and the reaction rate of gold with cyanide also depend on the nature of the gold-bearing rock [1-6].

Currently, gold recovery plants have methods and techniques that allow direct cyanidation of gold-containing concentrate with copper, iron, etc. minerals. The capabilities of such technologies are determined by the nature and magnitude of the depressant effect of copper minerals on the cyanidation process. The depressant property is characterized by: "cyanidity" and the reducing capacity of the studied material entering cyanidation process. Cyanidity also depends on the concentration of active (free) cyanide and the duration of leaching [7-10].

Studies have shown that cyanidation process at low sodium cyanide concentrations requires a longer leaching time, but ensures high gold extraction rates with lower total solvent consumption. Gold recovery plants when processing ores (concentrates) with cyanide properties, such as oxidized copper ores [11-14], use this method.

Research objective: to determine the conditions for cyanidation of flotation concentrates with different gold content, ensuring its maximum extraction.

Research object: flotation concentrates of enrichment of iron-oxidized low-sulfide gold-copper ores.

Research methods and materials

An Olympus BX51 microscope equipped with a SIMAGIS 2P-3C digital camera and specialized Mineral C7 software were used for a mineragraphic description of concentrates in briquetted and polished samples. The material and mineral composition was studied using the analytical complex of IVS JSC, equipped with a VEGA 3 LMU (TESCAN) scanning electron microscope with an INCA X-MAX energy-dispersive microanalysis system, as well as using a D2 PHASER X-ray diffractometer.

Fire assay and fire assay-atomic absorption analysis was performed to establish the gold content in the initial flotation concentrates.

In order to study the size-classification of gold, the studied products were sifted and the content of noble metals in each class was established.

Cyanidation of each type of concentrate was carried out in two parallel experiments under the following conditions: cyanidation time 72 hours; solid content in the pulp 25% by weight; sodium cyanide concentration 2 g/l; pH=10.5-11.5.

During the leaching process, the specified NaCN concentration was maintained by adding a concentrated sodium cyanide solution, and the pH was maintained by adding lime milk to the pulp. At the end of the experiment, the sodium cyanide consumption was calculated per ton of the initial material.

To record the kinetics of gold leaching during the experiment,

intermediate samples of the solution were taken after 2, 4, 6, 8, 12, 18, 24, 36, 48 and 72 hours. The solutions were analyzed for gold and copper content. The optimum leaching time was determined based on the kinetics data.

After the end of the experiment, the solid precipitate was separated on a vacuum Nutsche filter, washed three times with fresh water until a neutral reaction, dried to a constant weight at a temperature of 105-110 °C and analyzed for residual gold content.

Discussion

The chemical composition of the flotation concentrates obtained from the original ore sample is presented in Table 1.

Table 1 / Таблица 1
The chemical composition of the flotation concentrates /
Химический состав флотоконцентратов

Element / Элемент	Content, % / Содержание, %			
	Concentrate № 1 / Концентрат № 1	Concentrate № 2 / Концентрат № 2	Concentrate № 3 / Концентрат № 3	Concentrate № 4 / Концентрат № 4
Cu	1,32	1,35	1,17	1,12
Pb	0,1	0,06	0,04	0,024
Zn	0,19	0,07	0,051	0,025
Fe	28,5	28,5	29	28,7
S	0,67	0,3	0,23	0,12
Co	< 0,001	< 0,001	< 0,001	< 0,001
Ni	< 0,001	< 0,001	< 0,001	< 0,001
Mn	4,51	4,47	4,44	4,24
SiO ₂	27,9	28,5	29,5	31,7
Al ₂ O ₃	6,55	6,71	6,49	5,98
CaO	1,18	1,12	1,14	1,09
K ₂ O	2,07	1,98	2,03	1,95
Na ₂ O	0,38	0,35	0,36	0,38
MgO	0,65	0,3	0,27	0,26
Mo	0,0029	0,0021	< 0,002	< 0,002
As	0,032	0,022	0,013	0,004
Sb	0,0019	< 0,002	< 0,002	< 0,002
Hg	0,00012	0,00008	0,00004	0,000009
C	0,38	0,28	0,24	0,15
Content, g/t / Содержание, г/т				
Au	42,3	33,1	22,5	8,79

Concentrates with different gold content have similar chemical composition of rock-forming elements. Thus, the SiO₂ content varies within 27.9 to 31.7%; Al₂O₃ 5,98-6,55 %; K₂O 1,95-2,07 %; CaO 1,09-1,18 %. The iron and manganese content in the samples is practically equal: Fe (28.5-29.0%); Mn (4.24-4.51%).

An increase in gold content noticeably correlates with the changes in the concentrations of Cu, Pb, Zn, S, As, C - the content of these components increases with the increase of gold in the concentrate from poor to a concentrate with a higher gold content.

According to the granulometric composition (Table 2), more than 90% of the concentrates are represented by a size of less than 45 microns.

Table 2 / Таблица 2

**Granulometric composition of flotation concentrates /
Гранулометрический состав флотоконцентратов, полученных
из исходной пробы, исследуемой руды**

Grain size, mm / Классы крупности, мм	Concentrate № 1 / Концентрат № 1	Concentrate № 2 / Концентрат № 2	Concentrate № 3 / Концентрат № 3	Concentrate № 4 / Концентрат № 4
	Recovery, % / Выход, %			
0,071	2,89	0,93	2,81	6,90
-0,071+0,045	2,58	1,78	2,78	5,17
-0,045	94,53	97,28	94,42	87,92
Initial	100,00	100,00	100,00	100,00

Gold classification by size (Table 3) shows a high concentration of gold in the +45 microns class, which indicates the presence of large gold (more than 70 microns) in these products. The main part of gold is concentrated in the -45 microns class, its distribution in this product is 60-70%.

The results of X-ray phase analysis are presented in graphical form (Fig. 1) (See the color insert on page 66) as diffraction patterns where the main mineral phases are marked. The main mineral phases of the concentrates are quartz, clay-micaceous minerals, iron oxides (goethite, hematite), and minerals of the feldspar group. Sulfide minerals are represented by chalcopyrite, pyrite (marcasite), covellite, and less often bornite. Sphalerite, galena, bornite, and minerals of the fahl ore group are found as occasional particles. The total share of sulfide minerals decreases from the concentrate with a higher gold content (No. 1, 42.3 g / t) to a lower one (No. 4, 8.79 g / t) and is from 1.5% abs. (concentrate No. 1) to 0.4% abs. (concentrate No. 2). Graphite grains occurred as occasional particles.

The results of studies of copper phase composition (Table 4) show that the content of copper in the oxidized form is (80.3-85.2% rel.) and is represented by copper carbonates: malachite, azurite and a small amount of chrysocolla.

Primary copper sulfide (chalcopyrite) is 13.3-16.7% (rel.). Secondary sulfides are presented by covellite, chalcocite (Fig. 2, 3), less often bornite and are 1.3-3% (rel.).

Phase analysis of gold in concentrates is presented in Table 5.

As can be seen from the table, the main part of gold is in free form and intergrown with minerals (74.4-78.9% rel.), 19.4-22.8% (rel.) of gold is associated with copper minerals.

The results of mineragraphic studies of concentrates showed that the size of free gold particles fluctuates within 100-120 microns, but the majority of the detected gold particles are 20 to 70 microns in size. Free gold particles are mostly of a dendritic shape, often elongated in one direction or, on the contrary, almost isometric (Fig. 2).



Fig. 2. Free gold particles in flotation concentrates. (Reflected light) /
Рис. 2. Свободные золотины в флотоконcentратах. (Отраженный свет)

The results of mineralogical analysis revealed that gold forms the main intergrowths with Fe hydroxides and, less frequently, with chalcopyrite.

Gold intergrown with iron hydroxides has a wide range of sizes: from fine inclusions measuring 2-3 μm to oval and dendritic ones measuring 20-50 μm (Fig. 3).

The results of phase analysis show that about 20% of gold is associated with copper minerals. Gold particles in the form of in-

Table 3 / Таблица 3

**Gold classification by flotation concentrates Grain-size /
Распределение золота по классам крупности флотационных концентратов, полученных из исходной пробы**

Size, mm / Крупность, мм	Concentrate №1 / Концентрат №1		Concentrate №2 / Концентрат №2		Concentrate №3 / Концентрат №3		Concentrate №4 / Концентрат №4	
	Recovery, % / Выход, %	Au, g/t / г/т	Recovery, % / Выход, %	Au, g/t / г/т	Recovery, % / Выход, %	Au, g/t / г/т	Recovery, % / Выход, %	Au, g/t / г/т
+0.045	5.5	211.1*	2.7	402.1*	5.6	136.5*	12.1	28.8*
-0.045	94.5	32.54	97.3	22.8	94.4	15.76	87.9	6.04
Initial / Исходная	100.0	42.3	100.0	33.1	100.0	22.5	100.0	8.79
		Recovery, % / Выход, %		Recovery, % / Выход, %		Recovery, % / Выход, %		Recovery, % / Выход, %
+0.045		27.28		32.99		33.87		39.58
-0.045		72.72		67.01		66.13		60.42
Initial / Исходная		100.00		100.00		100.00		100.00

Note: *Au content is pre-calculated / Примечание: *содержание Au – расчетное

Table 4 / Таблица 4

Phase analysis of copper in flotation concentrates / Фазовый анализ меди в флотационных концентратах

Metal speciation in the sample / Форма нахождения металла в пробе	Concentrate №1		Concentrate №2		Concentrate №3		Concentrate №4	
	Mass fraction, % / Массовая доля, %	Rel.% / Отн.%	Mass fraction, % / Массовая доля, %	Rel.% / Отн.%	Mass fraction, % / Массовая доля, %	Rel.% / Отн.%	Mass fraction, % / Массовая доля, %	Rel.% / Отн.%
Copper content in free oxidized minerals / Сод. меди в свободных окисленных минералах	0.71	53.8	0.70	53	0.62	52.9	6.15	54.9
Copper content in associated oxidized minerals / Сод. меди в связанных окисленных минералах	0.35	26.5	0.43	31.8	0.36	30.7	3.40	30.3
Copper content in secondary sulfides / Сод. меди во вторичных сульфидах	0.04	3,0	0.03	2.0	0.02	2.0	0.15	1.3
Copper content in primary sulfides	0.22	16.7	0.18	13.3	0.17	14,5	1.51	13.5
Initial / Исходная	1.32	100.0	1.35	100.0	1.17	100.0	1.12	100.0

Table 5 / Таблица 5

Phase analysis of gold in flotation concentrates / Фазовый анализ золота в флотационных концентратах

Form of gold occurrence / Форма нахождения золота	Conc. №1 / К-т №1		Conc. №2 / К-т №2		Conc. №3 / К-т №3		Conc. №4 / К-т №4	
	g/t / г/т	%	g/t / г/т	%	g/t / г/т	%	g/t / г/т	%
Free gold and gold in aggregates / Золото свободное и золото в сростках	29.85	74.6	21.94	74.4	15.28	76,0	5.43	78.9
Gold associated with copper / Золото ассоциированное с минералами меди	9.15	22.8	6.61	22.4	4.14	20.6	1.33	19.4
Gold coated with films and minerals soluble in hydrochloric acid / Золото, покрытое пленками и в минералах, растворимых в соляной кислоте	1.07	2.67	0.94	3.18	0.69	3.43	0.12	1.74
Initial / Исходная	40.0		29.5		20.1		6.88	

clusions in chalcopyrite have drop-shaped forms of precipitation and small sizes (5-10 μm) (Fig. 4). According to the electron microscopic study, native gold signs in concentrates have a constant silver admixture from 7.4 to 29.5%, which averages 13.6% Ag [15-16].

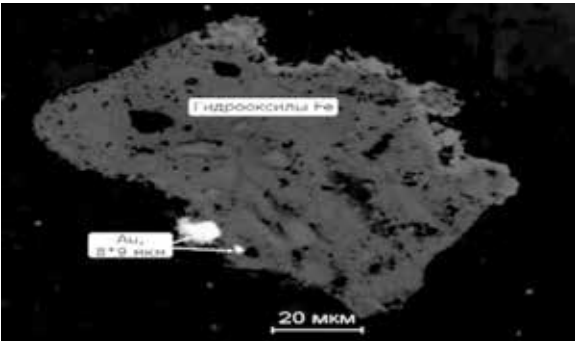
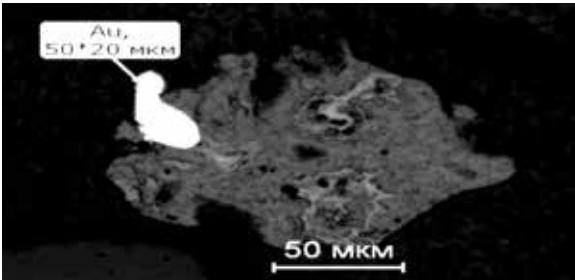


Fig. 3. Gold intergrown with iron hydroxides in flotation concentrates.

Reflected light, nicols /

Рис. 3. Золото в сростках с гидроксидами железа в флотоконcentратах.
Отраженный свет, николи

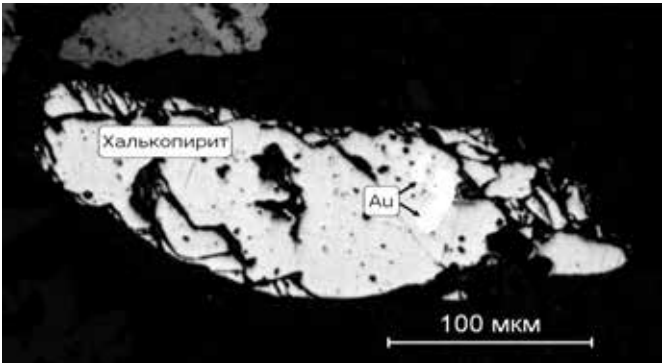


Fig. 4. Gold inclusions in chalcopyrite. Concentrate No. 1 (42.3 g/t), obtained from the original sample. Reflected light, nicol. /

Рис. 4. Включения золота в халькопирите. Концентрат №1 (42,3г/т), полученный из исходной пробы. Отраженный свет, николи

The results of studies of the optimum time for leaching gold from flotation concentrates with different gold contents are presented in Fig. 5 (See the color insert on page 66).

Gold leaching kinetics for each type of concentrate (average values from 2 parallel experiments (fig.6) (See the color insert on page 66) shows that copper extraction into the leaching solution varies from 13 % to 20 % (table 6).

According to the kinetic curves of cyanidation of concentrates with different gold content, the optimum leaching time for all products is 24 hours. The kinetics of copper leaching from concentrates with different gold content shows a constant increase in copper concentrations in the solution for each product during the entire leaching process. When cyanidating concentrates with different gold content, the copper concentration in the solution

correlates with the copper content in the initial product. The maximum copper recovery into the solution is (19.63%), which corresponds to cyanidation of the concentrate with the maximum gold content (42.3 g/t).

To determine the optimal concentration of sodium cyanide when leaching flotation concentrates with different gold content the above method was used for cyanidation under the same conditions, except for the concentration of sodium cyanide (g/l: 0.5, 0.75, 1.0, 1.5). To record the kinetics of gold leaching, samples of the solution were taken in 2, 4, 6, 8, 12, 18 hours.

Table 6 / Таблица 6

Extraction of copper into the solution when leaching flotation concentrates with different gold content /
Извлечение меди в раствор при выщелачивании флотоконцентратов с различным содержанием золота

Experiment code / Шифр опыта	Content of gold in the initial concentrate, g/t / Содержание золота в исходном концентрате, г/т	Content of copper in the initiate concentrate, % / Содержание меди в исходном концентрате, %	Extraction of copper into the solution, % / Извлечение меди в раствор, %
Ш 1	8,79	1,12	13,04
Ш 2	22,5	1,17	15,11
Ш 3	33,1	1,35	15,43
Ш 4	42,3	1,32	19,63

The optimum concentration of sodium cyanide for leaching flotation concentrates was chosen according to the data on the residual gold content in cyanidation tailings and the specific consumption of cyanide.

Fig. 7 - 10 graphically present combined diagrams of the dependence of gold extraction and sodium cyanide consumption on the specified concentration of NaCN for each concentrate. The histogram columns show gold extraction, and the graph shows the specific consumption of sodium cyanide per gram of gold.

The graphs show the expected trend towards increasing NaCN concentration required to achieve maximum gold extraction with increasing gold content in the initial concentrate.

The optimum cyanide concentrations were established based on the results of the studies presented in the diagrams of dependence of gold extraction into solution and sodium cyanide consumption on a given NaCN concentration for each concentrate.

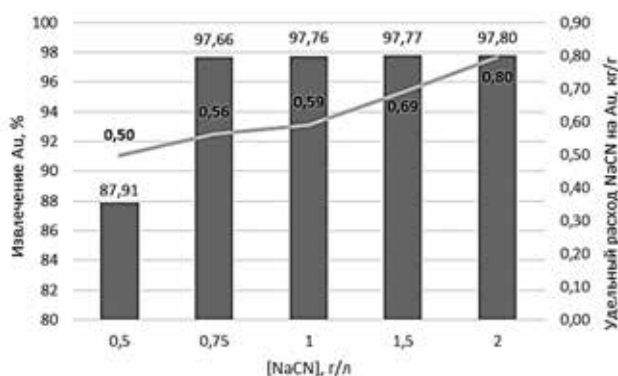


Fig. 7. Gold extraction into solution and sodium cyanide consumption depending on NaCN concentration for concentrate with Au content of 8.79 g/t /

Рис. 7. Извлечение золота в раствор и расход цианида натрия в зависимости от концентрации NaCN для концентрата с содержанием Au-8,79 г/т

The optimum sodium cyanide concentration for achieving maximum gold extraction when leaching flotation concentrates obtained from processing a complex iron-oxidized low-sulfide gold-copper ore is:

- 0.75 g/l for a concentrate with a gold content of 8.79 g/t;
- 1 g/l for concentrates with a gold content of 22.5 g/t and 33.1 g/t;
- 2.0 g/l for a concentrate with a content of 42.3 g/t.

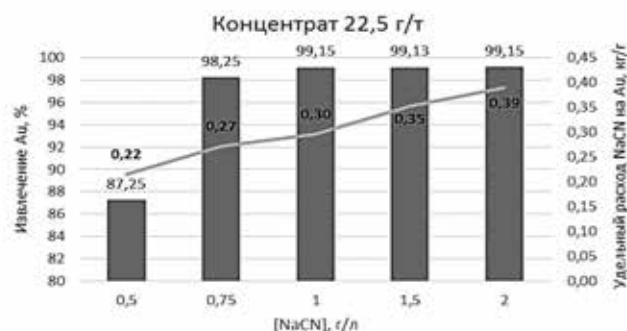


Fig. 8. Gold extraction into solution and sodium cyanide consumption depending on NaCN concentration for concentrate with Au content of 22.5 g/t /

Рис. 8. Извлечение золота в раствор и расход цианида натрия в зависимости от концентрации NaCN для концентрата с содержанием Au-22,5 г/т

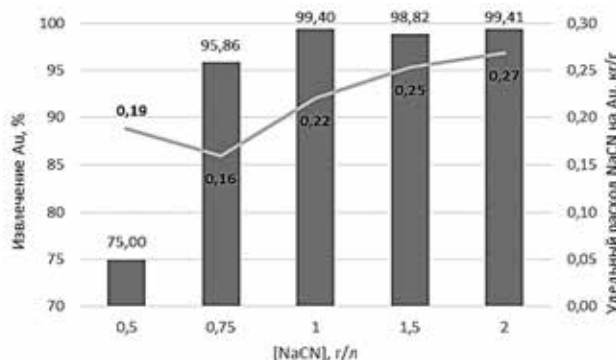


Fig. 9. Gold extraction into solution and sodium cyanide consumption depending on NaCN concentration for concentrate with Au content of 33.1 g/t /

Рис. 9. Извлечение золота в раствор и расход цианида натрия в зависимости от концентрации NaCN для концентрата с содержанием Au-33,1 г/т

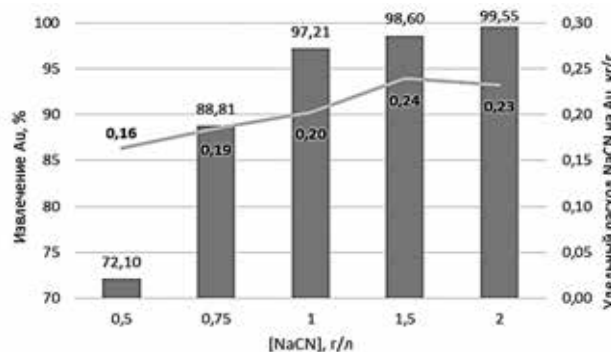


Fig. 10. Gold extraction into solution and sodium cyanide consumption depending on NaCN concentration for concentrate with Au content of 42.3 g/t /

Рис. 10. Извлечение золота в раствор и расход цианида натрия в зависимости от концентрации NaCN для концентрата с содержанием Au-42,3 г/т

Conclusion

1. The objects of the study are flotation concentrates with different gold content obtained during the processing of iron-oxidized low-sulfide gold-copper ore, they have almost identical chemical composition of rock-forming elements. An increase in the gold content noticeably correlates with the change in the concentrations of Cu, Pb, Zn, S, As, C – there is an increase in the contents of these components from a gold-poor flotation concentrate to a flotation concentrate with a higher gold content. The copper content varying from 1.12-1.35% is critical for the subsequent cyanidation of flotation concentrates. Phase chemical analysis shows that the main part of the copper is in the oxidized form (80.3-85.2% rel.)

2. According to the granulometric composition more than 90% of the concentrates are smaller than 45 microns. Gold classification by size shows a high concentration of gold in the +45 micron class,

which indicates the presence of large gold (more than 70 microns) in these products. The main part of the gold is concentrated in the -45 micron class, its distribution in this product is 60-70%.

3. The results of phase analysis show that the main part of gold in concentrates (74.4 -78.9% rel.) is in free form and in aggregates, 19.4-22.8% (rel.) of gold is associated with copper minerals.

4. The optimal leaching time for all concentrates was determined. It is 24 hours regardless of the gold content.

5. The optimum concentrations of sodium cyanide were determined to be:

- 0.75 g/l for concentrates with a gold content of 8.79 g/t;

- 1 g/l for concentrates with a gold content of 22.5 g/t and 33.1 g/t;

- 2.0 g/l for concentrates with a content of 42.3 g/t.

6. To reduce sodium cyanide consumption and to isolate by-products in the form of high-quality copper concentrate, additional studies are recommended.

REFERENCES

1. Zelenov VI. Methods for studying gold and silver ores. Moscow, Nedra, 1989, 302 p. (In Russ).
2. Kotlyar VV, Meretukov MA, Strizhko LS. Metallurgy of gold and silver. Moscow, Ore and metals, 2005, 432 p. (In Russ).
3. Podenshchikov VV. Extraction of gold from refractory ores and concentrates. Moscow, Nedra, 1968, 204 p. (In Russ).
4. Plaksin IN. Metallurgy of precious metals. Metallurgizdat, 1958, 367 p. (In Russ).
5. Technique and technology for extracting gold from ores abroad / Ed. VV. Lodeyshchikova. Moscow, Metallurgy, 1973, 287 p. (In Russ).
6. Strizhko LS. Metallurgy of gold and silver. Moscow, MISIS, 2001, 336 p. (In Russ).
7. Chekushin VS, Oleynikova NV. Processing of gold-bearing ore concentrates (review of methods). *News of the Chelyabinsk Scientific Center*. 2005;4(30):94-101. (In Russ).
8. Adams MD. Summary of Gold Plants and Processes. *Gold Ore Processing*. Elsevier. 2016:961-84. DOI: 10.1016/b978-0-444-63658-4.00054-2.
9. Brocchi EA, Souza R, Brandao AL, et. al. Roasting of a copper sulphide concentrate. Proceedings of XXV International Mineral Processing Congress, Australia, Brisbane, 2010.
10. Kaminsky YuD, Kopylov NI. Technological aspects of gold extraction from ores and concentrates. Novosibirsk, Publishing House SB RAS, 1999, 123 p. (In Russ).
11. Deschenes G, Prud'homme PJH. Cyanidation of a copper-gold ore. *International Journal of Mineral Processing*. 1997;50(3):127-41. DOI: 10.1016/S0301-7516(97)00008-2.
12. Evdokimov AB. The influence of accelerator reagents on the recovery of gold from gravity concentrate (case-study of one of the deposits). *Bulletin of ISTU*. 2011;2:132-36. (In Russ).
13. Muir DM, La Brooy SR, Fenton K. Processing copper- gold ores with ammonia or ammonia-cyanide solutions. In: Proceedings, World Gold '91. *Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne*. 1991:145-49.
14. Muir, DM, La Brooy SR, Deng T, Singh P. The mechanism of the ammonia-cyanide system for leaching copper-gold ores. In: Hiskey, J.B., Warren, G.W. (Eds.). *Hydrometallurgy. Fundamentals, Technology and Innovation - Milton E. Wadsworth (IV) International Symposium on Hydrometallurgy, The Minerals*. 1993.
15. Myrzaliev BM, Nogaeva KA, Moldobaev ES, Sazbakov ZS. Study of the technological properties of ore from the Shiraldzhin deposit. *Science, new technologies and innovations of Kyrgyzstan*. 2017;6:46-9. (In Russ).
16. Myrzaliev BM, Nogaeva KA, Moldobaev ES. A study of the material composition and cyanidation process of gold-containing and ferromanganese concentrates. *News of the Kyrgyz State Technical University named after I. Razzakov*. 2018;3(47):166-74. (In Russ).

ABOUT THE AUTHORS



Kulzhamal A. Nogaeva -
Dr. Sc. (Eng.), Professor of the Department of Mineral Processing and Metallurgical Processes of the Kyrgyz Mining and Metallurgical Institute named after Academician U. Asanaliev, Kyrgyz State Technical University after I. Razzakov, 720044, Bishkek, Kyrgyz Republic, e-mail: knogaeva@yahoo.com

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Кулжамал А. Ногаева -
доктор технических наук, профессор кафедры «Обогащение полезных ископаемых и металлургические процессы» Кыргызского горно-металлургического института им. академика У. Асаналиева, Кыргызский государственный технический университет им. И. Раззакова, 720044, г. Бишкек, Кыргызская Республика, e-mail: knogaeva@yahoo.com



Bakyt M. Myrzaliev –
senior technologist of a gold recovery plant “Alliance
Altyn”, 720040, Bishkek, Kyrgyz Republic,
e-mail: myrzaliev.bm@alliancealtyn.kg

Бакыт Молдалиевич Мырзалиев –
старший технолог ЗИФ, «Альянс Алтын», 720040,
г. Бишкек, Кыргызская Республика,
e-mail: myrzaliev.bm@alliancealtyn.kg



Molmakova Mira Saparovna –
Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the
Department of Mineral Processing and Metallurgical
Processes of the Kyrgyz Mining and Metallurgical
Institute named after. Academician U. Asanaliev,
Kyrgyz State Technical University after I. Razzakova,
720044, Bishkek, Kyrgyz Republic,
e-mail: molmakova_m@mail.ru

Мира С. Молмакова –
канд. технических наук, доцент кафедры
«Обогащение полезных ископаемых и
металлургические процессы» Кыргызского горно-
металлургического института им. академика
У. Асаналиева, Кыргызский государственный
технический университет им. И. Раззакова,
720044, г. Бишкек, Кыргызская Республика,
e-mail: molmakova_m@mail.ru



Turarbek kzy Aizhan –
teacher of the “Department of Mineral Processing and
Metallurgical Processes” of the Kyrgyz Mining and
Metallurgical Institute named after. Academician U.
Asanaliev, Kyrgyz State Technical University named
after. I. Razzakov, 720044, Bishkek, Kyrgyz Republic,
e-mail: turarbekaizhan8@gmail.com

Турарбек кзы Айжан –
преподаватель кафедры «Обогащение полезных
ископаемых и металлургические процессы»
Кыргызского горно-металлургического института
им. академика У. Асаналиева, Кыргызский
государственный технический университет им.
И. Раззакова, 720044, г. Бишкек, Кыргызская
Республика, e-mail: turarbekaizhan8@gmail.com

Критерии авторства / Contribution:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей. / The authors participated equally in the writing and collection of the material, as well as its processing.

Конфликт интересов / Conflict of interest:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов / The authors declare no conflict of interest.

К ВОПРОСУ О ТОНКОМ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Л. С. Адамова, Ю. В. Дмитрак✉

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация
✉ dmitrak@yandex.ru

Аннотация: В обогащении полезных ископаемых основная задача процессов измельчения заключается в раскрытии ценных минералов для упрощения последующих этапов рудоподготовки, таких как флотация. Традиционно проектирование и оптимизация схем измельчения основывались на достижении заданного распределения размеров частиц при оптимальной производительности с учетом энергоэффективности и износа оборудования. Однако современные исследования в области флотации и минералогии поднимают вопрос о том, можно ли повысить требования к процессам измельчения в части подготовки частиц.

Ключевые слова: тонкое и сверхтонкое измельчение, обогащение полезных ископаемых, измельчение, флотация, минеральное сырье, дезинтеграторы

Для цитирования: Адамова Л. С., Дмитрак Ю. В. К вопросу о тонком измельчении минерального сырья. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):132-137. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_132_137.

ON THE ISSUE OF FINE GRINDING OF MINERAL RAW MATERIALS

L. S. Adamova, Yu. V. Dmitrak✉

Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation
✉ dmitrak@yandex.ru

Abstract: In mineral processing, the main task of grinding processes is to release valuable minerals to simplify subsequent separation steps such as flotation. Traditionally, the design and optimization of grinding schemes were based on achieving a predetermined particle size distribution with optimal performance, considering energy efficiency and equipment wear. However, modern research in the field of flotation and mineralogy raises the question of whether it is possible to increase the requirements for grinding processes in terms of particle preparation.

Keywords: Fine and ultrafine grinding, mineral processing, crushing, flotation, mineral raw materials, disintegrators

For citation: Adamova L. S., Dmitrak Yu. V. On the issue of fine grinding of mineral raw materials. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):132-137. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_132_137.

Введение

Тонкое и сверхтонкое измельчение минерального сырья является важным этапом в горнодобывающей и перерабатывающей промышленности. Процесс измельчения влияет на эффективность последующих операций, таких как флотация, гравитационное обогащение и гидрометаллургия. В условиях современного производства высокие требования к производительности и качеству конечного продукта требуют применения высокоинтенсивных методов измельчения. В связи с постоянным истощением запасов рудных тел с высоким содержанием металла, модернизируются более сложные, тонкодисперсные рудные тела, что привело к увеличению распространенности тонкого измельчения.

Поскольку удельная энергия, необходимая для измельчения, экспоненциально возрастает с увеличением тонкости продукта, энергоэффективность всегда является предметом особого внимания в процессе тонкого измельчения.

Работа демонстрирует, как инструменты технологической минералогии могут быть применены в контексте измельчения для получения информации о механизмах разрушения при тонком измельчении в шаровых и стержневых мельницах.

Цель исследований: оценка влияния тонкого измельчения в шаровых и стержневых мельницах на раскрытие ценных минералов и характеристики формы частиц руды.

Методы и материалы исследований

Для тонкого измельчения энергоэффективность является наиболее значительным преимуществом мельниц с перемешиванием по сравнению с традиционными мельницами с вращением, которое останется одним из доминирующих факторов, влияющих на принятие решений, касающихся конструкции и эксплуатации мельниц. В то время как энергоемкость шаровых мельниц ограничена требованием силы

тяжести для разрушения, в мельницах с перемешиванием энергия передается загрузке с помощью импеллера, что позволяет достичь гораздо более высокой энергоемкости [1].

При переработке руд минералов платиновой группы (PGM) мельницы с перемешиванием используются как для основного измельчения с высокой производительностью, так и для доизмельчения концентрата с низкой производительностью. При основном обогащении мельница IsaMill (горизонтально ориентированная мельница) обычно устанавливается в качестве дополнительной третичной стадии измельчения после первичной и вторичной шаровых мельниц. Вертикальные мельницы с перемешиванием, такие как Stirred Media Detritor (SMD) или Vertimill, в основном используются для доизмельчения концентрата в горно-металлургической промышленности [2].

Механизмы разрушения в мельницах с перемешиванием - независимо от ориентации мельницы, - обычно описываются как истирание и истишение [3-6] или более просто «сдвиговое» разрушение [7]. Доминирующим механизмом разрушения в шаровых мельницах обычно считается ударное разрушение во входной части мельницы. Хотя недавние работы по DEM привели к наблюдениям, что доминирующими являются низкоэнергетические повторяющиеся контакты в основной части загрузки, вызывающие накопление повреждений и постепенное разрушение [8-9].

Рис. 1 иллюстрирует эти механизмы разрушения и соответствующую терминологию, обращая внимание на то, как механизмы разрушения могут влиять на освобождение.

Понимание этих механизмов разрушения (которые зависят от характеристик руды) важно для моделирования и симуляции схем измельчения для проектирования и оптимизации, особенно если необходимо предсказать их влияние на процесс высвобождения. Подходы к изучению этих механизмов разрушения включают вычислительные методы,

такие как DEM и CFD [4,9,10] а также экспериментальные методы, в которых распределение частиц по размерам, их форма и характеристики высвобождения используются для получения представления о механизмах [6, 11-17]. Большинство этих работ было посвящено относительно крупному измельчению (>150 мкм), поэтому понимание механизмов разрушения в области тонкого измельчения, имеющего отношение к переработке PGM, остается ограниченным.

Минеральное зерно определяется как трехмерное образование, состоящее только из одной минеральной фазы: частицы, состоящие из одного, двух или более зерен, определяются как высвобожденные, двоичные и составные частицы соответственно.

Расщепление также иногда классифицируется как механизм разрушения, хотя в разных областях этот термин имеет разные значения. Общее описание, данное Кингом [19], гласит, что расщепление происходит, когда исходное твердое тело имеет некоторые предпочтительные поверхности, вдоль которых может произойти разрушение. В минералогии эти предпочтительные поверхности представляют собой плоскости слабости в кристаллической структуре, продиктованные расположением атомов. Количество и ориентация плоскостей спайности в минерале используются в качестве диагностического свойства для идентификации минерала. В минералогии излом и спайность являются взаимоисключающими понятиями: неравномерное разрушение считается изломом, а разрушение вдоль регулярных поверхностей, связанных с кристаллической структурой, называется спайностью.

Хотя понимание механизмов разрушения важно для проектирования и оптимизации схем измельчения, характеристики частиц-потомков, такие как распределение по размерам, форма и характеристики высвобождения, играют фундаментальную роль в последующих операциях переработки, таких как флотация. Поэтому понимание



Рис. 1. Механизмы разрушения - определения и терминология, подчеркивающие предполагаемые связи между событиями при контакте (приложением силы) и результатом разрушения [18] /

Fig. 1. Failure mechanisms - definitions and terminology highlighting the proposed relationships between contact events (force application) and the failure outcome [18]

возможного влияния механизмов разрушения в различных типах мельниц на эти свойства также может внести ценный вклад.

Определение формы частиц с помощью автоэмиссионной спектроскопии.

При размерах частиц, обычно связанных с тонким измельчением при переработке минералов (<75 мкм), возможности для количественной характеристики формы частиц ограничены, и особое значение имеет влияние разрешения полученных изображений [20]. Сканирующие электронные микроскопы обеспечивают более высокое разрешение, чем оптические приборы динамического анализа изображений, что позволяет анализировать более мелкие частицы. Поскольку текстура руды и структура минералов влияют на форму частиц, соответствующая минералогическая информация, получаемая с помощью Auto-SEM-EDS, является дополнительным преимуществом технологии.

Измерение и анализ полного распределения частиц по размерам образца необходимы для понимания и интерпретации влияния размера частиц, и возможность измерения и представления формы частиц с помощью распределения также важна. Это возможно с помощью тысяч изображений частиц, полученных с помощью Auto-SEM-EDS, используя простые геометрические дескрипторы (которые не полагаются на измерения по периметру), чтобы присвоить числовое значение каждой частице. Округлость - это такой дескриптор, который представляет собой отношение площади поперечного сечения частицы к площади круга/сферы с диаметром, эквивалентным максимальному диаметру Ферета (FeMax) частицы. Дескриптор округлости, используемый в данной работе, представлен в (1).

$$\text{Roundness} = \frac{4 \cdot \text{Area}}{\pi \cdot \text{Fe}_{\text{max}}^2}, \quad (1)$$

где Area — площадь поперечного сечения частицы;

Fe_{max}^2 — площадь круга/сферы с диаметром, эквивалентным максимальному диаметру Ферета (FeMax) частицы.

Следует отметить, что некоторые авторы используют это же название для других дескрипторов [21, 22] Вопросы, связанные с разрешением, стереологией, случайной ориентацией и неопределенностью, связанные с Auto-SEM-EDS характеристикой формы, были рассмотрены в работе [20].

В работе [23] оценено влияние тонкого измельчения в шаровых и стержневых мельницах на раскрытие ценных минералов и характеристики формы частиц руды. Автоматизированная сканирующая электронная микроскопия с энергодисперсионной рентгеновской спектроскопией (Auto-SEM-EDS) использовалась для минералогического анализа и определения формы частиц в образцах кормов и продуктов. Работа демонстрирует, как инструменты технологической минералогии могут быть применены в контексте измельчения для получения информации о механизмах разрушения при тонком измельчении в шаровых и стержневых мельницах. В работе было выявлено, что большая разница в энергозатратах между двумя типами мельниц не оказывает существенного влияния на форму получаемого продукта. Исключением из этого наблюдения — лабораторная шаровая мельница, в которой продукт в верхней размерной фракции становился более вытянутым по мере увеличения времени измельчения в лабораторной мельнице периодического действия.

Такая же тенденция не наблюдалась в более мелких размерных фракциях. Частицы продукта, полученные в обеих мельницах тонкого помола, были либо такими же, либо более угловатыми, чем частицы исходного материала, с очень небольшой долей округлых зёрен. Термин «истирание», связанный с механизмом, с помощью которого крупные частицы в мельнице становятся более округлыми, имеет значение, которое может ввести в заблуждение при применении к тонкому измельчению. Если разрушение вызвано сдвигом, нельзя напрямую утверждать, что преобладающим механизмом разрушения будет постепенное истирание частиц с локальным разрушением по краям частиц. Анализ текстуры, формы и раскрытия частиц важен для определения взаимосвязи между энергозатратами, распределением частиц по размерам и высвобождением, чтобы в полной мере использовать преимущества раннего высвобождения и снизить эксплуатационные расходы [23].

Перспективы совершенствования технологии тонкого измельчения связаны с разработкой комплексных систем оборудования, объединяющих мельницы различных типов. Эффективность сочетания технологий обусловлена сокращением количества отходов, образующихся при дроблении и тонком измельчении минерального сырья, а также снижением многогранного негативного воздействия на окружающую среду. Улучшение процессов механического измельчения, учитывая их высокую энергоёмкость, зачастую играет ключевую роль в развитии технологий добычи и переработки твердых минеральных ресурсов [24].

Практика использования мельниц в горнодобывающей промышленности подтверждает их эффективность при измельчении твердых материалов, особенно благодаря комбинированию в рамках единого процесса подготовки сырья для производства конечной продукции. Динамические параметры, возникающие в помольных камерах, могут быть зарегистрированы с помощью прямого измерения с использованием пьезоэлектрических вибропреобразователей. Алгоритм, разработанный для усовершенствования мельниц, описывает процесс комплексной оптимизации их работы.

Исследование эффективности сочетания мельниц для тонкого измельчения горных пород, основанное на критерии выхода активной фракции, может стать предметом дальнейших научных изысканий.

Результаты исследований

Проведенное исследование позволило оценить эффективность тонкого измельчения в шаровых и стержневых мельницах, сосредоточив внимание на раскрытии ценных минералов и характеристиках формы частиц руды. Установлено, что различия в энергозатратах между двумя типами мельниц не оказывают существенного влияния на форму конечного продукта. За исключением лабораторной шаровой мельницы, где при увеличении времени измельчения наблюдается вытягивание частиц в крупных размерных фракциях. Однако в мелких фракциях эта тенденция отсутствует. Продукты, полученные в обеих мельницах, сохраняют угловатую форму, которая либо сопоставима с формой исходного материала, либо более выражена. Это противоречит традиционному представлению о постепенном округлении частиц при истирании, особенно если разрушение вызвано сдвиговыми нагрузками.

Использование автоматизированной сканирующей электронной микроскопии с энергодисперсионным анализом (Auto-SEM-EDS) продемонстрировало важность анализа

текстуры, формы и раскрытия частиц для оптимизации процессов флотации и переработки руды. Механизмы разрушения, такие как истирание и сдвиговое разрушение, по-разному влияют на характеристики частиц, что необходимо учитывать при проектировании и совершенствовании схем измельчения. В шаровых мельницах доминирующим механизмом остается ударное разрушение, хотя внутри загрузки чаще происходят низкоэнергетические повторяющиеся контакты, приводящие к постепенному разрушению.

Результаты также показали, что понимание взаимосвязей между энергозатратами, распределением размеров частиц и их раскрытие имеет решающее значение для повышения эффективности измельчения. Это открывает возможности для более раннего раскрытия минералов, сокращения эксплуатационных расходов и улучшения работы мельниц.

Таким образом, интеграция различных типов мельниц, их энергоэффективности и механизмов разрушения создает основу для дальнейшего совершенствования технологий тонкого измельчения.

Обсуждение результатов

Обсуждение результатов показывает, что выбор типа мельницы и понимание механизмов разрушения играют ключевую роль в оптимизации процессов тонкого измельчения. Несмотря на значительные различия в конструкции и энергозатратах между шаровыми и стержневыми мельницами, их влияние на форму частиц оказалось менее выраженным, чем ожидалось. Это свидетельствует о сложной взаимосвязи между энергозатратами и характеристиками измельченного продукта, что требует дальнейшего изучения. Исключением является лабораторная шаровая мельница, где вытянутая форма частиц крупных фракций демонстрирует влияние времени обработки на характеристики продукта. Однако эта тенденция отсутствует в мелких фракциях, что подчеркивает неоднородность процессов разрушения.

Использование Auto-SEM-EDS для анализа частиц подтвердило важность формы и текстуры на последующих стадиях переработки, таких как флотация. Полученные данные показали, что угловатая форма частиц, характерная для продуктов обеих мельниц, может быть связана с преобладанием сдвиговых разрушений, которые отличаются от традиционного истирания. Этот вывод важен для проектирования процессов, поскольку форма и раскрытие частиц

существенно влияют на их поведение в последующих стадиях переработки.

Результаты подчеркивают необходимость разработки новых подходов к моделированию и симуляции схем измельчения, включающих детальный учёт механизмов разрушения. Интеграция этих знаний с инженерными решениями может повысить энергоэффективность и снизить эксплуатационные расходы. Кроме того, установлено, что использование различных типов мельниц в едином технологическом процессе открывает перспективы для повышения эффективности, минимизации отходов и снижения негативного воздействия на окружающую среду.

Заключение

1. Исследование тонкого измельчения минерального сырья подтверждает его ключевую роль в повышении эффективности перерабатывающих процессов и улучшении качества конечной продукции.

2. Результаты данной работы показывают, что выбор типа мельницы, например шаровой или стержневой, а также понимание механизмов разрушения являются решающими факторами, влияющими на характеристики формы и текстуры частиц. Установлено, что преобладающий механизм разрушения — сдвиг, характерный для мельниц с перемешиванием, способствует формированию угловатых частиц, что важно для последующих стадий переработки, таких как флотация.

3. Анализ энергоэффективности различных типов мельниц подтвердил перспективность использования инновационных подходов к комбинированию оборудования, что позволяет оптимизировать процессы измельчения. Дальнейшее развитие технологий тонкого измельчения связано с созданием комплексных систем, объединяющих мельницы различных типов, а также с совершенствованием методов моделирования и симуляции для проектирования энергоэффективных и экологически устойчивых схем переработки.

4. Таким образом, тонкое измельчение минерального сырья остается одной из наиболее актуальных задач горнодобывающей и перерабатывающей промышленности. Полученные данные вносят вклад в развитие этой области, подчеркивая необходимость дальнейших исследований, направленных на повышение эффективности переработки сложных минеральных ресурсов в условиях истощения запасов высококачественных руд.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Jankovic, A. Variables affecting the fine grinding of minerals using stirred mills / A. Jankovic // *Minerals Engineering*. — 2003. — № 16 (4). — P. 337-345. — DOI: 10.1016/S0892-6875(03)00007-4.
2. Войлошников, Г. И. Агитируемые мельницы тонкого и сверхтонкого измельчения для последующих обогатительно-металлургических операций / Г. И. Войлошников, А. Ю. Чикин // *iPolytech Journal*. — 2024. — Т. 28 № 3. — С. 504-512. — <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2024-3-504-512>.
3. Gao, M. Prediction of product size distributions for a stirred ball mill / M. Gao, E. Forssberg // *Powder Technology*. — 1995. — Vol. 84. — P. 101-106. — DOI: 10.1016/0032-5910(95)02990-J.
4. Sinnott, M. Analysis of stirred mill performance using DEM simulation: Part 1—Media motion, energy consumption and collisional environment / M. Sinnott, P. W. Cleary, R. Morrison // *Minerals Engineering*. — 2006. — Vol. 19 (15). — P. 1537-1550. — DOI: 10.1016/j.mineng.2006.08.012.
5. Wills' Mineral Processing Technology / B. A. Wills, T. Napier-Munn. - Elsevier Science & Technology Books, 7th ed. 2006.
6. Regrinding sulphide minerals—breakage mechanisms in milling and their influence on surface properties and flotation behavior / X. Ye, S. Gredelj, W. Skinner, S. R. Grano // *Powder Technology*. — 2010. — Vol. 203 (2). — P. 133-147. — DOI: 10.1016/j.powtec.2010.05.002.
7. Radziszewski, P. Assessing the stirred mill design space / P. Radziszewski // *Minerals Engineering*. — 2013. — Vol. 41. — P. 9-16. — DOI: 10.1016/j.mineng.2012.10.012.
8. Tavares, L. M. Analysis of particle fracture by repeated stressing as damage accumulation / L. M. Tavares // *Powder Technology*. — 2009. — Vol. 190 (3). — P. 327-339. — DOI: 10.1016/j.powtec.2008.08.011.

9. The contribution of DEM to the science of comminution / N. S. Weerasekara, M. S. Powell, P. W. Cleary et al. // *Powder Technology*. — 2013. — Vol. 248. — P. 3-24. — DOI: 10.1016/j.powtec.2013.05.032.
10. Cleary, P. W. Analysis of stirred mill performance using DEM simulation: Part 2 — Coherent flow structures, liner stress and wear, mixing and transport / P. W. Cleary, M. Sinnott, R. Morrison // *Minerals Engineering*. — 2006. — Vol. 19 (15). — P. 1551-1572. DOI: 10.1016/j.mineng.2006.08.013.
11. Particle morphology of ground gibbsite in different grinding environments / C. Frances, N. Le Bolay, K. Belaroui, M.-N. Pons // *International Journal of Mineral Processing*. — 2001. — Vol. 61 (1). — P. 41-56. — DOI: 10.1016/S0301-7516(00)00025-9.
12. Gao, M. Prediction of product size distributions for a stirred ball mill / M. Gao, E. Forssberg // *Powder Technology*. — 1995. — Vol. 84. — P. 101-106. — DOI: 10.1016/0032-5910(95)02990-J.
13. Kaya, E. Particle shape modification in comminution / E. Kaya, R. Hogg, S. R. Kumar // *KONA Powder and Particle Journal*. — 2002. — No20. — P. 188-195. — DOI: 10.14356/kona.2002021.
14. Effect of operational parameters on the breakage mechanism of silica in a jet mill / S. Palaniandy, K. A. M. Azizli, H. Hussin, S. F. S. Hashim // *Minerals Engineering*. — 2008. — Vol. 21 (5). — P. 380-388. — DOI: 10.1016/j.mineng.2007.10.011.
15. Roufail, R. A. The Effect of Stirred Mill Operation on Particles Breakage Mechanism and their Morphological Features / R. A. Roufail. - The University of British Columbia, 2011. — 283 p.
16. Identification of the fragmentation mechanisms in wet-phase fine grinding in a stirred bead mill / C. Varinot, S. Hiltgun, M. N. Pons, J. Dodds // *Chemical Engineering Science*. — 1997. — Vol. 52, No. 20. — P. 3605-3612.
17. The effect of breakage mechanism on the mineral liberation properties of sulphide ores / T. G. Vizcarra, E. M. Wightman, N. W. Johnson, E. V. Manlapig // *Minerals Engineering*. — 2010. — Vol. 23. — P. 374-382. — DOI: 10.1016/j.mineng.2009.11.012.
18. Using mineralogical and particle shape analysis to investigate enhanced mineral liberation through phase boundary fracture / L. Little, A. N. Mainza, M. Becker, J. G. Wiese // *Powder Technology*. — 2016. — Vol. 301. — P. 794-804. — DOI 10.1016/j.powtec.2016.06.052.
19. King R. P. Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems. - Butterworth-Heinemann, Oxford, 2001. - 414 p.
20. Auto-SEM particle shape characterisation: Investigating fine grinding of UG2 ore / L. Little, M. Becker, J. Wiese, A. N. Mainza // *Minerals Engineering*. — 2015. — Vol. 82. — P. 92-100. DOI: 10.1016/j.mineng.2015.03.021.
21. Influence of the roughness and shape of quartz particles on their flotation kinetics / M. Rahimi, F. Dehghani, B. Rezai, M. R. Aslani // *International Journal of Minerals Metallurgy and Materials*. — 2012. — Vol. 19. — P. 284-289. — DOI: 10.1007/s12613-012-0552-z.
22. Ulusoy, U. Determination of the shape, morphological and wettability properties of quartz and their correlations / U. Ulusoy, M. Yekeler, C. Hiçyılmaz // *Minerals Engineering*. — 2003. — Vol. 16 (10). — P. 951-964. DOI: 10.1016/j.mineng.2003.07.002.
23. Fine grinding: How mill type affects particle shape characteristics and mineral liberation / L. Little, A. N. Mainza, M. Becker, J. Wiese // *Minerals Engineering*. — 2017. — Vol. 111. — P. 148-157. — <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.05.007>.
24. Дмитрак, Ю. В. Комбинирование мельниц для тонкого измельчения горных пород / Ю. В. Дмитрак // *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. — 2021. — № 2. — С. 179-190.

REFERENCES

1. Jankovic A. Variables affecting the fine grinding of minerals using stirred mills. *Minerals Engineering*. 2003;16(4):337-45. DOI: 10.1016/S0892-6875(03)00007-4.
2. Voiloshnikov GI, Chikin AYu. Stirred media mills of fine and ultrafine grinding for subsequent beneficiation operations. *iPolytech Journal*. 2024;28(3):504-12 (In Russ.). <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2024-3-504-512>.
3. Gao M, Forssberg E. Prediction of product size distributions for a stirred ball mill. *Powder Technology*. 1995;84:101-06. DOI: 10.1016/0032-5910(95)02990-J.
4. Sinnott M, Cleary PW, Morrison R. Analysis of stirred mill performance using DEM simulation: Part 1—Media motion, energy consumption and collisional environment. *Minerals Engineering*. 2006;19(15):1537-50. DOI: 10.1016/j.mineng.2006.08.012.
5. Wills BA, Napier-Munn. Wills' Mineral Processing Technology. Elsevier Science & Technology Books, 7th ed., 2006.
6. Ye X, Gredelj S, Skinner W, et al. Regrinding sulphide minerals—breakage mechanisms in milling and their influence on surface properties and flotation behavior. *Powder Technology*. 2010;203(2):133-47. DOI: 10.1016/j.powtec.2010.05.002.
7. Radziszewski P. Assessing the stirred mill design space. *Minerals Engineering*. 2013;41:9-16. DOI: 10.1016/j.mineng.2012.10.012.
8. Tavares LM. Analysis of particle fracture by repeated stressing as damage accumulation. *Powder Technology*. 2009;190(3):327-39. DOI: 10.1016/j.powtec.2008.08.011.
9. Weerasekara NS, Powell MS, Cleary PW, et al. The contribution of DEM to the science of comminution. *Powder Technology*. 2013;248:3-24. DOI: 10.1016/j.powtec.2013.05.032.
10. Cleary PW, Sinnott M, Morrison R. Analysis of stirred mill performance using DEM simulation: Part 2 — Coherent flow structures, liner stress and wear, mixing and transport. *Minerals Engineering*. 2006;19(15):1551-72. DOI: 10.1016/j.mineng.2006.08.013.
11. Frances C, Le Bolay N, Belaroui K, et al. Particle morphology of ground gibbsite in different grinding environments. *International Journal of Mineral Processing*. 2001;61(1):41-56. DOI: 10.1016/S0301-7516(00)00025-9.
12. Gao M, Forssberg E. Prediction of product size distributions for a stirred ball mill. *Powder Technology*. 1995;84:101-06. DOI: 10.1016/0032-5910(95)02990-J.
13. Kaya E, Hogg R, Kumar SR. Particle shape modification in comminution. *KONA Powder and Particle Journal*. 2020;20:188-95. DOI: 10.14356/kona.2002021.
14. Palaniandy S, Azizli KAM, Hussin H, et al. Effect of operational parameters on the breakage mechanism of silica in a jet mill. *Minerals Engineering*. 2008;21(5):380-88. DOI: 10.1016/j.mineng.2007.10.011.
15. Roufail RA. The Effect of Stirred Mill Operation on Particles Breakage Mechanism and their Morphological Features. The University of British Columbia, 2011.
16. Varinot C, Hiltgun S, Pons M-N, et al. Identification of the fragmentation mechanisms in wet-phase fine grinding in a stirred bead mill. *Chemical Engineering Science*. 1997;52(20):3605-12.
17. Vizcarra TG, Wightman EM, Johnson NW, et al. The effect of breakage mechanism on the mineral liberation properties of sulphide ores. *Minerals Engineering*. 2010;23(5):374-82. DOI: 10.1016/j.mineng.2009.11.012.
18. Little L, Mainza AN, Wiese JG, et al. Using mineralogical and particle shape analysis to investigate enhanced mineral liberation through phase boundary fracture. *Powder Technology*. 2016;301:794-804. DOI: 10.1016/j.powtec.2016.06.052.
19. King RP. Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems. Butterworth-Heinemann, Oxford, 2001.
20. Little L, Becker M, Wiese J, et al. Auto-SEM particle shape characterisation: Investigating fine grinding of UG2 ore. *Minerals Engineering*. 2015;82:92-100. DOI: 10.1016/j.mineng.2015.03.021.

21. Rahimi M, Dehghani F, Rezai B, et al. Influence of the roughness and shape of quartz particles on their flotation kinetics. *International Journal of Minerals Metallurgy and Materials*. 2012;19:284-89. DOI: 10.1007/s12613-012-0552-z.
22. Ulusoy U, Yekeler M, Hıçyılmaz C. Determination of the shape, morphological and wettability properties of quartz and their correlations. *Minerals Engineering*. 2003;16(10):951-64. DOI: 10.1016/j.mineng.2003.07.002.
23. Little L, Mainza AN, Becker M, et al. Fine grinding: How mill type affects particle shape characteristics and mineral liberation. *Minerals Engineering*. 2017;111:148-57. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.05.007>.
24. Dmitrak YuV. Combining mills for fine grinding of rocks. *News of TulSU. Earth Sciences*. 2021;2:179-90 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Людмила Станиславовна Адамова —

младший научный сотрудник, аспирант направления
«Геотехнология. Горные машины», ИПКОН РАН, 111020, г.
Москва, Российская Федерация,
e-mail: adamovamila16@yandex.ru

Юрий Витальевич Дмитрак —

главный научный сотрудник, профессор, доктор технических
наук, начальник отдела Моделирования и управления
горнотехническими системами ИПКОН РАН, 111020,
г. Москва, Российская Федерация,
e-mail: dmitrak@yandex.ru

ABOUT THE AUTHORS

Liudmila S. Adamova —

a junior researcher, a postgraduate student in the field of
«Geotechnology. Mining machines», Institute of Comprehensive
Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences,
Moscow, 111020, Russian Federation, e-mail: adamovamila16@
yandex.ru

Yuri V. Dmitrak —

Chief Researcher, Professor, Dr. Sci. (Eng.), Head of the
Department of Modeling and Management of Mining Systems,
Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources
Russian Academy of Sciences, Moscow, 111020, Russian
Federation, e-mail: dmitrak@yandex.ru

Критерии авторства / Contribution:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей / The authors participated equally in the writing and collection of the material, as well as its processing.

Конфликт интересов / Conflict of interest:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 03.11.2024.

Поступила после рецензирования: 24.11.2024.

Принята к публикации: 29.11.2024.

Article info

Received: 03.11.2024.

Revised: 24.11.2024.

Accepted: 29.11.2024.

АНАЛИЗ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРОЦЕССА ОБРАЗОВАНИЯ ТРЕЩИН ПОДРАБОТАННОГО МАССИВА ВБЛИЗИ ВОДНЫХ ОБЪЕКТОВ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОГО ОСВОЕНИЯ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ*

Н. А. Федотенко^{1,2}✉

¹Федеральное государственное бюджетное научное учреждение «Республиканский академический научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики, геофизики и маркшейдерского дела» (ФГБНУ «РАНИМИ»), г. Донецк, ДНР, Российская Федерация

²Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова Российской академии наук (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация
✉ geo-science@mail.ru

Аннотация: Представлена проблематика разработки месторождений полезных ископаемых под водными или вблизи водных объектов, а также результаты анализа массива многолетних данных мониторинга деформационных данных массива горных пород, в том числе находящихся в Донецком угольном бассейне. Рассмотрены примеры затопления угольных шахт с зафиксированным проявлением скачкообразности дебита воды, когда промежутки максимального дебита сменялись промежутками многократного ослабления притока, а также неравномерного подъема затопления шахты. Полученные результаты показали, что для обеспечения безопасного освоения недр вблизи водных объектов необходимо учитывать фактор иерархичного состояния природных трещин массива горных пород, а также то, что вода, особенно под большим давлением, является существенным фактором, оказывающим влияние на изменение системы трещин подработанного массива.

Ключевые слова: уголь, подработанный массив, деформация, горные работы, прорыв воды, затопление, безопасность, трещиноватый массив

***Благодарность, финансирование:** Исследования проведены в рамках выполнения научно-исследовательской работы FRSR – 2024 – 0002 «Исследование деформированного состояния и геофизических свойств подработанного углепородного массива».

Для цитирования: Федотенко Н. А. Анализ исследований процесса образования трещин подработанного массива вблизи водных объектов для обеспечения безопасного освоения угольных месторождений. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):138-142. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_138_142.

ANALYSIS OF STUDIES OF THE PROCESS OF CRACK FORMATION IN UNDERMINED MASSIF NEAR WATER BODIES TO ENSURE THE SAFE DEVELOPMENT OF COAL DEPOSITS*

N. A. Fedotenko^{1,2}✉

¹Republican Academic R&D Institute of Mining Geology, Geomechanics, Geophysics and Mine Surveying (RANIMI), Donetsk, DPR, Russian Federation

²Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation
✉ geo-science@mail.ru

Abstract: The article presents the problems of developing mineral deposits under or near water bodies, as well as the results of the analysis of a multi-year data array of monitoring deformation data of rock mass, including those located in the Donetsk coal basin. Examples of coal mine flooding with a recorded manifestation of discontinuous water flow rate are considered, when intervals of maximum flow rate were replaced by intervals of multiple weakening of the inflow, as well as an uneven rise of mine flooding. The results obtained showed

that in order to ensure safe development of subsoil near water bodies, it is necessary to take into account the factor of the hierarchical state of natural cracks in the rock mass, as well as the fact that water, especially under high pressure, is a significant factor influencing the change in the crack system of the underworked mass.

Keywords: coal, underworked massif, deformation, mining operations, water breakthrough, flooding, safety, fractured massif

***Acknowledgments, funding:** The research was carried out as part of the research work FRSR – 2024 – 0002 “Study of the deformation state and geophysical properties of an underworked coal-rock massif”.

For citation: Fedotenko N. A. Analysis of studies of the process of crack formation in undermined massif near water bodies to ensure the safe development of coal deposits. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):138-142. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_138_142

Введение

Обеспечение безопасного функционирования предприятий угледобывающего комплекса, в особенности в связи с продвижением выработок в направлении расположения жилых и производственных сооружений часто сопряжено с проблемой разработки месторождений полезных ископаемых под водными или вблизи водных объектов. Значительное количество городов и поселков подработано очистными выработками. Это негативно сказывается на объектах социальной и производственной инфраструктуры, расположенных на подрабатываемой территории, приводит к их повреждениям, вплоть до утраты ими функционального состояния [1-3].

В практике горного дела иногда недооценивают опасность скопления и прорыва воды в горные выработки. Между тем при разработке угольных месторождений встречаются очень сложные гидрогеологические условия, которые требуют особого внимания. По данным мировой на угольных шахтах ежегодно происходят десятки случаев прорывов воды в горные выработки с их подтоплением и приостановкой горных работ [4-7].

Затопление угольных шахт может сопровождаться неожиданным притоком и прорывов воды из них в выработки соседних угледобывающих предприятий. Имеются случаи поступления шахтных вод также через водонепроницаемые барьерные и околоствольные целики. Эти случаи часто находятся вне сферы внимания исследователей и многие из них еще не получили должного научного объяснения [8], поэтому важно анализировать особенности таких прорывов воды и учитывать соответствующие выводы при прогнозе техногенного изменения гидро-геологических условий разработки.

Обращает на себя внимание тот факт, что в ряде случаев при прорывах воды проявляется скачкообразность дебита

воды — промежутки максимального дебита сменяются промежутками многократного ослабления притока вне явной связи с мерами по ликвидации (изоляции) мест прорыва. Пример тому ситуация, которая наблюдалась при аварии на шахте «Западная» (2003 г.) (рис.1).

Цель исследования: целью данной работы является поиск эффективных решений, направленных на обеспечение безопасного ведения горных работ вблизи водных объектов, позволяющих, опираясь на установленные закономерности поведения массива горных пород, а также комплексный анализ ситуаций прорыва воды, предпринимать своевременные меры в виде прогнозирования поведения массива горных пород при освоении недр.

Материалы и методы исследования

В процессе подготовки данной статьи были использованы базы многолетних данных по наблюдениям за состоянием подработанного массива горных пород, в том числе в Донецком угольном бассейне, аналитические данные по распределению горизонтальных деформаций пород вдоль горных выработок, в частности, полученные ранее проф. М. А. Иофисом натурные профильные распределения деформаций толщи пород и земной поверхности. В работе были использованы аналитические методы, а также методы математического моделирования.

Результаты и их обсуждение

В ходе наблюдений зафиксирована неравномерность подъема затопления шахты. На протяжении отдельных отрезков времени уровень затопления сохранялся практически неизменным. Внутри шахты происходили периодические налеты волн шахтной воды от ствола, а также мощные сотрясения массива (по словам горняков «удары»), после которых появлялись новые потоки воды и повышался темп затопления шахты [8,9].

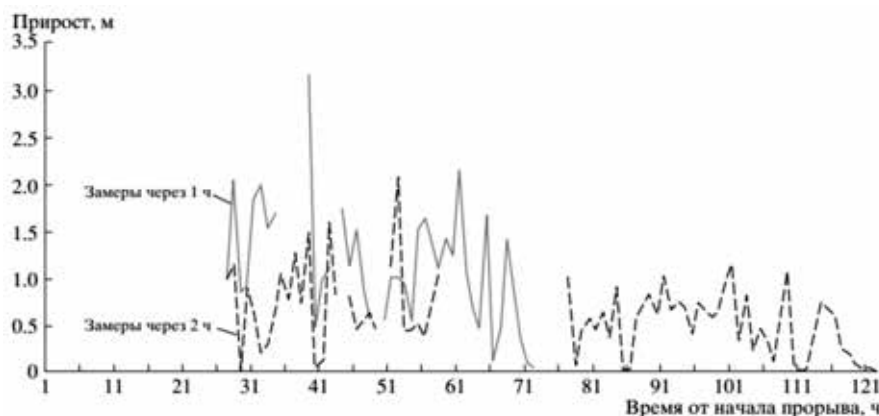


Рис. 1. Прирост уровня затопления шахты «Западная» по сравнению с предшествующим замером в ходе прорыва воды в главный ствол №2 [8] /

Fig. 1. Increase in the flood level of the Zapadnaya mine compared to the previous measurement during the water breakthrough into the main shaft No. 2 [8]

Можно заключить, что прорыв представлял собой цепочку водопроявлений, динамику которой фиксировали указанные эффекты в виде скачкообразности колебаний, а затем многократного ослабления притока. Характеристики и обстоятельства поступления позволяют связать их генерацию с техногенным изменением напряженно-деформированного состояния массива и образованием водопроводящих трещин. Этот пример является показательным для самого факта поступления перетока, который отражает изменение проницаемости пород у водных объектов [10, 11].

Эффекты подобного трещинообразования имели место также до и после обоих прорывов. Зафиксированы признаки как резкого, так и постепенного образования раскрытия и сужения водопроводящих трещин [8]. Раскрытие и закрытие трещин объясняется взаимовлиянием активированных природных трещин, а не кольматацией.

Сходные процессы проявляются в разгруженных образцах пород, особенно песчаников в форме их растрескивания, например, в «дисковании» керна выбросоопасных разностей. Также скачкообразно в отдельные моменты времени может произойти смыкание трещин [8].

Таким образом, затопление шахт трансформирует фильтрационную структуру и проницаемость породной среды. Разрядка внутренних напряжений массива порождает автоколебания, способные вызвать локальное нарушение его сплошности и генерацию гидравлических импульсов с выбросом воды в горные выработки. Проявление структурных природных трещин в процессах затопления угольных шахт, неравномерность процесса может зависеть от структуры трещин. Выявленное проникновение воды свидетельствует о сильной природной трещиноватости массива и относительно слабом напоре воды.

Еще одним важным фактором, который необходимо учитывать при оценке безопасности разработки месторождений полезных ископаемых, является пространственно-временная изменчивость механических свойств подработанного массива горных пород [12]. Учет таких особенностей геомеханических объектов в инженерных расчетах основывается, главным образом, на закономерностях, установленных в результате анализа пространственных и временных рядов разнородных геодезических и геологогеофизических наблюдений [12–16]. В основу исследований был взят анализ полученных ранее проф. М. А. Иофисом натурных профильных распределений деформаций толщи пород и земной поверхности [12]. Замеры смещений пород проводились в шахте «Шевелевская» и шахте им. Ю.А. Гагарина (Донбасс) в соответствии с инструкцией [17]. На шахте «Шевелевская» после проходки одиночной горизонтальной выработки длиной свыше 300 м (квершлаг горизонта 176 м) в стенке выработки последовательно через 2 м были установлены жесткие стенные реперы, заглубленные на 0.5 м от поверхности выработки. В процессе наблюдений фиксировались смещения реперов относительно друг друга. Точность измерения смещений составляла 0.1 мм. После активной фазы процесса сдвижения пород, которая была вызвана воздействием очистных работ на нижележащих горизонтах и продолжалась свыше двух лет, смещения реперов пород были пересчитаны в деформации массива горных пород. Масштаб воздействия очистных работ в сопоставлении с расстоянием между реперами давал основания считать, что техногенное воздействие на контролируемые участки массива горных

пород было достаточно однородным, а неоднородность пространственного распределения деформаций пород была вызвана локальной неоднородностью массива пород. На рис. 2 зависимость 1 соответствует горизонтальным деформациям пород вдоль квершлага по прошествии примерно трех лет после заложения реперов.

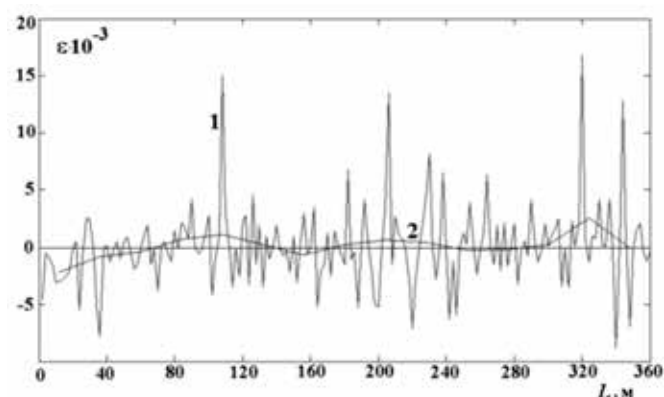


Рис. 2. Распределение горизонтальных деформаций пород вдоль квершлага (шахта «Шевелевская»), база измерения: 1 – 2 м; 2 – 24 м [18] / Fig. 2. Distribution of horizontal rock deformations along the crosscut (Shevelevskaya mine), measurement base: 1 – 2 m; 2 – 24 m [18]

Как видно распределение деформаций вдоль квершлага является резко неоднородным, имеют место отдельные пики деформаций различных знаков, превышающие допустимые значения. При достаточно большом расстоянии между реперами распределение деформаций приобретает «сглаженный» вид (зависимость 2). В среднем на рассматриваемом участке массива горизонтальные деформации почти равны нулю. В результате визуальных обследований установлено, что острые пики деформаций обычно приурочены к природным трещинам или контактам пород с резко различными свойствами, которые активизируются при техногенном воздействии на массив. Это особенно отчетливо проявляется в процессе образования уступов в мульде сдвижения пород земной поверхности. Поэтому есть веские основания использовать распределения деформаций, подобные тем, что показаны на рис. 1, в анализе закономерностей природной трещинной структуры массива горных пород.

Выводы

Комплексный анализ ситуаций прорыва воды, а также исследований на основании обработки натурных данных наблюдений, проводимых на ряде шахт Донбасса, дает нам основание сделать вывод, что для обеспечения безопасного освоения недр вблизи водных объектов необходимо учитывать фактор иерархичного состояния природных трещин массива горных пород, а также то, что вода, особенно под большим давлением, является существенным фактором, оказывающим влияние на изменение системы трещин подработанного массива. Показано, что в результате ее влияния часть трещин способна закрываться, при этом формируя новые каналы для проникновения воды.

Прогноз геодинамических явлений в угольных шахтах, позволяют уточнить зоны деформирования подработанного массива, места скопления в нем подземных вод, вывести новые и уточненные критерии прогноза деформаций земной поверхности и повысить безопасность подработки зданий и сооружений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Cherdantsev, N. V. Analysis of the state for a coal massif enclosing in-seam working and a geological discontinuity / N. V. Cherdantsev, S. V. Cherdantsev // *Mechanics of Solids*. — 2018. — Т. 53. — №. 2. — P. 211–220. — <https://doi.org/10.3103/S0025654418020127>.
2. Analytical research of the stress-deformed state in the rock massif around faulting / V. Lozynskyi, P. Saik, M. Petlovanyi, et al. // *International Journal of Engineering Research in Africa*. — 2018. — Т. 35. — P. 77–88. — <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/JERA.35.77>.
3. Investigation of processes of rocks deformation and the earth's surface subsidence during underground coal mining / V. Buzlyo, A. Pavlychenko, O. Borysovska, D. Saveliev // *E3S Web of Conferences*. 2019. — Vol. 123. — art. numb. 01050. — <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201912301050>.
4. Бардакова, Е. А. Взаимосвязь гидрогеологических и геомеханических параметров при прогнозе последствий ликвидации угольных шахт / Е. А. Бардакова, Ф. М. Голубев // *Проблемы горного дела : Сборник научных трудов III Международного форума студентов, аспирантов и молодых ученых-горняков, Донецк, 06–07 апреля 2023 года*. — Донецк: Донецкий национальный технический университет, 2023. — С. 171–175.
5. Batrak, G. Influence of Hydrodynamic Conditions on the Mass Transfer of Pollutants in the Areas of Liquidated Mines // In: Svalova, V. (eds) *Heat-Mass Transfer and Geodynamics of the Lithosphere. Innovation and Discovery in Russian Science and Engineering*. Springer, Cham. —2021. — P. 191–198. https://doi.org/10.1007/978-3-030-63571-8_12.
6. Kulikova, E. Risk Assessment of Dangerous Natural Processes and Phenomena in Mining Operations / E. Kulikova // *Recent Researches in Earth and Environmental Sciences: 2nd International Conference on Advanced Science and Engineering 2019 (ICOASE2019) Zakho-Duhok, Kurdistan Region—Iraq, April 2–4, 2019*. — P. 21–33. Springer International Publishing. DOI: 10.1007/978-3-030-18641-8_3.
7. Костарев, А. П. Повышение эффективности мер предупреждения прорывов воды на угольных шахтах / А. П. Костарев, Н. А. Митишова // *Безопасность труда в промышленности*. — 2000. — № 1. — С. 35–39.
8. Мохов, А. В. Трещинообразование под влиянием затопления угольных шахт и его гидродинамическое значение / А. В. Мохов // *Доклады Академии наук*. — 2007. — Т. 414, № 2. — С. 223–225.
9. Мохов, А. В. Гидродинамическая эволюция пустотного пространства каменноугольных шахт под влиянием затопления / А. В. Мохов // *Вестник Южного научного центра РАН*. — 2012. — Т. 8, № 3. — С. 42–49.
10. Одинцев, В. Н. Новый геомеханический подход к прогнозу опасных гидрогеологических процессов при подземной разработке твердых полезных ископаемых / В. Н. Одинцев, И. В. Милетенко, Н. А. Милетенко // *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. — 2011. — № 7. — С. 103–108.
11. Одинцев, В. Н. Геомеханическая оценка изменения гидрогеологических условий налегающих пород при скважинной гидродобыче железных руд / В. Н. Одинцев, И. В. Милетенко, Н. А. Милетенко // *Маркшейдерия и недропользование*. — 2010. — № 5(49). — С. 51–54.
12. Экспериментальное выявление пространственной периодичности наведенных деформаций массива горных пород / М. А. Иофис, В. Н. Одинцев, Д. И. Блохин, В. И. Шейнин // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. — 2007. — № 2. — С. 21–27.
13. Певзнер М. Е., Иофис М. А., Попов В. Н. *Геомеханика*. — М.: Изд. МГГУ. 2005. — 438 с.
14. Курленя, М. В. Проблемы нелинейной геомеханики. Часть I. / М. В. Курленя, В. Н. Опарин // *ФТПРПИ*. — 1999. — № 5. — С. 12–26.
15. Шейнин, В. И. Интерпретация составляющих пространственной изменчивости механических свойств горного массива и оценка их вероятностных характеристик / В. И. Шейнин // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. — 1982. — № 4. — С. 3–8.
16. Сашурин А. Д. Сдвигание горных пород на рудниках черной металлургии. — Екатеринбург: ИГД УрО РАН. 1999. — 268 с.
17. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. — М.: Недра. 1988.
18. Блохин, Д. И. Результаты спектрального анализа данных, характеризующих особенности распределения деформаций пород вблизи подземных выработок / Д. И. Блохин, В. Н. Одинцев, В. И. Шейнин // *ГИАБ*. — 2007. — № 9. — С. 146–152.

REFERENCE

1. Cherdantsev NV, Cherdantsev SV. Analysis of the state for a coal massif enclosing in-seam working and a geological discontinuity. *Mechanics of Solids*. 2018;53(2):211–20. <https://doi.org/10.3103/S0025654418020127>.
2. Lozynskyi V, Saik P, Petlovanyi M, et al. Analytical research of the stress-deformed state in the rock massif around faulting. *International Journal of Engineering Research in Africa*. 2018;35:77–88. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/JERA.35.77>.
3. Buzlyo V, Pavlychenko A, Borysovska O, et al. Investigation of processes of rocks deformation and the earth's surface subsidence during underground coal mining. *E3S Web of Conferences*. 2019;123:01050. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201912301050>.
4. Bardakova EA, Golubev FM. Interrelation of hydrogeological and geomechanical parameters in predicting the consequences of coal mine liquidation. *Problems of mining: Proceedings of the III International Forum of Students, Postgraduates and Young Mining Scientists*. Donetsk, April 06–07, 2023. Donetsk: Donetsk National Technical University, 2023:171–5 (In Russ.).
5. Batrak G. Influence of Hydrodynamic Conditions on the Mass Transfer of Pollutants in the Areas of Liquidated Mines. In: Svalova, V. (eds) *Heat-Mass Transfer and Geodynamics of the Lithosphere. Innovation and Discovery in Russian Science and Engineering*. Springer, Cham. —2021:191–8. https://doi.org/10.1007/978-3-030-63571-8_12.
6. Kulikova E. Risk Assessment of Dangerous Natural Processes and Phenomena in Mining Operations. In *Recent Researches in Earth and Environmental Sciences: 2nd International Conference on Advanced Science and Engineering 2019 (ICOASE2019)*. Zakho-Duhok, Kurdistan Region—Iraq, April 2–4, 2019:21–33. DOI: 10.1007/978-3-030-18641-8_3.
7. Kostarev AP, Mitishova NA. Improving the effectiveness of measures to prevent water breakouts in coal mines. *Occupational safety in industry*. 2000;1:35–9 (In Russ.).
8. Mokhov AV. Cracking under the influence of flooding of coal mines and its hydrodynamic significance. *Reports of the Academy of Sciences*. 2007;414(2):223–5 (In Russ.).
9. Mokhov AV. Hydrodynamic evolution of the hollow spaces of coal mines under the influence of flooding. *Bulletin of the Southern Scientific Center of the Russian Academy of Sciences*. 2012;8(3):42–9 (In Russ.).
10. Odincev VN, Miletenco IV, Miletenco NA. A new geomechanical approach to the prediction of dangerous hydrogeological processes in the underground mining of solid minerals. *Mining Information and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2011;7:103–8 (In Russ.).
11. Odincev VN, Miletenco IV, Miletenco NA. Geomechanical assessment of changes in the hydrogeological conditions of overlying rocks during borehole hydro mining of iron ores. *Mine Surveying and subsoil use*. 2010;5(49):51–4 (In Russ.).
12. Iofis MA, Odincev VN, Blokhin DI, et al. Experimental detection of spatial periodicity of induced deformations of a rock mass. *Physico-technical problems of mining*. 2007;2:21–7 (In Russ.).
13. Pevzner ME, Iofis MA, Popov VN. *Geomechanics*. Moscow: MGSU Publishing House, 2005 (In Russ.).
14. Kurlenya MV, Oparin VN. Problems of nonlinear geomechanics. Part I. *FTPRPI*. 1999;5:12–26 (In Russ.).

15. Sheinin VI. Interpretation of the components of spatial variability of the mechanical properties of a mountain range and assessment of their probabilistic characteristics. *Physico-technical problems of mining*. 1982;4:3-8 (In Russ.).
16. Sashurin AD. Shifting of rocks in the mines of ferrous metallurgy. Yekaterinburg: IGD Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, 1999 (In Russ.).
17. Instructions for monitoring the movement of rocks and the Earth's surface during underground mining of ore deposits. Moscow: Nedra, 1988 (In Russ.).
18. Blokhin DI, Odincev VN, Sheinin VI. Results of spectral analysis of data characterizing the features of the distribution of rock deformations near underground workings. *GIAB*. 2007;9:146-52 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРЕ

Наталья Александровна Федотенко –
канд. технических наук, старший научный сотрудник,
Федеральное государственное бюджетное научное учреждение
«Республиканский академический научно-исследовательский
и проектно-конструкторский институт горной геологии,
геомеханики, геофизики и маркшейдерского дела», 83004,
г. Донецк, ДНР, Российская Федерация; старший научный
сотрудник Федеральное государственное бюджетное
учреждение науки Институт проблем комплексного освоения
недр им. академика Н. В. Мельникова Российской академии
наук (ИПКОН РАН), 111020, г. Москва, Российская
Федерация, <https://orcid.org/0000-0002-9912-5529>,
e-mail: geo-science@mail.ru

Информация о статье

Поступила в редакцию: 03.10.2024.

Поступила после рецензирования: 26.10.2024.

Принята к публикации: 03.11.2024.

Article info

Received: 03.10.2024.

Revised: 26.10.2024.

Accepted: 03.11.2024.

ABOUT THE AUTHOR

Natalia A. Fedotenko –
Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Republican Academic R&D
Institute of Mining Geology, Geomechanics, Geophysics and Mine
Surveying (RANIMI), 83004, Donetsk, DPR, Russian Federation;
Senior Researcher, Institute of Comprehensive Exploitation of
Mineral Resources Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow,
Russian Federation, <https://orcid.org/0000-0002-9912-5529>,
e-mail: geo-science@mail.ru



XX-ая МЕЖДУНАРОДНАЯ ВЫСТАВКА
ТЕХНОЛОГИЙ И ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА
И РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕДР

Ufi
Approved
Event



Mining Week

KAZAKHSTAN'2025

24-26.06.2025

[КАРАГАНДА] [КАЗАХСТАН]



ТОО «TNT EXPO»

+7 (727) 344 00 63

mintek@tntexpo.kz

mining.week.kazakhstan



MININGWEEK.KZ

MiningWorld Russia

29-я Международная выставка
машин и оборудования
для добычи, обогащения
и транспортировки
полезных ископаемых

Забронируйте стенд
miningworld.ru

23–25 апреля 2025
Москва, Крокус Экспо



ОРГАНИЗАТОР
ORGANISER

