

0+

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ
SCIENTIFIC, TECHNOLOGICAL AND PRODUCTION JOURNAL

МАРКШЕЙДЕРИЯ И НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЕ

Т. 26, № 1, ЯНВАРЬ–ФЕВРАЛЬ 2026 г.
Vol. 26, № 1, JANUARY–FEBRUARY 2026

MINE SURVEYING AND SUBSURFACE USE

www.n-gn.ru

ГЕОМЕХАНИКА, GEOMECHANICS,
РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД, ROCK DESTRUCTION

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

MINE AEROGAS DYNAMICS AND MINING THERMOPHYSICS

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ
И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ

ТЕОТЕХНОЛОГИЯ,
ГОРНЫЕ МАШИНЫ
TECHNOLOGY,
MINING MACHINES

РУДНИЧНАЯ АЭРОГАЗОДИНАМИКА
И ГОРНАЯ ТЕПЛОФИЗИКА





Форум и выставка
15-16 апреля 2026
Магадан, МЦК

Золото Дальнего Востока: стратегии устойчивого развития

отраслевая площадка для выработки согласованных подходов
к развитию золотодобычи Дальнего Востока и Магаданской области
на среднесрочную перспективу.



ISSN 2079–3332
e-ISSN 3034–6835

Научно-технический и производственный журнал



Т. 26, № 1

ЯНВАРЬ–ФЕВРАЛЬ 2026 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 связи, информационных технологий и массовых коммуникаций. Регистрационный номер 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 ВИНТИ 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 ООО «Клуб печати» 127018, Москва, 3-ий проезд Марьиной Рощи, д. 40, стр. 1 тел.: +7(929)982-72-82

Тираж 1000 экз.

Свободная цена.

Дата выхода в свет: 10.03.2026

ISSN 2079-3332



24 003



© ООО «Издательский дом «Недропользование и горные науки», 2026

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, ПФИЦ УрО РАН, г. Пермь, РФ

В. И. Голик – д.т.н., проф., проф. кафедры «Горное дело», ФГБОУ ВО «СКГМИ (ГТУ)», г. Владикавказ, 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. Трубецкой – 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. Рыспапов – 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. Чунуев – 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 Сагимова, 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
e-ISSN 3034–6835

Scientific, Technological and Production Journal



Vol. 26, № 1
JANUARY–FEBRUARY 2026

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 Communications, Information Technology and Mass Media.

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
Printed by LLC «Printing Club»

127018, Moscow
phone: +7(929)982-72-82
Covering - 1000 copies.
Free price.
Release date: 10.03.2026

ISSN 2079-3332



24 003



9 772079 333778



© Publishing House Minerals Management
and Mining Sciences, LLC, 2026

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 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 Marmitogorsk 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. Vujčić - 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 Cehlar - 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. Khreshok - 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

*Д. В. Сидорова, В. В. Хаустов, В. А. Варнавский,
С. В. Донецкий, А. И. Карнышкин*

Использование искусственного интеллекта для документирования геомеханических характеристик керна разведочных скважин

В. А. Канин, Ю. А. Пивень, Б. В. Хохлов, А. В. Антипенко

Оптимизация соотношения размеров ограждающих крепежных конструкций для охраны выемочных выработок

*С. Б. Алиев, В. Ф. Демин, Н. А. Милетенко,
В. Н. Долгоносков, Р. Б. Хуснутдинов*

Разработка и подбор безопасной схемы управления метановыделением при отработке пласта K_{10} и подработке пласта K_{12} на шахте «Абайская»

*С. А. Шемякин, А. Ю. Чебан, Е. А. Шишкин,
В. Ю. Воронин*

Энергетический принцип анализа и управления параметрами короткозамедленного взрывания на карьерах

РУДНИЧНАЯ АЭРОГАЗОДИНАМИКА И ГОРНАЯ ТЕПЛОФИЗИКА

*А. С. Морин, С. С. Сапожников, О. С. Игнатова,
И. С. Плотников, В. Т. Чесноков*

Аэродинамические процессы в устье воздухоподающего ствола при нагнетательном способе вентиляции шахт

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ И ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ

*В. В. Гладчук, В. В. Горожанкин, А. В. Олонцева,
Ю. М. Тер-Оганесова*

Обоснование применения программного комплекса TopoCad для расчета геометрических параметров трассы при строительстве метрополитена

И. А. Терешин, Д. Л. Негурица, А. А. Терешин

Маркшейдерско-геодезический контроль состояния технологического объекта методом лазерного сканирования

М. А. Роевко

Исследование оседания земной поверхности при строительстве подземного перехода с применением защитного экрана из труб

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ, ГОРНЫЕ МАШИНЫ

С. А. Шемякин, А. Ю. Чебан, Е. А. Шишкин, В. Ю. Воронин

Методика выбора автотранспортных средств на месторождениях полезных ископаемых Дальневосточного региона России

Е. С. Семькин

Энергия и ее роль в горной промышленности

GEOMECHANICS, ROCK DESTRUCTION

*D. V. Sidorova, V. V. Khaustov, V. A. Varnavsky, S. V. Donetskiy,
A. I. Karnyushkin*

4 Using AI to document geomechanical properties of exploration well core

V. A. Kanin, Yu. A. Piven, B. V. Khokhlov, A. V. Antypenko

13 Optimization of dimension ratios of supporting enclosing structures for the protection of mining excavations

*S. B. Aliev, V. F. Demin, N. A. Miletenko,
V. N. Dolgonosov, R. B. Khusnutdinov*

20 Development and selection of a safe control scheme for methane emissions during K_{10} and K_{12} formation on “Abayskaya” coal mine

*S. A. Shemyakin, A. Yu. Cheban, E. A. Shishkin,
V. Yu. Voronin*

26 The energy principle of analyzing and controlling the parameters of short-range blasting in quarries

MINE AEROGAS DYNAMICS AND MINING THERMOPHYSICS

*A. S. Morin, S. S. Sapozhnikov, O. S. Ignatova,
I. S. Plotnikov, V. T. Chesnokov*

35 Investigation of aerodynamic processes at the mouth of a mine air supply shaft

SURVEYING AND GEOLOGICAL SUPPORT FOR MINING WORKS

*V. V. Gladchuk, V. V. Gorozhankin, A. V. Olontseva,
Yu. M. Ter-Oganeseva*

41 Justification of using the TopoCad software package for calculating geometric parameters of tunnel alignment in metro construction

I. A. Tereshin, D. L. Neguritsa, A. A. Tereshin

45 Mine surveying-geodetic monitoring of a technological object by laser scanning

M. A. Roenko

50 Study of ground surface settlement during the construction of an underground pedestrian crossing using a pipe-roof structure

GEOTECHNOLOGY, MINING MACHINES

S. A. Shemyakin, A. Yu. Cheban, E. A. Shishkin, V. Yu. Voronin

57 The methodology of selecting vehicles in the mineral deposits of the Far Eastern region of Russia

E. S. Semykin

61 Energy and its role in the mining industry

Использование искусственного интеллекта для документирования геомеханических характеристик керна разведочных скважин

Д. В. Сидорова¹, В. В. Хаустов^{2✉}, В. А. Варнавский³,
С. В. Донецкий¹, А. И. Карнюшкин⁴

¹ФГАОУ ВО «Белгородский государственный национальный исследовательский университет»,
г. Белгород, Российская Федерация

²ФГБОУ ВО «Национальный исследовательский Московский государственный строительный университет»,
г. Москва, Российская Федерация

³ООО «Краснотурьинск-Полиметалл», г. Краснотурьинск, Российская Федерация

⁴ФГАОУ ВО «Московский государственный технический университет
имени М. Э. Баумана», г. Москва, Российская Федерация

✉ okech@mail.ru

Резюме. Рассматривается внедрение искусственного интеллекта в процессы документирования геомеханических характеристик керна разведочных скважин. Для анализа изображений кернов использовались нейронные сети и языковая модель ChatGPT-4o. Исследование проводилось на базе более 100 образцов керна с параллельным сравнением результатов искусственного интеллекта и экспертных оценок. Модель искусственного интеллекта демонстрирует высокую точность в идентификации цельных сегментов керна длиной свыше 10 см. Выявлена определенная проблематичность анализа зон с метасоматитами и интенсивной трещиноватостью, обусловленная сложностью распознавания малозаметных трещин и искусственных повреждений, а также ошибками в классификации горных пород при их визуальной схожести. Отмечена необходимость регулярного мониторинга и обновления модели для предотвращения деградации ее прогностических возможностей. Применение технологий искусственного интеллекта существенно снижает трудозатраты и ресурсы, необходимые для выявления основных геомеханических параметров керна, при этом подчеркивается важность тесного взаимодействия геомехаников и специалистов по программированию для создания стандартизованных и релевантных методов исследования. Интеграция искусственного интеллекта в процессы анализа керна способствует значительному повышению эффективности, точности и воспроизводимости геомеханической документации.

Ключевые слова: искусственный интеллект, геомеханические характеристики, керн, нейронные сети, ChatGPT-4o, анализ изображений керна, трещиноватость пород, мультиспектральные данные, повышение контрастности изображений

Благодарность: Авторы выражают признательность и благодарность коллективу редакции научно-технического и производственного журнала «Маркшейдерия и недропользование» за поддержку и помощь в оформлении статьи.

Для цитирования: Сидорова Д.В., Хаустов В.В., Варнавский В.А., Донецкий С.В., Карнюшкин А.И. Использование искусственного интеллекта для документирования геомеханических характеристик керна разведочных скважин. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):4-12. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-4-12>.

Using AI to document geomechanical properties of exploration well core

D. V. Sidorova¹, V. V. Khaustov^{2✉}, V. A. Varnavsky³,
S. V. Donetskii¹, A. I. Karnyushkin⁴

¹Belgorod State National Research University, Belgorod, Russian Federation

²National Research Moscow State University of Civil Engineering, Moscow, Russian Federation

³Krasnoturinsk-Polimetall LLC, Krasnoturinsk, Russian Federation

⁴Moscow State Technical University named after M. E. Bauman, Moscow, Russian Federation

✉ okech@mail.ru

Rezume. This article examines the integration of artificial intelligence into documenting the geomechanical properties of exploration well core. Neural networks and the ChatGPT-4o language model were used to analyze core images. The study was conducted using over 100 core samples, with parallel comparison of artificial intelligence results and expert assessments. The artificial intelligence

model demonstrates high accuracy in identifying intact core segments longer than 10 cm. Certain challenges in analyzing zones with metasomatites and intense fracturing are identified, due to the difficulty of recognizing subtle cracks and artificial damage, as well as errors in classifying rocks despite their visual similarity. The need for regular monitoring and updating of the model to prevent the degradation of its predictive capabilities is noted. The use of artificial intelligence technologies significantly reduces the labor costs and resources required to identify key geomechanical parameters of core, while emphasizing the importance of close collaboration between geomechanics and programming specialists to create standardized and relevant research methods. Integrating artificial intelligence into core analysis processes significantly improves the efficiency, accuracy, and reproducibility of geomechanical documentation.

Keywords: artificial intelligence, geomechanical properties, core, neural networks, ChatGPT-4o, core image analysis, rock fracturing, multispectral data, image contrast enhancement

Acknowledgments: The authors express their appreciation and gratitude to the editorial staff of the scientific, technical and industrial journal "Mine Surveying and Subsoil Use" for their support and assistance in preparing the article.

For citation: Sidorova D.V., Khaustov V.V., Varnavsky V.A., Donetskii S.V., Karnyushkin A.I. Using AI to document geomechanical properties of exploration well core. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):4-12. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-4-12>.

Введение

Геомеханическая документация керна разведочных скважин является основным элементом изучения механических свойств горных пород в процессе разведки и разработки месторождений полезных ископаемых.

Документация включает:

- анализ кернов, взятых в коренных золотых месторождениях Урала с применением методов искусственного интеллекта (ИИ) для детального определения геомеханических параметров;
- показатель качества массива по состоянию керна (Rock Quality Designation, RQD);
- число систем трещин (J_n);
- количество трещин (NJ);
- расстояние между трещинами (Spacing Distance, SD);
- шероховатость стенок (Joint Roughness, Jr);
- уровень измененности стенок трещин (Alteration Index, A45);
- ширину раскрытия трещин (Aperture Width, A43);
- характеристику трещин согласно индексу JCON76.

Вышеприведенные параметры геомеханической документации керна разведочных скважин обладают фундаментальным значением при оценке структурной целостности и прочностных характеристик горных массивов, что обеспечивает основу для инженерно-геологических расчетов и проектирования горных работ.

Актуальность исследований обоснована определенным вкладом в развитие автоматизированных подходов к геомеханическому документированию, способствуя росту точности измерений и скорости обработки керновых данных, что является важным условием повышения эффективности геологоразведочных и горнотехнических процессов [1–5].

Цель исследований: анализ и обоснование метода документирования геомеханических характеристик керна разведочных скважин на основе внедрения возможностей искусственного интеллекта.

Объект исследований

Полевой первичный материал представлен образцами керна разведочных скважин (более 100) коренных золоторудных месторождений Урала.

В предлагаемой модели идентификация и исключение искусственно возникших трещин (помеченных красным маркером) осуществлялись через методически выстроенный алго-

ритм машинного обучения, в который был заложен большой набор размеченных данных.

В процессе подготовки обучающей выборки экспертами вручную помечались зоны с искусственными трещинами, основанными на признаках их формирования, таких как локальная неправильная ориентация, аномальная морфология и несоответствие естественным геологическим структурам. Алгоритм анализировал совокупность признаков трещин, включая их форму, размеры, цветовые характеристики и пространственные взаимоотношения, чтобы автоматически выделять и классифицировать искусственные трещины, отличая их от естественных систем трещин.

В качестве основного исследовательского базиса для построения подобных классификаторов использовались публикации по применению методов компьютерного зрения и машинного обучения для автоматического распознавания дефектов и искажений в кернах, в том числе:

– работы ГК «Юзтех» по технологии «ЮзКерн», где акцент сделан на автоматическое распознавание и классификацию литологических компонентов керна с последующим исключением артефактов обработки;

– исследования, посвященные применению алгоритмов машинного обучения для сегментации и классификации трещиноватости на основании визуальных признаков с применением нейросетевых моделей.

Материал и методы исследований

Разработанная модель опирается на реальный опыт и опубликованные данные по цифровому анализу керна с использованием ИИ, что обеспечивает высокую точность исключения искусственных трещин, помеченных красным маркером, из общего массива данных.

В процессе анализа керна скважин использовалась модель ИИ ChatGPT-4o, схема работы которой представлена на рисунке 1.

В реальности использование модели искусственного интеллекта ChatGPT-4o в геологическом анализе керна скважин основано на архитектуре трансформеров, адаптированной под работу с изображениями и текстовыми данными. Трансформеры обладают способностью эффективно обрабатывать последовательности и выявлять сложные взаимосвязи в данных, что в геологических исследованиях позволяет интегрировать визуальную информацию с семантическими описаниями. В практическом применении модель анализи-

рует фотографии кернов разведочных скважин, распознавая цветовые и текстурные особенности, которые коррелируют с минералогическим составом, структурой и степенью трещиноватости массива.



Рис. 1. Последовательность работы искусственного интеллекта по определению

геомеханических характеристик керна /

Fig. 1. The sequence of AI work to determine the geomechanical characteristics of the core

Например, алгоритмы выделяют характерные цветовые зоны, идентифицируют слоистость и различные типы текстур, а также фиксируют присутствие трещин с оценкой их размера, ориентации, плотности и морфологии. Эти параметры являются ключевыми для последующего геомеханического документирования и построения моделей прочности и устойчивости горных пород. Одновременно модель интерпретирует вводимые текстовые данные и классификационные признаки, позволяя связывать визуальные атрибуты с геологической терминологией и стандартами описания керна. Такая мультимодальная интеграция способствует повышению точности и полноты анализа, сокращая время экспертизы и минимизируя влияние субъективных факторов при визуальной оценке специалистами. Следовательно, использование ChatGPT-4o и трансформеров в геологии позволяет обрабатывать и интерпретировать, в частности, комплексные данные керна в автоматическом режиме, обеспечивая качественную поддержку принятия решений в разведке и разработке месторождений. Это способствует повышению объективности, оперативности и детализации геомеханической документации, что особо важно при анализе сложных и измененных горных массивов.

Изображения кернов обрабатывались с использованием сверточных нейронных сетей (далее – CNN, от англ. Convolutional Neural Network), представляющих собой тип нейронной сети, используемой для анализа изображений. В геологическом контексте сверточные нейронные сети представляют собой мощный инструмент для анализа и интерпретации визуальных данных, таких как фотографии и гиперспектральные изображения кернов разведочных скважин. Архитектура CNN, основанная на принципе свертки и иерархического выделения признаков, позволяет эффективно распознавать сложные текстурные и структурные паттерны, характерные для горных пород. В геологоразведке CNN уже доказали эффективность в различных задачах: автоматическом выявлении и классификации объектов на сейсмических данных (примеры – решения Orefox, Geolearn), определении минералов-индикаторов в ледниковых отложениях (IOS Services Geoscientifiques), а также в количественном и качественном описании буровых кернов по фотографиям и гиперспектральным данным (Geolearn, Solve Geosolutions). Эти сети осуществ-

ляют многослойное извлечение признаков, начиная с базовой текстуры и заканчивая сложными структурными элементами, что позволяет детально характеризовать минералогическую и геомеханическую структуру образцов [6]. Применение CNN способствует автоматизации и ускорению обработки больших объемов данных керна анализа, улучшая точность интерпретаций и снижая человеческий фактор. Кроме того, глубокое обучение на специализированных датасетах (dataset) позволяет выявлять скрытые закономерности и аномалии, важные для оценки качества горных массивов и выявления трещиноватости, что оказывает существенное влияние на проектирование и эксплуатацию месторождений.

Сверточные нейронные сети в геологических исследованиях служат эффективным инструментом интеграции высокоточных визуальных данных с геомеханическими моделями, повышая надежность и детальность геологоразведочных исследований. Они представляют собой мощный инструмент для анализа и интерпретации визуальных данных, таких как фотографии и гиперспектральные изображения кернов разведочных скважин.

Применение CNN в автоматизации анализа кернов повышает точность интерпретаций, сокращает время обработки данных и минимизирует влияние субъективного фактора. Кроме того, глубокое обучение на специализированных наборах данных позволяет выявлять скрытые закономерности и аномалии, значимые для оценки трещиноватости и качества горных массивов, что критично для безопасного и эффективного проектирования и эксплуатации месторождений.

Таким образом, сверточные нейронные сети являются эффективным инструментом интеграции визуальной информации с геомеханическими моделями, способствуя повышению надежности и детализации геологоразведочных исследований.

Результаты исследований

В приведенных исследованиях сверточные нейронные сети использовались для выявления трещин, цельных отрезков и определения выветривания горных пород (рис. 2).



Рис. 2. Обработка изображения с помощью сверточной нейронной сети в архитектуре ResNet (Residual Network) для разбивки керна на участки и выделения трещин (без доработки) /

Fig. 2. Image processing using a convolutional neural network in the ResNet (Residual Network) architecture to divide the core into sections and identify cracks (without modification)

Далее оценка цельных отрезков (длиной более 10 см) проводилась при помощи методики, включающей подсчет видимых сегментов их длины на изображении. Затем эти данные переводились в шкалу метров для расчета RQD.

Сравнение расчетных данных модели и реальных дан-

ных показало наличие некоторых расхождений в параметрах RQD и SD. Наибольшее влияние на ошибки оказала субъективная интерпретация трещиноватости и визуальная оценка длин цельных отрезков керна. Отклонения варьируются от 1 до 10 % в зависимости от интервалов, качества фотографии, сложности структуры породы, состояния керна на фото (увлажненный или сухой).

Сравнение первичных данных представлено в таблице 1.

Полученные результаты визуализировались в виде соответствующих графиков.

Так, на рисунке 3 представлено сравнение реальных значений параметра RQD с данными, полученными с помощью модели искусственного интеллекта.

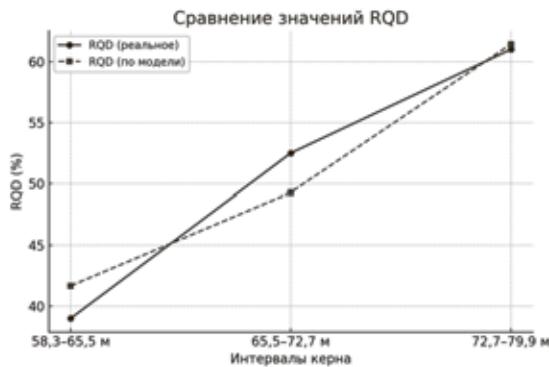


Рис. 3. Результаты определения параметра RQD специалистом (1) и ИИ (2) / Fig. 3. Results of RQD parameter determination by a specialist (1) and AI (2)

Видно, что в интервале 65,5...72,7 м наблюдается наибольшее отклонение модели от реальных данных, что связано с наличием зон дробления и трещиноватости пород. В интервалах 58,3...65,5 и 72,7...79,9 м значения модели демонстрируют удовлетворительную сходимость с полевыми данными, что подтверждает ее надежность при анализе относительно устойчивых пород.

Следует отметить, что модель показала уверенное определение цельных сегментов керна (длин более 10 см), однако в зонах с метасоматитами и высокоинтенсивной трещиноватостью результаты работы модели указывают на определенные сложности в определении параметров трещин, что требует доработки алгоритма распознавания мелких трещин.

Затем использовалось большее количество изображений кернов (20 шт.) с более сложной структурой породы и большей длиной керна. В результате существенно контрастнее проявилось расхождение между результатами обработки ИИ и человеком (рис. 4).

В сравнении с оценками специалиста ИИ демонстрирует меньшую точность в определении качества горной породы, что связано с недостаточной чувствительностью модели к визуально слабо выраженным признакам трещиноватости. Несмотря на это, модель эффективно выявляет основные

трещиноватые структуры и зоны дробления массива, показывая сопоставимые с экспертными результаты на однородных участках пород. В сложных структурных интервалах с нечетко выраженными трещинами алгоритм стабильно занижает значения показателя качества массива RQD, обусловленное ограничениями в распознавании малозаметных структурных дефектов. В связи с этим подчеркивается необходимость обязательной верификации результатов ИИ специалистами-геомеханиками и регулярного обновления модели для повышения точности прогнозирования геомеханических параметров. Такой подход обеспечит повышение надежности автоматизированного анализа и способствует развитию методов цифрового геомеханического моделирования [7, 8].

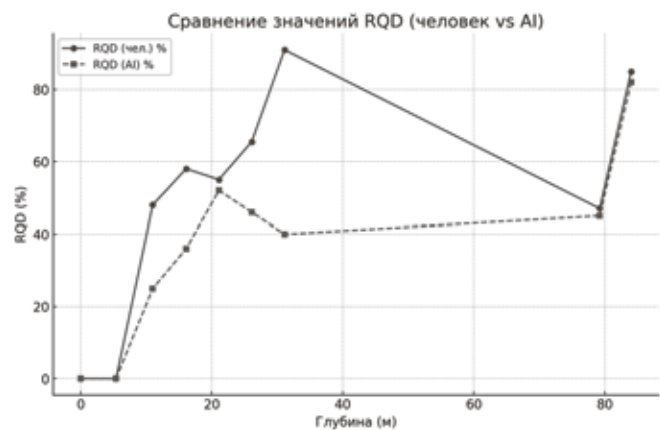


Рис. 4. Результаты определения параметра RQD специалистом (1) и ИИ (2) керна с более сложной структурой породы и большей длиной / Fig. 4. Results of RQD parameter determination by a specialist (1) and AI (2) of a core with a more complex rock structure and a greater length

Сравнение расстояния между трещинами (SD) для интервалов 58,3...79,9 м представлено на рисунке 5.

В интервале 58,3...65,5 м модель искусственного интеллекта занижает расстояние между трещинами, что связано с высокой плотностью трещиноватости и присутствием зон дробления. В интервалах 65,5...72,7 и 72,7...79,9 м эти различия минимальны, что подтверждает эффективность модели в условиях ненарушенной структуры пород. Отклонения в параметре SD указывают на необходимость более точного учета трещин, включая мелкие и пересекающиеся системы трещин, что может быть достигнуто путем доработки алгоритмов сегментации изображений.

ИИ вполне корректно подтверждает общий тренд изменения SD с глубиной, выявленный специалистом, что указывает на достоверность его интерпретации трещиноватости пород (рис. 6). Незначительные расхождения могут быть связаны с особенностями модели в интерпретации близко расположенных или слабозаметных трещин в керне.

Таблица 1 / Table 1

Параметры тестирования первых образцов керна скважины № 110 / Testing parameters for the first core samples from well No. 110

Интервал	RQD (реальное)	RQD (ИИ)	SD (реальное)	SD (ИИ)	Jп (реальное)	Jп (ИИ)
58,3–65,5 м	39%	41,67%	0,116	0,121	6	6
65,5–72,7 м	52,5%	49,29%	0,143	0,153	3	3
72,7–79,9 м	61%	61,43%	0,206	0,215	3	3

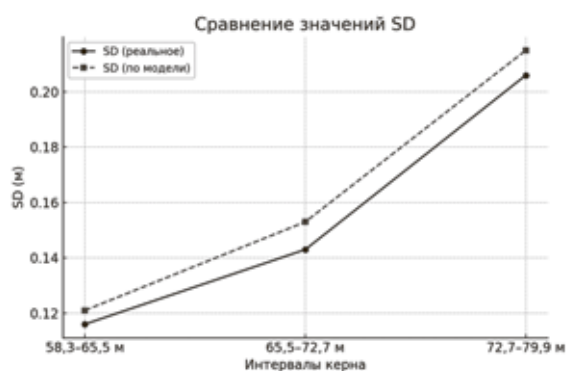


Рис. 5. Результаты определения параметра SD в интервале глубин 58,3...79,9 м при документировании керна человеком (1) и при помощи модели ИИ (2) /

Fig. 5. Results of determining the SD parameter in the depth range of 58.3...79.9 m using human core documentation (1) and the AI model (2)

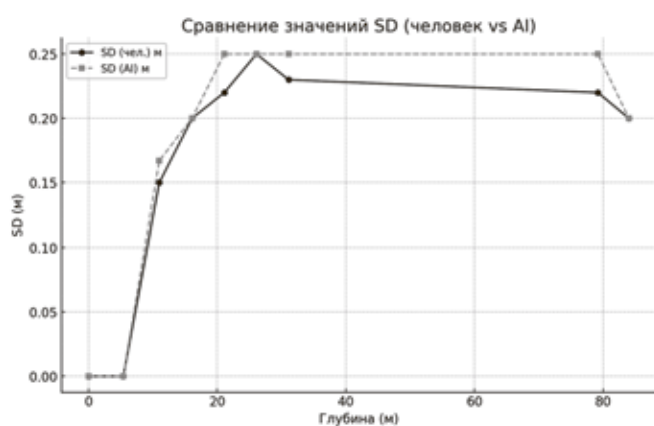


Рис. 6. Результаты определения параметра SD в интервале глубин 0,0...84,0 м при документировании керна человеком (1) и при помощи модели ИИ (2) /

Fig. 6. Results of determining the SD parameter in the depth range of 0.0...84.0 m when documenting the core by a person (1) and using the AI model (2)

Одним из ключевых достижений модели ИИ стали успешное распознавание структур трещиноватости и расчет параметров трещин (J_n , NJ). ChatGPT-4o автоматически исключал трещины из расчетов, помеченные красным цветом. Определение зон дробления ($J_n = 20$) произведено с точностью более 95 %. Параметры SD (расстояние между трещинами) и A43 (раскрытие трещин) рассчитаны с минимальной погрешностью. В процессе работы с ИИ разработан четкий алгоритм его работы, который позволил модели учитывать все значимые составляющие анализа кернов, такие как определение сегментов длиной более 10 см для расчета RQD, исключение помеченных красным цветом трещин, распознавание зон дробления и корректное определение параметров J_n и NJ , расчет параметров на основе таблиц из технической документации. Итоговые данные по одному из кернов представлены в таблице 2.

Для оценки точности расчетов модели, сопоставленные результаты ИИ и специалиста по интервалам керна 0,0...84,0 м представлены в таблице 3. Средняя погрешность RQD составила менее 20 %, а параметры SD и NJ совпадали с результатами специалиста в 90 % случаев. Максимальные расхождения наблюдались при определении типов пород и в зонах с перекрывающимися трещинами [8].

Обсуждение результатов исследований

Проведенные исследования показали, что модель ИИ на основе ChatGPT-4o весьма эффективна при относительно устойчивых значениях геомеханических характеристик, но точность результатов ее работы снижается в зонах высокой трещиноватости и гидротермальных изменений горных пород. В таких условиях необходима разработка специализированных подмоделей, обученных на изображениях и данных из высокотрещиноватых и гидротермально измененных зон, с последующей интеграцией в основную систему для повышения точности прогнозов и моделирования в геомеханике. Подобный подход подтверждается исследованиями и об-

Таблица 2 / Table 2

Сводная таблица параметров по всем интервалам кернов GS-34 (расчеты искусственного интеллекта) /
Summary table of parameters for all GS-34 core intervals (AI calculations)

Интервал	RQD	SD	J_n	NJ	J_r	A43	J_a	JCON76	A45
58,3–65,5 м	41,67	0,121	6	10	1	9	12	22	W2/A2
65,5–72,7 м	49,29	0,153	3	7	3	1	3	6	W2/A2
72,7–79,9 м	61,43	0,215	3	7	3	1	3	6	W2/A2
79,9–86,7 м	71,67	0,215	3	6	1	1	3	6	W2/A2

Таблица 3 / Table 3

Сводная таблица параметров по всем интервалам документации керна скважины GS-58
(сравнение искусственного интеллекта и специалиста) /

Summary table of parameters for all intervals of the GS-58 well core documentation (AI and specialist comparison)

Интервал	RQD (чел.), %	RQD (AI), %	SD (чел.), м	SD (AI), м	J_n (чел.)	J_n (AI)	J_r (чел.)	J_r (AI)	A43 (чел.)	A43 (AI)	J_a (чел.)	J_a (AI)	JCON76 (чел.)	JCON76 (AI)
0,0–5,4 м	0	0	-	-	20	20	-	1	-	1	-	3	3	-
5,4–11,0 м	48	25	0,15	0,17	6	6	1	1	9	9	3	3	6	6
11,0–16,1 м	58	36	0,20	0,20	6	6	1	1	9	9	3	3	6	6
16,1–21,1 м	55	52	0,22	0,25	6	6	1	1	9	9	3	3	6	6
21,1–26,1 м	65,50	46	0,25	0,25	6	6	1	1	9	9	3	3	6	6
26,1–31,1 м	91	40	0,23	0,25	6	6	1	1	9	9	3	3	6	6
31,1–36,1 м	47	45	0,22	0,25	6	6	1	1	9	9	3	3	6	6
79,2–84,0 м	85	82	0,20	0,20	6	6	1	1	1	1	3	3	6	6

зорными статьями, опубликованными в 2023–2025 годах [6, 9] и позволит проводить более детальный анализ сложных геологических структур. В частности, в научных источниках акцентируется внимание на том, что при использовании ChatGPT для реализации численных моделей конечных элементов в геотехнической инженерии с описанием ограничений и возможностей в сложных задачах необходима точная настройка при различных геомеханических условиях [9].

Кроме того, исследователи отмечают, что для улучшения классификации горных массивов с учетом трещиноватости и гидротермальных изменений необходимо применение нескольких нейронных сетей и эволюционных алгоритмов и интеграция различных моделей для повышения точности измерений [10]. В обзорной статье Ю. В. Бекеле, посвященной использованию ИИ для численного моделирования в геомеханике, рассматривается интеграция ИИ с традиционными геомеханическими симуляциями, включая возможность создания помощников для сложных условий моделирования, что косвенно подтверждает целесообразность использования специализированных подмоделей по геологическим зонам [11]. Исследование Ю. Бахрами и Х. Хассани, посвященное методикам выделения и анализа зон гидротермальных изменений с применением ИИ и обучением моделей на таких данных для повышения качества прогнозирования и интерпретации, также подтверждает необходимость использования подмоделей и оптимизированных алгоритмов для более точной интерпретации данных [12]. Следовательно, подмодели позволяют создавать гибкие, точные и эффективные системы машинного обучения, адаптированные под различные особенности входных данных и условия задачи. Именно поэтому для работы в зонах высокой трещиноватости и гидротермальных изменений разработка специализированных подмоделей и их интеграция в основную систему является оправданной и необходимой стратегией. Точность прогнозов достигается за счет специализированного обучения подмоделей на разных типах данных или особенностях задачи. Например, в геомеханическом анализе подмодели могут быть обучены для различных геологических зон – трещиноватых, гидротермальных и стабильных. Это позволяет учитывать специфические характеристики каждой зоны и улучшать качество прогнозов. Автоматизация анализа ядра с использованием ИИ позволила получать данные, близкие к результатам традиционного экспертного документирования геомеханических параметров ядра скважин. Основные отличия и погрешности связаны преимущественно с визуальной интерпретацией, что подчеркивает актуальность дальнейших разработок моделей ИИ, направленных на автоматическое распознавание сложных систем трещин и зон дробления горного массива. Такой прогресс позволит повысить точность и объективность анализа, снижая влияние субъективного фактора и увеличивая скорость обработки данных, что существенно повысит качество геологического моделирования и прогноза.

Как уже отмечалось, при длительном использовании ИИ без обновления данных он начинал деградировать, что приводило к ошибкам определения [13–15]. Последнее указывает на то, что ИИ не способен обрабатывать и интерпретировать данные без постоянного контроля со стороны специалиста-геомеханика. Тем не менее благодаря возможности предварительного обучения модели ChatGPT может совершенствоваться алгоритмы обнаружения и расчета параметров, адаптируясь к условиям конкретного месторождения

и накапливая знания из реальных данных, что позволяет повышать точность с каждым новым набором данных.

Обучение ИИ различать искусственные и природные трещины оказалось сложной задачей. На данный момент этот аспект остается под непосредственным контролем специалиста-геомеханика (искусственные трещины помечаются на фотографии красным цветом и исключаются из расчетов). В продолжение исследований планируется обучить ИИ отличать естественные трещины от трещин, образовавшихся в результате механического воздействия на ядро, исключительно по изображению.

В использованной же версии ChatGPT не способен различать природные и искусственные трещины, при том что это является важным аспектом документирования геомеханических характеристик ядра скважин [5]. При работе с моделью выявлены также затруднения в автоматической классификации типов горных пород. Хотя классификация пород основывается на визуальных характеристиках, таких как цвет, структура и текстура, модель нередко демонстрирует ошибки, особенно при интерпретации неоднородных образцов. Данное явление обусловлено тем, что ряд горных пород обладает похожими визуальными признаками или подвергается вторичным изменениям, которые затрудняют их точную идентификацию. В связи с этим определение литологического типа породы сохраняет статус задачи, требующей экспертного участия геомеханика для обеспечения достоверности результатов и повышения надежности интерпретации геологических данных.

Заключение

1. В представленных исследованиях акцентируется важность интерпретируемости решений ИИ при геомеханической документации ядра разведочных скважин. Для повышения достоверности и контроля за процессом анализа рекомендуется внедрение методов объяснимого ИИ (Explainable AI, XAI), таких как визуализация значимых признаков, что позволяет специалистам понимать логику работы модели и верифицировать ее выводы. Это особенно критично в условиях полевых геологических работ, где точность оценок напрямую влияет на последующие инженерные решения, включая оценку устойчивости горного массива и выявление потенциально опасных зон риска.

2. Анализ ошибок показал, что основные расхождения с экспертными оценками связаны с трудностями распознавания малозаметных трещин. Для решения подобной проблемы предлагается использование высоко детализированной съемки и алгоритмов продвинутого обнаружения границ, повышающих точность расчета показателя RQD. Кроме того, планируется интеграция дополнительных телеметрических и геофизических данных (например, спектральных сенсоров, мультиспектральной и тепловизионной съемки, акустических измерений), что позволит более полно фиксировать тонкие изменения геомеханических свойств пород и повысит точность классификации трещиноватости.

3. Для улучшения качества обработки изображений ИИ будет дополняться модулями предобработки, такими как адаптивная фильтрация, увеличение контрастности, гистограммная эквализация и подавление шумов, вызванных особенностями поверхности ядра. Эти методы, безусловно, повысят точность выделения природных и искусственных трещин, обеспечивая более качественные данные для последующего анализа сверточными нейронными сетями.

4. Важной составляющей является разработка автоматизированной системы обратной связи, позволяющей корректировать параметры модели в реальном времени с учетом замечаний специалистов, в том числе работающих непосредственно в полевых условиях. Такой итеративный процесс обучения позволит повысить точность прогнозов и справиться с проблемами интерпретации неоднородных и осложненных структур пород, а также с различием природных и искусственных повреждений.

Постоянное обновление и переобучение модели под контролем экспертов предотвратит деградацию качества ее работы и позволит выявлять систематические погрешности.

Выводы

1. В статье приведены результаты исследования внедрения искусственного интеллекта в процессы документирования геомеханических характеристик керна разведочных скважин.

2. Выявлено, что разработанная модель искусственного интеллекта в целом продемонстрировала высокую точность в идентификации цельных сегментов керна длиной свыше 10 см. Однако отмечается некоторая проблематичность анализа зон с метасоматитами и интенсивной трещиноватостью, обусловленная сложностью распознавания малозаметных трещин и искусственных повреждений, а также ошибками в

классификации горных пород при их визуальной схожести.

3. Применение технологий искусственного интеллекта существенно снижает трудозатраты и временные ресурсы, необходимые для выявления основных геомеханических параметров керна.

4. Важнейшими факторами успешного внедрения ИИ в геологоразведочные процессы является междисциплинарное сотрудничество программистов, геомехаников, геологов и горных инженеров, а также модернизация образовательных программ с целью подготовки специалистов, способных эффективно работать с современными вычислительными технологиями. Подобные комплексные усилия способны обеспечить разработку стандартизированных и адаптированных к практическим задачам решений, что существенно повысит качество и надежность геомеханической документации керна и в дальнейшем прогнозирования рисков при разработке месторождений полезных ископаемых.

5. Результаты проведенных исследований интеграции искусственного интеллекта в процессы анализа керна способствуют значительному повышению эффективности, точности и воспроизводимости геомеханической документации и могут быть полезными при изучении и планировании геомеханических исследований в рамках геологоразведочных и горно-геологических работ для широкого круга месторождений полезных ископаемых.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Абзалов М.З. Прикладная рудничная геология. Москва, 2016: 451. Abzalov M.Z. Applied mine geology. Moscow, 2016: 451. (In Russ.).
2. Киряева Т.А., Попов С.Е., Потапов В.П. Нейронные сети в задачах геомеханики, возможности применения, методы оценки. *Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности*. 2024; 4: 36-49. <https://doi.org/10.25558/VOSTNII.2024.58.64.004>. Kiryaeva T.A., Popov S.E., Potapov V.P. Neural networks in geomechanics problems, application possibilities, evaluation methods. *Bulletin of the Scientific Center of the Eastern Research Institute for Industrial and Environmental Safety*. 2024; 4: 36-49. (In Russ.). <https://doi.org/10.25558/VOSTNII.2024.58.64.004>.
3. Хисамов Р.С., Бачков А.П., Войтович С.Е. и др. Искусственный интеллект – важный инструмент современного геолога. *Геология нефти и газа*. 2021; 2: 37-45. <https://doi.org/10.31087/0016-7894-2021-2-37-45>. Khisamov R.S., Bachkov A.P., Voitovich S.E. Artificial intelligence is an important tool of the modern geologist. *Geology of oil and gas*. 2021; 2: 37-45. (In Russ.). <https://doi.org/10.31087/0016-7894-2021-2-37-45>.
4. Краснов Ф.В., Буторин А.В., Ситников А.Н. Автоматизированное обнаружение геологических объектов в изображениях сейсмического поля с применением нейронных сетей глубокого обучения. *Бизнес-информатика*. 2018; 2 (44): 7-15. Krasnov F.V., Butorin A.V., Sitnikov A.N. Automated detection of geological objects in seismic field images using deep learning neural networks. *Business Informatics*. 2018;2(44):7-15. (In Russ.).
5. Нагайцев М.В. Применение нейросетевых и прогностических моделей искусственного интеллекта при проведении геологоразведочных работ. *Понизовье*, 2024: 124. Nagaytsev M.V. Application of neural network and predictive artificial intelligence models in geological exploration. *Ponizovye*, 2024: 124. (In Russ.).
6. Патук М.И., Наумова В.В. Методы искусственного интеллекта для научных исследований в геологии. *Электронные библиотеки*. 2023; 26 (5): 673-696. <https://doi.org/10.26907/1562-5419-2023-26-5-673-696>. Patuk M.I., Naumova V.V. Artificial intelligence methods for scientific research in geology. *Electronic libraries*. 2023; 26 (5): 673-696. (In Russ.). <https://doi.org/10.26907/1562-5419-2023-26-5-673-696>.
7. Краснов Д.И. Модули внимания в сверточных нейронных сетях для распознавания малоразмерных объектов. *Компьютерная оптика*. 2024; 48 (6): 963-967. <https://doi.org/10.18287/2412-6179-CO-1468>. Krasnov D.I. Attention modules in convolutional neural networks for small-scale object recognition. *Computer Optics*. 2024; 48 (6): 963-967. (In Russ.). <https://doi.org/10.18287/2412-6179-CO-1468>.
8. Шагарова Л. В. Языковая модель ChatGPT и данные дистанционного зондирования Sentinel платформы Google Earth Engine на примере Омской области. Всероссийская конференция, посвященная Дню радио «Радиоэлектронные устройства и системы для инфокоммуникационных технологий» (РЭУС-ИТ – 2024): Доклады. Москва, 31 мая 2024 года. Москва, 2024: 83-87. Shagarova L.V. The ChatGPT language model and Sentinel remote sensing data from the Google Earth Engine platform: a case study of the Omsk region. *All-Russian Conference dedicated to Radio Day «Radioelectronic Devices and Systems for In communication Technologies» (REUS-IT 2024): Reports, Moscow, May 31, 2024*. Moscow: 2024; 83-87. (In Russ.).
9. Kim T., Yun T.S., Suh H.S. Can ChatGPT implement finite element models for geotechnical engineering applications? *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*. 2025; 49 (6): 1747-1766. <https://doi.org/10.48550/arXiv.2501.02199>.

10. Saadati G., Javankhoshdel S., Mohebbi Najm Abad J, et al. AI-Powered Geotechnics: Enhancing Rock Mass Classification for Safer Engineering Practices. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2024; 58 (10): 11319-11349. <https://doi.org/10.1007/s00603-024-04189-7>.
11. Bekele Y.W., GeoSim. AI: AI assistants for numerical simulations in geomechanics. *ArXiv*. 2025: 13. <https://doi.org/10.48550/arXiv.2501.14186>.
12. Bahrami Y., Hassani H. Optimization of machine learning algorithms for remote alteration mapping. *Advances in Space Research*. 2024; 74 (4): 1609-1632. <https://doi.org/10.1016/j.asr.2024.05.045>.
13. Гришков Г.А., Устинов С.А., Нафигин И.О. и др. Нейронные сети и возможности их применения для анализа пространственных геологических данных. *XV Международная научно-практическая конференция «Развитие новых идей и тенденций в науках о Земле: инновационные технологии геологической разведки, горного и нефтегазового дела, бурение скважин, математическое моделирование и разведочная геофизика»: материалы*. Москва, 2021. Москва: 2021; 33-36.
Grishkov G.A., Ustinov S.A., Nafigin I.O., et al. Neural networks and their application in spatial geological data analysis. *XV International Scientific and Practical Conference "Development of New Ideas and Trends in Geosciences: Innovative Technologies in Geological Exploration, Mining, Oil and Gas, Well Drilling, Mathematical Modeling, and Exploration Geophysics": proceedings*. Moscow: S. Ordzhonikidze Russian State Geological Survey University, 2021. Moscow: 2021; 33-36. (In Russ.).
14. Caelen O., Blete M.-A. Developing Apps with GPT-4 and ChatGPT: Build Intelligent Chatbots, Content Generators, and More. *O'Reilly*, 2023: 157.
15. Alto V. Modern Generative AI with ChatGPT and OpenAI Models: Leverage the capabilities of OpenAI's LLM for productivity and innovation with GPT3 and GPT4. *Packt Publishing*. 2023: 285.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

ABOUT THE AUTHORS



Дарья Витальевна Сидорова – аспирант, Белгородский государственный национальный исследовательский университет, г. Белгород, Российская Федерация; <https://orcid.org/0009-0002-7683-1508>; e-mail: 1249460@bsuedu.ru

Darya V. Sidorova – postgraduate student, Belgorod National Research University, Belgorod, Russian Federation; <https://orcid.org/0009-0002-7683-1508>; e-mail: 1249460@bsuedu.ru



Владимир Васильевич Хаустов – доктор геолого-минералогических наук, доцент, Национальный исследовательский Московский государственный строительный университет, г. Москва, Российская Федерация; <https://orcid.org/0000-0002-1895-7367>; WoS Researcher ID: C-3838-2016; Scopus Author ID: 7003912446; e-mail: okech@mail.ru

Vladimir V. Khaustov – Dr. Sci. (Geol. & Mineral.), Associate Professor, National Research Moscow State University of Civil Engineering, Moscow, Russian Federation; <https://orcid.org/0000-0002-1895-7367>; WoS Researcher ID: C-3838-2016; Scopus Author ID: 7003912446; e-mail: okech@mail.ru



Вячеслав Александрович Варнавский – геомеханик, ООО «Краснотурьинск-Полиметалл», Свердловская область, г. Краснотурьинск, Российская Федерация; e-mail: varnavskiiVA@polymetal.ru

Vyacheslav V. Varnavskii – geomechanics, LLC "Krasnoturyinsk-Polymetal", Sverdlovsk region, Krasnoturyinsk, Russian Federation; e-mail: VarnavskiiVA@polymetal.ru



Сергей Владимирович Донецкий – кандидат технических наук, Белгородский государственный национальный исследовательский университет, г. Белгород, Российская Федерация; WoS Researcher ID: PCS-4483-2025; e-mail: donetskiy@bsuedu.ru

Sergey V. Donetskii – Cand. Sci. (Eng.), Belgorod State National Research University, Belgorod, Russian Federation; WoS Researcher ID: PCS-4483-2025; e-mail: donetskiy@bsuedu.ru



Александр Иванович Карнюшкин – кандидат технических наук, доцент, Московский государственный технический университет имени Н. Э. Баумана, г. Москва, Российская Федерация; <https://orcid.org/0000-0001-5685-162X>, e-mail: him_expert@mail.ru

Alexander I. Karnyushkin – Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor, Moscow State Technical University named after N.E. Bauman, Moscow, Russian Federation; <https://orcid.org/0000-0001-5685-162X>; e-mail: him_expert@mail.ru

Критерии авторства:

Д. В. Сидорова – выполнение работы по систематизации материала, написание текста статьи, анализ результатов исследования; В. В. Хаустов – генерация идеи исследования; постановка задачи; В. А. Варнавский – проведение полевых работ, написание текста статьи; С. В. Донецкий – постановка задачи, анализ результатов исследования; А. И. Карнюшкин – выполнение работы по систематизации материала, анализ результатов исследования.

Конфликт интересов:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 15.12.2025

Поступила после рецензирования: 15.01.2026

Принята к публикации: 25.01.2026

Contribution:

D. V. Sidorova – writing the article, analyzing the research results, systematizing the material; V. V. Khaustov – generating the research idea; setting the problem; V. A. Varnavsky – conducting fieldwork, writing the article; S. V. Donetsk – setting the problem, analyzing the research results; A. I. Karnyushkin – systematizing the material, analysis of research results.

Conflict of interest:

The authors declare no conflict of interest.

Article info

Received: 15.12.2025

Revised: 15.01.2026

Accepted: 25.01.2026

Оптимизация соотношения размеров ограждающих крепежных конструкций для охраны выемочных выработок

В. А. Канин, Ю. А. Пивень, Б. В. Хохлов[✉], А. В. Антипенко

ФГБНУ «Республиканский академический научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики, геофизики и маркшейдерского дела», г. Донецк, Российская Федерация

✉ hbv@bk.ru

Резюме. Приведены результаты исследований, посвященных решению научно-технической проблемы охраны пластовых выемочных выработок, обслуживающих очистные забои с высокой нагрузкой в условиях неустойчивых вмещающих пород. Установлено, что с увеличением глубины горных работ существенно сокращается число забоев с устойчивой кровлей. Определено, что эффективность охраны выемочных выработок в условиях неустойчивых пород в значительной степени зависит от особенностей напряженно-деформированного состояния массива и характера его взаимодействия с поддерживающими опорами. Показано, что формирование областей предельного состояния вокруг выемочных выработок обусловлено совокупным влиянием прочностных свойств вмещающих пород и параметров применяемых средств охраны. Выявлено, что поведение поддерживающих опор в условиях предельного деформирования носит закономерный характер и определяется соотношением их жесткости и прочности массива. Выяснено, что при различных сочетаниях прочности поддерживающих опор и вмещающих пород формируются отличающиеся по конфигурации и масштабам зоны разрушений. Проведена оценка условий деформирования поддерживающих опор и развития разрушений в окружающих породах. Представлены закономерности формирования зон разрушений вокруг пластовой выемочной выработки. Результаты исследований могут быть полезными при обосновании параметров и выборе средств охраны пластовых выемочных выработок в условиях неустойчивых вмещающих пород, а также при разработке мероприятий по повышению устойчивости горных выработок при подземной разработке угля.

Ключевые слова: горное давление, выемочная выработка, крепление горных выработок, литые полосы из быстротвердеющих смесей

Благодарности, признательность, финансирование: Исследования проведены в рамках выполнения фундаментальной научно-исследовательской работы FRSR-2026-0007 «Развитие теоретических основ формирования и эволюции техногенно-экологических рисков горнопромышленных регионов».

Для цитирования: Канин В.А., Пивень Ю.А., Хохлов Б.В., Антипенко А.В. Оптимизация соотношения размеров ограждающих крепежных конструкций для охраны выемочных выработок. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):13-19. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-13-19>.

Optimization of dimension ratios of supporting enclosing structures for the protection of mining excavations

V. A. Kanin, Yu. A. Piven, B. V. Khokhlov[✉], A. V. Antypenko

Federal State Budgetary Scientific Institution "Republican Academic Scientific, Research and Design Institute for Mining Geology, Geomechanics, Geophysics and Mine Surveying", Donetsk, Russian Federation

✉ hbv@bk.ru

Rezume. The article presents the results of studies aimed at solving the scientific and technical problem of protecting seam extraction roadways servicing high-load longwall faces under conditions of unstable surrounding rocks. It has been established that with increasing mining depth, the number of faces with a stable roof decrease significantly. It has been determined that the effectiveness of roadway protection under unstable rock conditions largely depends on the characteristics of the stress-strain state of the rock mass and the nature of its interaction with supporting structures. It is shown that the formation of zones of ultimate (limit) state around extraction roadways is determined by the combined influence of the strength properties of the surrounding rocks and the parameters of the applied support systems. It has been revealed that the behavior of supporting structures under ultimate deformation conditions follows a regular pattern and is governed by the ratio between their stiffness and the strength of the rock mass. It has been found that

different combinations of the strength of supporting structures and surrounding rocks lead to the formation of failure zones that differ in configuration and scale. An assessment of the conditions of deformation of supporting structures and the development of failure in the surrounding rocks has been carried out. The regularities of the formation of failure zones around seam extraction roadways are presented. The research results may be useful for substantiating parameters and selecting support systems for seam extraction roadways in unstable surrounding rocks, as well as for developing measures to improve roadway stability in underground coal mining.

Keywords: rock pressure, mining excavation, mine support, cast strips made of fast-setting mixtures

Acknowledgments, funding, financial Support: The research was conducted as part of the fundamental scientific research project FRSR-2026-0007, "Development of the theoretical foundations for the formation and evolution of technogenic and environmental risks in mining regions".

For citation: Kanin V.A., Piven Yu A., Khokhlov B.V., Antypenko A.V. Optimization of dimension ratios of supporting enclosing structures for the protection of mining excavations. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):13-19. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-13-19>.

Введение

Новая редакция программы развития угольной промышленности России до 2035 года разработана в соответствии с поручениями президента Российской Федерации и Правительства Российской Федерации и утверждена распоряжением Правительства РФ от 13 июня 2020 года № 1582-р.

Программа определяет цель, задачи и мероприятия государственной политики в угольной отрасли на период до 2035 года. Она актуализирует ранее действовавшую программу до 2030 года с учетом изменений рыночной конъюнктуры спроса и предложения угольной продукции на внутреннем и внешнем рынках и пролонгирует срок ее действия на пять лет [1]. Программа соответствует национальным целям и стратегическим задачам развития Российской Федерации.

В преамбуле программы отмечается, что за период с 1994 по 2018 год была практически завершена реализация комплекса мер по реструктуризации угольной промышленности России, осуществлявшаяся за счет средств федерального бюджета. За это время было закрыто 188 шахт и 15 разрезов, ликвидировано более 5 тыс. км горных выработок, снесено 5 247 зданий и сооружений в объеме 15,2 млн м³, проведена рекультивация 6 786,8 тыс. га нарушенных земель, потушены и ликвидированы пожары на 65 породных отвалах и 7 пожаров в подземных выработках, построено 54 водоотливных комплекса и 12 очистных сооружений шахтных вод, отремонтирован 61 объект, пострадавший от ведения горных работ, выполнены 84 мероприятия по обеспечению защиты от затопления смежных действующих питьевых источников от загрязнения и подтопления объектов земной поверхности шахтными водами [2–4].

Период 2010–2020 годов стал для угольной промышленности этапом стабильного развития, который совпал с восстановительным ростом экономики страны. За это время объем добычи российского угля вырос более чем в 1,3 раза и в 2020 году превышал уровень 440 млн т в год, в 2,5 раза (в текущих ценах) вырос объем инвестиций в основной капитал угольных предприятий, введено 297 млн т новых мощностей по добыче угля.

В настоящее время угольная промышленность представлена 58 шахтами и 133 разрезами, почти половина из которых введена после 2000 года. Новые предприятия оснащены высокопроизводительной техникой, на них используются современные технологии угледобычи. По прогрессивной технологии «шахта – лава» работают 42 шахты, или 76 % общего числа действующих шахт. Продолжается концентрация горных работ. На шахтах среднесуточная добыча из одного очистного забоя за 10 лет выросла в среднем по отрасли в 2,2 раза (с 2 211 до 4 883,7 т/сутки), годовая производитель-

ность одноковшовых экскаваторов на разрезах увеличилась в 1,3 раза (с 1 438 до 1 843,3 тыс. м³). Более 70 % угледобычи в 2022 году обеспечивали шахты и разрезы со среднегодовой мощностью 1,6 и 3 млн т соответственно. В результате в отрасли выросла производительность труда работников в основном производстве, которая с 2008 года увеличилась в 1,5 раза, а среднемесячная производительность рабочего по добыче угля выросла за этот период почти в 2 раза (с 202 до 380 т/чел в месяц).

Однако следует иметь в виду, что расширение парка высокопроизводительных комплексов без эффективного решения ряда технологических задач не даст ожидаемого результата. Одной из таких задач является сохранение устойчивости пластовых выемочных выработок. Как показал опыт передовых угледобывающих стран, для охраны выемочных выработок на высокопроизводительных добычных участках более целесообразно применять не сборные крепежные конструкции, а литые полосы из быстротвердеющих сухих смесей [5–9].

Применение литых полос из быстротвердеющих сухих смесей в отечественной и зарубежной практиках

В отечественной горной практике [10, 11] при скорости подвигания очистных забоев не более 2,0 м/сут охранные полосы отливались из быстротвердеющих смесей на песчано-цементной, ангидритовой и фосфогипсовой основе. Рецептуры порошкообразных смесей с жидкими ускорителями твердения, разработанные фирмой BAG Lippe [12], создавали густую консистенцию гидросмеси на выходе из сопла установки, и ее можно было укладывать с крутым откосом даже при скорости подвигания лавы свыше 6 м/сут.

Располагая целой индустрией производства качественных твердеющих смесей и высокопроизводительного оборудования, угольная промышленность Германии к началу 1990-х годов практически полностью перешла на охрану выемочных выработок жесткими полосами различных модификаций, расходуя для этого ежегодно около 0,5 млн т различных смесей.

В 2000-е жесткие литые полосы из импортных порошкообразных смесей начали применяться и на нескольких передовых шахтах Донбасса, где возникла острая необходимость охраны повторно используемых выемочных выработок для применения прямоточных схем проветривания с подсыжением исходящей струи.

В работах [13, 14] представлен обстоятельный анализ результатов внедрения польской быстротвердеющей смеси «Текбленд» на шахтах «Красноармейская-Западная № 1» и имени А. Ф. Засядько, эффективность которой оказалась

значительно ниже, чем это можно было предположить по рекламным материалам и данным сертификата. Рассматривая совокупность всех возможных причин неудовлетворительного состояния охранявшихся литыми полосами выемочных выработок, авторы правильно акцентируют внимание на основных геомеханических вопросах охраны выемочных выработок и исключительной необходимости тампонажа их закрепного пространства, отсутствие которого приводит к преждевременному расслоению вмещающих пород и снижению устойчивости выемочной выработки, пройденной впереди лавы, задолго до появления возможности отливки охранной околострековой полосы. Суммарная величина смещения контура такой выработки у торца возводимой полосы достигает 40 % его полных смещений [15], и поэтому основная задача жесткой литой полосы, как и любой другой ограждающей крепежной конструкции, заключается в поддержании породной консоли на границе охраняемой выработки с выработанным пространством лавы. Однако и эта задача на указанных шахтах не была решена должным образом ни с использованием полос из «Текбленда», ни с ограждающими конструкциями из БЖБТ.

Исследования низкой эффективности литых полос на шахтах Донбасса

Авторы [13, 14] приводят достаточно факторов этого явления. Но основная его причина, по нашему мнению, заключается в следующем.

При одноосном сжатии образцов из хрупких материалов их разрушение происходит путем сдвига по площадкам скольжения, ориентированным к направлению σ_1 под углом ω , равном [16]

$$\omega = \frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2} \quad (1)$$

где ρ – угол внутреннего трения материала образца.

У свободной поверхности нагружаемого образца, как это показано на рисунке 1, площадки скольжения формируют призму выпирания AOC , на свободной поверхности которой $\sigma_3 = 0$, а σ_1 в пределах всего объема призмы так же, как и на поверхности образца, равна кубиковой прочности материала.

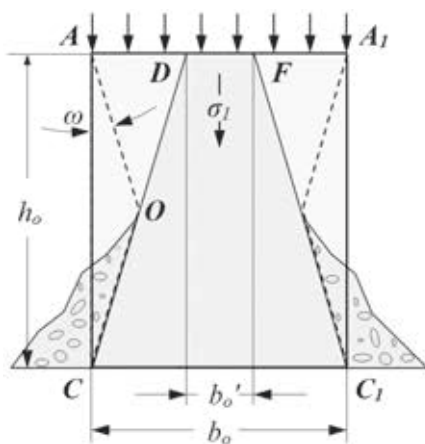


Рис. 1. Схема разрушения призмы из хрупкого материала / Fig. 1. Fracture diagram of a prism made of brittle material

Разрушение хрупких материалов в области AOC начинается при нагрузке P , как правило, меньшей предельной величины P_{max} , и к моменту, когда $P = P_{max}$, контуры образ-

ца CAA_1C_1 в результате его разрушения приобретают новые очертания $CDFC_1$, при которых:

$$b'_0 = b_0 - 2h_0 \cdot \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}\right). \quad (2)$$

Из этого следует, что должна существовать и некоторая критическая высота h_0^{kp} , определяемая по формуле

$$h_0^{kp} = 0,5 \cdot b_0 \cdot \cot g\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}\right). \quad (3)$$

при которой $b'_0 = 0$ и несущая способность образца после достижения $P = P_{max}$ также стремится к нулю.

Таким образом, характер и параметры разрушения образца зависят от соотношения его линейных размеров.

В горном деле подобные закономерности исследовались в двух случаях.

Профессор А. Борисов для оценки несущей способности угольного целика шириной b и высотой h предложил эмпирическую формулу [17]

$$\sigma_{пр} = \sigma_{куб} \sqrt{b/h}, \quad (4)$$

где $\sigma_{пр}$ – предел прочности призмы на сжатие;

$\sigma_{куб}$ – предел прочности на сжатие кубического тела с поперечным сечением, равным сечению тела призмы.

Зависимость показателя K_2 (влияние способа охраны выработки на ее конвергенцию) от отношения ширины околострековой полосы к высоте (b/h) исследовалась в работе [18], а ее графическая интерпретация показана на рисунке 2, из которого видно, что при $b/h < 0,2$ показатель $K_2 = 3$ и конвергенция имеет максимальную величину, характерную для отсутствия средств охраны штрека со стороны выработанного пространства. При $b/h > 0,7$ показатель $K_2 \approx 1$ и дальнейшее увеличение отношения b/h на величину конвергенции практически не влияет. Следовательно, для околострековых полос из быстротвердеющих смесей отношение $b/h = 0,7$ можно рассматривать как критическое.

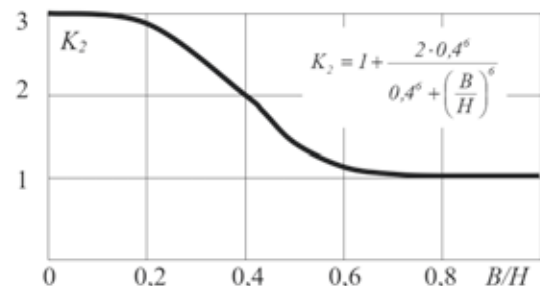


Рис. 2. Зависимость показателя K_2 от отношения ширины околострековой полосы к ее высоте (b/h) /

Fig. 2. Dependence of the K_2 indicator on the ratio of the width of the near-boring strip to its height (b/h)

Авторы статьи исследовали данную закономерность для ограждающих крепежных конструкций из газобетонных блоков, для которых критическое отношение b_0/h_0 ориентировочно можно определить по формуле (3) как

$$b_0/h_0 \geq 2 \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}\right). \quad (5)$$

Поскольку у газобетона марки В3,5 $\rho = 50...60^\circ$, то на основании условия (5) критическое отношение размеров конструкций ($K_{b/h}$) из этого газобетона будет составлять

$$K_{b/h} = b_0/h_0 \geq 0,73. \quad (6)$$

Диаграммы нагружения газобетонных призм с линейными размерами $a_0 \times b_0 \times h_0 = 60 \times 60 \times 80$ мм; $60 \times 60 \times 100$ мм и $0,3 \times 0,2 \times 0,6$ м представлены на рисунке 3.

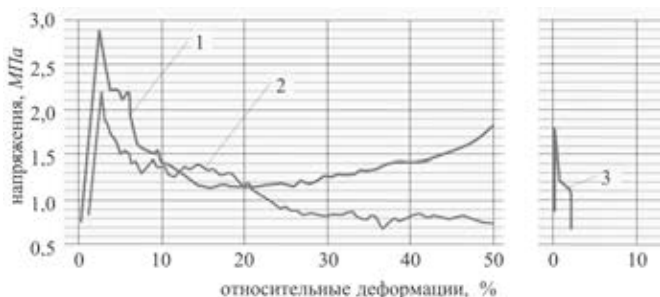


Рис. 3. Диаграммы нагружения образцов газобетона марки В3,5 с различными отношениями линейных размеров: 1 - $b_0/h_0 = 0,75$; 2 - $b_0/h_0 = 0,6$; 3 - $b_0/h_0 = 0,33$ /

Fig. 3. Loading diagrams of samples of aerated concrete grade B3,5 with different ratios of linear dimensions: 1 - $b_0/h_0 = 0,75$; 2 - $b_0/h_0 = 0,6$; 3 - $b_0/h_0 = 0,33$

Как видно из рисунка 3, диаграмма нагружения призмы с отношением $b_0/h_0 = 0,75$ (кривая 1) в качественном отношении мало чем отличается от диаграмм нагружения кубических образцов [19, 20]. На ней присутствуют все характерные стадии и области деформирования, включая область условно постоянного сопротивления и вторичного прессования. Разница заключается в более низких количественных значениях оценочных показателей – коэффициента размаха сопротивления деформированию и удельной работы сопротивления деформированию ($k_c = 0,39$; $a_c = 1,69$ МДж/м³).

На диаграмме нагружения призмы с $b_0/h_0 = 0,6$ (рис. 3, кривая 2) области условно постоянного сопротивления и вторичного прессования отсутствуют. Поэтому $P_{min} = 0$ и, соответственно, $k_c = 0$. Удельная работа сопротивления деформированию снижается до $a_c = 1,34$ МДж/м³. При нагружении призмы с $b_0/h_0 = 0,33$ (рис. 3, кривая 3) предельное напряжение достигло всего лишь 1,8 МПа, а при увеличении относительной деформации до 2,0 % призма была полностью разрушена. Таким образом, характер деформирования газобетонных призм с $b_0/h_0 < 1$ однозначно согласуется с критерием (6), согласно которому призмы с $b_0/h_0 < 0,73$ в запредельном режиме деформирования не обладают несущей способностью.

Округляя этот критерий в большую сторону, принимаем критическую ширину основания газобетонной призмы, равной $b^{кр} = 0,8h$.

Наиболее типичные диаграммы нагружения призм с $b_0/h_0 \geq 1$ представлены на рисунках 4 и 5.

При анализе диаграмм на рисунках 3–5 следует обратить внимание на следующие особенности деформационно-нагрузочных характеристик исследованных призм с различными отношениями линейных размеров:

- на диаграммах нагружения призм с $b_0/h_0 > 1$ (кривые 1 на рис. 4 и 5) в интервале $\epsilon = 10 \dots 30$ % имеются устойчивые области условно постоянного сопротивления. Области вторичного прессования характеризуются высокой скоростью нарастания несущей способности;

- при $\epsilon = 30 \dots 40$ % $P_{ост} = P_{max}$. Значения коэффициента k_c устойчиво превышают 0,5 и приближаются к величине 0,9. Пропорционально этому возрастает и удельная работа сопротивления деформированию;

- при $b_0/h_0 = 1$ параметры запредельной части диаграмм нагружения призм зависят также от соотношения их размеров в плане. С увеличением отношения a_0/b_0 (кривые 2 и 3 на рис. 4) повышается несущая способность призмы в области условно постоянного сопротивления и возрастают значения k_c и a_c , что связано с изменением условий деформирования материала в результате увеличения бокового отпора;

- при изменении прочности материала на диаграммах нагружения призм изменяются только абсолютные значения оценочных показателей, а качественные характеристики диаграмм, обусловленные соотношением линейных размеров призм, сохраняются. Так, на рисунке 5 у образцов с $b_0/h_0 = 1$ при марке газобетона В3,5 (кривая 3) $k_c = 0,42$ и $a_c = 2,4$ МДж/м³, а у газобетона В1,0 (кривая 4) $k_c = 0,41$ и $a_c = 1,19$ МДж/м³. У образцов с $b_0/h_0 = 1,5$ при марке газобетона В3,5 (кривая 1) $k_c = 0,87$ и $a_c = 4,7$ МДж/м³, а при марке В1,0 (кривая 2) $k_c = 0,8$ и $a_c = 1,45$ МДж/м³.

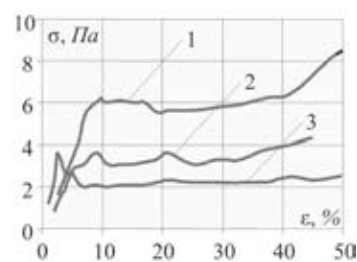


Рис. 4. Диаграммы нагружения образцов Докучаевского газобетона марки В3,5 с линейными размерами ($a_0 \times b_0 \times h_0$): 1 - $6 \times 9 \times 4$ см; 2 - $6 \times 18 \times 6$ см; 3 - $6 \times 9 \times 6$ см /

Fig. 4. Loading diagrams of Dokuchaevsky aerated concrete samples grade B3,5 with linear dimensions ($a_0 \times b_0 \times h_0$): 1 - $6 \times 9 \times 4$ cm; 2 - $6 \times 18 \times 6$ cm; 3 - $6 \times 9 \times 6$ cm

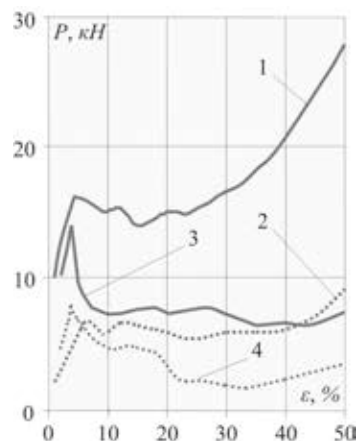


Рис. 5. Диаграммы нагружения образцов Луганского газобетона размерами ($a_0 \times b_0 \times h_0$): 1 - $6 \times 6 \times 4$ см, марка В 3,5; 2 - $6 \times 6 \times 4$ см, марка В1,0; 3 - $6 \times 6 \times 6$ см, марка В3,5; 4 - $6 \times 6 \times 6$ см, марка В1,0 /

Fig. 5. Loading diagrams of Lugansk aerated concrete samples with dimensions ($a_0 \times b_0 \times h_0$): 1 - $6 \times 6 \times 4$ cm, grade В 3,5; 2 - $6 \times 6 \times 4$ cm, grade В1,0; 3 - $6 \times 6 \times 6$ cm, grade В 3,5; 4 - $6 \times 6 \times 6$ cm, grade В1,0

На основании результатов выполненных исследований получены две эмпирические зависимости:

$$k_c = -0,5266(b_0/h_0)^3 + 1,5541(b_0/h_0)^2 - 0,5806(b_0/h_0);$$

$$a_c = 1,1852(b_0/h_0)^3 - 1,5888(b_0/h_0)^2 + 2,755(b_0/h_0),$$

которые представлены на рисунках 6 и 7 в виде полиномов третьей степени с величиной достоверности, равной соответственно $r^2 = 0,902$ и $r^2 = 0,936$.

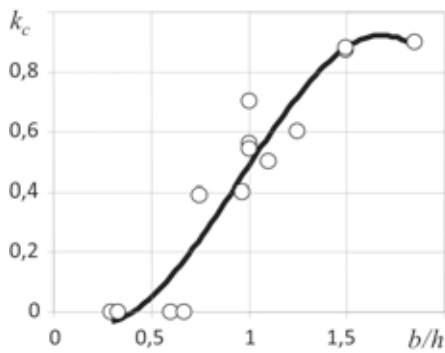


Рис. 6. Эмпирическая зависимость $k_c = f(b/h)$ /
Fig. 6. Empirical dependence $k_c = f(b/h)$

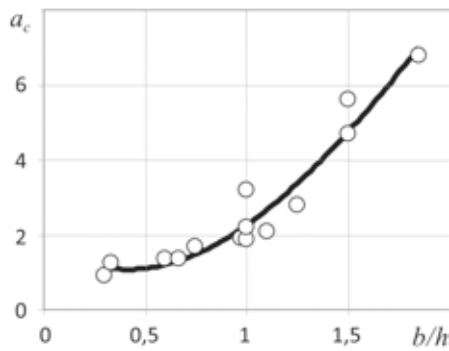


Рис. 7. Эмпирическая зависимость $a_c = f(b/h)$ /
Fig. 7. Empirical dependence $a_c = f(b/h)$

Анализируя эти зависимости, можно сделать вывод, что при увеличении отношения b_0/h_0 свыше 1,5 удельная рабо-

та сопротивления деформированию (a_c) по сравнению с ее значениями при $b_0/h_0 = 1$ увеличивается почти в три раза, а коэффициент k_c стремится к естественному пределу – единице, когда несущая способность газобетона за пределом прочности не может более повышаться. Поэтому дальнейшее увеличение b_0/h_0 не имеет практического смысла, так как в этом случае будет происходить неоправданно высокий расход крепежного материала при незначительном увеличении несущей способности крепежной конструкции.

Выводы

1. Несущая способность и работа сопротивления деформированию (a_c) бетонных призм существенно зависят от отношения их минимальной ширины к высоте (b/h). Призмы с $b/h < 0,8$ являются неустойчивыми и при нагрузке, равной пределу их прочности, быстро теряют несущую способность. При $b/h = 1,0-1,5$ остаточная несущая способность призм в области условно постоянного сопротивления увеличивается до уровня $(0,7-0,8)P_{max}$, а показатель a_c возрастает более чем в два раза.

2. При увеличении отношения b/h свыше 1,5 удельная работа сопротивления деформированию по сравнению с ее значениями при $b/h = 1$ увеличивается почти в три раза, а коэффициент k_c стремится к естественному пределу – единице, когда несущая способность газобетона за пределом прочности не может более повышаться. Поэтому дальнейшее увеличение b/h не имеет практического смысла, так как в этом случае будет происходить неоправданно высокий расход крепежного материала при незначительном увеличении несущей способности крепежной конструкции.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Шабаров А.Н., Куранов А.Д. Основные направления развития горнодобывающей отрасли в усложняющихся горнотехнических условиях ведения горных работ. *Горный журнал*. 2023; 5: 5-10. <https://doi.org/10.17580/gzh.2023.05.01>.
Shabarov A.N., Kuranov A.D. Basic development trends in mining sector in complicating geotechnical condition. *Mining magazine*. 2023; 5: 5-10. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/gzh.2023.05.01>.
2. Корзун А.В., Янко С.В. Некоторые аспекты состояния и перспектив угольных предприятий Украины. *Уголь Украины*. 2002; 6: 3-6.
Korzun A.V., Yanko S.V. Some Aspects of the Current State and Prospects of Coal Enterprises in Ukraine. *Coal of Ukraine*, 2002; 6: 3-6. (In Russ.).
3. Дрибан В.А., Дуброва Н.А., Ходырев Е.Д. и др. Актуальные проблемы геомеханики обводненных горных массивов. *Труды РАНМИ: сб. науч. тр.* 2024; 2 (40): 70-84. <https://doi.org/10.24412/2519-2418-2024-240-70-84>.
Driban V.A., Dubrova N.A., Khodyrev Ye.D., et al. *Actual problems of geomechanics of water-saturated rock mas. Transactions of RANIMI*. 2024, 2 (40): 70-84. (In Russ.). <https://doi.org/10.24412/2519-2418-2024-240-70-84>.
4. Дрибан В.А., Петрушин А.Г. Влияние обводненности массива горных пород на НДС при подземной разработке угольных пластов в пространственной постановке задачи. *Труды РАНМИ: сб. науч. тр.* 2022; 18-19 (23-24): 39-81. <https://doi.org/10.24412/1996-885X-2022-18-1933-34-39-81>.
Driban V.A., Petrushin A.G. Influence of water cut of a rock mass on SSS during underground mining of coal seams in the spatial formulation of the problem. *Transactions of RANIMI*. 2022; 18-19 (23-24): 39-81. (In Russ.). <https://doi.org/10.24412/1996-885X-2022-18-1933-34-39-81>.
5. Frenelus W., Peng H., Zhang J. An Insight from Rock Bolts and Potential Factors Influencing Their Durability and the Long-Term Stability of Deep Rock Tunnels. *Sustainability*. 2022; 14 (17): 10943. <https://doi.org/10.3390/su141710943>.
6. Frenelus W., Peng H., Zhang J. Seepage Actions and Their Consequences on the Support Scheme of Deep-Buried Tunnels Constructed in Soft Rock Strata. *Infrastructures*. 2024; 9 (1): 13. <https://doi.org/10.3390/infrastructures9010013>.
7. Murmu S., Budi G. Spalling Hazard Occurrence in Longwall Excavation: a Case Study. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2023; 40 (5): 1899-1919. <https://doi.org/10.1007/s42461-023-00828-9>.
8. Kien D.V., Anh Do.N., Thai Do.N. Numerical simulation of the stability of rock mass around large underground cavern. *Civil engineering Journal*. 2022; 8 (1): 81-91. <https://doi.org/10.28991/CEJ-2022-08-01-06>.
9. Mhlango S.E. Physical hazards of abandoned mines: A review of cases from South Africa. *Extractive Industries and Society*. 2023; 15: 101285. <https://doi.org/10.1016/j.exis.2023.101285>.
10. Дашко Р.Э., Романов И.С. Прогнозирование горно-геологических процессов на основе анализа подземного пространства рудника Купол как многокомпонентной системы (Чукотский автономный округ, Анадырский р-н). *Записки Горного института*. 2021; 247: 20-32. <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.1.3>.
Dashko R.E., Romanov I.S. Forecasting of mining and geological processes based on the analysis of the underground space of the Kupol deposit as a multicomponent system (Chukotka autonomous region, Anadyr district). *Journal of Mining Institute*. 2021; 247: 20-32. (In Russ.). <https://doi.org/10.31897/PMI.2021.1.3>.

11. Пивень Ю.А., Васютина В.В., Канин В.А. Совершенствование бесцепоковых способов охраны подготовительных горных выработок. *Журнал теоретической и прикладной механики*. 2022; 2 (79): 60-65. <https://doi.org/10.24412/0136-4545-2022-2-60-65>.
Piven Yu.A., Vasyutina V.V., Kanin V.A. Improvement of Pillarless Methods for Protecting Development Mine Workings. *Journal of Theoretical and Applied Mechanics*. 2022; 2 (79): 60-65. (In Russ.). <https://doi.org/10.24412/0136-4545-2022-2-60-65>.
12. Хове Г. Новые технические средства для разработки наклонных угольных пластов. *Глюкауф*. 1988; 4/5: 15-20.
Khove G. New Technical Means for the Development of Inclined Coal Seams. *Glueckauf*. 1988; 4/5: 15-20. (In Russ.).
13. Зборщик М.П., Ильяшов М.А., Костенко А.В. Охрана подготовительных выработок жесткими литыми полосами из быстротвердеющих материалов. *Известия Донецкого горного института*. 2002; 2: 27-31.
Zborshchik M.P., Ilyashov M.A., Kostenko A.V. Protection of Development Workings with Rigid Cast Strips Made of Rapid-Hardening Materials. *Proceedings of the Donetsk Mining Institute*. 2002; 2: 27-31. (In Russ.).
14. Ильяшов М.А., Костенко В.К., Костенко А.В. Практика охраны подготовительных горных выработок литыми полосами при интенсивной отработке угольных пластов. *Проблемы гірського тиску*. 2003; 9: 40-74.
Ilyashov M.A., Kostenko V.K., Kostenko A.V. Practice of Protecting Development Mine Workings with Cast Strips under Intensive Coal Seam Mining. *Problems of Rock Pressure*. 2003; 9: 40-74. (In Russ.).
15. Канин В.А., Анциферов А.В. Охрана горных выработок газобетонной крепью. Донецк, 2004: 396.
Kanin V.A., Antsiferov A.V. Protection of Mine Workings with Aerated Concrete Support. Donetsk, 2004: 396. (In Russ.).
16. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. Москва, 1976: 272.
Fisenko G.L. Ultimate States of Rocks around Mine Workings. Moscow, 1976: 272. (In Russ.).
17. Борисов А.А., Нифонтов Б.И., Ромадин Н.М. Расчет напряжений в междукammerных целках. *Записки Горного института*. 1966; 51 (1): 78-84.
Borisov A.A., Nifontov B.I., Romadin N.M. Stress Calculation in Inter-Chamber Pillars. *Proceedings of the Mining Institute*. 1966; 51 (1): 78-84. (In Russ.).
18. Гетце В., Бушман Н., Шпроер Д. Требования к вяжущим материалам, используемым для упрочнения пород, охраны и крепления горных выработок. *Глюкауф*. 1984; 21: 8-26.
Getze V., Buschman N., Schroer D. Requirements for Binders Used for Rock Strengthening, Protection, and Support of Mine Workings. *Glueckauf*. 1984; 21: 18-26. (In Russ.).
19. Канин В.А. Механические испытания газобетонных крепежных конструкций. *Физико-технические проблемы горного производства*. 2001; 3: 75-84.
Kanin V.A. Mechanical Testing of Aerated Concrete Support Structures. *Physico-Technical Problems of Mining Production*. 2001; 3: 75-84. (In Russ.).
20. Викторов С.Д., Гончаров С.А., Иофис М.А. и др. Механика сдвижения и разрушения горных пород. Москва, 2019: 360.
Viktorov S.D., Goncharov S.A., Iofis M.A., et al. *Mechanika sdvizheniya i razrusheniya gornyh porod*. Moscow, 2019: 360. (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ



Владимир Алексеевич Канин –
доктор технических наук, ведущий научный
сотрудник отдела горного давления, ФГБНУ
«РАНИМИ», г. Донецк, Российская Федерация;
Scopus Author ID 50961141800;
e-mail: vlkanin2@yandex.ru



Юрий Анатольевич Пивень –
кандидат технических наук, ведущий научный
сотрудник отдела горного давления, ФГБНУ
«РАНИМИ», г. Донецк, Российская
Федерация; e-mail: ranimi@ranimi.org



Борис Валентинович Хохлов –
кандидат технических наук, ведущий научный
сотрудник отдела горного давления, ФГБНУ
«РАНИМИ», г. Донецк, Российская Федерация;
e-mail: hbv@bk.ru

ABOUT THE AUTHORS

Vladimir A. Kanin –
Dr. Sci. (Eng.), Leading Researcher of the Rock
Pressure Department, Republican Academic
Scientific, Research and Design Institute for Mining
Geology, Geomechanics, Geophysics and Mine
Surveying”, Donetsk, Russian Federation; Scopus
Author ID 50961141800;
e-mail: vlkanin2@yandex.ru

Yuri A. Piven –
Cand. Sci. (Eng.), Leading Researcher of the
Rock Pressure Department, Republican Academic
Scientific, Research and Design Institute for Mining
Geology, Geomechanics, Geophysics and Mine
Surveying”, Donetsk, Russian Federation;
e-mail: ranimi@ranimi.org

Boris V. Khokhlov –
Cand. Sci. (Eng.), Leading Researcher of the
Rock Pressure Department, Republican Academic
Scientific, Research and Design Institute for Mining
Geology, Geomechanics, Geophysics and Mine
Surveying”, Donetsk, Russian Federation;
e-mail: hbv@bk.ru



Антон Викторович Антипенко –
младший научный сотрудник отдела горного
давления, ФГБНУ «РАНИМИИ», г. Донецк,
Российская Федерация;
e-mail: ministrxp@mail.ru

Anton V. Antypenko –
Junior Researcher of the Rock Pressure
Department, Research and Design Institute for
Mining Geology, Geomechanics, Geophysics and
Mine Surveying”, Donetsk, Russian Federation;
e-mail: ministrxp@mail.ru

Критерии авторства:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьёй.

Конфликт интересов:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 30.10.2025

Поступила после рецензирования: 16.01.2026

Принята к публикации: 26.01.2026

Contribution:

The authors declare the equal contribution of everyone to the work on the article.

Conflict of interest:

The authors declare no conflict of interest.

Article info

Received: 30.10.2025

Revised: 16.01.2026

Accepted: 26.01.2026

Разработка и подбор безопасной схемы управления метановыделением при отработке пласта K_{10} и подработке пласта K_{12} на шахте «Абайская»

С. Б. Алиев^{1✉}, В. Ф. Демин², Н. А. Милетенко¹,
В. Н. Долгонос², Р. Б. Хуснутдинов²

¹ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н. В. Мельникова» Российской академии наук, г. Москва, Российская Федерация

²Карагандинский технический университет (КарТУ) имени А. Агинова, г. Караганда, Казахстан
✉ alsamat@gmail.com

Резюме. Рассмотрены существующие способы и примеры разработки новых, более эффективных способов дегазации угольных пластов на шахте «Абайская» Карагандинского угольного бассейна. Высокая метаносность угольных пластов служит главным сдерживающим фактором увеличения добычи. Дегазация снижает метановыделение на выемочном участке, а вентиляция обеспечивает разбавление метановоздушных потоков до безопасных концентраций. Применение газодренажных выработок при дегазации пластов становится экономически оправданным ввиду их высокой эффективности.

Ключевые слова: угольный пласт, вентиляция, дегазация, горная выработка, лава, газодренажная выработка, слой песчаника

Для цитирования: Алиев С.Б., Демин В.Ф., Милетенко Н.А., Долгонос В.Н., Хуснутдинов Р.Б. Разработка и подбор безопасной схемы управления метановыделением при отработке пласта K_{10} и подработке пласта K_{12} на шахте «Абайская». *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):20-25. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-20-25>.

Development and selection of a safe control scheme for methane emissions during K_{10} and K_{12} formation on “Abayskaya” coal mine

S. B. Aliev^{1✉}, V. F. Demin², N. A. Miletenko¹,
V. N. Dolgonosov², R. B. Khusnutdinov²

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

²A. Saginov Karaganda Technical University (KarTU, Karaganda, Kazakhstan
✉ alsamat@gmail.com

Resume. The article discusses existing methods and examples of developing new, more effective methods for gas extraction coal seams at the «Abayskaya» mine in the Karaganda coal basin. The high methane content of coal seams is the main obstacle to increasing production. Gas extraction coal seams reduces methane emissions in the mining area, and ventilation ensures that methane-air mixtures are diluted to safe concentrations. The use of gas drainage works during reservoir degassing becomes economically feasible due to their high efficiency.

Keywords: coal seam, air control, gas extraction, mining working, breakage face, gas extraction works, sandstone layer

For citation: Aliev S.B., Demin V.F., Miletenko N.A., Dolgonosov V.N., Khusnutdinov R.B. Development and selection of a safe control scheme for methane emissions during K_{10} and K_{12} formation on “Abayskaya” coal mine. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):20-25. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-20-25>.

Введение

Основное направление технической политики развития шахтного фонда идет по пути концентрации производства за счет применения современных высокопроизводительных механизированных комплексов с производительностью более 5 тыс. тонн в сутки (2 тыс. тонн и более в смену) [1–5].

Главным сдерживающим фактором на большинстве шахт является так называемый метановый барьер, связанный с высокой метаносностью угольных пластов на глубинах более 400 м и метанообильностью выемочных участков 100–150 м³/мин [6–10].

Поддержание стабильно высокой нагрузки на очистной забой невозможно без применения различных способов управления метановыделением [8, 11–14].

Управление метановыделением выемочных участков осуществляется средствами вентиляции и дегазации [4, 6, 15–18]. Вентиляция обеспечивает разбавление метановоздушных потоков до безопасных концентраций. Дегазация снижает метановыделение на выемочном участке от источников поступления и способствует сокращению количества воздуха, необходимого для разбавления метана. Но и применение различных способов дегазации не всегда дает ожидаемый результат [1, 3, 14].

Цель работы: совершенствование существующих и разработка новых, более эффективных способов дегазации угольных пластов.

Объект исследований

На шахтах Карагандинского угольного бассейна получил развитие восходящий порядок отработки угольных пластов. Одной из основных целей такого порядка отработки является дегазация вышележащего мощного метаносного пласта K_{12} .

При такой схеме отработки имеет место значительное метановыделение в очистной забой разрабатываемого пласта при небольшой величине междупластия (50–60 м), что требует специальных мер по его удалению. Значительное количество метана, выделяющегося из подрабатываемого пласта, мигрирует в выработанное пространство отработываемого пласта и теряется как попутное энергетическое сырье. Увеличение глубины работ ставит новые задачи по применению схем дегазации [4–6, 8].

Применение вертикальных скважин с поверхности становится нерациональным как по затратам на бурение, так и по их эффективности ввиду частого выхода их из строя. Применение купольных скважин не может обеспечить необходимый съем метана. В этом случае применение газодренажных выработок при дегазации пластов с высокой метанообильностью становится необходимым и экономически оправданным ввиду их высокой эффективности по съему метана не только с позиции безопасности, но и утилизации метана как энергетического сырья [5, 6, 18].

Методы исследований

Рассмотрим применение комплексной дегазации с использованием газодренажной выработки, пройденной по пласту K_{11} , на примере отработки выемочного участка $32K_{10}$ -с на шахте «Абайская». Природная метаносность пласта составляет 25,7 м³/т, относительное метановыделение с учетом подработки пласта K_{12} – 44,70 м³/мин. Расстояние между пластами K_{10} и K_{12} – 55–60 м. На расстоянии 30–35 м от пласта K_{10} залегает маломощный пласт K_{11} (1,0–1,5 м).

В газовом балансе выемочного участка доля метановыделения из подрабатываемых пластов K_{12} и K_{11} составляет 80–90 %. Схема проветривания – возвратноточная (1М), первичный шаг обрушения – 36 м, вторичные шаги – по 19 м. Схема управления метановыделением приведена на рисунке.

Пласт K_{10} – сложного строения, состоит из 10–14 пачек полублестящего угля, разделенных прослоями аргиллита мощностью 0,01 до 0,45 м. Рабочая мощность пласта – 4,45 м, полезная – 4,06 м, вынимаемая – 3,9 м. Углы падения не выдержаны и колеблются от 10 до 26°. При отработке лавы предусмотрено оставление защитной пачки угля в кровле мощностью 0,3 м.

Непосредственная кровля пласта: аргиллит темно-серый, слоистый, трещиноватый, средней крепости до слабого ($\sigma_{сжатия}$ – 250 кг/см²) мощностью 5,0–8,8 м, легко обрушаемый.

Непосредственная почва: аргиллит, алевролит средней крепости ($\sigma_{сжатия}$ – 400 кг/см²), устойчивые, на контакте с пластом – прослой углистого аргиллита мощностью 0,2–0,4 м.

Первоначально управление метановыделением осуществлялось через изоляционную переемычку вентиляционного уклона K_{10} .

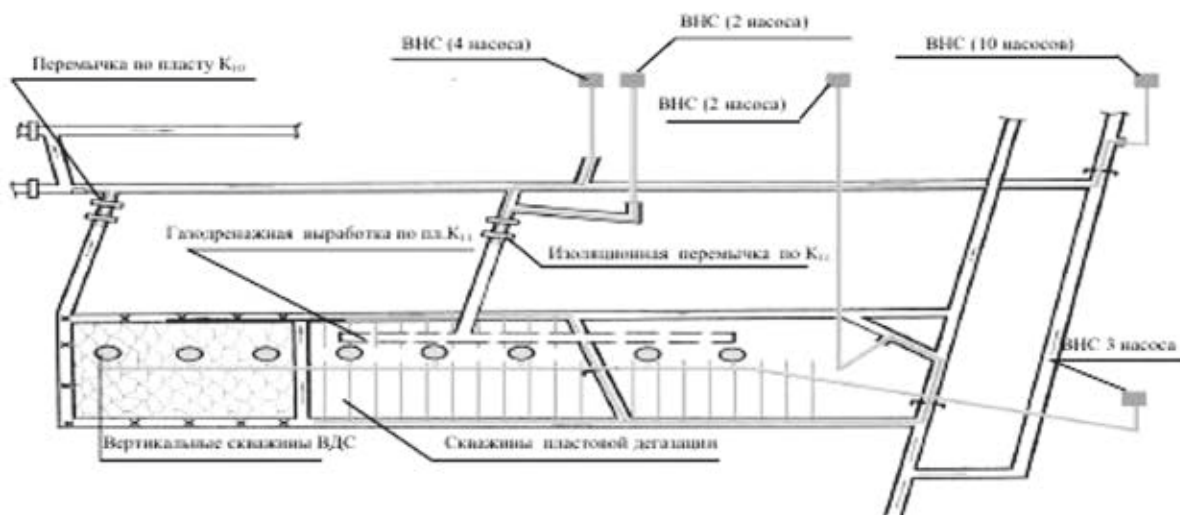


Рис. Схема проветривания / Fig. Ventilation scheme

Метановыделение из разрабатываемого пласта составило 17,8 м³/мин.

Для дегазации разрабатываемого пласта применялась виды пластовой дегазации:

– предварительная пластовая дегазация восстающими скважинами, пробуренными с конвейерного штрека 32 К₁₀–с, расстояние между которыми составляло 8 м, и длиной 120–140 м, срок дегазации составлял 268 сут;

– передовая пластовая нисходящими скважинами, пробуренными с вентиляционного штрека 32 К₁₀–с, расстояние между которыми составляло 2 м, длина 100–120 м.

Как показала практика, наиболее эффективно работали скважины передовой дегазации на расстоянии 10 м от лавы (в зоне опорного давления впереди линии очистного забоя), сьем которых составлял 2,0–2,5 м³/мин, концентрация метана достигала 15–20 %.

Основной сьем метана из выработанного пространства пришелся на способ из-за изоляционной переемычки вентиляционного уклона К₁₀ (73,6 м³/мин чистого метана), то есть более 50 % от общей метанообильности участка.

Сьем метана средствами вентиляции и дегазации приведен в таблице 1.

Таблица 1 / Table 1

**Сьем метана средствами вентиляции и дегазации /
Methane removal by ventilation and degassing**

Способ извлечения метана	Сьем метана, м³/мин			Коэффициент эффективности дегазации
	Метановоздушная смесь $Q_{смесь}$, м³/мин	Концентрация метана К, %	Сьем метана, в пересчете на 100 % $Q_{сч}$, м³/мин	
Нагрузка на очистной забой	4 500 тонн			
Вентиляция			39,0	0,22
исходящая участка	2 100,0	0,9/1,1	21,0	0,14
изолированный отвод метана за счет общешахтной депрессии	100,0	18,0	18,0	0,08
Концентрация метана в верхнем «кутке» лавы		0,9/1,5		
Дегазация				0,78
вертикальные скважины	40,6	60,0	24,4	0,17
из-за переемычки на вентиляционном уклоне К ₁₀	408,9	18,0	73,6	0,52
предварительная пластовая	15,0	3,5	0,5	0,03
передовая пластовая	25,7	15,0	3,90	0,06
Общая метанообильность участка			141,4	

Для обеспечения безопасной работы выемочного участка только на этот способ дегазации в работе постоянно находились 15 вакуум-насосов типа НВ-50.

От переемычки к трем магистральным скважинам (две скважины диаметром 325 мм и одна скважина диаметром 500 мм) были проложены два газопровода диаметром 402 мм.

Однако при таком способе управления метановыделением содержание метана в лаве и на выемочном участке постоянно находилось в пределах 0,9–1,1 %. В выработанном пространстве на расстоянии 5 м от сопряжения лавы

с вентиляционным штреком содержание метана составляло 6–9 %.

Метан, который можно использовать в котельной шахты (с концентрацией более 25 %), составил всего 24,4 м³/мин, то есть только 17 % от общей метанообильности.

После отхода лавы на расстояние 200 м эффективность этого способа начала падать, и концентрация метана в верхнем «кутке» доходила до 1,5 %. После пересечения линии очистного забоя газодренажной выработки ситуация на выемочном участке изменилась.

Газодренажная выработка пройдена по вышележащему маломощному пласту К₁₁ на расстоянии 30–35 м от разрабатываемого пласта К₁₀ и 200 м от монтажной камеры. Темпы проведения подготовительной выработки не ограничивались по газовому фактору.

Результаты исследований

Эффективность способа дегазации источников метановыделения при отработке угольных пластов зависит от того, насколько учтены при выборе его параметров геомеханические процессы, которые происходят в подрабатываемом массиве. То есть эффективность способа дегазации с применением газодренажной выработки заключается в правильном ее заложении с учетом сдвижения и нарушенности пород подрабатываемого массива [6, 14]. И основным вопросом при проектировании этого способа дегазации является определение объемов ожидаемого выделения метана из подрабатываемого пласта К₁₂.

Дебит метана из подрабатываемого пласта зависит от площади активной газоотдачи подрабатываемого пласта S, его природной X_{сн} и остаточной X_о газоносности и определяется по формуле

$$q_{сн4} = S \cdot \gamma' \cdot m' (X_{K12} - X_o), \quad (1)$$

где γ' – объемная масса (т/м³) пласта К₁₂;
m' – мощность пласта К₁₂, м.

Область активной газоотдачи подрабатываемого пласта К₁₂ определяется границами влияния подработки и рассчитывается по формуле

$$S = [l_{оч} - 2M_{сн} \cdot tg(90 - \theta)] V_{оч}, \text{ м}^2, \quad (2)$$

где M_{сн} – расстояние по нормали между разрабатываемым и подрабатываемым пластами, м;

l_{оч} – длина очистного забоя, м;

θ – угол разгрузки пласта, град;

V_{оч} – суточное подвигание очистного забоя, м/сут.

Остаточная газоносность пласта К₁₂ после его подработки определяется по формуле

$$X'_o = X_o + (X_{сн} - X_o) - \frac{M_{сн}}{R_{np}}, \quad (3)$$

где R_{np} – предельное расстояние между разрабатываемым и подрабатываемым пластами, при котором метановыделение из последнего равно нулю, м.

Используя формулы (2) и (3), окончательно формула (1) будет представлена в виде

$$q_{сн4} = V_{оч} \cdot \gamma' \cdot m' \left[(X_{сн} - X_0) - (X_{сн} - X_0) \frac{M_{сн}}{R_{np}} \right] \times \left[l_{оч} - 2M_{сн} \frac{tg(90 - \theta)}{1} \right] \quad (4)$$

В соответствии с проведенными расчетами фактическое метановыделение из подрабатываемого пласта K_{12} показало, что для дегазации изолированного отвода метана в газодренажном штреке K_{11} необходимо увеличить съем метановоздушной смеси, поэтому за изоляционную перемычку K_{11} было заведено 2 газопровода диаметром 402 мм. Затем по двум магистральным дегазационным скважинам (диаметром 325 мм) метановоздушная смесь выдавалась на поверхность с помощью шести насосов типа НВ-50.

Выработанное пространство по съему метана имеет две особенные характерные зоны по простираанию пласта:

- зону активного смещения пород, распространяющаяся от линии очистного забоя в сторону выработанного пространства (обрушение пород непосредственной, а затем и основной кровли, образование и обрушение блоков пород, частичное уплотнение пород в зоне беспорядочного обрушения);
- зону стабилизации (наибольшая протяженность и незначительные величины смещения горных пород).

Как показала практика, при отходе лавы от монтажной камеры на расстояние более 200 м съем метана из-за перемычки, установленной на вентиляционном уклоне $32K_{10}$ -с, стабилизировался и составлял 12–20 м³/мин (при концентрации метана 8–10 %).

Однако повышенная газоотдача подрабатываемого пласта имеет место только в области активного его смещения, ограниченной углами полных сдвижений и разгрузки вмещающих пород. Так, по теории М. Видаля и П. Шульца [6], каптаж метана из подрабатываемого пласта может производиться при мощности междупластья от 20 м (высота зоны беспорядочного обрушения) до 100 м, то есть ограничен свод давления, который перемещается по мере подвигания подрабатывающего очистного забоя. Свод горного давления имеет форму полукружности с диаметром, равным длине очистного забоя. В гипотезе М. Видаля сделано допущение, что число и размеры трещин в своде давления по высоте от выработанного пространства одинаковы, то есть близость выработанного пространства на интенсивность трещинообразования влияет незначительно. Поток газа, выделяющегося из подрабатываемого пласта, поровну распределяется между газодренажной выработкой в породах кровли пласта и действующими выработками.

Если изменить положение газодренажной выработки по отношению к выработанному пространству, то при приближении ее к выработанному пространству увеличиваются подсосы и снижается эффективность дегазации. При удалении дренажной выработки от выработанного пространства уменьшается эффективность дегазации.

Для конкретных горно-геологических условий определяется расстояние, при котором эффективность дегазации вышележащего пласта является максимальной и определяется по формуле

$$M_{сн.} = R_{np} \cdot (1 - \kappa_{эф.}) = 40 \cdot m_{сн.} \cdot (1,2 \cdot \cos \alpha) \cdot (1 - \kappa_{эф.}) \quad (5)$$

где R_{np} – предельное расстояние по нормали между разраба-

тываемым пластом и смежным, при котором метановыделение из последнего равно нулю;

$m_{сн.}$ – вынимаемая мощность разрабатываемого пласта;

$\kappa_{эф.}$ – коэффициент эффективности дегазации (разгрузки) подрабатываемого пласта.

Таким образом, оптимальное место заложения газодренажной выработки для достижения максимальной эффективности дегазации должно удовлетворять следующим условиям: расположение на расстоянии 1,5–1,6 длины лавы от вентиляционной выработки, удаление от выработанного пространства не далее рассчитанного по формуле (5).

Так, расчеты при использовании данного способа дегазации на выемочном участке $32K_{10}$ -с на шахте «Абайская» определили расстояние от вентиляционного штрека в 30 м и от разрабатываемого пласта – в 30–35 м.

Съем метана средствами вентиляции и дегазации при использовании газодренажной выработки с параметрами заложения в соответствии с выполненными расчетами приведен в таблице 2.

Таблица 2 / Table 2

Съем метана средствами вентиляции и дегазации при использовании газодренажной выработки / Methane removal by ventilation and degassing with GDW

Способ извлечения метана	Съем метана, м³/мин			Коэффициент эффективности дегазации
	Метановоздушная смесь $Q_{\text{смесь}}$, м³/мин	Концентрация метана K, %	Съем метана, в пересчете на 100 % $Q_{\text{сн}}^*$, м³/мин	
Нагрузка на очистной забой	5 500 тонн			
Вентиляция			16,8	0,11
исходящая участка	2100,0	0,8/0,9	16,8	0,11
Концентрация метана в верхнем «кутке» лавы		0,7/0,8		
Дегазация			142,1	0,89
вертикальные скважины	36,5	55,0	20,1	0,12
из-за перемычки на вентиляционном уклоне K_{10}	225,2	8,0	18,0	0,10
изоляционная перемычка на газодренажном штреке пласта K_{11}	179,3	56,0	100,4	0,63
предварительная пластовая	17,2	4,0	0,7	0,01
передовая пластовая	23,8	12,0	2,90	0,03
Общая метанообильность участка			158,9	

При таком управлении метановыделением на выемочном участке основной съем метана приходится на газодренажный штрек K_{11} , то есть более 60 %. При этом метан, который может быть использован для утилизации (концентрация более 25 %), увеличился до 120,5 м³/мин (или 75 % от общей метанообильности участка). Максимальная концентрация метана на исходящей струе выемочного участка не превышала 0,9 % (при сменной нагрузке 2 тысячи тонн), а в верхнем «кутке» лавы не превышала 1,0 %.

Выводы

Учитывая все вышеизложенное, можно сделать следующие выводы:

1. До начала отработки лавы необходимо произвести расчеты и определить оптимальную (наиболее безопасную) схему управления метановыделением выемочного участка.

2. Для обеспечения эффективности дегазации необходимо предусмотреть реконструкцию дегазационной сети (увели-

чение диаметра магистральных скважин и дегазационных газопроводов), применение не менее 5 вакуум-насосных станций МДПС-180.

3. Для эффективной работы газодренажного штрека его расположение должно намечаться в пределах рациональной зоны по фактору нарушенности слоев пород с учетом общей схемы дегазации, возможности использования газодренажной выработки при отработке подрабатываемого пласта.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Долгоносков В.Н., Пак Г.А., Дрижд Н.А. и др. Геомеханические и газодинамические процессы в угольных шахтах. Караганда, 2012: 214. Dolgonosov V.N., Pak G.A., Drijd N.A., et al. Geomechanical and gas-dynamic processes in coal mines. Karaganda, 2012: 214. (In Russ.).
2. Бирюков Ю.М. Газодинамическая активность на шахтах Карагандинского угольного бассейна. Караганда, 1996, 114. Birukov U.M. Gas-dynamic activity in the mines of the Karaganda coal basin. Karaganda, 1996: 114.
3. Баймухаметов С.К., Имашев А.Ж. и др. Проблемы отработки газоносных и опасных по внезапным выбросам угольных пластов с низкой проницаемостью в Карагандинском угольном бассейне. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2021; 10-1: 124-137. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_101_0_124. Baimukhametov S.K., Imashev A.G., et al. Problems of mining gas-bearing and sudden-emission-prone coal seams with low permeability in the Karaganda Coal Basin. *Mining information and analytical bulletin*. 2021; 10-1: 124-137. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_101_0_124.
4. Коликов К.С., Королева В.Н., Хуснутдинов Р.Б. Способы дегазации углепородных массивов. Проблемы и перспективы. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2017; S1: 138-147. Kolikov K.S., Koroleva V.N., Khusnutdinov R.B. Methods of carbonaceous massifs degassing. Problems and prospects. *Mining information and analytical bulletin*. 2017; S1: 138-147. (In Russ.).
5. Сластунув С.В., Коликов К.С., Садов А.П. и др. Обеспечение безопасной и интенсивной разработки газоносных угольных пластов на основе их комплексной дегазационной подготовки. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2023; 2: 152-166. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_2_0_152. Slastunov S.V., Kolikov K.S., Sadov A.P., et al. Ensuring safe and intensive development of gas-bearing coal seams based on their comprehensive degassing preparation. *Mining information and analytical bulletin*. 2023; 2: 152-166. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_2_0_152.
6. Хуснутдинов Р.Б., Полчин А.И., Коликов К.С. и др. Совершенствование дегазации выработанного пространства. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2018; S1: 224-232. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2018-1-1-224-232>. Khusnutdinov R.B., Polchin A.I., Kolikov K.S., et al. Improving the degassing of the worked-out space. *Mining information and analytical bulletin*. 2018; S1: 224-232. (In Russ.). <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2018-1-1-224-232>.
7. Блохин Д.И., Закоршменный И.М., Кубрин С.С. и др. Численные исследования влияния изменений напряженно-деформированного состояния углепородного массива на устойчивость дегазационных скважин. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2023; 11: 17-32. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2023-10-17>. Blokhin D.I., Zakorschmenyi I.M., Kubrin S.S., et al. Numerical studies of the effect of changes in the stress-strain state of the carbon rock mass on the stability of degassing wells. *Mining information and analytical bulletin*. 2023; 11: 17-32. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_11_0_17.
8. Алиев С.Б., Ходжаев Р.Р., Исабек Т.К. и др. Оценка эффективности бурения опережающих скважин в области повышенных напряжений массива на газопоявление из угольного пласта. *Уголь*. 2020; 11 (1136): 10-12. <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2020-11-10-12>.
9. Aliev S.B., Khodzhaev R.R., Isambek T.K., et al. Evaluation of the effectiveness of drilling advanced wells in the area of increased massif stresses for gas manifestation from the coal seam. *Coal*. 2020; 11 (1136): 10-12. (In Russ.). <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2020-11-10-12>. Алиев С.Б., Портнов В.С. и др. Изучение факторов, влияющих на выбросоопасность угольного пласта Д6. *Уголь*. 2020; 6 (1131): 50-54. <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2020-6-50-54>. Aliev S.B., Portnov V.S., et al. Study of factors affecting the outburst hazard of the D6 coal. *Coal*. 2020; 6 (1131): 50-54. (In Russ.). <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2020-6-50-54>.
10. Дрижд Н.А. и др. Карагандинский угольный бассейн (справочник). Москва, 1990: 298. Drijd N.A., et al. Karaganda Coal Basin (Handbook). Moscow, 1990: 298. (In Russ.).
11. Пак Г.А., Долгоносков В.Н. Расчет шагов обрушения основной кровли и газовыделения на шахтах Карагандинского бассейна. *Новости науки Казахстана*. Алматы, 2009: 43-49. Pak G.A., Dolgonosov V.N. Methodology for calculating Calculation of the steps of main roof collapse and gas emission in the mines of the Karaganda basin. *News of science in Kazakhstan*. Almaty, 2009: 43-49. (In Russ.).
12. Пак Г.А., Долгоносков В.Н. Методика расчета шагов обрушения основной кровли и прогноз газовыделения на шахтах Карагандинского бассейна. *Безопасность труда в промышленности*. 2010; 10: 31-34. Pak G.A., Dolgonosov V.N. 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: 31-34. (In Russ.).
13. Садчиков А.В., Замалиев Н.М., Ахматнуров Д.Р. и др. Применение методов шахтной геофизики для решения задач горно-геологического направления. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2025; 6: 109-124. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2025-6-109>. Sadchikov A.V., Zamaliyev N.M., Akhmatnurov D.R., et al. Application of mine geophysics method to solving problems of geology. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2025; 6: 109-124. (In Russ.). <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2025-6-109>.
14. Каледина Н.О., Карпукхин А.В. Проблемы управления метановыделением на высокопроизводительных газообильных шахтах. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2007; 13: 216-220. Kaledina N.O., Karpukhin A.V. Problems with methane management in high-capacity gas-rich mines. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2007; 13: 216-220. (In Russ.).

15. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. Москва, 1980: 360.
Borisov A.A. Rock mechanics. Moscow, 1980: 360. (In Russ.).
16. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. Москва, 1973: 512.
Safety rules in coal and shale mines. Moscow, 1973: 512. (In Russ.).
17. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа. Москва, 1977: 159.
Instructions for the safe conduct of mining operations in seams hazardous due to sudden outbursts of coal and gas. MCI USSR. Moscow, 1977: 159. (In Russ.).
18. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа. Москва, 1995: 92.
Instructions for the safe conduct of mining operations in seams hazardous due to sudden outbursts of coal and gas. Moscow, 1995: 92. (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Самат Бикитаевич Алиев –

доктор технических наук, старший научный сотрудник ИП-
КОН РАН, Академик НАН Республики Казахстан, г. Москва,
Российская Федерация;
e-mail: alsamat@gmail.com

Владимир Федорович Демин –

доктор технических наук, профессор кафедры РМПИ,
Карагандинский технический университет (КарТУ) имени
А. Сагинова, г. Караганда, Казахстан; e-mail: vladfdemin@
mail.ru

Наталья Александровна Милетенко –

кандидат технических наук, старший научный сотрудник
ИПКОН РАН, г. Москва, Российская Федерация;
e-mail: nmilet@mail.ru

Виктор Николаевич Долгоносков –

доктор технических наук, доцент кафедры МДиг,
Карагандинский технический университет (КарТУ) имени А.
Сагинова, г. Караганда, Казахстан; e-mail: vnd070765@mail.ru

Ринат Бахаутдинович Хуснутдинов –

докторант кафедры РМПИ, Карагандинский технический
университет (КарТУ) имени А. Сагинова, г. Караганда,
Казахстан; e-mail: vladfdemin@mail.ru

Критерии авторства:

С. Б. Алиев – генерация идеи исследования, постановка
задачи исследования, выполнение работы по систематизации
материала, написание текста статьи; В. Ф. Демин – генерация
идеи исследования, проведение эксперимента, выполнение
расчетов, выполнение работы по систематизации материала,
подготовка данных, анализ данных, написание текста
статьи; Н. А. Милетенко – постановка задачи исследования,
получение исходных данных, проведение эксперимента/
испытаний, выполнение работы по систематизации материала,
анализ результатов исследования, написание текста статьи;
В. Н. Долгоносков – генерация идеи исследования, постановка
задачи исследования, выполнение расчетов, выполнение работы
по систематизации материала, анализ результатов исследования,
написание текста статьи; Р. В. Хуснутдинов – генерация идеи
исследования, постановка задачи исследования, выполнение
расчетов, выполнение работы по систематизации материала,
анализ результатов исследования, написание текста статьи.

Конфликт интересов:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 13.01.2026
Поступила после рецензирования: 06.02.2026
Принята к публикации: 17.02.2026

ABOUT THE AUTHORS

Samat B. Aliev –

Dr. Sci. (Eng.), Senior Research Employee, IPCON Russian
Academy of Sciences, Academician of the National Sciences
Academy Kazakhstan Republic, Moscow, Russian Federation;
e-mail: alsamat@gmail.com

Vladimir F. Demin –

Dr. Sci. (Eng.), Professor, Department of Mine Mineral
Deposits Development Abylbas Saginov Technical University,
Karaganda, Kazakhstan; e-mail: vladfdemin@mail.ru

Natalya A. Miletenko –

Cand. Sci. (Eng.), Senior Research Employee, IPCON Russian
Academy of Sciences, Moscow, Russian Federation;
e-mail: nmilet@mail.ru

Viktor N. Dolgonosov –

Dr. Sci. (Eng.), Associate Professor, Department of Mine
Surveying and Geodesy Abylbas Saginov Technical University,
Karaganda, Kazakhstan; e-mail: vnd070765@mail.ru

Rinat B. Khusnutdinov –

Doctorate Degree Department of Mine Mineral Deposits
Development Abylbas Saginov Technical University,
Karaganda, Kazakhstan; e-mail: vladfdemin@mail.ru

Contribution:

S. B. Aliev – research idea generation, statement of the
research problem, organizing material, writing the article text;
V. F. Demin – research idea generation, experimental work,
calculations, organizing material, data preparation, analysis of
results, writing the article text; N. A. Miletenko – statement
of the research problem, data preparation, experimental work,
organizing material, analysis of results, writing the article text;
V. N. Dolgonosov – research idea generation, statement of the
research problem, calculations, organizing material, analysis
of results, writing the article text; R. B. Khusnutdinov –
research idea generation, statement of the research problem,
calculations, organizing material, analysis of results, writing
the article text.

Conflict of interest:

The authors declare no conflict of interest.

Information about the article

Received: 13.01.2026
Revised: 06.02.2026
Accepted: 17.02.2026

Энергетический принцип анализа и управления параметрами короткозамедленного взрывания на карьерах

С. А. Шемякин¹, А. Ю. Чебан², Е. А. Шишкин^{1✉}, В. Ю. Воронин³

¹Высшая школа промышленной инженерии, Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Российская Федерация

²Институт горного дела, Хабаровский федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация

³Компания «Ареал», г. Хабаровск, Российская Федерация

✉ 004655@togudv.ru

Резюме. Короткозамедленное взрывание способствует снижению затрат на взрывчатые вещества, уменьшению сейсмического воздействия на объекты, минимальному разрушению вглубь массива, а также формированию развала горной массы. Разработана методика определения энергии взрыва на основе интегрирования динамической прочности породы на разрыв по глубине скважины. Сформирована расчетная схема определения энергозатрат на разрушение без замедления и предразрушения, а также с предразрушением и замедлением для прямоугольной сетки, состоящей из четырех скважин. Выявлены причины неполного дробления породы при прямоугольной сетке и массовом взрыве, указаны основные положения для устранения этого недостатка за счет предразрушения при замедлении. Определены размеры экономии взрывчатых веществ за счет предразрушения при короткозамедленном взрывании. Разработанная методика позволяет более обоснованно подходить к назначению удельного расхода взрывчатого вещества. В методике учитывается влияние площади разрыва куска породы на энергозатраты взрывных работ. Методика прошла положительную апробацию на золоторудном месторождении Кекура в Чукотском автономном округе.

Ключевые слова: взрыв, скважина, сетка, напряжение, разрыв, энергозатраты

Для цитирования: Шемякин С.А., Чебан А.Ю., Шишкин Е.А., Воронин В. Ю. Энергетический принцип анализа и управления параметрами короткозамедленного взрывания на карьерах. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):26-30. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-26-30>.

The energy principle of analyzing and controlling the parameters of short-range blasting in quarries

S. A. Shemyakin¹, A. Yu. Cheban², E. A. Shishkin^{1✉}, V. Yu. Voronin³

¹Graduate School of advanced engineering, Pacific National University, Khabarovsk, Russian Federation

²Institute of Mining, Khabarovsk Federal Research Center of the Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Khabarovsk, Russian Federation

³Areal company, Khabarovsk, Russian Federation

✉ 004655@togudv.ru

Resume. It is known that short-delay detonation should help reduce the cost of explosives, reduce the seismic impact on objects, minimize destruction deep into the massif, as well as the formation of rock mass collapse. The purpose of the article is to develop a methodology for determining the explosion energy based on integrating the dynamic tensile strength of the rock over the depth of the well. To achieve this goal, a calculation scheme has been developed for determining the energy consumption for destruction without deceleration and pre-destruction, as well as with pre-destruction and deceleration for a rectangular grid consisting of four wells. The causes of incomplete crushing of the rock during a rectangular grid and a massive explosion are revealed, and the main provisions for eliminating this disadvantage due to pre-destruction during deceleration are indicated. The size of the savings of explosives due to pre-destruction during short-range detonation has been determined. The developed technique allows a more reasonable approach to the purpose of the specific consumption of explosives. The methodology takes into account the effect of the fracture area of a piece of rock on the energy consumption of blasting operations. The technique has been positively tested at the Kekura gold deposit in the Chukotka Autonomous Region.

Keywords: explosion, borehole, grid, voltage, rupture, energy consumption

For citation: Shemyakin S.A., Cheban A.Yu., Shishkin E.A., Voronin V.Yu. The energy principle of analyzing and controlling the parameters of short-range blasting in quarries. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):26-30. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-26-30>.

Введение

В связи с увеличением числа и масштаба массовых взрывов за последние 20 лет на открытых горных работах получили широкое распространение рациональные схемы многорядного короткозамедленного взрывания, которые должны способствовать [1–3]:

- высокой интенсивности дробления при снижении затрат на взрывчатые вещества;
- получению минимального сейсмического эффекта воздействия взрыва на окружающие сооружения и объекты;
- минимальному разрушению вглубь массива;
- формированию развала горной массы желаемых геометрических параметров.

Процесс хрупкого разрушения горных пород взрывом с физической точки зрения характеризуется одним видом разрушения – отрывом под действием растягивающих напряжений от волны сжатия в фазе разряжения [4, 5]. Этот фактор приводит к образованию систем трещин, способствующих рассечению массива горных пород.

Цель исследования: разработка методики определения энергии взрыва на основе интегрирования динамической прочности породы на разрыв по глубине скважины.

Методы исследования

Определение фактического времени замедления в производственных условиях сопряжено со значительными трудностями из-за чрезвычайно большого разброса значений интервалов срабатывания замедлителей [6, 7]. В связи с этим развитие взрыва в массиве приобретает вероятностный характер. Это обстоятельство приводит к необходимости рассчитывать интервалы замедления в лучшем случае аналитически или в худшем случае принимать по данным моделирования, что приводит к определенным погрешностям.

Существуют определенные рекомендации по принятию удельных замедлений между скважинами в ряду от 29 мс/м, а между рядами скважин – от 33 мс/м [8–10]. Расстояние между скважинами для исключения подбоя одного ряда другим рекомендуется принимать не менее $(28–30) \cdot d_c$, где d_c – диаметр скважины. И, наконец, интервал замедления между взрывами зависит от физико-механических свойств горных пород и определяется экспериментально в пределах 20–50 мс.

При достижении рациональных результатов взрыва, а именно сочетания конкретных показателей свойств массива, параметров зарядов и последовательности их инициирования во времени и пространстве, считают оптимальными параметрами взрывного разрушения для массивов с аналогичными показателями свойств и накапливают их в банке данных. Рабочие блоки разделяют на участки с одинаковыми показателями свойств массива и выбирают для каждого из них оптимальные параметры взрывного разрушения из накопленного банка данных. Существенным недостатком этого способа является необходимость сбора большого объема статистического материала.

Последовательность же работы конкретной системы «массив горных пород – заряд взрывчатого вещества» не-

известна вследствие вероятностного характера развития взрыва группы зарядов во времени и пространстве из-за отклонения от номинала времени срабатывания замедлителей.

Таким образом, возникает задача определения интенсивности ослабления массива в районе каждой взрывающейся скважины на предполагаемом блоке массового взрыва учета размеров зон предразрушения и использования ее при определении параметров зарядов конкретных скважин.

Результаты исследований

Одной из причин применения предразрушения и связанного с ним замедления является использование прямоугольной сетки (рис. 1) при массовом взрыве.

Исходя из статистических данных [11, 12] примем для примера диаметр скважины $d_c = 200$ мм, а расстояние между скважинами $b = 4$ м, при этом сетка прямоугольная, а экскаваторный ковш $q = 6$ м³ (рис. 1).

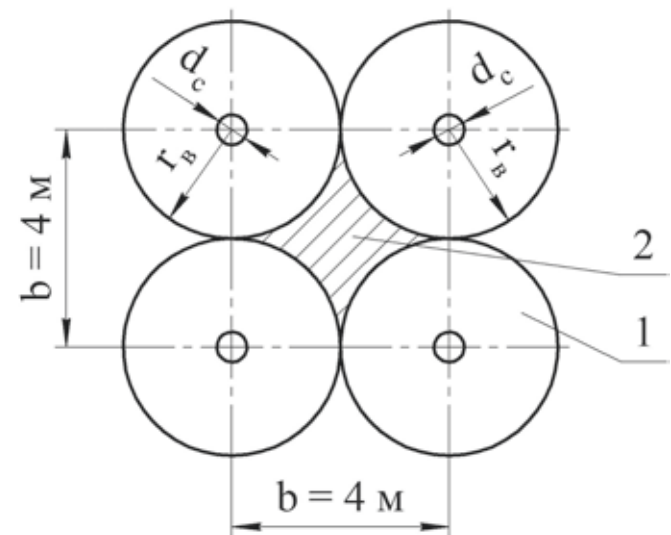


Рис. 1. Прямоугольная сетка скважин: 1 – зона полного разрушения породы; 2 – зона неполного дробления породы /

Fig. 1. Rectangular grid of wells: 1 – zone of complete rock destruction; 2 – the zone of incomplete crushing of the rock

Зона неполного дробления 2 частично остается и после взрыва. Чтобы рабочая площадка была ровной и позволяла перемещать по ней выемочную и прочую технику, ее необходимо удалять, тратя при этом время и средства.

Для примера рассмотрим сетку (рис. 2) с увеличенным на 10 % радиусом разрушения, равным $r_0 = 2,2$ м. В этом случае зона неполного дробления практически отсутствует. Иницирование поверхностной сети скважинных зарядов проведено от скважины 1.

Преимущества применения короткозамедленного взрывания проанализируем с энергетической точки зрения. Расчетная схема для определения энергии взрыва представлена на рисунке 3.

Энергозатраты на разрушение породы скважин (рис. 1) без замедления и предразрушения можно определять согласно расчетной схеме на рисунке 3.

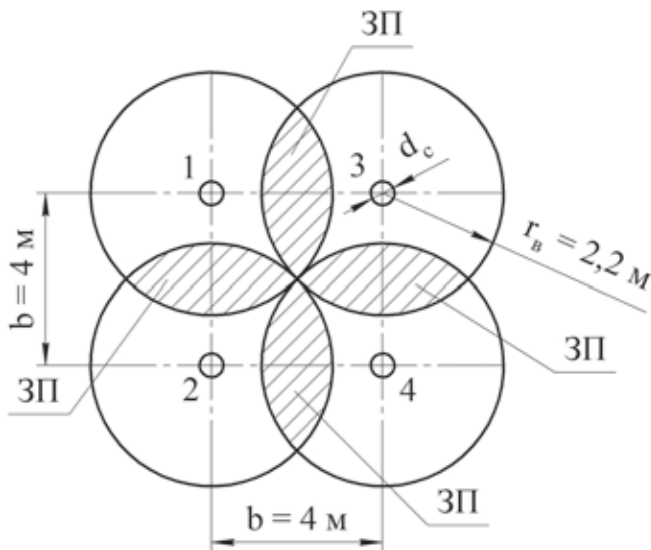


Рис. 2. Прямоугольная сетка с увеличенным на 10 % радиусом разрушения r_b и отсутствием зоны неполного дробления породы.

ЗП – зона предразрушения /

Fig. 2. Rectangular grid with a 10 % increased radius of destruction of the soil and the absence of a zone of incomplete crushing of the rock.

PZ – pre-destruction zone

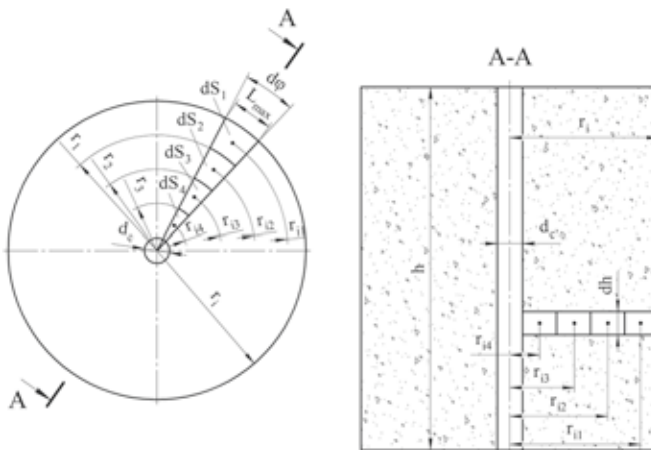


Рис. 3. Расчетная схема для определения энергии взрыва в скважине с учетом динамической прочности на разрыв и гиперболической зависимости изменения площади разрыва кусков породы от их размера /

Fig. 3. Calculation scheme for determining the energy of an explosion in a well, taking into account the dynamic tensile strength and the hyperbolic dependence of the change in the fracture area of rock pieces on their size

Площадь сектора dS , ограниченного радиусами r_i и r_j , равна

$$dS_1 = \frac{r_i^2 d\varphi}{2} - \frac{r_j^2 d\varphi}{2} = \frac{(r_i^2 - r_j^2) d\varphi}{2}, \quad (1)$$

где φ – угол, рад.

Объем сектора, ограниченного радиусами r_i и r_j , равен

$$dV_1 = dS_1 \cdot dh. \quad (2)$$

С предположением, что внешний слой кусков имеет форму куба, общая площадь разрыва будет равна [13]

$$S_1 = 6L_{\max}^2. \quad (3)$$

Тогда энергия разрыва равна

$$E_1 = \sigma_{\Delta} \int_0^{2\pi r_{j1}} dS_1 \int_0^h dh. \quad (4)$$

Площадь и объем сектора, ограниченного радиусами r_1 и r_2 , равны

$$dS_2 = \frac{(r_1^2 - r_2^2) d\varphi}{2}; \quad dV_2 = dS_2 \cdot dh. \quad (5)$$

С учетом того, что размер dS_2 уменьшился, закономерно предположить, что уменьшится и его объем. Тогда при определении площади разрыва необходимо вводить поправочный коэффициент 0,6:

$$S_2 = 9L_{\max}^2. \quad (6)$$

Энергия разрыва E_2 будет равна

$$E_2 = \sigma_{\Delta} \int_0^{2\pi r_{j2}} dS_2 \int_0^h dh. \quad (7)$$

Площадь и объем сектора, ограниченного радиусами r_2 и r_3 , соответственно равны

$$dS_3 = \frac{(r_2^2 - r_3^2) d\varphi}{2}; \quad dV_3 = dS_3 \cdot dh. \quad (8)$$

Поскольку объем третьего сектора уменьшился в два раза, вводим коэффициент 12. Тогда

$$S_3 = 12L_{\max}^2. \quad (9)$$

Энергия разрыва E_3 будет равна

$$E_3 = \sigma_{\Delta} \int_0^{2\pi r_{j3}} dS_3 \int_0^h dh. \quad (10)$$

Аналогично площадь и объем сектора, ограниченного радиусами r_3 и $r_4 = 0$, соответственно равны

$$dS_4 = \frac{r_3^2 d\varphi}{2}; \quad dV_4 = dS_4 \cdot dh. \quad (11)$$

Тогда

$$S_4 = 24L_{\max}^2. \quad (12)$$

Энергия разрыва E_4 будет равна

$$E_4 = \sigma_{\Delta} \int_0^{2\pi r_{j4}} dS_4 \int_0^h dh. \quad (13)$$

Суммарная энергия разрушения породы блока взрывом четырех скважин (рис. 1) будет равна [14]

$$\sum E = 4(E_1 + E_2 + E_3 + E_4). \quad (14)$$

Задача определения затрат энергии на разрушение породы в объеме четырех скважин (рис. 1) может быть решена достаточно просто путем суммирования произведений динами-

ческой прочности породы на разрыв σ_{Δ} на площади разрыва по каждому куску во всех слоях Δh по глубине скважины h .

Примем для расчета следующие исходные данные: $\sigma_{\Delta} = 98 \cdot 10^5$ Па, $h = 20$ м, $\Delta h = 0,5$ м, число кусков породы с объемом $dS_1 \cdot dh$ равно $2\pi r_{\text{с}} / L_{\text{max}} = 2 \cdot 3,14 \cdot 2 / 0,5 = 25$, так же, как и в других круговых слоях, число рядов $h / \Delta h = 20 / 0,5 = 40$.

Энергия разрыва кусков породы во внешних слоях всех 40 рядов будет равна

$$\begin{aligned} E_1 &= \sigma_{\Delta} \left(\frac{r_{i1} d\phi}{2} - \frac{r_1 d\phi}{2} \right) \Delta h \cdot 25 \cdot 40 = \\ &= 9,8 \cdot 10^5 \left(\frac{1,75}{2} - \frac{1,5}{2} \right) 0,5 \cdot 40 \cdot 25 = 612,5 \cdot 10^5 \text{ Дж.} \\ E_2 &= \sigma_{\Delta} \left(\frac{r_{i2} d\phi}{2} - \frac{r_2 d\phi}{2} \right) \Delta h \cdot 25 \cdot 40 = \\ &= 9,8 \cdot 10^5 \left(\frac{1,5}{2} - \frac{1}{2} \right) 0,5 \cdot 40 \cdot 25 = 1225 \cdot 10^5 \text{ Дж.} \\ E_3 &= \sigma_{\Delta} \left(\frac{r_{i3} d\phi}{2} - \frac{r_3 d\phi}{2} \right) \Delta h \cdot 25 \cdot 40 = \\ &= 9,8 \cdot 10^5 \left(\frac{0,75}{2} - \frac{0,5}{2} \right) 0,5 \cdot 40 \cdot 25 = 612,5 \cdot 10^5 \text{ Дж.} \\ E_4 &= \sigma_{\Delta} \left(\frac{r_{i4} d\phi}{2} - \frac{r_4 d\phi}{2} \right) \Delta h \cdot 25 \cdot 40 = \\ &= 9,8 \cdot 10^5 \left(\frac{0,25}{2} - \frac{0,1}{2} \right) 0,5 \cdot 40 \cdot 25 = 367,5 \cdot 10^5 \text{ Дж.} \end{aligned}$$

$$\sum E = 2817,5 \cdot 10^5 \text{ Дж.}$$

Суммарная энергия $\sum E$ соответствует $2817,5 \cdot 10^5 / 3509 \cdot 10^3 = 80$ кг граммонита 50/50, где $3509 \cdot 10^3$ кДж/кг – удельная работа взрывчатого вещества [15].

Зона предразрушения (рис. 2) для одной скважины данного примера равна $0,6 \text{ м}^2$, а для четырех скважин – $2,4 \text{ м}^2$. Тогда объем предразрушения по глубине скважин $h = 20$ м составляет 48 м^3 , а энергия предразрушения при взрывании с замедлением составит $E_p = \sigma_{\Delta} \cdot 48 = 9,8 \cdot 10^5 \cdot 48 = 475 \cdot 10^5$ Дж, что соответствует $47,5 \cdot 10^5 / 3509 \cdot 10^3 = 125$ кг граммонита 50/50.

Если на обуренном и взрываемом блоке находится 40 скважин, то экономия по взрывчатым веществам за счет предразрушения при замедленном взрывании, может составить порядка 1200...1300 кг.

Выводы

Разработанная методика определения энергии взрыва при одновременном и короткозамедленном с предразрушением способах взрывания позволяет оценить экономию по массе взрывчатых веществ на стадии проектирования взрывных работ при известной глубине скважин, предельном напряжении породы на разрыв и предельном значении объема кусков.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Тюпин В.Н. Интервалы замедления для качественного дробления трещиноватых массивов взрывом в карьерах. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2023; 12: 70-78. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_12_0_70.
Tyupin V.N. Deceleration intervals for high-quality crushing of fractured massifs by explosion in quarries. *Mining Information and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2023; 12: 70-78. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2023_12_0_70.
2. Тюпин В.Н. Обоснование предельного интервала замедления для снижения сейсмического действия массовых взрывов на карьерах. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2022; 12: 67-76. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_12_0_67.
Tyupin V. N. Justification of the maximum deceleration interval to reduce the seismic effect of mass explosions in quarries. *Mining Information and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2022; 12: 67-76. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_12_0_67.
3. Huang J., Zhang G., Luo Y., et al. Study on timing sequence control fracture blasting excavation of deep rock masses with filled joints. *Scientific Reports*. 2021; 11: 21056. <https://doi.org/10.1038/s41598-021-00438-9>.
4. Vennes I., Mitri H., Chinnasane D.R., et al. Effect of stress anisotropy on the efficiency of large-scale destress blasting. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2021; 54: 31-46. <https://doi.org/10.1007/s00603-020-02252-7>.
5. Huang Z., Ren F., Yuan L., et al. Tensile strength and damage characteristics of rock under different test methods. *Experimental Technology and Management*. 2020; 37(10): 45-49.
6. Tang H.-L., Liu X., Yang J., et al. Experimental study on the influence of delay time on rock fragmentation in bench blasting. *Applied Sciences*. 2022; 13: 85. <https://doi.org/10.3390/app13010085>.
7. Zhao Y.-B., Su D.-D., Fan Y., et al. Simulation of rock fracture process and fragmentation analysis with different short delays for group hole blasting. *Blasting*. 2023; 40 (3): 92-100. <https://doi.org/10.3963/j.issn.1001-487X.2023.03.013>.
8. Митюшкин Ю.А., Лысак Ю.А., Плотноков А.Ю. и др. Оптимизация параметров взрывных работ увеличением интервалов замедления. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2015; 4: 341-348.
Mityushkin Y.A., Lysak Y.A., Plotnikov A.Y., et al Optimization of blasting parameters by increasing the delay intervals. *Mining Information and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 4: 341-348. (In Russ.).
9. Мартыанов В.Л., Колесников В.Ф., Лапаев М.Н. Исследование параметров буровзрывных работ при комбинированной технологии разработки наклонных месторождений. *Техника и технология горного дела*. 2022; 3 (18): 53-78. <https://doi.org/10.26730/2618-7434-2022-3-53-78>.
Martianov V.L., Kolesnikov V.F., Lapaev M.N. Investigation of the parameters of drilling and blasting operations using a combined technology for the development of inclined deposits. *Journal of Mining and Geotechnical Engineering*. 2022; 3(18): 53-78. (In Russ.). <https://doi.org/10.26730/2618-7434-2022-3-53-78>.
10. Шевкун Е.Б., Лещинский А.В., Добровольский А.И., и др. Разработка сближенных наклонных пластов каменного угля в разнопрочных и мерзлых вмещающих породах: монография. Москва, 2019: 256.
Shevkun E.B., Leshchinsky A.V., Dobrovolsky A.I., et al. Development of converged inclined coal seams in variously durable and frozen host rocks: monograph. Moscow, 2019: 256. (In Russ.).

11. Лещинский А.В., Шевкун Е.Б. Разрушение скальных пород при открытых горных работах: монография. Хабаровск, 2020: 188.
Leshchinsky A.V., Shevkun E.B. Destruction of rock formations during open-pit mining operations: monograph. Khabarovsk, 2020: 188. (In Russ.).
12. Катанов И.Б., Скачилов П.Г. О совершенствовании технологии и повышении безопасности взрывных работ при увеличении вместимости ковша экскаватора. *Вестник Кузбасского государственного технического университета*. 2014; 2 (102): 161-164.
Katanov I.B., Skachilov P.G. On upgrading of technology and blasting safety by increasing the capacity of the bucket excavator. *Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2014; 2(102): 161-164. (In Russ.).
13. Штукарин Н.Г. Физика взрыва в прикладных задачах. Красноярск, 2010: 309.
Shtukarin N.G. Physics of explosion in applied problems. Krasnoyarsk, 2010: 309. (In Russ.).
14. Шемякин Е.И., Кочанов А.Н., Денгына Н.И. Параметры волн напряжений и предразрушение прочных пород при взрыве. *Разрушение взрывом и необратимые деформации горных пород: Сб. науч. тр.* Москва, 1997: 10-17.
Shemyakin E.I., Kochanov A.N., Dengina N.I. Stress wave parameters and pre-fracture of solid rocks during explosion. *Explosion destruction and irreversible deformations of rocks*. Moscow, 1997: 10-17. (In Russ.).
15. Угольников В.К., Симонов П.С., Определение переводных коэффициентов при расчете эквивалентных зарядов дробления. *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова*. 2007; 4 (20): 14-17.
Ugolnikov, V.K., Simonov, P.S., Determination of conversion coefficients in the calculation of equivalent crushing charges. *Bulletin of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2007; 4(20): 14-17. (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Станислав Аркадьевич Шемякин –

д-р техн. наук, доцент, профессор Высшей школы промышленной инженерии, Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Российская Федерация

Антон Юрьевич Чебан –

канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник Института горного дела, Хабаровский федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация

Евгений Алексеевич Шишкин –

канд. техн. наук, доцент Высшей школы промышленной инженерии, Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Российская Федерация; e-mail: 004655@togudv.ru

Вячеслав Юрьевич Воронин –

главный инженер компании «Ареал», г. Хабаровск, Российская Федерация

Критерии авторства:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей.

Конфликт интересов:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 18.01.2026

Поступила после рецензирования: 15.02.2026

Принята к публикации: 23.02.2026

ABOUT THE AUTHORS

Stanislav A. Shemyakin –

Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Graduate School of advanced engineering, Pacific National University, Khabarovsk, Russian Federation

Anton Y. Cheban –

Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Institute of Mining, Khabarovsk Federal Research Center of the Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Khabarovsk, Russian Federation

Evgeny A. Shishkin –

Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Graduate School of advanced engineering, Pacific National University, Khabarovsk, Russian Federation; e-mail: 004655@togudv.ru

Vyacheslav Y. Voronin –

Chief Engineer, Areal company, Khabarovsk, Russian Federation

Contribution:

The authors declare the equal contribution of everyone to the work on the article.

Conflict of interest:

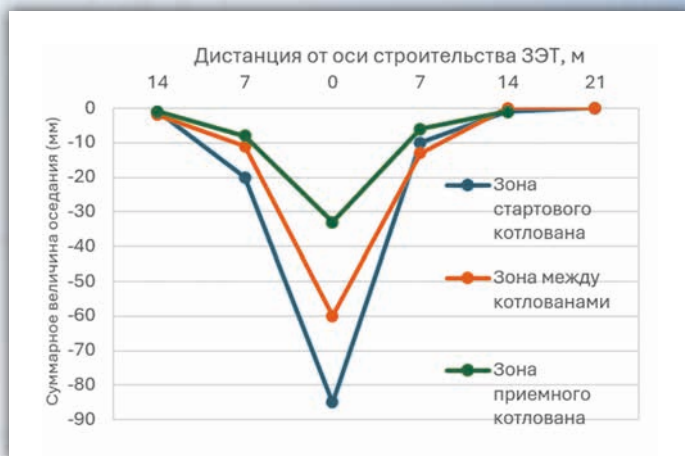
The authors declare no conflict of interest.

Information about the article

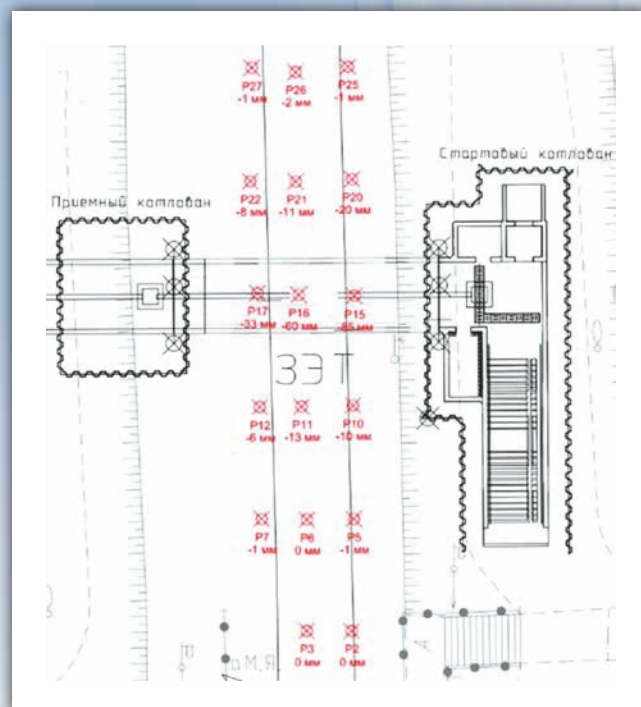
Received: 18.01.2026

Revised: 15.02.2026

Accepted: 23.02.2026



а (a)



б (b)

Рис. 7. Суммарная величина оседания балластной призмы: а – график суммарной величины оседания балластной призмы по зонам в период с 13.07.23 по 07.11.23; б – схема расположения деформационных марок в балластной призме с указанием суммарной величины оседаний /
Fig. 7. Total settlement of the ballast bed: а – graph of total settlement by zone from 13.07.23 to 07.11.23; б – layout of deformation markers in the ballast bed indicating the total settlement values



Рис. 8. График средней величины оседания балластной призмы вдоль оси строительства (точки P15, P16, P17) ЗЗТ с 13.07.23 по 07.11.23 /
Fig. 8. Graph of average settlement of the ballast bed along the construction axis (points P15, P16, P17) of the pipe screen from 13.07.23 to 07.11.23

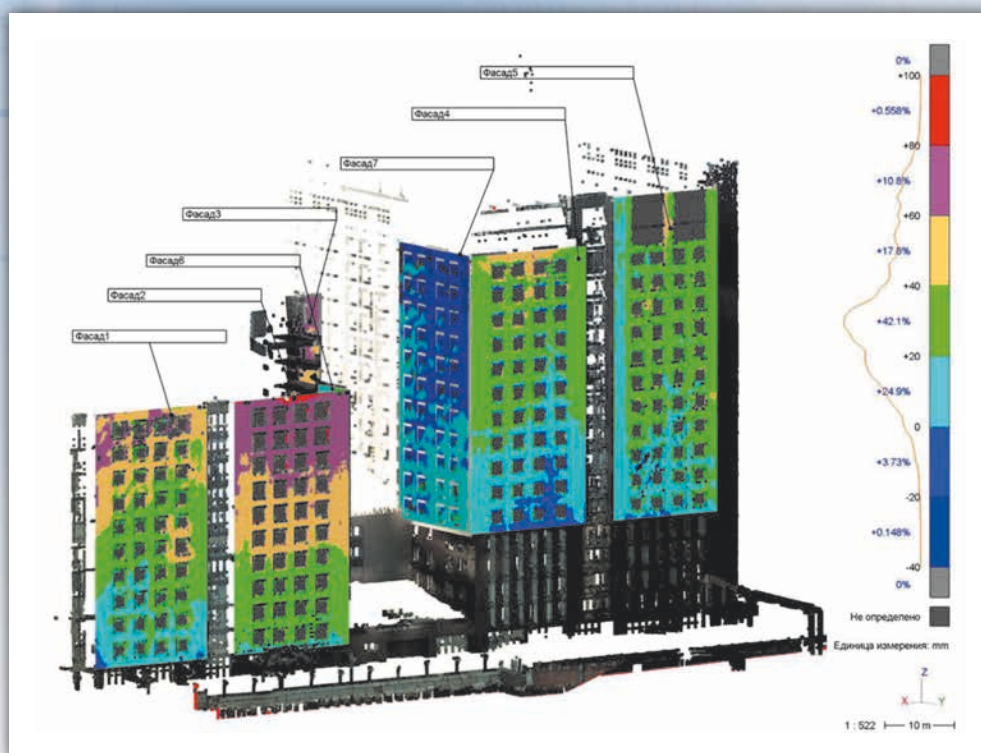


Рис. 6. Отклонения плоскости фасада здания от вертикали (мм) по результатам лазерного сканирования в седьмом цикле измерений. Вид 1 (Отклонения со знаком «-» соответствуют направлению внутрь здания, со знаком «+» - наружу здания) /

Fig. 6. Vertical deviations (mm) of the building facade plane from laser scan data, measurement cycle 7. View 1. (Negative values indicate inward displacement; positive values indicate outward displacement)

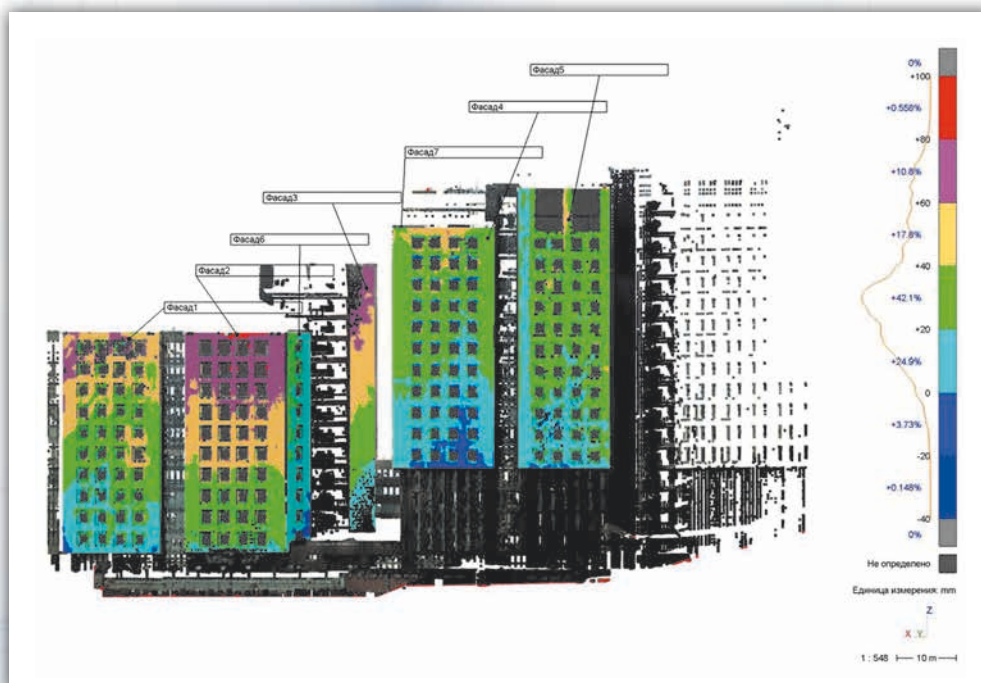


Рис 7. Отклонения плоскости фасада здания от вертикали (мм) по результатам лазерного сканирования в седьмом цикле измерений. Вид 2 /

Fig. 7. Vertical deviations (mm) of the building facade plane from laser scan data, measurement cycle 7. View 2

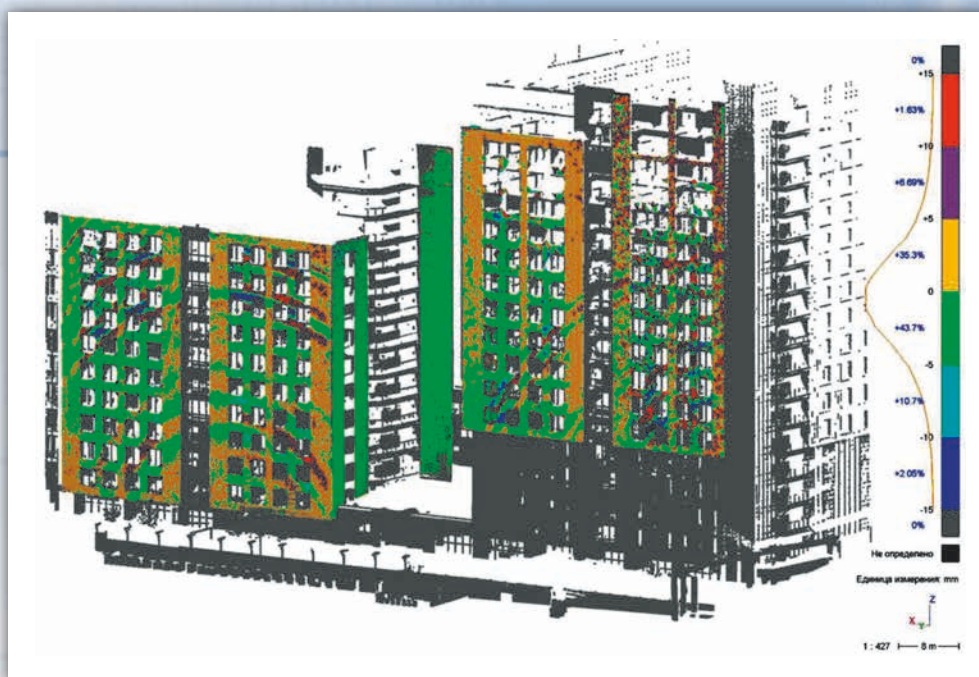


Рис. 8. Изменения отклонений плоскости фасада здания от вертикали (мм) по результатам лазерного сканирования, за период с 1 по 7 циклы измерений. Вид 1 /
Fig. 8. Cumulative vertical deviation increments (mm) of the building facade plane based on laser scanning data from cycles 1 to 7. View 1

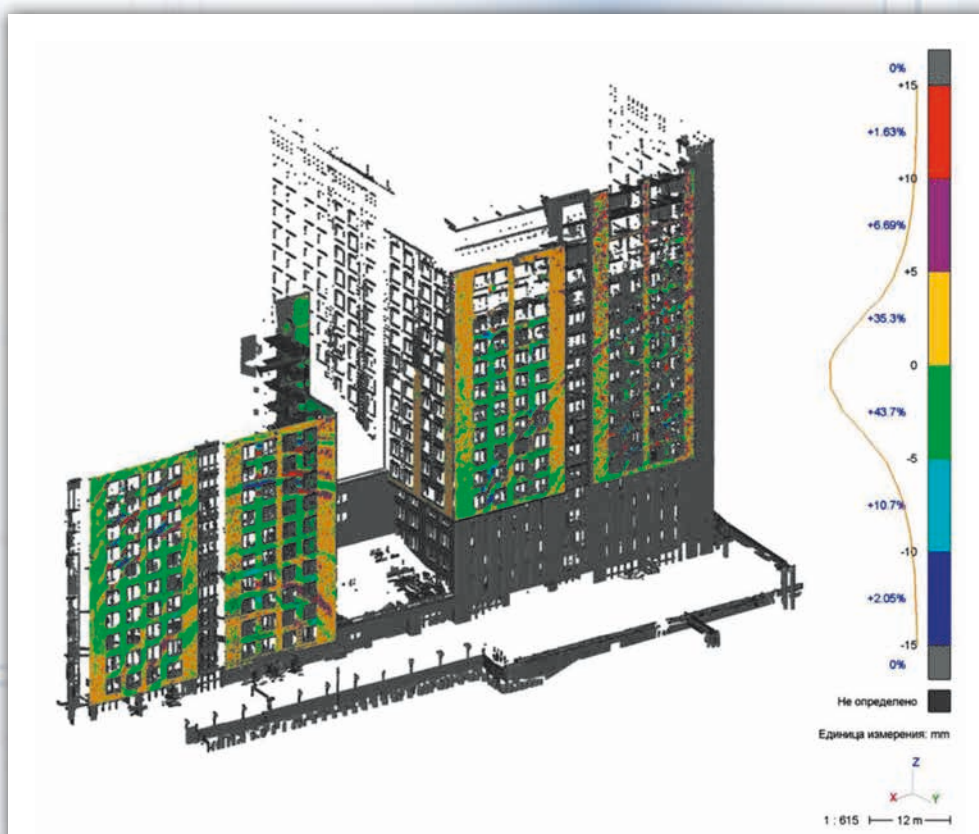


Рис. 9. Изменения отклонений плоскости фасада здания от вертикали (мм) по результатам контрольного лазерного сканирования, за период с 1-го по 7-й цикл измерений. Вид 1 /
Fig. 9. Changes in vertical deviations of the building facade plane (mm) based on control laser scanning data from cycles 1 to 7. View 1

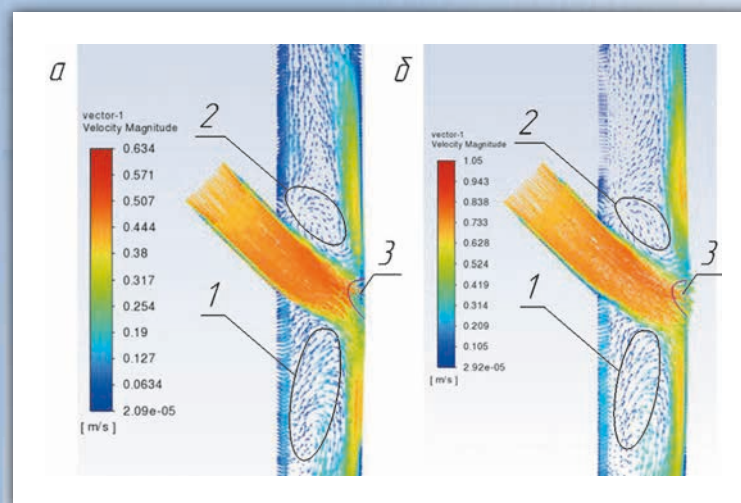


Рис. 4. Аэродинамические процессы в устье ствола при скорости подачи воздуха из вентиляционного окна $u_m = 0,427$ м/с (а) и $u_m = 0,712$ м/с (б): 1, 2 – инерционные воздушные вихри; 3 – участок разделения воздушной струи /
Fig. 4. Aerodynamic processes at the mouth of the trunk, when air is supplied through a ventilation window, at velocities of $u_m = 0,427$ m/s (a) and $u_m = 0,712$ m/s (b): 1, 2 – inertial air vortices, 3 – air jet separation section

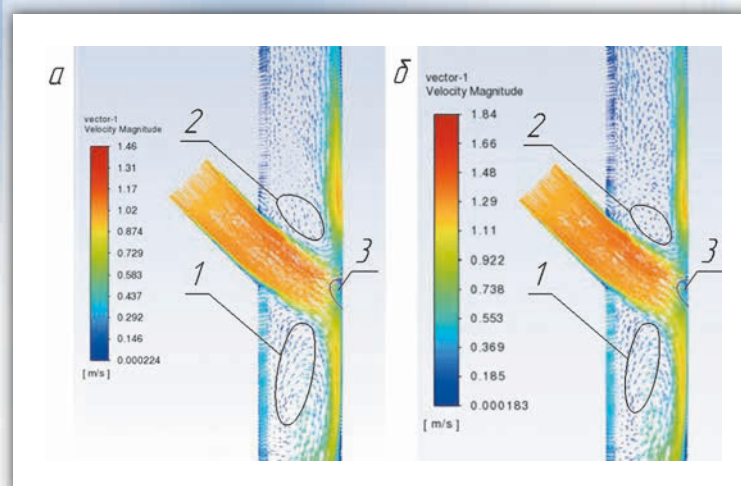


Рис. 5. Аэродинамические процессы в устье ствола при скорости подачи воздуха из вентиляционного окна $u_m = 0,997$ м/с (а) и $u_m = 1,282$ м/с (б): 1, 2 – инерционные воздушные вихри; 3 – участок разделения воздушной струи /
Fig. 5. Aerodynamic processes at the mouth of the trunk, when air is supplied through a ventilation window, at velocities of $u_m = 0,997$ m/s (a) and $u_m = 1,282$ m/s (б): 1, 2 – inertial air vortices, 3 – air jet separation section

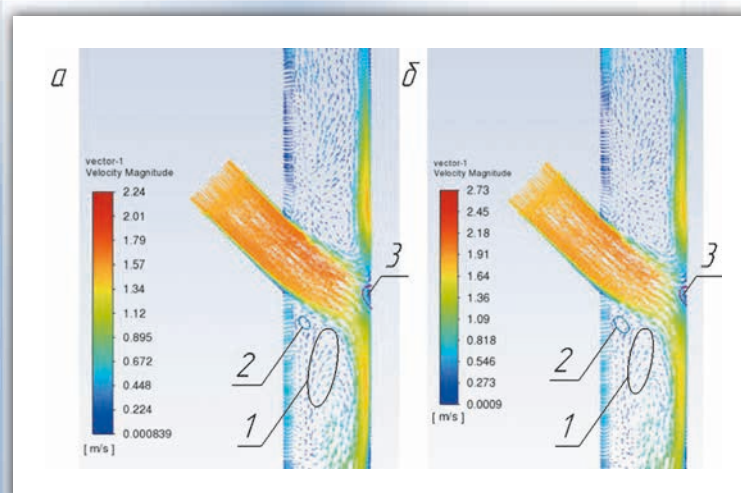


Рис. 6. Аэродинамические процессы в устье ствола при скорости подачи воздуха из вентиляционного окна $u_m = 1,567$ м/с (а) и $u_m = 1,852$ м/с (б): 1 – инерционный воздушный вихрь; 2 – застойная воздушная зона; 3 – участок разделения воздушной струи /
Fig. 6. Aerodynamic processes at the mouth of the trunk, when air is supplied through a ventilation window, at velocities of $u_m = 1,567$ m/s (a) and $u_m = 1,852$ m/s (б): 1 – inertial air vortices, 2 – stagnant air area; 3 – air jet separation section

Аэродинамические процессы в устье воздухоподающего ствола при нагнетательном способе вентиляции шахт

А. С. Морин, С. С. Сапожников, О. С. Игнатова[✉],
И. С. Плотников, В. Т. Чесноков

ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация

✉ ignatova.ol@mail.ru

Резюме. Приведена краткая характеристика проблемы борьбы с поверхностными утечками воздуха при искусственном проветривании подземных горнодобывающих предприятий. Рассмотрены аэродинамические процессы в устье вертикального воздухоподающего ствола при нагнетательном способе общеобменной вентиляции горных выработок. Исследованы особенности аэродинамических процессов в устье ствола при заданных режимах работы главного вентилятора с использованием методов физического и численного моделирования. При физическом моделировании аэродинамических процессов была выявлена обратно пропорциональная зависимость доли непродуктивных затрат энергии вентилятора, связанных с поверхностными утечками воздуха, от скорости воздушной струи, исходящей из вентиляционного окна. При численном моделировании аэродинамических процессов с использованием универсального программного обеспечения ANSYS Fluent были установлены закономерности изменения геометрических и кинематических параметров вихревых зон и зон организованного движения в устье ствола в зависимости от скорости истечения воздуха из вентиляционного окна под углом 45°, что позволило соответствующим образом интерпретировать результаты измерений статического давления воздуха на модели ствола. На основании проведенных исследований предложен новый способ снижения поверхностных утечек воздуха при искусственном проветривании шахт нагнетательным способом с помощью направляющих пластин.

Ключевые слова: подземные горные выработки, устье шахтного ствола, вентиляционное окно, нагнетательный способ проветривания, поверхностные утечки воздуха, поля статического давления, скорость потока, направляющие пластины, численное моделирование

Для цитирования: Морин А.С., Сапожников С.С., Игнатова О.С., Плотников И.С., Чесноков В.Т. Аэродинамические процессы в устье воздухоподающего ствола при нагнетательном способе вентиляции шахт. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):35-40. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-35-40>.

Investigation of aerodynamic processes at the mouth of a mine air supply shaft

A. S. Morin, S. S. Sapozhnikov, O. S. Ignatova[✉], I. S. Plotnikov, V. T. Chesnokov
Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation

✉ ignatova.ol@mail.ru

Rezume. A brief description of the problem of combating surface air leaks during artificial ventilation of underground mining enterprises is given. The aerodynamic processes in the mouth of a vertical air supply shaft during the injection method of general exchange ventilation of mine workings are considered. The features of aerodynamic processes at the mouth of the trunk are investigated under the specified operating modes of the main fan using physical and numerical modeling methods. During the physical modeling of aerodynamic processes, an inversely proportional dependence of the proportion of unproductive fan energy costs associated with surface air leaks on the velocity of the air jet emanating from the ventilation window was revealed. When numerically modeling aerodynamic processes using the universal ANSYS Fluent software, patterns of changes in the geometric and kinematic parameters of vortex zones and zones of organized movement at the mouth of the trunk were established depending on the velocity of air outflow from the ventilation window at an angle of 45°, which made it possible to appropriately interpret the results of measurements of static air pressure on the trunk model. Based on the results of the conducted research, a new method has been proposed to reduce surface air leaks during artificial ventilation of mines by injection method using guide plates.

Keywords: Underground mining workings, mine shaft entrance, ventilation window, injection ventilation technique, surface air leakage, static pressure field, flow velocity, guide plates, numerical simulation

For citation: Morin A.S., Sapozhnikov S.S., Ignatova O.S., Plotnikov I.S., Chesnokov V.T. Investigation of aerodynamic processes at the mouth of a mine air supply shaft. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):35-40. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-35-40>.

Введение

При искусственном общеобменном проветривании подземных горных выработок всасывающим или нагнетательным способом на входе или выходе из вентиляционного окна в шахтном стволе формируются два противоположно направленных воздушных потока, один из которых связывает главный вентилятор с объектом проветривания (ВГП), а второй является холостым, его расход относят к поверхностным утечкам [1–6].

Данная статья содержит результаты исследования, выполненного сотрудниками Сибирского федерального университета с целью определения геометрических и кинематических параметров вихревых и застойных зон и зон организованного движения воздуха в устье ствола и выявления закономерностей их влияния друг на друга для обоснования рациональных методов и средств снижения поверхностных утечек воздуха.

Снижение утечек воздуха через устье ствола, фактическая доля которых может достигать от $\frac{1}{2}$ до $\frac{2}{3}$ производительности ВГП [4], является актуальной научно-технической задачей в области подземной добычи полезных ископаемых, решение которой позволяет поддерживать относительно комфортные условия труда в горных выработках при снижении удельных затрат энергии на их искусственное проветривание.

Цель работы: исследование аэродинамических процессов в устье воздухоподающего ствола при нагнетательном способе вентиляции шахт.

Методы исследований

При нагнетательном способе вентиляции существенное влияние на величину Q_y оказывают силы давления и инерционные силы, действующие в зоне разделения воздушной струи, исходящей из вентиляционного окна 3 (рис. 1) на восходящую и нисходящую ветви [8–15].

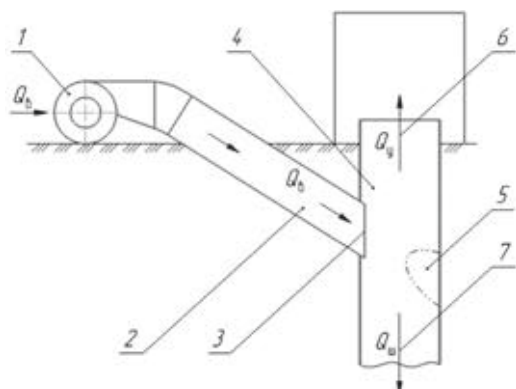


Рис. 1. Аэродинамические связи вентилятора с внешней и рудничной атмосферой при нагнетательном способе вентиляции: 1 – вентилятор; 2 – вентиляционный канал; 3 – вентиляционное окно; 4 – воздухоподающий ствол; 5 – участок разделения воздушной струи; 6 – восходящий воздушный поток; 7 – нисходящий воздушный поток / **Fig. 1.** Aerodynamic connections of the fan with the external and mine atmosphere during the injection ventilation method: 1 – fan; 2 – ventilation duct; 3 – ventilation window; 4 – air supply shaft; 5 – air jet separation section; 6 – ascending airflow; 7 – descending airflow

Объект и методы исследований

В качестве объекта исследований был выбран вертикальный ствол, натурные параметры которого представлены в таблице 1.

Таблица 1 / Table 1

Натурные параметры шахтной вентиляционной системы [16] / Full-scale parameters of the shaft ventilation system [16]

Параметр	Значение
Длина верхнего участка вертикального ствола, м	111,5
Внутренний диаметр ствола, м	8
Угол наклона вентиляционного канала, град	45
Длина вентиляционного канала, м	9,3
Ширина вентиляционного окна, м	4
Высота вентиляционного окна, м	5
Производительность вентилятора, м³/с	75÷325
Средняя скорость воздушного потока в вентиляционном окне, м/с	3,75÷16,25

Использование математических методов анализа аэродинамических процессов в устье ствола связано со значительными трудностями и приводит к значительной погрешности в связи с большим количеством влияющих факторов. Поэтому для изучения аэродинамических связей вентилятора главного проветривания с внешней и рудничной атмосферой при нагнетательном способе общеобменной вентиляции применялись методы физического и численного моделирования с использованием универсального программного обеспечения ANSYS Fluent.

В связи с этим для обеспечения нормативного воздухообмена шахты с внешней средой $Q_{ш}$ требуемую производительность вентилятора главного проветривания (ВГП) Q_v приняты повышать на величину поверхностных (внешних) утечек воздуха Q_y [6, 7]:

$$Q_v = k_y Q_{ш}, \quad (1)$$

где $k_y = 1,1 \div 1,3$ – коэффициент поверхностных утечек воздуха.

Результаты исследований и их обсуждение

На начальном этапе исследований была использована физическая модель шахтной вентиляционной системы (рис. 2).

Коэффициент пропорциональности M_L линейных размеров натурального объекта и модели был принят равным 77:1.

В качестве критерия подобия натуральных и модельных процессов был выбран критерий Фруда Fr , что обеспечило пропорциональность действия сил тяжести и инерции [17, 18]:

$$u_n^2 / (g \cdot D_n) = Fr_n = Fr_m = u_m^2 / (g \cdot D_m), \quad (2)$$

где индексы «н» и «м» относятся соответственно к натурным и модельным параметрам; u – средняя скорость воздушного потока на выходе из вентиляционного окна, м/с; $g = 9,8 \text{ м/с}^2$ – ускорение свободного падения; D – линейный размер вентиляционного окна, м.

Таблица 2 / Table 2

Модельные параметры шахтной вентиляционной системы /
Model parameters of the shaft ventilation system

Параметр	Значение
Длина верхнего участка вертикального ствола, м	1,45
Внутренний диаметр ствола, м	0,104
Угол наклона вентиляционного канала, град	45
Длина вентиляционного канала, м	0,12
Ширина вентиляционного окна, м	0,053
Высота вентиляционного окна, м	0,067
Производительность вентилятора, м³/с	0,001÷0,006
Средняя скорость воздушного потока в вентиляционном окне, м/с	0,43÷1,85

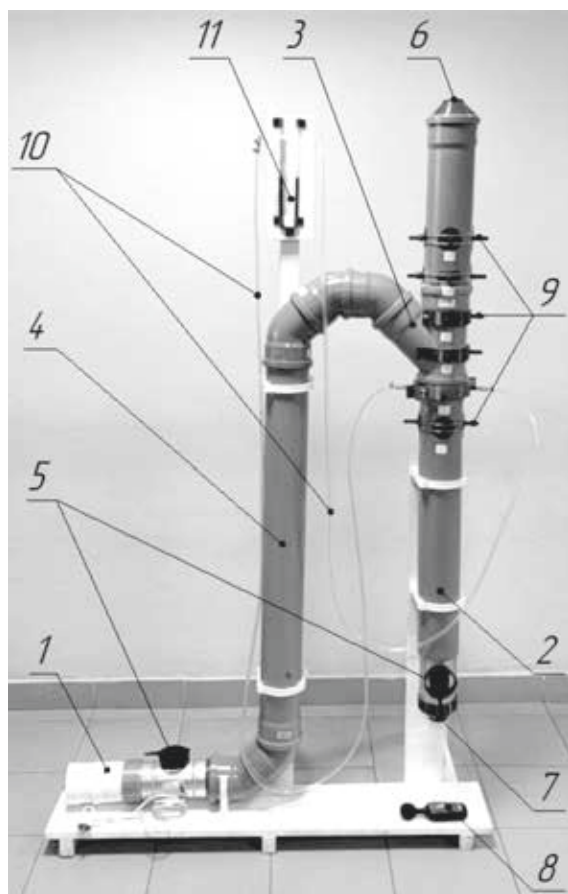


Рис. 2. Физическая модель шахтной вентиляционной системы:

- 1 – двухступенчатый осевой вентилятор; 2 – вертикальный ствол;
3 – вентиляционный канал; 4 – промежуточный воздуховод;
5 – поворотные шиберы; 6 – верхнее выпускное отверстие;
7 – нижнее выпускное отверстие; 8 – переносной анемометр;
9 – патрубки с наружной резьбой; 10 – соединительные шланги;
11 – U-образный водяной пьезометр /

Fig. 2. Physical model of the shaft ventilation system: 1 – two-stage axial fan;
2 – vertical shaft; 3 – ventilation duct; 4 – intermediate duct; 5 – rotary gates;
6 – upper outlet; 7 – lower outlet; 8 – portable anemometer; 9 – pipes with external
thread; 10 – connecting hoses; 11 – U-shaped water piezometer

Для изучения особенностей влияния воздушной струи, поступающей из вентиляционного окна, на формирование поверхностных утечек в устье ствола при заданных параметрах вентиляционной системы (табл. 2) была проведена серия опытов, где скорость струи u_m изменялась от 0,427 до 1,852 м/с с шагом 0,285 м/с. Величину u_m контролировали с помощью переносного анемометра ADA AeroTemp 30, присоединяемого к верхнему 6 и нижнему 7 выпускным отверстиям модели.

Фактический коэффициент поверхностных утечек воздуха рассчитывали по формуле

$$k_y = 1 + Q_y / Q_{\text{ш}} \quad (3)$$

Постепенное увеличение скорости потока u , а также расходов Q_y , Q_y и $Q_{\text{ш}}$ вызвало снижение величины отношения $Q_y / Q_{\text{ш}}$ и коэффициента k_y (рис. 3). Следствием этого стало постепенное уменьшение доли непродуктивных затрат энергии ВГП, связанных с поверхностными утечками воздуха. Очевидно, что этот факт объясняется усиливающимся действием сил инерции воздушной струи, исходящей из вентиляционного окна.

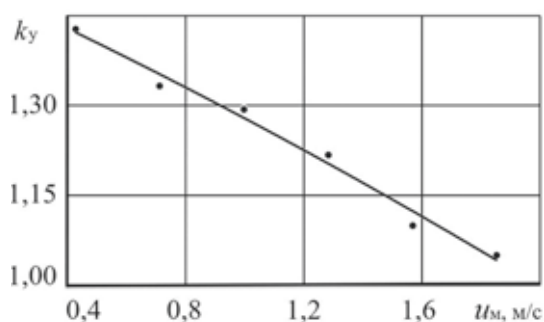


Рис. 3. График зависимости коэффициента поверхностных утечек в устье ствола k_y от скорости подачи воздуха из вентиляционного окна u_m /

Fig. 3. Graph of the dependence of the coefficient of surface leaks at the mouth of the trunk k_y on the air supply rate from the ventilation window u_m

Наличие многочисленных отверстий в стенке модели ствола, снабженных герметичными затворами, позволило периодически измерять статическое давление воздуха в соответствующих точках с помощью U-образного жидкостного пьезометра. На основании полученных данных были составлены карты полей статического давления воздуха вблизи верхней концевой части стенки ствола, которые фактически дали представление о размерах участка разделения воздушного потока, исходящего из вентиляционного окна, на две ветви (поз. 6 и 7 на рис. 1) и об относительной величине скорости восходящих и нисходящих воздушных потоков.

Измерения статического давления воздуха, выполненные на стенке ствола, показали, что при скорости истечения воздушной струи из вентиляционного окна модели $u_m = 0,427 \div 0,712$ м/с зона с наиболее низким статическим давлением воздуха находилась над вентиляционным окном.

При $u_m = 0,997 \div 1,282$ м/с эта зона оказывалась смещенной в сторону участка разделения струи при весьма неравномерном распределении статического давления по площади стенки концевой части ствола.

При $u_m = 1,567 \div 1,852$ м/с зона максимального разрежения по-прежнему находилась на границах примыкания струи к стенке ствола, а распределение статического давления воздуха на остальной площади стенки ствола выравнивалось.

Для интерпретации результатов измерений статического давления воздуха на физической модели ствола было выполнено численное моделирование объекта исследования с применением универсального программного обеспечения ANSYS Fluent (рис. 4–6) (см. цв. вклейку на стр. 34).

В качестве основного фактора по-прежнему использова-

лась величина скорости (скоростного давления) воздушной струи, поступающей из вентиляционного окна.

При скорости $u_m = 0,427 \pm 0,712$ м/с на границах струи, исходящей из вентиляционного окна, сформировались два инерционных вихря (поз. 1 и 2 на рис. 4). Один из этих вихрей раскручивался восходящим воздушным потоком, а второй, более крупный – нисходящим потоком. Разность статических давлений в вихрях и струе приводила к естественному перетoku воздуха из вихрей в струю, что вызывало повышение ее расхода и более быстрое затухание скорости, в основном из-за расширения струи. Наиболее интенсивная эжекция воздуха из верхнего вихря внутрь струи регистрировалась на выходе струи из вентиляционного окна. В нижнем вихре максимальная интенсивность эжекции приходилась на средний участок струи. Наиболее высокая скорость восходящего движения воздуха была зарегистрирована на ограниченном участке верхнего сечения ствола на линиях длинного тока. В этом случае вихри оказывали значительное воздействие на оба организованных потока, ограничивая их живое сечение.

Увеличение u_m от 0,997 до 1,282 м/с вызывало уменьшение размеров нижнего и верхнего вихрей вследствие возрастающего действия сил статического разрежения в струе, поступающей из вентиляционного окна (рис. 5). Максимальная скорость восходящего движения воздуха была зарегистрирована на более обширном участке верхнего сечения ствола на линиях длинного тока.

При повышении скорости u_m с 1,567 до 1,852 м/с (рис. 6) на выходе струи из вентиляционного окна в ее нижней части сформировалась заметная застойная зона. Продолжилось уменьшение размера нижнего вихря, а верхний вихрь, изначально обладавший меньшими геометрическими размерами, был целиком втянут в воздушную струю, поступающую в ствол из вентиляционного окна. Вследствие этого значения скорости восходящего движения воздуха на выходе из ствола распределились по сечению наиболее равномерно.

Представленный на компьютерной модели механизм формирования восходящего потока раскрыл степень влияния инерционных вихрей на величину поверхностных утечек воздуха. Направление вращения и угловая скорость вихрей, а также их размер в основном зависят от величин

и направления действия сил инерции и статического давления, на которые, в свою очередь, определяющее влияние оказывают температурный режим и диаметр ствола, скорость и угол наклона воздушной струи, поступающей из вентиляционного окна.

С учетом выявленных закономерностей аэродинамических процессов при нагнетательном способе общеобменной вентиляции подземных горных выработок несомненный интерес представляет проверка эффективности использования в воздухоподающих стволах направляющих пластин для снижения поверхностных утечек за счет преобразования сил инерции и статического давления, формирующих восходящий и нисходящий потоки воздуха.

Заключение

1. При организации общеобменного проветривания подземных горных выработок нагнетательным способом поверхностные утечки в устье вертикального ствола формируются на фоне вихревого движения воздуха на свободных границах воздушной струи, подаваемой через вентиляционное окно со скоростью u . Эти вихри оказывают существенное влияние на организованное движение воздуха в стволе. Направление вращения и угловая скорость вихрей, а также их размер в основном зависят от величины и направления действия сил инерции и давления.

2. Рост скоростного разрежения в воздушной струе, вызванный увеличением ее скорости u , приводит к уменьшению размера инерционных вихрей вследствие прижимающего воздействия струи и эжекции воздуха.

3. При увеличении скорости u воздушной струи на выходе из вентиляционного окна снижается коэффициент поверхностных утечек в устье ствола k_y , что связано с уменьшением зон вихревого движения воздуха и усилением сил инерции воздушной струи.

4. Для снижения поверхностных утечек воздуха в устье шахтного ствола при нагнетательном способе общеобменной вентиляции целесообразно применение направляющих пластин, размещаемых на стенке ствола с целью преобразования инерционных сил и сил статического давления, действующих в зоне течения воздушной струи, подаваемой через вентиляционное окно.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Ушаков В.К. Проблема надежности и эффективности шахтных вентиляционных систем. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2015; 4: 240-248.
Ushakov V.K. The problem of reliability and efficiency of mine ventilation systems. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2015; 4: 240-248. (In Russ.).
2. Алыменко Н.И., Минин В.В., Папулов Л.М. Снижение внешних утечек воздуха на рудниках и шахтах. *Горный журнал*. 1994; 6: 46-47.
Alymenko N.I., Min V.V., Papulov L.M. Reduction of external air leaks in mines and mines. *Mining magazine*. 1994; 6: 46-47. (In Russ.).
3. Абрамов Ф.А. Аэродинамическое сопротивление горных выработок. Москва, 1964: 186.
Abramov F.A. Aerodynamic resistance of mine workings. Moscow, 1964: 186 p. (In Russ.).
4. Камenskikh А.А. Разработка методов контроля и снижения поверхностных утечек воздуха на рудниках: дис. ... канд. техн. наук. Пермь, 2011: 143.
Kamenskikh A.A. Development of methods for controlling and reducing surface air leaks in mines: dissertation candidate technical sciences. Perm, 2011: 143. (In Russ.).
5. Русский Е.Ю. Повышение эффективности работы эксплуатируемых вентиляторов главного проветривания шахт и метрополитенов: дис. ... д-ра техн. наук. Новосибирск, 2022: 370.
Russkiy E.Y. Improving the efficiency of the operated fans of the main ventilation of mines and subways: dissertation Ph.D technical sciences. Novosibirsk, 2022: 370. (In Russ.).
6. Гришко А.П. Стационарные машины. Т. 2: Рудничные водоотливные, вентиляторные и пневматические установки: учебник для вузов. Москва, 2007: 586.
Grishko A.P. Stationary machines. Vol. 2: Mine drainage, fan and pneumatic installations: textbook for universities. Moscow, 2007: 586. (In Russ.).

7. Алыменко Н.И. Вентиляторные установки и их применение. Екатеринбург, 1999: 224.
Alymenko N.I. Fan installations and their application. Yekaterinburg, 1999: 224. (In Russ.).
8. Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Пучков Л.А. и др. Аэрология горных предприятий. Москва, 1987: 421.
Ushakov K.Z., Burchakov A.S., Puchkov L.A., et al. Aerology of mining enterprises. Moscow, 1987: 421. (In Russ.).
9. Huang X., Liu Y. Research and design of intelligent mine ventilation construction architecture. *International Journal of Low-Carbon Technologies*. 2022; 17: 1232-1238. <https://doi.org/10.1093/ijlct/ctac104>.
10. Hou J., Nie G., Li G., et al. Optimization of Branch Airflow Volume for Mine Ventilation Network Based on Sensitivity Matrix. *Sustainability*. 2023; 15: 12427. <https://doi.org/10.3390/su151612427>.
11. Yi H., Kim M., Lee D., et al. Applications of Computational Fluid Dynamics for Mine Ventilation in Mineral Development. *Energies*. 2022; 15: 8405. <https://doi.org/10.3390/en15228405>.
12. Chen Y., Li Z., Liu X., et al. Research on Intelligent Ventilation System of Metal Mine Based on Real-Time Sensing Airflow Parameters with a Global Scheme. *Applies sciences*. 2024; 14: 7602. <https://doi.org/10.3390/app14177602>.
13. Скопинцева О.В., Баловцев С.В. Управление аэрологическими рисками угольных шахт на основе статистических данных системы аэрогазового контроля. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2021; 1: 78-89. <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2021-1-0-78-89>.
Skopintseva O.V., Balovtsev S.V. Management of aerological risks of coal mines based on statistical data of the aerogas control system. *Mining information and Analytical Bulletin*. 2021; 1: 78-89. (In Russ.). <https://doi.org/10.25018/0236-1493-2021-1-0-78-89>.
14. Ушаков В.К. Анализ затрат на создание и эксплуатацию шахтных вентиляционных систем с целью повышения безопасности труда. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2018; 6: 214-221.
Ushakov V.K. Cost analysis for the creation and operation of mine ventilation systems in order to improve occupational safety. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2018; 6: 214-221. (In Russ.).
15. Копылов К.Н., Кубрин С.С., Решетняк С.Н. Повышение уровня энергоэффективности и безопасности выемочного участка угольной шахты. *Горный журнал*. 2019; 4: 85-89. <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.04.19>.
Kopylov K.N., Kubrin S.S., Reshetnyak S.N. Improving the level of energy efficiency and safety of the coal mine excavation site. *Mining Journal*. 2019; 4: 85-89. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.04.19>.
16. Морин А.С., Сапожников С.С., Анушенков А.Н. и др. Обоснование энергосберегающих методов и средств снижения утечек воздуха через устье шахтного ствола. *Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство*. 2024; 29: 126-135. <https://doi.org/10.26160/2658-3305-2024-29-126-135>.
Morin A.S., Sapozhnikov S.S., Anushenkov A.N., et al. Substantiation of energy-saving methods and means of reducing air leaks through the mouth of a mine shaft. *Transport, mining and construction engineering: science and production*. 2024; 29: 126-135. (In Russ.). <https://doi.org/10.26160/2658-3305-2024-29-126-135>.
17. Сапожников С.С. Изучение полей давления в приустьевой зоне шахтного ствола на физической модели. *Перспектив Свободный*. Красноярск, 2024: 352-355.
Sapozhnikov S.S. The study of pressure fields in the estuary zone of a mine shaft on a physical model. *Prospect Svobodny*. Krasnoyarsk, 2024: 352-355. (In Russ.).
18. Морин А.С. Обоснование технологии трубопроводного проветривания глубоких карьеров: дис. ... д-ра техн. наук. Красноярск, 2011: 211.
Morin A. S. Substantiation of the technology of pipeline ventilation of deep quarries: dissertation Ph.D technical sciences. Krasnoyarsk, 2011: 211. (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Андрей Степанович Морин –

д-р техн. наук, заведующий кафедрой горных машин и комплексов института цветных металлов, ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация

Сергей Сергеевич Сапожников –

аспирант кафедры горных машин и комплексов института цветных металлов, ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация

Ольга Сергеевна Игнатова –

канд. техн. наук, доцент кафедры горных машин и комплексов института цветных металлов, ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация; e-mail: ignatova.ol@mail.ru

Иван Сергеевич Плотников –

канд. техн. наук, доцент кафедры горных машин и комплексов института цветных металлов, ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация

ABOUT THE AUTHORS

Andrey S. Morin –

Dr. Sci. (Eng.), Head of the Mining Machinery and Complexes Department at the Institute of Non-Ferrous Metals, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation

Sergey S. Sapozhnikov –

Postgraduate Student of the Mining Machinery and Complexes Department at the Institute of Non-Ferrous Metals, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation

Olga S. Ignatova –

Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Mining Machinery and Complexes Department at the Institute of Non-Ferrous Metals, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation; e-mail: ignatova.ol@mail.ru

Ivan S. Plotnikov –

Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Mining Machinery and Complexes Department at the Institute of Non-Ferrous Metals, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation

Валерий Тимофеевич Чесноков –

канд. техн. наук, доцент кафедры горных машин и комплексов института цветных металлов, ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация

Критерии авторства:

А. С. Морин – научный менеджмент, постановка исследовательских задач, разработка идеи, обоснование метода моделирования, внесение правок, анализ полученных данных, составление плана статьи; С. С. Сапожников – обзор литературных источников, обоснование исходных данных, расчет параметров моделирования, проведение исследований, анализ полученных данных, составление плана статьи; О. С. Игнатова – расчет параметров моделирования, проведение исследований, анализ полученных данных, работа с редакцией; И. С. Плотников – расчет параметров моделирования, проведение исследований, анализ полученных данных; В. Т. Чесноков – обзор литературных источников, обоснование исходных данных, расчет параметров моделирования, проведение исследований, анализ полученных данных. Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Конфликт интересов:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 10.12.2025

Поступила после рецензирования: 27.01.2026

Принята к публикации: 06.02.2026

Valery T. Chesnokov –

Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Mining Machinery and Complexes Department at the Institute of Non-Ferrous Metals, Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation

Contribution:

A. S. Morin – scientific management, setting research objectives, developing an idea, justifying a modeling method, editing, analyzing the obtained data, drawing up an article plan; S. S. Sapozhnikov – reviewing literature sources, justifying initial data, calculating modeling parameters, conducting research, analyzing data obtained, drafting article plan; O. S. Ignatova – calculating modeling parameters, conducting research, analyzing obtained data, working with editorial staff; I. S. Plotnikov – calculating modeling parameters, carrying out research, analyzing data; V. T. Chesnokov – reviewing literature, justifying initial data, calculating parameters, researching, analyzing data acquired. All the authors have reviewed and approved the final version of the manuscript.

Conflict of interest:

The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Received: 10.12.2025

Revised: 27.01.2026

Accepted: 06.02.2026

Обоснование применения программного комплекса TopoCad для расчета геометрических параметров трассы при строительстве метрополитена

В. В. Гладчук^{1✉}, В. В. Горожанкин², А. В. Олонцева², Ю. М. Тер-Оганесова²

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

²ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», г. Москва, Российская Федерация

✉ vvgladchuk@mail.ru

Резюме. Изложены результаты применения программного комплекса TopoCad при расчете геометрических элементов трассы перегонных тоннелей метрополитена. На примере участка между станциями «Вавиловская» и «Академическая» Московского метрополитена показаны особенности применения графического метода задания трассы, формирования элементов сопряжения и подготовки данных для разбивочных работ.

Ключевые слова: TopoCad, расчет трассы, тоннель, метрополитен, маркшейдерское обеспечение, подземное строительство

Для цитирования: Гладчук В.В., Горожанкин В.В., Олонцева А.В., Тер-Оганесова Ю.М. Обоснование применения программного комплекса TopoCad для расчета геометрических параметров трассы при строительстве метрополитена. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):41-44. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-41-44>.

Justification of using the TopoCad software package for calculating geometric parameters of tunnel alignment in metro construction

V. V. Gladchuk^{1✉}, V. V. Gorozhankin², A. V. Olontseva², Yu. M. Ter-Oganesova²

¹Transinzstroy Joint Stock Company, Moscow, Russian Federation

²National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation

✉ vvgladchuk@mail.ru

Rezume. The paper presents the results of applying the TopoCad software package for calculating geometric elements of metro running tunnel alignment. Using the section between the Vavilovskaya and Akademicheskaya stations of the Moscow Metro as an example, the features of the graphical method for alignment definition, formation of transition elements and preparation of data for staking-out operations are demonstrated.

Keywords: TopoCad, tunnel alignment calculation, tunnel, metro construction, mine surveying, underground construction

For citation: Gladchuk V.V., Gorozhankin V.V., Olontseva A.V., Ter-Oganesova Yu.M. Justification of using the TopoCad software package for calculating geometric parameters of tunnel alignment in metro construction. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):41-44. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-41-44>.

Введение

Развитие транспортной инфраструктуры мегаполисов невозможно без активного освоения подземного пространства, прежде всего строительства линий метрополитена. В условиях плотной городской застройки точность маркшейдерского и геодезического обеспечения становится ключевым фактором безопасности и эффективности строительства [1–3].

При сооружении перегонных тоннелей широко исполь-

зуются щитовые тоннелепроходческие комплексы (ТПМК), обеспечивающие высокое качество работ и минимизацию влияния на окружающую застройку. Эффективность работы ТПМК определяется точностью выдерживания проектной оси, что особенно важно на участках с криволинейной геометрией [4].

Строительство участка «Троицкой» линии Московского метрополитена выполнялось с использованием ТПМК

Herrenknecht S-328, оснащенного навигационной системой VMT GmbH [5, 6].

Цель исследования: обосновать целесообразность применения программного комплекса ТороCad для расчета геометрических элементов трассы тоннеля.

Материал и методы исследований

Одним из ключевых этапов расчета трассы является формирование ее плановой геометрии. Рассмотрим графический способ задания трассы (рис. 1), применяемый при наличии геометрической и укладочной схемы [7, 8].

Исходные данные включали координаты вершин углов (ВУ), радиусы кривых и длины переходных кривых. Ввод траектории выполнялся в ТороCad.

Построение выполнялось по следующей последовательности:

- 1) ввод координат ВУ участка (ПК236 – центр кривой – ПК243);
- 2) формирование тангенциального хода, проходящего через все заданные точки (рис. 2);
- 3) задание параметров элементов сопряжения: радиуса круговой кривой, длины входной и выходной клотоиды (рис. 1);
- 4) генерация таблицы с координатами точек сопряжения и длинами элементов (рис. 3);
- 5) контроль соответствия результатов проектным значениям.

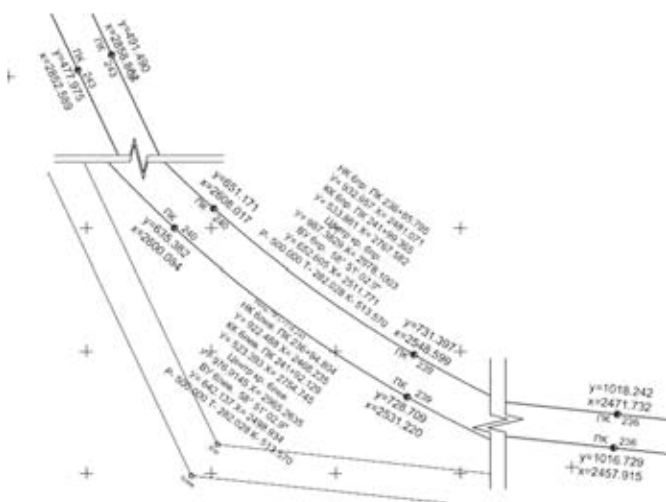


Рис. 1. Участок геометрической схемы трассы / Fig. 1. Fragment of the geometric alignment scheme

Когда ввод ВУ выполнен, формируется линия трассы – тангенциальный ход, не содержащий элементов сопряжения. Такой ход обеспечивает корректное начальное приближение будущей кривой (рис. 2).

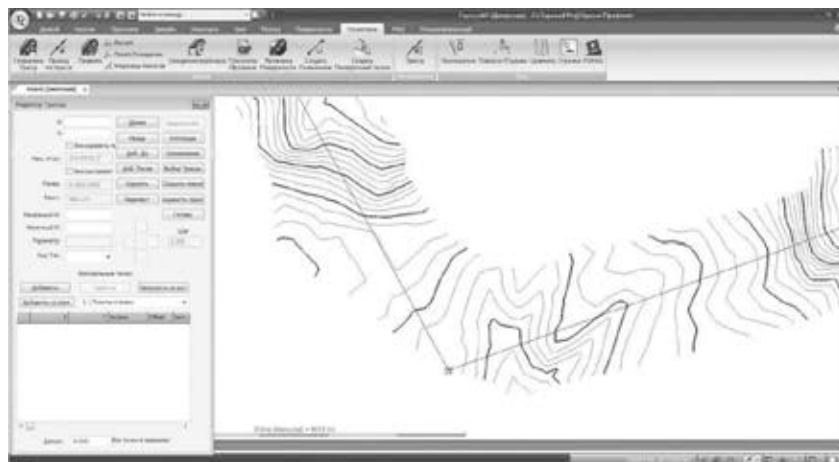


Рис. 2. Тангенциальный ход, построенный в ТороCad / Fig. 2. Tangential traverse constructed in TороCad

После задания параметров переходных и круговых кривых программа выполняет автоматический расчет точек сопряжения. Результаты представлены в виде таблицы координат и параметров элементов трассы (рис. 3).

Результаты исследований

В программном комплексе ТороCad была получена расчетная модель трассы, включающая плановое, профильное и пространственное положение. Проверка результатов показала совпадение расчетных и проектных данных в пределах допуска.

Сформированная 3D-линия трассы была успешно использована для разбивочных работ, что позволило сократить время вынесения путевых реперов и повысить точность работ на криволинейных участках.

Также расчет трассы с использованием данного программного продукта позволяет эффективно и в сжатые сроки выполнять расчеты с целью выявления (при их наличии) отклонений в проектных чертежах, что является одной из основных задач маркшейдера – проверкой проектных данных геометрической и укладочной схемы перед началом производства работ.

Обсуждение результатов исследований

Использование ТороCad показало преимущества перед традиционными методами расчета геометрических параметров

Инфо	Трасса первый уроч 2 (местная)			Чертеж1 (местная)			Трасса3 (местная)			х
Имя Точ	X	Y	Пикет	Радиус	Кон. Радиус	Параметр	Код	Дир.У	Кон. Дир.У	Длина
1	-821.104	-5137.061	2+900.0000					269°59'59.9"	269°59'59.9"	193.2155
2	-821.104	-5330.277	3+093.2155		-600.0000	189.7367		269°59'59.9"	267°08'06.6"	60.0000
3	-822.104	-5390.262	3+153.2155	-600.0000	-600.0000			267°08'06.6"	254°20'24.9"	133.9882
4	-843.625	-5522.228	3+287.2037	-600.0000		189.7367		254°20'24.9"	251°28'31.6"	60.0000
5	-861.735	-5579.423	3+347.2037					251°28'31.6"	251°28'31.6"	585.6920
6	-1047.816	-6134.769	3+932.8957		-400.0000	154.9193		251°28'31.6"	247°10'41.8"	60.0000
7	-1068.290	-6191.152	3+992.8957	-400.0000	-400.0000			247°10'41.8"	212°06'10.0"	244.8732
8	-1224.400	-6374.844	4+237.7689	-400.0000		154.9193		212°06'10.0"	207°48'20.1"	60.0000
9	-1276.743	-6404.143	4+297.7689					207°48'20.1"	207°48'20.1"	701.8654
10	-1897.568	-6731.544	4+999.6343					207°48'20.1"		

Рис. 3. Таблица вычисленных координат точек сопряжения / Fig. 3. Table of calculated coordinates of alignment points

тров трасс, основанными на классических подходах, применяемых при подземном строительстве [7]. Автоматизация вычислений облегчает работу инженера и минимизирует ошибки [9, 10].

Программный комплекс обеспечивает гибкость при работе с пикетажем и геометрией трассы в отличие от навигационных систем ТПМК, ориентированных преимущественно на управление проходкой [4, 5].

По сравнению с универсальными CAD-системами ТороСад лучше адаптирован под маркшейдерские задачи и обеспечивает высокую точность при формировании таблиц трассы [8].

Для подтверждения соответствия полученных результатов современным подходам механизированного тоннелестроения и геодезического сопровождения подземных работ следует отметить, что аналогичные принципы расчета трасс, мониторинга и навигационного обеспечения ТПМК подробно рассмотрены в исследованиях и руководствах [11–15].

Предложения по практическому применению

ТороСад рекомендуется использовать для предварительной проверки проектных геометрических схем, подготовки данных для навигации ТПМК, а также для маркшейдерских разбивочных работ.

Представляет интерес исследование интеграции расчетных трасс с навигационными системами различных производителей для повышения точности проходки в сложных инженерных условиях.

Заключение

Программный комплекс ТороСад позволяет эффективно выполнять расчет геометрических параметров трассы перегонных тоннелей метрополитена. Автоматизация повышает точность вычислений и снижает трудоемкость маркшейдерских работ.

Полученные результаты подтверждают целесообразность применения ТороСад в инженерной практике при строительстве подземных сооружений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

- Куликова Е.Ю., Гришин А.В., Мурин К.М. Геомониторинг в городском подземном строительстве. Москва, 2011: 312. Kulikova E.Yu., Grishin A.V., Murin K.M. Geomonitoring in Urban Underground Construction. Moscow, 2011: 312. (In Russ.).
- Баев А.А., Пономарев Д.А. Маркшейдерское обеспечение подземного строительства. Москва, 2009: 256. Baev A.A., Ponomarev D.A. Mine Surveying Support of Underground Construction. Moscow, 2009: 256. (In Russ.).
- Кочетков В.В. Инженерная геодезия при строительстве подземных сооружений. Москва, 2012: 280. Kochetkov V.V. Engineering Geodesy in Underground Construction. Moscow, 2012: 280. (In Russ.).
- Лебедев В.А., Сорокин И.М. Применение навигационных систем при проходке тоннелей ТПМК. Горный журнал. 2017; 9: 56-61. Lebedev V.A., Sorokin I.M. Application of Navigation Systems in TBM Tunneling. Mining magazine. 2017; 9: 56-61. (In Russ.).
- VMT GmbH. Guidance and Navigation Systems for Tunnel Boring Machines. Germany, 2019.
- Herrenknecht AG. Tunnel Boring Technology and Surveying Interfaces. Germany, 2018.
- Кочетков В.В. Геодезическое обеспечение строительства подземных сооружений в условиях городской застройки. Маркшейдерия и недропользование. 2014; 6: 22-27. Kochetkov V.V. Geodetic Support of Underground Construction in Urban Areas. Mine Surveying and Subsurface Use. 2014; 6: 22-27. (In Russ.).
- Шаповалов И.Н. Расчет трасс транспортных сооружений с применением САПР. Санкт-Петербург, 2015: 224. Shapovalov I.N. Alignment Design of Transport Structures Using CAD Systems. Saint Petersburg, 2015: 224. (In Russ.).
- Егоров А.Н. Автоматизация маркшейдерских работ при строительстве метрополитенов. Маркшейдерский вестник. 2018; 4: 37-42. Egorov A.N. Automation of Mine Surveying Works in Metro Construction. Mine Surveyors Bulletin. 2018; 4: 37-42. (In Russ.).
- Суслов А.В. Геодезическое обеспечение тоннелепроходческих работ в условиях городской застройки. Маркшейдерия и недропользование. 2019; 2: 18-23. Suslov A.V. Geodetic Support of Tunneling Works in Urban Areas. Mine Surveying and Subsurface Use. 2019; 2: 18-23. (In Russ.).
- Бочаров С.В., Никитин А.А. Геодезическое сопровождение строительства транспортных тоннелей. Маркшейдерия и недропользование. 2016; 3: 24-29. Bocharov S.V., Nikitin A.A. Geodetic Support of Transport Tunnel Construction. Mine Surveying and Subsurface Use. 2016; 3: 24-29. (In Russ.).
- ТороСад АВ. ТороСад User Manual. Sweden, 2020.
- Guglielmetti V., Grasso P., Mahtab A., Xu S. Mechanized Tunnelling in Urban Areas. London, 2008: 504.
- Peila D., Pelizza S. Monitoring and control techniques in mechanized tunnelling. Tunnelling and Underground Space Technology. 2015; 45: 1-15. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2014.09.002>.
- Bickel J.O., Kuesel T.R., King E.H. Tunnel Engineering Handbook. New York, 2004: 600.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Владимир Владимирович Гладчук –

главный маркшейдер, акционерное общество «Трансинжстрой», г. Москва, Российская Федерация; e-mail: vvgladchuk@mail.ru

Виктор Вячеславович Горожанкин –

кандидат технических наук, доцент кафедры геологии и маркшейдерского дела, Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», г. Москва, Российская Федерация; e-mail: gorozhankin.vv@misis.ru

ABOUT THE AUTHORS

Vladimir V. Gladchuk –

Chief Mine Surveyor, Transinzhstroy Joint Stock Company, Moscow, Russian Federation; e-mail: vvgladchuk@mail.ru

Viktor V. Gorozhankin –

Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor, Department of Geology and Mine Surveying, National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; e-mail: gorozhankin.vv@misis.ru

Анастасия Вадимовна Олонцева –

аспирант кафедры геологии и маркшейдерского дела,
Национальный исследовательский технологический
университет «МИСИС», г. Москва, Российская Федерация;
e-mail: nastolontseva@mail.ru

Юлия Михайловна Тер-Оганесова –

аспирант кафедры геологии и маркшейдерского дела,
Национальный исследовательский технологический
университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация;
e-mail: juter2000@mail.ru

Критерии авторства:

В. В. Гладчук – постановка задачи, руководство
исследованием, анализ результатов; В. В. Горожанкин
– методология исследования, научное редактирование;
А. В. Олонцева, Ю. М. Тер-Оганесова – обработка данных,
подготовка иллюстраций, участие в написании статьи.

Конфликт интересов:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 22.12.2025

Поступила после рецензирования: 27.01.2026

Принята к публикации: 15.02.2026

Anastasia V. Olontseva –

Postgraduate Student, Department of Geology and Mine
Surveying, National University of Science and Technology
MISIS, Moscow, Russian Federation;
e-mail: nastolontseva@mail.ru

Yuliya M. Ter-Oganesova –

Postgraduate Student, Department of Geology and Mine
Surveying, National University of Science and Technology
MISIS, Moscow, Russian Federation;
e-mail: juter2000@mail.ru

Contribution:

V. V. Gladchuk – research concept, supervision, analysis
of results; V. V. Gorozhankin – research methodology,
scientific editing; A. V. Olontseva, Yu. M. Ter-Oganesova –
data processing, preparation of illustrations, participation in
manuscript writing.

Conflict of interest:

The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 22.12.2025

Поступила после рецензирования: 27.01.2026

Принята к публикации: 15.02.2026

Маркшейдерско-геодезический контроль состояния технологического объекта методом лазерного сканирования

И. А. Терешин¹, Д. Л. Негурица^{1✉}, А. А. Терешин²

¹ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», г. Москва, Российская Федерация

²ФГБОУ ВО «Национальный исследовательский Московский государственный строительный университет», г. Москва, Российская Федерация

✉ neguritsadl@isis.ru

Резюме. Приведены результаты мониторинга состояния комплекса зданий, возводимого в сложных инженерно-геологических условиях Москвы, с применением технологии лазерного сканирования. Установлено, что комбинация высокоточного лазерного сканирования с традиционными маркшейдерско-геодезическими измерениями позволяет построить детальную 3D-модель сооружения и контролировать перемещения элементов его фасада с высокой точностью. Определено, что метод обеспечивает переход от точечного к сплошному контролю поверхностей. Выявлена динамика деформационных процессов, связанная с изменением гидрогеологической обстановки и проявлением барражного эффекта. Представлена и апробирована методика интеграции результатов лазерного сканирования в систему маркшейдерско-геодезического мониторинга. Результаты исследований могут быть полезными для повышения точности и эффективности контроля деформационных процессов при реконструкции и капитальном строительстве объектов в сложных условиях, а также для оперативной оценки эффективности защитных мероприятий.

Ключевые слова: объект капитального строительства, маркшейдерско-геодезический мониторинг, фасадная съемка, барражный эффект, 3D-модель сооружения, конструкции сооружения

Для цитирования: Терешин И.А., Негурица Д.Л., Терешин А.А. Маркшейдерско-геодезический контроль состояния технологического объекта методом лазерного сканирования. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):45-49. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-45-49>.

Mine surveying-geodetic monitoring of a technological object by laser scanning

I. A. Tereshin¹, D. L. Neguritsa^{1✉}, A. A. Tereshin²

¹National University of Science and Technology "MISIS", Moscow, Russian Federation

²National Research Moscow State University of Civil Engineering, Moscow, Russian Federation

✉ neguritsadl@isis.ru

Rezume. The article presents the results of monitoring the condition of a building complex under construction in the complex engineering-geological conditions of Moscow using laser scanning technology. It has been established that combining high-precision laser scanning with traditional mine surveying-geodetic measurements allows for the creation of a detailed 3D model of the structure and for monitoring the displacements of its facade elements with high accuracy. It has been determined that this method facilitates the transition from point-based to comprehensive surface monitoring. The dynamics of deformation processes related to changes in the hydrogeological conditions and the manifestation of the barraging effect have been identified. A methodology for integrating laser scanning data into the mine surveying-geodetic monitoring system has been presented and tested. The research results can be useful for enhancing the accuracy and efficiency of deformation process control during the reconstruction and major construction of facilities in complex conditions, as well as for the rapid assessment of the effectiveness of protective measures.

Keywords: capital construction facility, mine surveying-geodetic monitoring, facade survey, barraging effect, structure 3D model, structural elements

For citation: Tereshin I.A., Neguritsa D.L., Tereshin A.A. Mine surveying-geodetic monitoring of a technological object by laser scanning. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):45-49. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-45-49>.

Введение

При интенсивном строительстве в сложных инженерно-геологических и гидрогеологических условиях города Москвы в процессе строительства активизируются негативные геомеханические и гидрогеологические процессы, что требует контроля их развития для обеспечения безопасности как самого строительства, так и окружающей застройки [1, 2]. Для решения этих проблем осуществляется научно-техническое обеспечение строительства, в ходе которого проводятся дополнительные инженерно-геологические и гидрогеологические изыскания, составляется прогноз развития геомеханических процессов и осуществляется мониторинг технического состояния объекта.

Цель исследования: обоснование и апробация методики комплексного маркшейдерско-геодезического мониторинга состояния технологических объектов в сложных инженерно-геологических условиях на основе интеграции высокоточного лазерного сканирования с традиционными методами измерений для повышения точности.

Методы исследований

В программе мониторинга технического состояния проводились геодезические измерения вертикальных и горизонтальных перемещений несущих конструкций зданий, инструментальные наблюдения за раскрытием трещин с применением специальных маяков-трещиномеров, визуальный контроль (фиксация степени изменения ранее выявленных дефектов и повреждений конструкций объекта и выявление вновь появившихся дефектов и повреждений), а также фотофиксация.

На основе полученных результатов измерений осуществлялось определение категории опасности дефектов или повреждений, оценка категории технического состояния здания (сооружения) в целом, что отражается в ежемесячном отчете по результатам мониторинга.

Объектом научно-технического обеспечения являлся комплекс апартаментов с подземной парковкой в густо застроенной части Москвы. По прогнозным оценкам было возможно изменение гидрогеологических условий территории в результате строительства и эксплуатации сооружения, оказывающее влияние на гидрогеологические условия.

Выполнение данной работы особенно актуально для оценки влияния нового строительства на существующий объект вследствие имеющегося уклона рельефа территории в сторону реки Москвы.

Прогнозные изменения гидрогеологических условий при реализации проектных решений были представлены в виде схематических карт результирующих изменений уровней подземных вод. По результатам моделирования определялись степень «барражного» эффекта и влияние на устойчивость грунтов оснований соседних зданий и сооружений.

Результаты исследований

В результате моделирования определена зона влияния (границы) повышения и понижения уровня подземных вод от контура ограждающей конструкции. Дается прогноз понижения (повышения) уровней водоносных горизонтов в результате строительства ограждающей конструкции. Было представлено векторное отображение движения подземных вод при строительстве ограждающей конструкции.

На карте-схеме (рис. 1) отображаются уровни водоносных горизонтов при работе водопонизительных установок.

В результате расчета определялся максимальный приток в водопонизительные скважины, на основании чего разрабатывался проект водопонижения (или строительного водотлива).

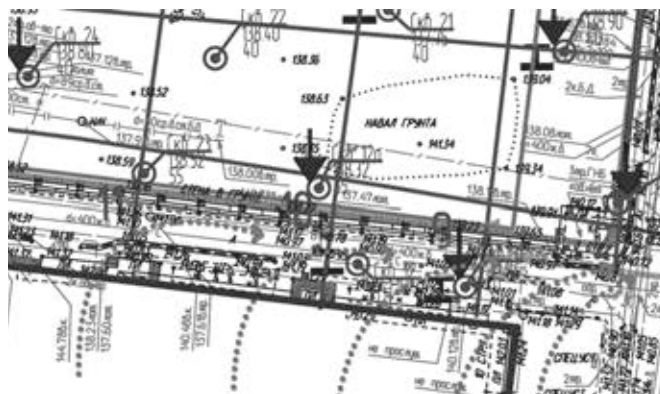


Рис. 1. Схема прогнозного изменения направления потока грунтовых вод перед ограждением котлована /
Fig. 1. Predicted groundwater flow direction change diagram in front of the excavation shoring wall

Наиболее вероятная причина неравномерных осадочных деформаций здания – существенная неоднородность грунтов в основании, наличие в основании фундамента здания отдельных разупрочненных разностей грунтов, в том числе склонных к тиксотропному разжижению, а также техногенная подтопленность участка, провоцирующая разупрочнение связанных грунтов основания.

На основании полученной в ходе исследований информации можно сделать выводы о некоторых наиболее вероятных причинах возникновения осадки здания со стороны строительной площадки, связанных с изменением гидрогеологических условий (рис. 2).

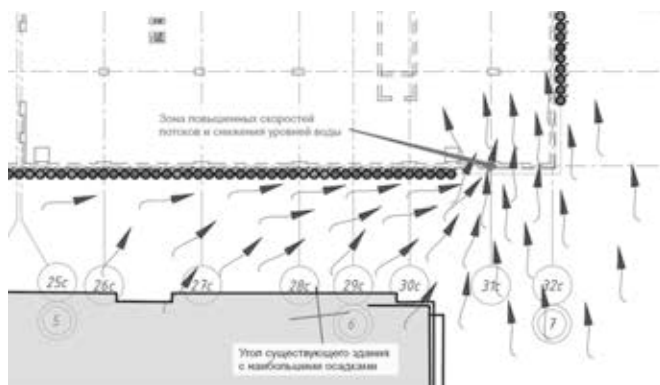


Рис. 2. Схема вероятного перенаправления потока грунтовых вод на участке невыполненного ограждения котлована /
Fig. 2. Probable groundwater redirection at the unrestrained excavation section

На момент обследования здание эксплуатировалось. Обследование несущих конструкций здания проводилось в условиях ограниченного доступа: в местах, доступных для визуального осмотра, и в местах выполнения выборочных вскрытий. Большая часть перекрытий, стен и колонн здания была закрыта отделочными слоями и была недоступна для осмотра, что требовало либо их вскрытия, либо примене-

ния специальных способов измерений сдвижений и деформаций.

В этих условиях геодезический мониторинг становился одной из ключевых задач для обеспечения надежности и безопасности [1, 2]. В состав работ по геодезическому мониторингу входила установка высотных и планово-высотных деформационных марок для контроля вертикальных (осадок) и горизонтальных перемещений несущих конструкций, кренов здания, горизонтальных смещений шпунтового ограждения.

Вначале осуществлялось проведение начального цикла и периодических контрольных циклов геодезических измерений для определения координат и высот деформационных марок и их перемещений. Выполнялось высокоточное лазерное сканирование несущих конструкций паркинга для определения начального планово-высотного положения конструкций и высокоточное лазерное сканирование фасадов здания для определения начального положения плоскости фасадов здания.

Далее осуществлялось контрольное лазерное сканирование фасадов здания в осях для определения возможного изменения положения плоскости фасадов здания, что позволяло зафиксировать начальный этап деформационного мониторинга. В ходе проведенного визуального и инструментального мониторинга и фотофиксации трещин критических дефектов в основной части несущих конструкций каркаса на начальный момент проведения обследования выявлено не было.

Применение традиционных способов геодезического мониторинга в этих условиях имеет высокую трудоемкость и значительные сложности, связанные с необходимостью доступа к элементам конструкций [3].

Одним из наиболее эффективных методов для контроля состояния технологических объектов в подобных условиях является лазерное сканирование, которое позволяет получать точные и детализированные трехмерные модели объектов [4, 5]. Этот метод сочетает в себе высокую скорость сбора данных и исключительную точность, что делает его незаменимым инструментом в геодезии и строительстве [6].

Лазерное сканирование открывает новые горизонты для мониторинга состояния объектов, позволяя не только фиксировать текущее состояние, но и проводить анализ изменений во времени [3, 4]. В условиях быстроменяющейся инфраструктуры и необходимости соблюдения строгих норм и стандартов применение лазерного сканирования становится особенно актуальным [5–8]. Геодезическая съемка комплекса зданий выполнялась методом лазерного сканирования.

Для проведения лазерного сканирования выбирался характерный для всего объекта в целом участок конструкций, доступных для измерений на момент проведения инженерно-геодезических работ. На выбранном участке выполнялось лазерное сканирование конструкций (с двух или более станций) для получения максимально возможного на данном участке облака точек лазерного сканирования.

Для проведения инженерно-геодезических работ использовался роботизированный тахеометр с возможностью сканирования Leica MS 60. Отличительной особенностью этого прибора является точность 1» и работа дальномера на дистанции до 2 тыс. м с миллиметровой точностью [7].



Рис. 3. Процесс сканирования объекта /
Fig. 3. The object scanning process

Еще одной особенностью работы с роботизированным тахеометром, обладающим функцией сканирования, является возможность точной привязки сканов и получения облака точек, в котором для каждой точки имеется оценка точности ее положения.



Рис. 4. Облако точек по результатам лазерного сканирования
на станции 1. Вид 1 /
Fig. 4. Laser scan point cloud acquired at Station 1 (View 1)



Рис. 5. Облако точек по результатам лазерного сканирования
на станции 2. Вид 2 /
Fig. 5. Laser scan point cloud acquired at Station 2 (View 2)

Компьютерная обработка данных была выполнена при помощи специализированного программного обеспечения Leica Cyclone, Leica Infinity, AutoCAD [9, 10]. (Рис. 6-9 см. на цв вклейке на стр. 32–33)

По облаку точек можно производить измерения фактического положения конструктивных элементов сооружения [10–12]. Сравнивая размеры элементов модели и проектных или исполнительных чертежей объекта, можно установить отклонения положения отдельных элементов сооружения относительно проекта либо деформации объекта в процессе его эксплуатации [11, 13].

Обсуждение

1. По результатам выполненной геодезической съемки были выявлены максимальные значения отклонений фасадов от вертикали и от проектных размеров. Отклонения геометрических параметров конструкций определялись для участка конструкций, доступного на данном объекте для производства измерений.

2. Установлено, что метод лазерного сканирования обеспечивает высокую детализацию и точность при создании цифровых 3D-моделей технологических объектов и их конструктивных элементов. В ходе семи циклов измерений были зафиксированы отклонения плоскости фасада от вертикали с точностью до миллиметрового уровня.

3. Выявлена динамика деформационных процессов. Сравнение облаков точек, полученных в разные циклы измерений, показало наличие устойчивых приростов отклонений на отдельных участках фасада, что указывает на продолжающиеся негативные процессы, связанные в том числе с изменением гидрогеологической обстановки и проявлением «барражного эффекта».

4. Подтверждена эффективность комплексного подхода, сочетающего традиционные геодезические измерения

(для контроля дискретных точек) и лазерное сканирование (для получения непрерывной пространственной модели). Это позволило не только контролировать заранее заданные точки, но и выявлять деформации в непредусмотренных зонах.

5. Разработана и апробирована методика интеграции данных высокоточного лазерного сканирования в систему геодезического мониторинга строительных объектов, находящихся в сложных инженерно-геологических условиях.

6. Методика позволяет перейти от точечного контроля к сплошному мониторингу всей поверхности сооружения. Внедрение методики на объекте капитального строительства в Москве позволило оперативно выявлять зоны концентрации деформаций и оценивать эффективность принимаемых защитных мероприятий.

Заключение

Таким образом, маркшейдерско-геодезический контроль состояния технологических объектов с использованием метода лазерного сканирования представляет собой эффективный инструмент, который значительно повышает точность и эффективность мониторинга [14]. Благодаря способности быстро и точно собирать данные лазерное сканирование позволяет не только фиксировать текущее состояние объектов, но и отслеживать изменения во времени, что является критически важным для обеспечения безопасности и надежности инфраструктуры [1, 5].

Применение этого метода способствует более глубокому анализу и принятию обоснованных решений в управлении технологическими объектами. Важно отметить, что развитие технологий лазерного сканирования и их интеграция с современными информационными системами открывают новые возможности для оптимизации процессов проектирования, строительства и эксплуатации [15].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Neguritsa D. The problems of monitoring the deformation processes in the integrated development of the underground space of metropolitan cities. *E3S Web of Conferences*. 2018; 56: 02027. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/20185602027>.
2. Alekseev G., Medvedev E., Neguritsa D. Monitoring of deformation processes during scientific and technical support of construction. *E3S Web of Conferences*. 2023; 410: 02045. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202341002045>.
3. Меркин В.Е., Пичугин А.А., Симутин А.Н. и др. Автоматизированная система комплексного геотехнического мониторинга и опыт ее практического применения // *Транспортное строительство*. 2023; 3: 4-8. Merkin V.E., Pichugin A.A., Simutin A.N., Medvedev G.M., Kuzyanov N.A., et al. Automated system for comprehensive geotechnical monitoring and experience of its practical application. *Transport Construction*. 2023; 3: 4-8. (In Russ.).
4. Lichti D.D., Jamtsho S. Angular Resolution of Terrestrial Laser Scanners. *The Photogrammetric Record*. 2006; 21(114): 141-160. <https://doi.org/10.1111/j.1477-9730.2006.00367.x>.
5. Tang P., Huber D., Akinci B. Characterization of Laser Scanners and Algorithms for Detecting Flatness Defects on Concrete Surfaces. *Journal of Computing in Civil Engineering*. 2011; 25 (1): 31-42. [https://doi.org/10.1061/\(ASCE\)CP.1943-5487.0000073](https://doi.org/10.1061/(ASCE)CP.1943-5487.0000073).
6. Xu F., Chen S. Application of 3D Laser Scan Technology in the Surveying and Mapping of Ancient Buildings. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2020; 455 (1): 012028. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/455/1/012028>.
7. Wang L. et al. Automatic Monitoring System in Underground Engineering Construction: Review and Prospect. *Advances in Civil Engineering*. 2020; 1: 3697253: 1-16. <https://doi.org/10.1155/2020/3697253>.
8. Mustafin M.G., Valkov V.A., Kazantsev A.I. Monitoring of Deformation Processes in Buildings and Structures in Metropolises. *Procedia Engineering*. 2017; 189: 729-736. <https://doi.org/10.1016/j.proeng.2017.05.115>.
9. Neguritsa D., Alekseev G., Tereshin A., Medvedev E., Slobodin K. Deformation Processes Modelling Throughout Underground Construction Within Megapolis Limits. *Processes in GeoMedia. Springer Geology. Springer, Cham*. 2022; IV: 215-227. https://doi.org/10.1007/978-3-030-76328-2_23.
10. Park H.S. et al. A New Approach for Health Monitoring of Structures: Terrestrial Laser Scanning. *Computer-Aided Civil and Infrastructure Engineering*. 2006; 22 (1): 19-30. <https://doi.org/10.1111/j.1467-8667.2006.00466.x>.
11. Liu Y. et al. A Metrological of Laser Pavement 3D Measurement Equipment. *Journal of Physics: Conference Series*. 2021; 1846. (1): 012020. <https://doi.org/10.1088/1742-6596/1846/1/012020>.
12. Hoang N.D. Image processing based automatic recognition of asphalt pavement patch using a metaheuristic optimized machine learning approach. *Advanced Engineering Informatics*. 2019; 40: 110-120. <https://doi.org/10.1016/j.aei.2019.04.004>.

13. Chen J., Kira Z., Cho Y.K. Deep Learning Approach to Point Cloud Scene Understanding for Automated Scan to 3D Reconstruction. *Journal of Computing in Civil Engineering*. 2019; 33 (4). [https://doi.org/10.1061/\(ASCE\)CP.1943-5487.0000842](https://doi.org/10.1061/(ASCE)CP.1943-5487.0000842).
14. Pepe M., Costantino D., Restuccia Garofalo A. An Efficient Pipeline to Obtain 3D Model for HBIM and Structural Analysis Purposes from 3D Point Clouds. *Applied Sciences*. 2020; 10 (4): 1235. <https://doi.org/10.3390/app10041235>.
15. Volk R., Stengel J., Schultmann F. Building Information Modeling (BIM) for existing buildings – Literature review and future needs. *Automation in Construction*. 2014; 38: 109-127. <https://doi.org/10.1016/j.autcon.2013.10.023>.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Иван Александрович Терешин –

аспирант, Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», г. Москва, Российская Федерация; e-mail: tereshinia@isis.ru

Дмитрий Леонидович Негурица –

канд. техн. наук, доцент кафедры геологии и маркшейдерского дела, Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», г. Москва, Российская Федерация; e-mail: neguritsadl@isis.ru

Александр Александрович Терешин –

канд. техн. наук, начальник научно-технического центра, Институт научно-технического сопровождения строительства, Национальный исследовательский Московский государственный строительный университет, г. Москва, Российская Федерация; e-mail: tereshinaa@mgsu.ru

Критерии авторства:

Д. Л. Негурица, А. А. Терешин – идея исследований, постановка задач и определение методов исследований, написание научной работы, анализ полученных результатов; И. А. Терешин – выборка и сбор материалов для исследований, постановка эксперимента, проведение натурных наблюдений, обработка полученных результатов.

Конфликт интересов:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 02.12.2025

Поступила после рецензирования: 29.01.2026

Принята к публикации: 15.02.2026

ABOUT THE AUTHORS

Ivan A. Tereshin –

Postgraduate Student, National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; e-mail: tereshinia@isis.ru

Dmitry L. Neguritsa –

Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Department of Geology and Mine Surveying, National University of Science and Technology MISIS, Moscow, Russian Federation; e-mail: neguritsadl@isis.ru

Alexander A. Tereshin –

Cand. Sci. (Eng.), Head of the Scientific and Technical Center, Institute of Scientific and Technical Support for Construction, National Research Moscow State University of Civil Engineering, Moscow, Russian Federation; e-mail: tereshinaa@mgsu.ru

Contribution:

D. L. Neguritsa, A. A. Tereshin – research concept and design, methodology development, writing the manuscript, analysis and interpretation of results; I. A. Tereshin – data curation, experimental design and setup, field observations, data processing.

Conflict of interest:

The authors declare no conflict of interest.

Information about the article

Received: 02.12.2025

Revised: 29.01.2026

Accepted: 15.02.2026

Исследование оседания земной поверхности при строительстве подземного перехода с применением защитного экрана из труб

М. А. Роенко✉

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС»,

г. Москва, Российская Федерация

✉ maxsupra2017@yandex.ru

Резюме. Рассмотрено оседание земной поверхности, возникающее при строительстве подземного пешеходного перехода с использованием защитного экрана из труб под железнодорожной линией Московского центрального диаметра № 1, в районе Дмитровского шоссе, 29. На основе данных мониторинга выполнен анализ оседания грунта и влияющих на него факторов на различных стадиях строительства. Установлено, что оседание обусловлено недостаточным уплотнением и сохранением структурных свойств грунта, нарушением этапности строительных работ, а также отсутствием заполнения пустот между трубами и грунтом. Подчеркивается значимость комплексного мониторинга и превентивных мер, включая укрепление грунтов и использование стабилизирующих материалов. Полученные результаты позволяют определить основные направления для минимизации осадки и обеспечения безопасности сооружений при строительстве в сложных инженерно-геологических условиях. Рекомендации статьи могут быть применимы при проектировании аналогичных объектов.

Ключевые слова: строительство тоннелей, оседание земной поверхности, защитный экран из труб, продавливание труб, полевые измерения

Благодарность: Автор выражает благодарность научному руководителю кандидату технических наук, доценту кафедры геологии и маркшейдерского дела Горного института НИТУ «МИСИС» Г. О. Абрамьяну за ценные рекомендации и указания при подготовке статьи.

Для цитирования: Роенко М.А. Исследование оседания земной поверхности при строительстве подземного перехода с применением защитного экрана из труб. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):50-56. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-50-56>.

Study of ground surface settlement during the construction of an underground pedestrian crossing using a pipe-roof structure

М. А. Roenko✉

Federal State Autonomous Educational Institution of Higher Education

“National Research Technological University “MISIS”, Moscow, Russian Federation

✉ maxsupra2017@yandex.ru

Rezume. This paper investigates the ground surface settlement induced by the construction of an underground pedestrian crossing using a pipe-roof structure beneath the railway line of the Moscow Central Diameter No. 1 near 29 Dmitrovskoye Highway. An analysis of soil settlement and the influencing factors at various construction stages was performed based on monitoring data. It was determined that the settlement was caused by insufficient soil compaction and the preservation of its structural properties, deviations from the planned sequence of construction operations, and the absence of void filling between the pipes and the surrounding soil. The study highlights the importance of comprehensive monitoring and preventive measures, including soil reinforcement and the use of stabilizing materials. The obtained results help identify the primary strategies for minimizing settlement and ensuring structural safety during construction in complex engineering-geological conditions. The recommendations provided can be applied to the design of similar structures.

Keywords: Pipe-roof structure, pipe jacking, ground surface settlement, field measurements, tunnel construction

Acknowledgments: The author expresses gratitude to his scientific supervisor, Ph.D. (Engineering), Associate Professor of the Department of Geology and Mine Surveying at the Mining Institute of NUST MISIS, G. O. Abramyan, for his valuable recommendations and guidance in the preparation of this article.

For citation: Roenko M.A. Study of ground surface settlement during the construction of an underground pedestrian crossing using a pipe-roof structure. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):50-56. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-50-56>.

Введение

Метод возведения защитного экрана из труб (ЗЭТ) впервые был применен при строительстве метро в Антверпене, Бельгия, описан Муссо в 1979 году [1] и Хемерийксом в 1983 году [2, 3]. Этот бестраншейный метод превосходит традиционную открытую раскопку траншеи, особенно в районах с чувствительными грунтами и близлежащей инфраструктурой. ЗЭТ включает постепенное продавливание в грунт стальных труб для формирования ограждения для будущего подземного перехода. Эти трубы стыкуются между собой с помощью замков, усиливаются армированными каркасами и заполняются бетоном, создавая прочную конструкцию. После достижения необходимой прочности и жесткости бетона внутри труб конструкции начинается раскопка грунта для дальнейшего возведения подземного перехода.

Текущие исследования ЗЭТ в основном сосредоточены на двух аспектах. Во-первых, как на методе защиты грунтов от нарушений, вызванных подземным строительством, значительное внимание уделяется изучению его поддерживающей способности, что привело к разработке множеств оценочных моделей и технологических улучшений [4–6]. Во-вторых, вопросы, возникающие в процессе продавливания труб, привлекают все большее внимание ученых, включая оседание поверхности [7–10], силу продавливания [11, 12], реакцию упорной стены [13, 14]. Кроме того, недавнее внедрение алгоритмов машинного обучения для прогнозирования поведения установки по продавливанию [15] дают результаты в направлении более высокого уровня контроля продавливания труб с использованием методов искусственного интеллекта.

Однако исследования причин оседания и методов контроля на протяжении всего периода реализации ЗЭТ остаются относительно ограниченными. Кроме того, замечен недостаток внимания к этой проблеме в Российской Федерации.

Цель работы. Данная работа направлена на устранение этих пробелов путем изучения строительства экрана под Мо-

сковским центральным диаметром № 1, вблизи Дмитровского шоссе, 29.

Путем комплексного анализа данных мониторинга выяснена достаточность и эффективность принятых мер по минимизации осадки и обеспечения целостности окружающих зданий и линейных объектов.

Описание проекта

Строительство подземного перехода под Дмитровским шоссе и железнодорожными путями Московской центральной диаметальной линии № 1, как показано на рисунке 1, осуществляется с целью уменьшения количества дорожно-транспортных происшествий и повышения безопасности пешеходов. Построить пешеходный переход под железной дорогой традиционными методами не получится в связи с угрозой повреждения железнодорожных путей, вызванных оседанием земной поверхности в ходе раскопки перехода, а также возможного обрушения строящегося тоннеля из-за нагрузок, создаваемых движущимся по линии железнодорожным подвижным составом.

Поэтому необходимо построить конструкцию, которая одновременно предотвратит обрушение тоннеля и значительно снизит оседание поверхности земли, что позволит поездам продолжать движение по железнодорожным путям.

В этих целях была выбрана опережающая ограждающая крепь (защитный экран из труб), показанная на рисунке 1–4, чтобы минимизировать влияние строительства на Пути 1 и 2.

Строительство ЗЭТ происходило в следующей последовательности:

1. Раскопка стартового, приемного котлованов.
2. Изготовление упорной стены и монтаж установки для продавливания труб.
3. Продавливание труб для создания системы ограждения.
4. Вставка арматурных каркасов и заполнение труб бетоном.

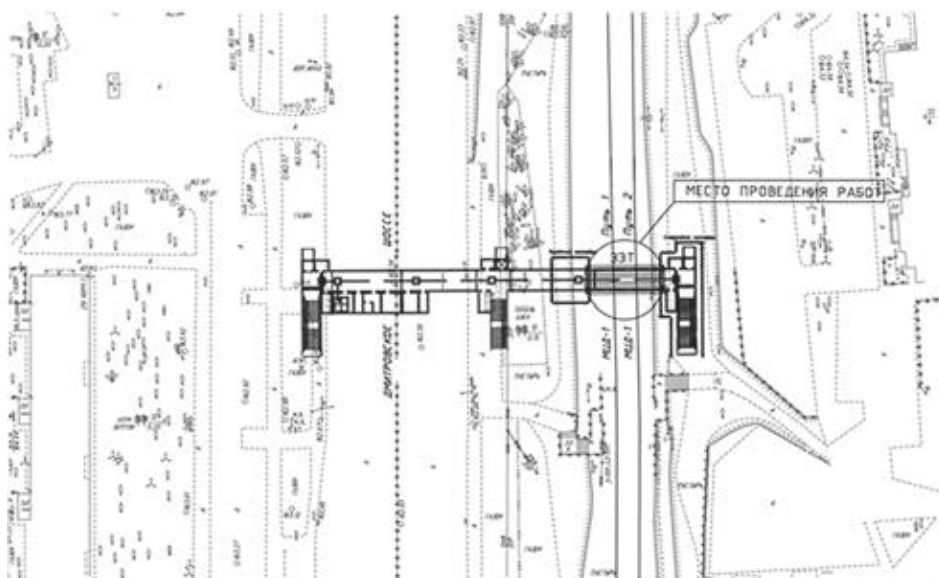


Рис. 1. Ситуационный план строительной площадки / Fig. 1. Site plan of the construction area

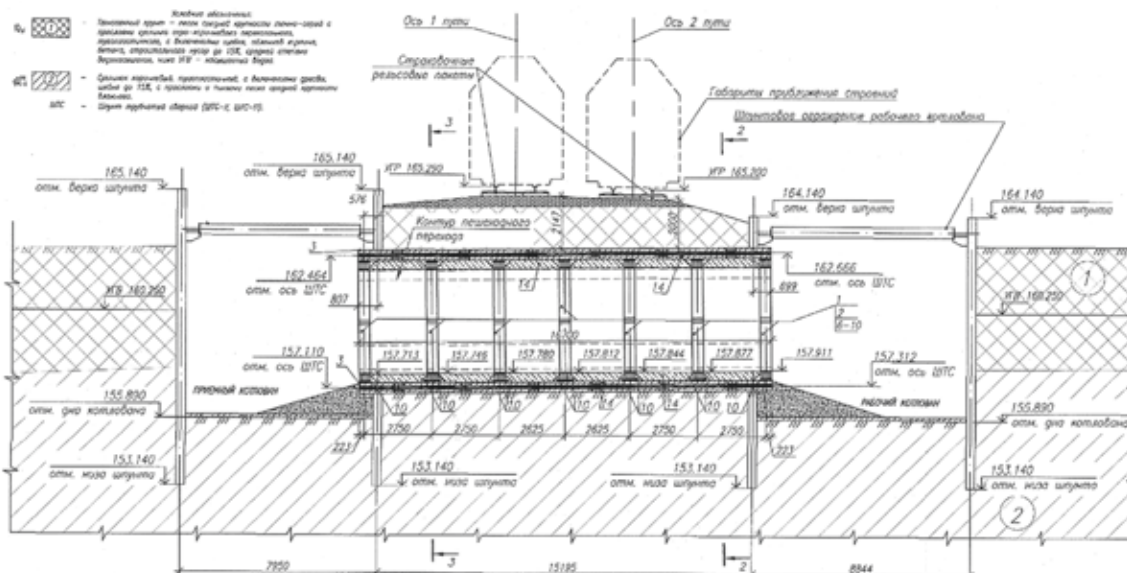


Рис. 2. Продольный разрез защитного экрана из труб / Fig. 2. Longitudinal section of the pipe-roof structure

5. Укрепление грунта с помощью грунтоцементных свай (ГЦС) (сваи имели диаметр 800 мм, содержание цемента составляло 20 %).

6. Раскопка внутренней части с установкой опорных рам.

сегментов. Общая длина продавливания каждой трубы составила 16,7 м. Для обеспечения целостности и герметичности ЗЭТ было принято использование наружных замков для труб.

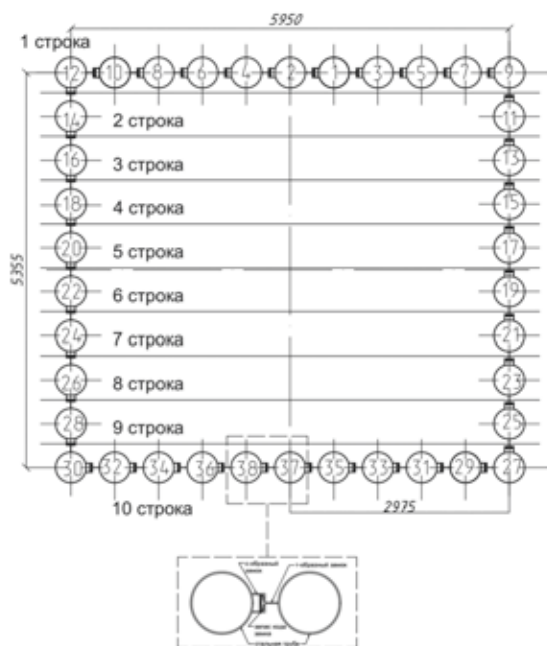


Рис. 3. Поперечный разрез защитного экрана / Fig. 3. Cross-section of the pipe-roof structure

Как показано на рисунке 3, в проекте продавливания ЗЭТ было использовано 38 труб малого диаметра (426×10 мм в соответствии с ГОСТ 10704-99¹), изготовленных из низколегированной конструкционной стали 09Г2С (произведенной в соответствии с требованиями стандарта ГОСТ 19281² и другими нормативными документами). Каждая труба была собрана путем сварки концов семи трубных

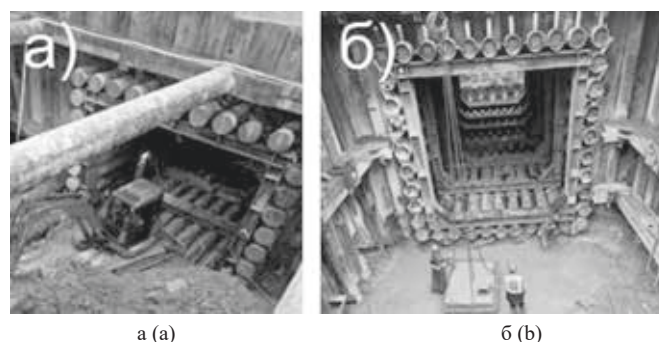


Рис. 4. Виды на защитный экран: а – со стартового котлована; б – с приемного котлована /

Fig. 4. Views of the pipe-roof: a - from the launching pit; b - from the receiving pit

Продавливание труб осуществлялось буровой установкой Perforator PBA 200 (рис. 5). При прокладке стальных трубопроводов по методу PERFORATOR сначала производится управляемое пилотное бурение, далее – продавливание стального футляра требуемого диаметра по заданной пилотом оси. При управляемом пилотном бурении задается ось прокладываемой впоследствии трубы. Оператор станка непрерывно контролирует положение пилотной головки с использованием монитора с мишенью Perforlux и может оперативно реагировать на любые отклонения от заданной траектории продавливания. На втором этапе пилотные стержни соединяются с расширяющим устройством, соединяющим пилотные стержни с укладываемыми трубами. Оператор толкает трубы в направлении, заданном пилотными стержнями, и почва, попадающая внутрь труб, размалывается буровой головкой и транспортируется через трубы с помощью шнеков до стартовой ямы. Пилотные стержни предотвращают отклонение труб от оси бурения, постепенно толкая их при увеличении длины трубы, и демонтируются из приемного котлована.

¹ГОСТ 10704-91. Трубы стальные электросварные прямошовные. Сортамент. М., 1993. 46 с.

²ГОСТ 19281-2014. Прокат повышенной прочности. Общие технические условия. М.: Стандартинформ, 2014. 48 с.

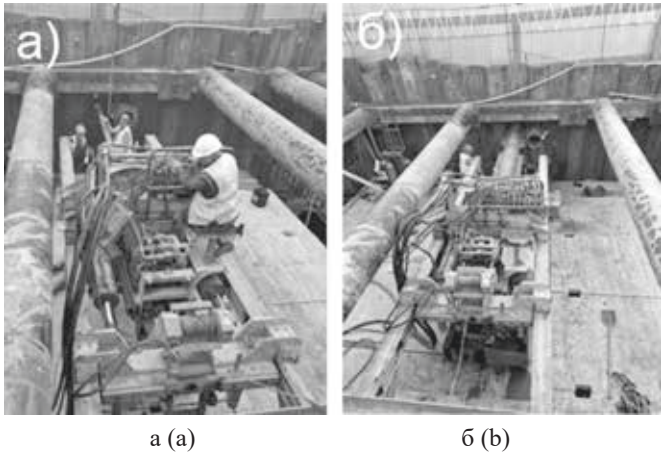


Рис. 5. Буровая установка: а – загрузка пилотного стержня; б – продавливание трубы /
Fig. 5. Drilling rig: a – loading the pilot rod; b – pipe jacking

Инженерно-геологические условия

Инженерно-геологические условия территории относятся ко II (средней) категории сложности³ и расположена в пределах моренной равнины. Абсолютные высотные отметки поверхности колеблются от 162,40 до 164,95 м. Территория техногенно изменена и освоена, пересекает железнодорожные пути Савеловского направления Московской железной дороги.

В геологическом строении участка до разведанной глубины 25,0 м (сверху вниз) принимают участие четвертичные отложения различного возраста и генезиса: современные техногенные отложения (tQIV), среднечетвертичные моренные отложения московского оледенения (gQI-IIms); нижнечетвертичные флювиогляциальные, ледниковоозерные отложения донского-московского горизонтов (flgQI-Ild). Четвертичные отложения подстилаются глинами титонского яруса верхней юры (J3tt).

Гидрогеологические условия характеризуются двумя водоносными горизонтами: надморенным и надбюрским. Первый, безнапорный, находится на глубинах от 2,1 до 4,7 м, в то время как второй, напорный, располагается на глубинах от 13,7 до 16,4 м. Исследуемая площадка оценивается в основном как подтопленная (глубина залегания уровня подземных вод менее 3 м). На участке расположения железнодорожной насыпи территория неподтопленная, так как уровень подземных вод более 3 м. В периоды гидрологических максимумов вероятно колебание уровня подземных вод. Максимальный прогнозный уровень располагается на 1,0 м выше зафиксированного при изысканиях. Площадка оценивается как неопасная в отношении возможности проявления карстово-суффозионных процессов.

Сейсмическая активность, оцениваемая по шкале MSK-64, составляет 5 баллов. Другие опасные инженерно-геологические процессы, такие как эрозия и оползни, на поверхности не наблюдаются и не могут негативно повлиять на устойчивость грунтового массива территории, на строительство и эксплуатацию объекта.

³В соответствии с СП 47.13330.2012. Инженерные изыскания для строительства. Основные принципы. Дата введения 01.07.2013. [Электронный ресурс]. URL: <https://docs.cntd.ru/document/1200096789> (дата обращения: 30.01.2026).

Методы исследования

Для обеспечения безопасной эксплуатации выполнялись наблюдения за деформациями земной поверхности, рельсов железнодорожных путей, близлежащих зданий, труб защитного экрана и шпунтового ограждения котлована (шпунт Ларсена). Поскольку в зоне влияния отсутствуют здания, соответствующие наблюдения не проводились. В рамках данной работы наибольший интерес представляет исследования оседания земной поверхности над возводимым защитным экраном тоннеля (ЗЭТ).

Земная поверхность над ЗЭТ представлена засыпкой техногенного грунта в нижнем слое и балластовой призмой в верхнем слое, на котором уложены железнодорожные пути, с расстоянием между верхом ЗЭТ и низом шпал, составляющим всего 2 м. Для проведения мониторинга земной поверхности были установлены земляные марки, представляющие собой глубоко забитые металлические стержни с углублением в верхней части (рис. 6б). Марки размещены по пять штук вдоль одной линии, пересекающей оба пути, с расстоянием 7 м между линиями. Такая схема максимально охватывает зону влияния деформаций на железнодорожную насыпь (рис. 6а).

Мониторинг начался за шесть месяцев до начала продавливания ЗЭТ, чтобы фиксировать возможные деформации во время вибропогружения шпунта Ларсена в землю и раскопки котлованов. Мониторинг осуществлялся три раза в день, каждые шесть часов, с изменением частоты в зависимости от интенсивности деформаций и этапов строительства. Мониторинг проводился методом геометрического нивелирования 2-го класса с помощью электронного нивелира⁴.

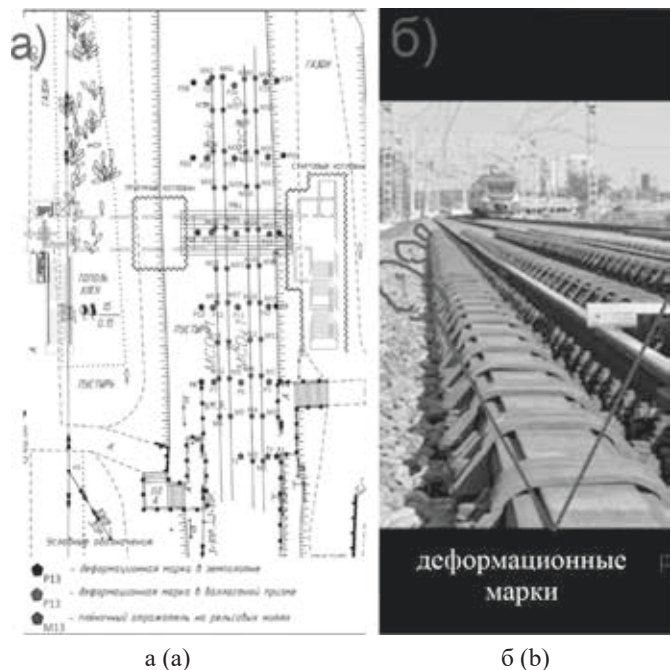


Рис. 6. Мониторинг поверхности земли:
а – схема расположения деформационных марок;
б – деформационные марки в балластной призме /
Fig. 6. Ground surface monitoring: a – layout of deformation markers;
b – deformation markers in the ballast bed

⁴Инструкция о порядке осуществления государственного геодезического надзора в Российской Федерации: ГКИНП 17-002-93: утв. Роскартографией 15.10.1993: зарег. в Минюсте России 08.12.1993 № 425 [Электронный ресурс]. URL: <https://normativ.kontur.ru/document?moduleId=1&documentId=24535> (дата обращения: 30.01.2026).

Результаты и их обсуждение

В результате мониторинга зафиксирована максимальная величина оседания балластной призмы в точке P15 (расположенной у стартового котлована) величиной ~85 мм. Минимальная величина оседания наблюдалась у приемного котлована, где она не превышала 40 мм (рис. 7) (см. цв. вклейку на стр. 31). Анализ поперечного профиля показал, что при удалении на 7 м от линии P15–P17 (ось тоннеля) величина оседания снижается в 2–4 раза, а при расстоянии от оси свыше 14 м «чаша оседания» практически затухает и становится незначительной.

Как видно из рисунка 8 (см. цв. вклейку на стр. 31), среднее оседание земной поверхности вдоль оси строительства ЗЭТ (по линии точек P15–P17) достигло 60 мм, причем наибольшее влияние отмечено на Путь 2 вблизи стартового котлована.

Проанализировав деформации на разных этапах работ, установили, что 65 % всех деформаций накопилось во время продавливания защитного экрана (ЗЭТ), а оставшиеся (35 %) сформировались главным образом при раскопках грунта внутри конструкции. Как только завершился этап полной выемки грунта, скорость оседания существенно снизилась (менее 1 мм/день).

При этом итоговая суммарная величина оседания в районе стартового котлована (80–85 мм) превысила предельное значение в 40 мм, рекомендованное для действующих железнодорожных линий⁵. Данное превышение представляет потенциальную угрозу для безопасной эксплуатации пути, потребовало дополнительных компенсационных мер (выправочных путевых работ).

Таким образом, результаты мониторинга подтверждают, что самые большие осадки сконцентрированы в зоне стартового котлована (около оси ЗЭТ), а при удалении на 7–14 м в стороны они существенно уменьшаются. Основной вклад в оседание внесла операция продавливания труб, тогда как завершающая раскопка внутри ЗЭТ дала меньшее, но все же значимое увеличение деформации грунта.

Причины оседания земной поверхности на каждом этапе

Основным фактором оседания земной поверхности является процесс продавливания труб, нарушающий целостность грунта при бурении шнеком. Второй причиной значительной просадки грунта могла бы служить откачка воды из грунта. Поскольку уровень грунтовых вод превышал уровень середины глубины котлованов, работы по строительству ЗЭТ потенциально могли привести к затоплению котлованов. Чтобы избежать этого, часто используется водопонижение, отрицательно сказывающееся на оседании. Однако в данном проекте системное водопонижение не применялось; поступающая вода удалялась насосом в зумпфе, расположенном на дне котлована.

Заметная разница в оседании у стартового и приемного котлованов вызвана значимым проектным наклоном тоннеля (12 мм/м) от стартового к приемному котловану, а также постоянным давлением, оказываемым проходческой машиной на стартовый котлован.

Этап 1. Продавливание труб защитного экрана первой строки. Во время продавливания первой строки труб про-

исходит нарушение структуры грунта и разгрузка напряжений, что меняет его физико-механические свойства и вызывает осадку поверхности. Факторы, усиливающие просадку, включают смещения труб из проектного положения, высокую скорость продавливания. Кроме того, последующие операции продавливания усиливают нарушение почвы, что приводит к увеличению осадки поверхности, сокращение расстояния между существующими и новыми трубами усиливает их взаимодействие, дополнительно влияя на осадку поверхности, а также негативно влияет отсутствие укрепления грунта. Начальные темпы осадки достигают ~1 мм/день с кумулятивным итогом 3–4 мм.

В ходе последующих фаз продавливания (рис. 3, строки 2–9) и завершающего слоя (строка 10) операции выполняются на уровне грунтовых вод, в результате чего водонасыщенный грунт вымывается через нижележащие трубы. Это приводит к усилению осадки (до 1 мм/день, суммарно ~16 мм). С замыканием защитного экрана и установкой порталных рам завершается продавливание финального слоя труб. На этом этапе осадка продолжается со скоростью ~1 мм/день, достигая кумулятивно 13 мм.

Этап 2. Вставка арматурных каркасов и заполнение труб бетоном. Добавленный вес арматуры и бетона увеличивает осадку в основном у первой строки труб. Темпы достигают ~1 мм/день, суммарная осадка – еще ~3 мм.

Этап 3. Устройство грунтоцементных свай (ГЦС). Производится укрепление грунта с целью снижения осадки первой строки труб и повышения общей устойчивости перед предстоящими раскопками. Хотя возведение ГЦС обычно уменьшает просадку, здесь оно лишь частично компенсирует накопленную осадку и замедляет ее рост. Отмечено локальное «восстановление» уровня земли ~25 мм (вероятно, вследствие уплотнения). После временной остановки работ кумулятивная осадка достигает 23 мм.

Этап 4. Постепенная выемка грунта внутри ЗЭТ и установка опорных рам. На этом этапе грунт внутри защитного экрана последовательно извлекается, а для компенсации нагрузок монтируются металлические рамные опоры. Удаление ранее укрепленного грунта (в том числе ГЦС) ведет к дополнительной осадке. Темпы достигают до 2 мм/день, суммарно ~25 мм.

Меры контроля оседания земной поверхности

Перед началом строительства трубного защитного экрана и работ по прокладке труб следовало выполнить укрепление грунта по сторонам и внутри зоны будущего экрана либо производить эти мероприятия параллельно с продавливанием. Однако в данном проекте укрепление проводилось после возведения защитного экрана, что было обусловлено сжатými сроками и невозможностью совместного монтажа оборудования для продавливания труб и бурения свай в одном котловане, а также неполной раскопкой приемного котлована на момент начала проходки, что не позволило провести усиление грунта со стороны приемного.

В зонах, критичных с точки зрения фильтрации (особенно в начале и конце прокладки труб), приваривались перегородивающие стальные пластины между трубами и прорезанным шпунтовым ограждением (рис. 9), то есть отсутствовала нормальная герметизация, например съемные стальные кольца с герметизирующими устройствами, что усилило вынос воды с грунтом в котлован и повышало риск оседания.

⁵Инструкция по текущему содержанию путевого полотна железных дорог. Утверждена Министерством транспорта Российской Федерации Приказом № ЦП-774. Утв. 01.06.2000. [Электронный ресурс]. URL: <https://www.consultant.ru/cons/cgi/online.cgi?req=doc&base=EXP&n=304921#zOhQEAVW2haoMh9q> (дата обращения: 30.01.2026).



Рис. 9. Приваренные пластины между шпунтовым ограждением котлована и трубами защитного экрана /

Fig. 9. Welded plates between the sheet pile wall of the pit and the pipes of the pipe-roof

Неиспользование бетонитового раствора в процессе и после установки труб (в том числе по экономическим причинам) лишило грунт потенциального стабилизирующего эффекта, препятствующего вымыванию частиц и формированию водопроницаемых пустот.

Смещения труб из проектного положения (включая расстыковку замков) ухудшили целостность защитного экрана и усугубили осадочные деформации (рис. 10).

После завершения продавливания были установлены порталные рамы вдоль периметра экрана в обоих котлованах, что снизило осадку вблизи котлованов. Однако их влияние на зону между котлованами остается ограниченным.

Последующие усилия по стабилизации грунта включали установку ГЦС вокруг и внутри конструкции ЗЭТ (рис. 11). Грунтоцементные сваи повышают несущую способность грунта и снижают осадку за счет перераспределения нагрузок на более широкую зону массива.

Устройство металлических балочных опор в процессе раскопки (рис. 12, 13) облегчило передачу нагрузок от труб ЗЭТ и прилегающего грунта, уменьшив осадочные явления и снизив деформации защитной конструкции.



Рис. 10. Расстыковка замков смежных труб защитного экрана /
Fig. 10. Disengagement of the locks on adjacent pipes of the pipe-roof

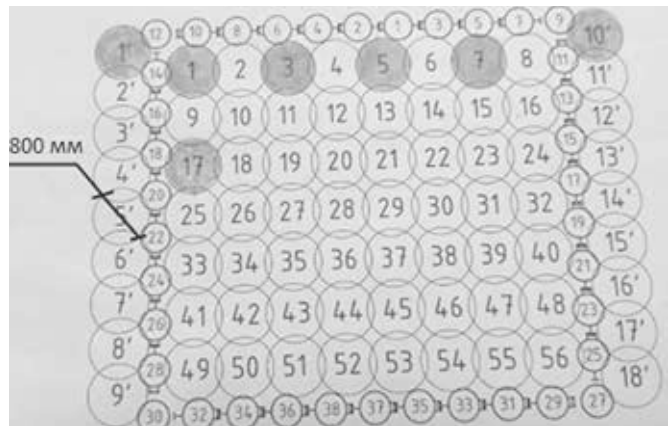


Рис. 11. Схема возведения грунтоцементных свай /
Fig. 11. Schematic diagram of soil-cement pile installation

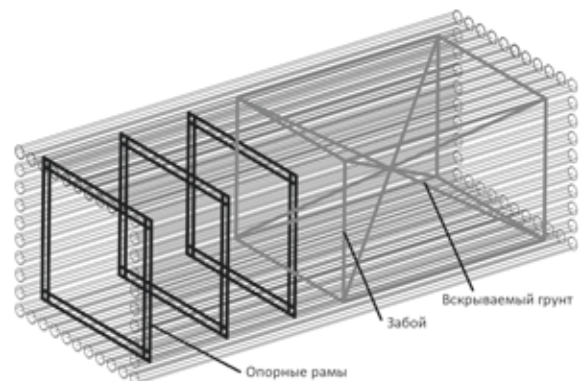
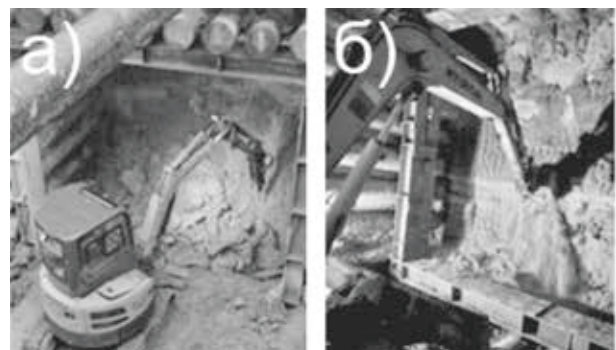


Рис. 12. Схема раскопки защитного экрана из труб /
Fig. 12. Schematic of the pipe-roof excavation



а (а) б (б)



в (в)

Рис. 13. Выемка внутренней части защитного экрана из труб: а – разработка забоя с помощью отбойного молотка; б – рытье забоя экскаватором; в – установка опорной рамы /

Fig. 13. Excavation of the interior of the pipe-roof: а – face excavation using a pneumatic hammer; б – face excavation by excavator; в – installation of a support frame

Заключение

В статье представлены результаты мониторинга оседания земной поверхности при строительстве защитного экрана под путями МЖД-1.

Анализ данных оседания на каждом этапе и обзор примененных мер контроля позволяют сделать следующие выводы:

Недостаточные меры были приняты для предотвращения выноса воды вместе с грунтом при сооружении защитного экрана, что усиливало оседание поверхности.

Бентонитовый раствор не применялся во время продавливания труб, пустоты между трубами и грунтом не были заполнены, что привело к дополнительным просадкам.

Очередность возведения ГЦС была нарушена, что привело к значительному увеличению проседанию грунта.

Указанные факторы спровоцировали в определенных точках превышение допустимой величины оседания, способной повлиять на нормальное функционирование железнодорожной линии и требующее оперативных мер.

Для будущих проектов рекомендованы следующие меры:

- своевременное укрепление грунта (инъекция, ГЦС);
- избегание простоев, нарушение этапности строительства;
- применение стабилизирующего раствора (бентонит, полиуретановые компаунды и др.);
- герметизация стыков труб и тщательный контроль выноса грунтовых вод с породой.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Musso G. Jacked pipe provides roof for underground construction in busy urban area. *Civil Engineering*. 1979; 49 (11): 79-82. URL: <https://www.worldcat.org/oclc/10480594>.
2. Hemerijckx E. Tubular thrust jacking for underground roof construction on the Antwerp Metro, Part 1. *Tunnels and Tunnelling International*. 1983; 15 (6): 13-16.
3. Hemerijckx E. Tubular thrust jacking for underground roof construction on the Antwerp Metro. Part 2. *Tunnels and Tunnelling International*. 1983; 15(6): 27-30.
4. Park J., Cho I., Lee L., et al. Tunnel reinforcement by using pressure-induced inflatable pipes methods. *J. Geotech. Geoenviron. Eng.* 2012. 1483-1491. [https://doi.org/10.1061/\(ASCE\)GT.1943-5606.0000725](https://doi.org/10.1061/(ASCE)GT.1943-5606.0000725).
5. Zhang Z.Q., Li H.Y., Liu H., et al. Load transferring mechanism of pipe umbrella support in shallow-buried tunnels. *Tunn. Undergr. Space Technol.* 2014; 43 (7): 213-221. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2014.05.018>.
6. Heng C.Y., Sun S.S., Zhang J.T., et al. Calculation method of underground passage excavation on interactive effects among pipe-roof, steel bracing and foundation soil. *KSCE J. Civ. Eng.* 2022; 26 (1): 448-459. <https://doi.org/10.1007/s12205-021-0500-4>.
7. Sun J., Yu X.F., Sun M., et al. Analysis and prediction on soft ground deformation of a super-large shallow buried "pipe-roofing and box-culvert" jacking project under construction. *Rock and Soil Mechanics*. 2006; 27 (7): 1021-1027.
8. Wei G., Wu H.J., Chen C.L. Prediction of settlement induced by ground loss during pipe jacking construction. *Rock Soil Mechanics*. 2007; 28 (2): 359-363.
9. Su R.J. Settlement analysis of Steel pipe roof jacking in ultra-shallow covered soft ground. *Tunnel Construction*. 2018; 38 (7): 1236-1242.
10. Yang X., Zhang K.N., Li Y.S., et al. Theoretical and experimental analyses of jacking force during deep-buried pipe jacking. *Rock and Soil Mechanics*. 2013; 34 (3), 757-761.
11. Yang S.S., Wang M., Du J.N., et al. Research of jacking force of densely arranged pipe jacks process in pipe-roof pre-construction method. *Tunn. Undergr. Space Technol.* 2020; 97: 103277. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2019.103277>.
12. Mao H.H., 2007. Reaction distribution investigation and structural analysis of composite thrust wall of rectangular pipe jacking shaft. *Rock and Soil Mechanics*. 2007; 28 (1), 1212-1216.
13. Sun Y., Su J.B., Xia X.H., et al. Numerical analysis of soil deformation behind the reaction wall of an open caisson induced by horizontal parallel pipe-jacking construction. *Can. Geotech. J.* 2015; 52 (8): 1-9. <https://doi.org/10.1139/cgj-2015-0024>.
14. Bai X.D., Cheng W.C., Sheil B.B., et al. Pipejacking clogging detection in soft alluvial deposits using machine learning algorithms. *Tunneling and Underground Space Technology*. 2021; 113: 103908. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2021.103908>.
15. Bai X.D., Cheng W.C., Li G. A comparative study of different machine learning algorithms in predicting EPB shield behaviour: a case study at the Xi'an metro, China. *Acta Geotechnica*. 2021; 16 (12), 4061-4080. <https://doi.org/10.1007/s11440-021-01383-7>.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРЕ

Максим Артемович Роенко –

аспирант кафедры геологии и маркшейдерского дела Горного института Национального исследовательского технологического университета «МИСИС», г. Москва, Российская Федерация; e-mail: maxsupra2017@yandex.ru

Информация о статье

Поступила в редакцию: 02.11.2025

Поступила после рецензирования: 19.01.2026

Принята к публикации: 04.02.2026

ABOUT THE AUTHOR

Maxim A. Roenko –

PhD student, Department of Geology and Surveying, Mining Institute, National University of Science and Technology "MISIS", Moscow, Russian Federation; e-mail: maxsupra2017@yandex.ru

Article info

Received: 02.11.2025

Revised: 19.01.2026

Accepted: 04.02.2026

Методика выбора автотранспортных средств на месторождениях полезных ископаемых Дальневосточного региона России

С. А. Шемякин¹, А. Ю. Чебан², Е. А. Шишкин^{1✉}, В. Ю. Воронин³

¹Высшая школа промышленной инженерии, Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Российская Федерация

²Институт горного дела, Хабаровский федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация

³Компания «Ареал», г. Хабаровск, Российская Федерация

✉ 004655@togudv.ru

Резюме. Интенсивное освоение недр Сибири и Дальнего Востока требует оснащения горных предприятий современной техникой, в том числе и автотранспортом. Предлагается трехэтапная методика выбора автотранспорта для перевозки породы в отвалы после загрузки экскаваторами и других транспортных работ. Первый этап – предварительный, по числу ковшей, выгружаемых экскаватором в кузов автосамосвала. Второй этап – оценка потребного количества автосамосвалов на карьере. Третий этап – проверка автотранспорта по тяговым характеристикам на данном карьере. Использование предлагаемой методики позволит исключить приобретение неэффективной для данного горного предприятия автотранспортной техники.

Ключевые слова: горное предприятие, карьер, автотранспорт, экскаватор, методика выбора самосвалов, тяговый расчет

Для цитирования: Шемякин С.А., Чебан А.Ю., Шишкин Е.А., Воронин В. Ю. Методика выбора автотранспортных средств на месторождениях полезных ископаемых Дальневосточного региона России. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):57-60. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-57-60>.

The methodology of selecting vehicles in the mineral deposits of the Far Eastern region of Russia

S. A. Shemyakin¹, A. Yu. Cheban², E. A. Shishkin^{1✉}, V. Yu. Voronin³

¹Graduate School of advanced engineering, Pacific National University, Khabarovsk, Russian Federation

²Institute of Mining, Khabarovsk Federal Research Center of the Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Khabarovsk, Russian Federation

³Areal company, Khabarovsk, Russian Federation

✉ 004655@togudv.ru

Rezume. The intensive development of the subsoil of Siberia and the Far East requires the equipping of mining enterprises with modern technology, including vehicles. A three-stage methodology is proposed for selecting vehicles for transporting rock to landfills after loading with excavators and other transportation operations. The first stage is preliminary in terms of the number of buckets unloaded by the excavator into the dump truck body. The second stage is the assessment of the required number of dump trucks at the quarry. The third stage is to check vehicles for traction characteristics at this quarry. The use of the proposed methodology will make it possible to exclude the acquisition of inefficient motor vehicles for this mining enterprise.

Keywords: mining enterprise, quarry, motor transport, excavator, dump truck selection method, traction calculation

For citation: Shemyakin S.A., Cheban A.Yu., Shishkin E.A., Voronin V.Yu. The methodology of selecting vehicles in the mineral deposits of the Far Eastern region of Russia. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):57-60. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-57-60>.

Введение

В настоящее время на горных выработках в Российской Федерации доминирует автомобильный транспорт, который применяется на малых карьерах, при небольших объемах перевозок, и на крупных карьерах, достигающих 80 и более млн т/год [1, 2]. Открытие в последние годы новых месторождений в Дальневосточном регионе России требует усовершенствования методик выбора быстроменяющихся технических средств, в том числе автомобильного транспорта для добычи полезных ископаемых. Следует отметить, что методики по выбору автотранспорта не менялись порядка 40 лет [3–6].

К преимуществам использования автомобильного транспорта на горных выработках полезных ископаемых можно отнести [7, 8]:

- автономность, то есть независимость от внешних источников энергии, что позволяет использовать автотранспорт во время строительства карьеров;
- мобильность, что дает возможность применять автотранспорт в сложных условиях залегания полезных ископаемых, а также при разработке месторождений с малыми запасами и коротким сроком эксплуатации;
- возможность перемещения пород с различными физико-механическими свойствами;
- сокращение длины транспортных коммуникаций из-за возможности двигаться по относительно крутым подъемам и наклонам;
- значительное упрощение процесса отвалообразования.

Рациональное расстояние перевозки автомобильным транспортом – не более 3–4 км [9]. Карьеры, где используется автотранспорт, имеют ограниченные размеры в плане: не более 2–2,5 км. Уклоны автодороги составляют 4–5°, радиусы поворота на дорогах – 40–50 м, а глубина карьеров не превышает 200–250 м [10].

Методология

Как правило, автосамосвалы на карьерах работают в комплексе с одноковшовыми экскаваторами. Практикой ведения открытых горных работ выработано условие, что вместимость кузова самосвала должна соответствовать 4...5 вместимостям ковша экскаватора [11]. При коэффициенте наполнения, равном 1,2, геометрический объем четырех ковшей экскаватора соответствует объему кузова автосамосвала, а объем пяти ковшей экскаватора «с шапкой» соответствует максимальному объему кузова автосамосвала. Это первый, предварительный этап выбора автосамосвалов [12].

Второй этап методики выбора автосамосвалов заключается в определении необходимого количества предварительно выбранного типа машин для определенного карьера. Для этой цели необходимо располагать исходными данными: дальностью транспортирования (2000...2500 м); вместимостью ковша экскаватора с коэффициентом наполнения $K_n = 1,15...1,2$.

В комплексе экскаватор – автосамосвал первый является головной машиной.

В связи с этим количество автосамосвалов рассчитывается для каждого экскаватора отдельно по формуле [13]

$$N_c = \frac{T_p}{t_n}, \quad (1)$$

где T_p – время одного рейса; t_n – время погрузки автосамосвала.

Формулу (1) следует понимать так, что время рейса, как правило, больше времени загрузки экскаватором кузова одного автосамосвала.

Продолжительность движения автосамосвала от места загрузки до пункта разгрузки и обратно (т. е. время рейса) равна

$$T_p = t_n + t_{дв} + t_{раз} + t_m, \quad (2)$$

где t_n – время погрузки, мин;

$t_{дв}$ – время движения автосамосвала, мин;

$t_{раз}$ – время разгрузки автосамосвала,

$t_{раз} = 1,5$ мин; t_m – время маневра, при разгрузке $t_m = 0,5...1$ мин, перед погрузкой $t_m = 0,75$ мин.

Время погрузки автосамосвала [14, 15]

$$t_n = \frac{q_a K_p t_u}{E \gamma K_n}, \quad (3)$$

где q_a – грузоподъемность автосамосвала, т;

K_p – коэффициент разрыхления горной породы (в кузове), $K_p = 1,12...1,15$;

t_u – фактическое время цикла экскаватора, $t_u = 0,4...0,6$ мин;

E – вместимость ковша экскаватора, m^3 [16];

γ – объемная сила тяжести породы, $\gamma = 1,5...1,6$ т/м³;

K_n – коэффициент наполнения ковша, $K_n = 1...1,1$.

Время движения автосамосвала равно

$$t_{дв} = \frac{120 L_{pm}}{V_{cp}}, \quad (4)$$

где L_{pm} – дальность транспортирования породы, км;

V_{cp} – средняя скорость движения автосамосвала, $V_{cp} = 30$ км/ч.

Определив согласно (2), (3) T_p и t_n , находим количество рейсов автосамосвалов в смену:

$$N_{см} = \frac{60 T_{см} K_{ua}}{T_p}, \quad (5)$$

где $T_{см}$ – число часов в смене, $T_{см} = 10...12$ ч;

K_{ua} – коэффициент загрузки автосамосвалов, $K_{ua} = 0,75$.

Определяем среднее число автосамосвалов, которое может эффективно использоваться в комплексе с одним экскаватором по формуле (1), и число рабочих автосамосвалов, обслуживающих все рабочие экскаваторы по формуле

$$N_{в.р.} = n_p N_{р.а.}, \quad (6)$$

где $N_{р.а.}$ – количество автосамосвалов, обслуживающих один экскаватор; n_p – число экскаваторов, работающих с автотранспортом в смену.

Число экскаваторов, работающих на карьере в одну смену, определяется в зависимости от мощности вскрыши или мощности пласта полезного ископаемого, а также сроков разработки месторождения.

Третья задача в выборе автотранспорта заключается в проверке предварительно выбранной модели автосамосвала по тягово-сцепным качествам.

Полное сопротивление движению груженого автосамосвала равно

$$\sum W = W_{\text{тел}} + W_{\text{ин}} + W_{\text{в}}, \quad (7)$$

где $W_{\text{тел}}$ – сопротивление движению груженого автосамосвала вверх по уклону;

$W_{\text{ин}}$ – необходимое усилие для разгона автосамосвала до транспортной скорости;

$W_{\text{в}}$ – сопротивление воздуха при движении груженого автосамосвала.

Сопротивление движению груженого автосамосвала равно

$$W_{\text{тел}} = G(f \cos \alpha + \sin \alpha), \quad (8)$$

где G – суммарная сила тяжести автосамосвала и груза, кН;

f – коэффициент сопротивления движению, $f = 0,25$;

α – угол наклона пути, $\alpha = 5^\circ$;

g – ускорение свободного падения, м/с^2 .

Усилие для разгона автосамосвала равно

$$W_{\text{ин}} = \frac{V}{t_p} m, \quad (9)$$

где V – транспортная скорость груженого автосамосвала, $V = 0,85$ м/с; m – масса груженого автосамосвала, т;

t_p – время разгона, $t_p = 2$ с.

Сопротивление воздуха равно

$$W_{\text{в}} = qFK_n K_{\text{аэр}}, \quad (10)$$

где q – удельный напор воздуха, $q = 250$ Н/м²; $F = H \cdot K$ – площадь лобового сопротивления; H – габарит самосвала по высоте; K – колея колес;

K_n – коэффициент, учитывающий состояние дорожного покрытия, $K_n = 1,6$;

$K_{\text{аэр}}$ – коэффициент аэродинамичности корпуса самосвала.

Номинальная сила тяги

$$T_n = G \cdot \varphi, \quad (11)$$

где φ – коэффициент сцепления колес с дорогой, $\varphi = 0,9$.

Крутящий момент на выходном валу двигателя

$$M = \frac{9550N}{n}, \quad (12)$$

где N – мощность двигателя, кВт; n – число оборотов коленчатого вала двигателя, об/мин.

Крутящий момент на ведущих колесах автосамосвала

$$M_{\kappa} = M \cdot i \cdot \eta, \quad (13)$$

где i – передаточное число трансмиссии;

η – КПД трансмиссии, $\eta = 0,85$.

Окружное усилие на ведущих колесах

$$P_{\text{окр}} = \frac{M_{\kappa}}{r_{\kappa}}, \quad (14)$$

где r_{κ} – радиус колеса.

Тяговый баланс машины [17]

$$P_{\text{окр}} \geq T_n \geq \sum W, \quad (15)$$

Таким образом номинальная сила тяги автосамосвала должна быть не менее полного сопротивления его движению и не более окружного усилия на ведущих колесах при номинальной мощности.

Закключение

Предлагаемая методика выбора автотранспортных средств на строящихся горных предприятиях по добыче полезных ископаемых позволяет предварительно, перед приобретением автотранспортных средств, провести анализ необходимого качества оборудования для конкретных условий работы на карьерах и тем самым не совершать экономических ошибок.

Рассматриваемая методика может быть полезна студентам при выполнении дипломных проектов, а также аспирантам.

Методика была апробирована на карьерах горнодобывающей компании «Ареал», расположенных в Магаданской области и Чукотском автономном округе.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Макарова И.В., Ганиев М.М., Баринов А.С. и др. Современный автотранспорт горнопромышленного комплекса: проблемы и решения. *Горная промышленность*. 2025; 1S: 28-33. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2025-1S-28-33>.
Makarova I.V., Ganiev M.M., Barinov A.S. et al. Modern motor transport of the mining complex: challenges and solutions. *Russian Mining Industry*. 2025; 1S: 28-33. (In Russ.). <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2025-1S-28-33>.
2. Курганов В.М., Грязнов М.В., Колобанов С.В. Оценка надежности функционирования экскаваторно-автомобильных комплексов в карьере. *Записки Горного института*. 2020; 241: 10-21. <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.1.10>.
Kurganov V.M., Gryaznov M.V., Kolobanov S.V. Assessment of operational reliability of quarry excavator-dump truck complexes. *Journal of Mining Institute*. 2020; 241: 10-21. (In Russ.). <https://doi.org/10.31897/pmi.2020.1.10>.
3. Вдовиченко А.М., Серебренников О.Д. Обоснование показателей, определяющих выбор транспорта глубоких нагорных карьеров. *Записки Горного института*. 1989; 120: 103-105.
Vdovichenko A.M., Serebrennikov O.D. Justification of the indicators determining the choice of transportation of deep highland quarries. *Journal of Mining Institute*. 1989; 120: 103-105. (In Russ.).
4. Насиров У.Ф., Заиров Ш.Ш., Каримов Ш.В. Исследование и оценка технологического автотранспорта для эффективной транспортировки горной массы в глубоких карьерах. *Уголь*. 2023; 12: 67-72. <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2023-12-67-72>.
Nasirov U.F., Zairov S.S., Karimov S.V. Research and evaluation of process fleet for effective haulage of rock mass in deep open pits. *Coal*. 2023; 12: 67-72. (In Russ.). <https://doi.org/10.18796/0041-5790-2023-12-67-72>.
5. Циперфин И.М., Штейн В.Д. Карьерный автомобильный транспорт: Справочник. Москва, 1992: 415.
Tsiperfin I.M., Stein V.D. Career automobile transport: Handbook. Moscow, 1992: 415. (In Russ.).
6. Burmistrov K.V., Osintsev N.A., Shakshakpaev A.N. Selection of open-pit dump trucks during quarry reconstruction. *Procedia Engineering*. 2017; 206: 1696-1702. <https://doi.org/10.1016/j.proeng.2017.10.700>.

7. Koptev V., Kopteva A., Ivanova T. Directions for the development of transport machines for open-pit mining. *Journal of Applied Engineering Science*. 2020; 19 (1): 1-5. <https://doi.org/10.5937/jaes0-28708>.
8. Яковлев В.Л., Зырянов И.В., Журавлев А.Г., Черепанов В.А. Особенности современного подхода к выбору технологического транспорта для алмазорудных карьеров Якутии. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2018; 6: 109-119.
Yakovlev V.L., Zyryanov I.V., Zhuravlev A.G., Cherepanov V.A. Peculiarities of the modern approach to the choice of technological transport for diamond ore quarries in Yakutia. *Journal of Mining Science*. 2018; 6: 109-119. (In Russ.).
9. Таланин В.В., Казаков В.А., Бехер В.Г. Оптимизация расстояний транспортирования вскрышных пород карьера автотранспортом с использованием горно-геологических информационных систем. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2025; 10: 124-139. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2025_10_0_124.
Talanin V.V., Kazakov V.A., Bekher V.G. Distance optimization in overburden haulage by dump trucks using mining and geological information systems. *Mining informational and analytical bulletin*. 2025; 10: 124-139. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2025_10_0_124.
10. Журавлёв А.Г., Семёнкин А.В., Черепанов В.А. и др. Задачи развития перспективных циклично-поточных технологий для глубоких карьеров. *Горная промышленность*. 2022; 1S: 53-62. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-1S-53-62>.
Zhuravlev A.G., Semenkina A.V., Cherepanov V.A. et al. The purpose of developing advanced in-pit crushing and conveying technology for deep open pits. *Russian Mining Industry*. 2022; 1 S: 53-62. (In Russ.). <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-1S-53-62>.
11. Хорешок А.А., Дубинкин Д.М., Марков С.О., Тюленев М.А. Оценка степени взаимовлияния вместимости ковша экскаватора и кузова автосамосвала. *Вестник Кузбасского государственного технического университета*. 2021; 3: 104-112. <https://doi.org/10.26730/1999-4125-2021-3-104-112>.
Khoroshok A.A., Dubinkin D.M., Markov S.O., Tyulenev M.A. Estimation of the degree of mutual influence of the excavator bucket capacity and haul truck body. *Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. (In Russ.). <https://doi.org/10.26730/1999-4125-2021-3-104-112>.
12. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ. Москва, 1992: 463.
Tomakov P.I., Naumov I.K. Technology, mechanization and organization of open-pit mining. Moscow, 1992: 463. (In Russ.).
13. Mirzaei-Nasirabad H., Mohtasham M., Askari-Nasab H. et al. An optimization model for the real-time truck dispatching problem in open-pit mining operations. *Optimization and Engineering*. 2023; 24: 2449-2473. <https://doi.org/10.1007/s11081-022-09780-x>.
14. Botyan E., Pushkarev A. Improving the methodology of choosing machinery models for the formation of an excavator and vehicle fleet during the modernization of a mining transport system, with account for the Arctic specifics. *Transportation Research Procedia*. 2021; 57: 106-112. <https://doi.org/10.1016/j.trpro.2021.09.031>.
15. Шемякин С.А., Лещинский А.В. Расчет землеройных машин. Хабаровск, 2014:55.
Shemyakin S.A., Leshchinsky A.V. Calculation of earthmoving machines. Khabarovsk, 2014:55.
16. Трубецкой К. Н. и др. Открытые горные работы справочник. Москва, 2014: 621.
Trubetskoy K.N. et al. Open-pit mining handbook. Moscow, 2014:621.
17. Подэрни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров. Москва, 2003: 605.
Poderni R.Y. Mechanical equipment of quarries. Moscow, 2003: 605.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Станислав Аркадьевич Шемякин –

д-р техн. наук, доцент, профессор Высшей школы промышленной инженерии, Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Российская Федерация

Антон Юрьевич Чебан –

канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник Института горного дела, Хабаровский федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация

Евгений Алексеевич Шишкин –

канд. техн. наук, доцент Высшей школы промышленной инженерии, Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Российская Федерация; e-mail: 004655@togudv.ru

Вячеслав Юрьевич Воронин –

главный инженер компании «Ареал», г. Хабаровск, Российская Федерация

Критерии авторства:

Авторы заявляют о равном вкладе каждого в работу над статьей.

Конфликт интересов:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 27.01.2026

Поступила после рецензирования: 18.02.2026

Принята к публикации: 27.02.2026

ABOUT THE AUTHORS

Stanislav A. Shemyakin –

Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Graduate School of advanced engineering, Pacific National University, Khabarovsk, Russian Federation

Anton Y. Cheban –

Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, Institute of Mining, Khabarovsk Federal Research Center of the Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Khabarovsk, Russian Federation

Evgeny A. Shishkin –

Cand. Sci. (Eng.), Associate Professor of the Graduate School of advanced engineering, Pacific National University, Khabarovsk, Russian Federation; e-mail: 004655@togudv.ru

Vyacheslav Y. Voronin –

Chief Engineer, Areal company, Khabarovsk, Russian Federation

Contribution:

The authors declare the equal contribution of everyone to the work on the article.

Conflict of interest:

The authors declare no conflict of interest.

Information about the article

Received: 27.01.2026

Revised: 18.02.2026

Accepted: 27.02.2026

Энергия и ее роль в горной промышленности

Е. С. Семькин✉

ФГБОУ ВО «Северо-Восточный государственный университет»,

г. Магадан, Российская Федерация

✉ semykin.ev82@mail.ru

Резюме. Исследована роль энергии в горном деле. Энергия рассматривается как ключевой фактор, влияющий на эффективность работы горной техники и предприятия в целом. Предлагается определять эффективность работы горной техники количеством затраченной энергии, то есть рассматривать эффективность в системе энергии по определенным видам процессов горнодобывающего предприятия. Отмечается недостаточная изученность вопроса энергии на различных процессах в горном деле и отсутствие единой классификации применения энергии. Предложены формулы для определения энергии технических устройств в зависимости от сменной производительности следующего горного оборудования: бульдозера, фронтального погрузчика, скрепера, бурового станка. Результаты исследований показывают, что эффективность работы горной техники напрямую зависит от количества и вида затраченной энергии на выполнение определенных операций. Существует оптимальный диапазон энергии для каждого технологического процесса в горном деле, при котором достигается максимальная производительность и минимальные издержки. В дальнейшем учет и анализ энергетических показателей позволяют повысить безопасность горных работ за счет выявления и предотвращения аварийных ситуаций, связанных с перегрузкой оборудования или неправильным использованием энергии.

Ключевые слова: энергия, виды энергии горного предприятия, расчет энергии технического устройства, технические устройства в горном деле

Для цитирования: Семькин Е.С. Энергия и ее роль в горной промышленности. *Маркшейдерия и недропользование*. 2026;26(1):61-67. <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-61-67>.

Energy and its role in the mining industry

E. S. Semykin✉

North-Eastern State University, Magadan, Russian Federation

✉ semykin.ev82@mail.ru

Rezume. This article examines the role of energy in mining. Energy is considered a key factor influencing the efficiency of mining equipment and the overall enterprise. It is proposed to determine the efficiency of mining equipment by the amount of energy expended, i.e., to consider the efficiency of the energy system for specific types of mining processes. Insufficient research is noted on the energy implications of various mining processes and the lack of a unified classification of energy use. Formulas are proposed for determining the energy consumption of technical devices based on the shift productivity of the following mining equipment: bulldozers, front-end loaders, scrapers, and drilling rigs. The research results show that the efficiency of mining equipment directly depends on the amount and type of energy expended to perform specific operations. There is an optimal energy range for each mining process that achieves maximum productivity and minimum costs. Further, recording and analyzing energy indicators helps improve mining safety by identifying and preventing emergencies related to equipment overload or improper energy use.

Keywords: energy, types of mining energy, technical device energy calculation, technical devices in mining

For citation: Semykin E.S. Energy and its role in the mining industry. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2026;26(1):61-67. (In Russ.). <https://doi.org/10.56195/20793332-2026-26-1-61-67>.

Введение

Эффективность работы горной техники определяется такими показателями, как производительность, ремонтно-пригодность и наименьшие затраты на процессы.

Предлагается определять эффективность работы гор-

ной техники количеством затраченной энергии, то есть рассматривать эффективность в системе энергии по определенным видам процессов горнодобывающего предприятия (например, рыхление, бурение, перемещение горной массы).

Система классификации по видам энергии относится к сложной с большим числом элементов [1].

Цель и задачи исследования: определение энергии технического устройства при определенных операциях в горном деле.

Методы исследования

Система энергетических показателей

Совокупность энергий, с помощью которой образуется энергия предприятия $E_{пред}$, образуют систему энергетических показателей горного предприятия.

Показатели, от которых зависит система:

- работа оборудования;
- работа специалистов;
- финансовые затраты.

Как и любая система, система энергетических показателей имеет целостность, является динамической и замкнутой.

Стадии распределения энергии

На определенной стадии производства горное предприятие обладает определенным количеством энергии. Стадии производства горного предприятия можно представить в виде таблицы 1.

Таблица 1 / Table 1

Стадии производства горного предприятия
с распределением энергии /
Stages of a mining enterprise with energy distribution

Стадия производства горного предприятия	Количество энергии, которым обладает предприятие, %
Разведка	25
Вскрытие	25
Добыча	25
Рекультивация	25
Итого	100

Стадийная энергия предприятия – количество энергии предприятия на различной стадии.

Находя энергию на стадии вскрышных работ, можно определить общую энергию предприятия по формуле

$$E_{общ} = E_i \cdot 4, \quad (1)$$

где E_i – энергия от определенной стадии (разведки, вскрышных работ, добычи или рекультивации)¹.

Энергию предприятия можно представить в виде, представленном на рисунке 1.

Энергия предприятия ($E_{пред.}$)		
Энергия людских ресурсов ($E_{людские ресурсы}$)	Энергия технических устройств ($E_{ту}$)	Энергия энергетических ресурсов ($E_{энергетические ресурсы}$)

Рис. 1. Состав энергии предприятия /
Fig. 1. Energy composition of the enterprise

В общем виде энергию предприятия можно представить в виде суммы всех видов энергий, определяемой по формуле

$$E_{предпр} = E_{ту} + E_{людские ресурсы} + E_{энергетические ресурсы} \quad (2)$$

где $E_{ту}$ – энергия технических устройств, применяемых на предприятии, Дж;

¹Открытые горные работы: Справочник. М.: Горное бюро, 1994. 370 с.

$E_{людские ресурсы}$ – энергия, затраченная человеком, управляющим техническим устройством, или затраты энергии человека при работе, Дж. По-другому можно сказать, что это вид энергии машиниста-оператора, управляющего техническим устройством. $E_{людские ресурсы} = E_{машинист-оператор}$;

$E_{энергетические ресурсы}$ – энергия, затрачиваемая горнодобывающим предприятием на вспомогательные операции, обеспечивающие функционирование предприятия (обогрев вахтового поселка, электроснабжение, вспомогательный автотранспорт), Дж.

Энергию $E_{энергетические ресурсы}$ можно представить в виде схемы, которая показана на рисунке 2.

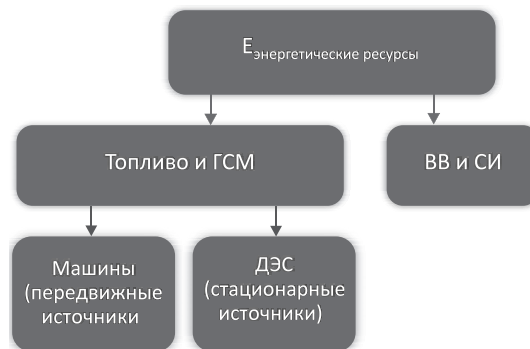


Рис. 2. Состав энергии энергетических ресурсов /
Fig. 2. Energy composition of energy resources

Энергия технического устройства и ее взаимосвязь с производительностью горного оборудования

Любые объекты обладают определенными видами энергии. Можно предположить, что энергией обладает горнодобывающее предприятие, которое занимается добычей определенного вида минеральных ресурсов.

Энергия горнодобывающего предприятия – это совокупность видов энергий технологических процессов, применяемых при разработке месторождения полезного ископаемого. Измеряется данная величина в Джоулях [2].

Энергию горнодобывающего предприятия можно представить в виде схемы (рис. 3).



Рис. 3. Схема энергии горнодобывающего предприятия /
Fig. 3. Energy scheme of a mining enterprise

Энергию горнодобывающего комплекса можно определить по формуле

$$E = E_1 + E_2 + E_3 \quad (3)$$

где E_1 – энергия вскрышного комплекса, Дж;
 E_2 – энергия добычного комплекса, Дж;
 E_3 – энергия вспомогательного комплекса, Дж.

Энергия вскрышного комплекса подразделяется на основные технологические операции, производимые при вскрышных работах [3]:

- энергию при бурении;
- энергию при взрывании;
- энергию при экскавации породы.

Энергия добычного комплекса подразделяется на основные технологические операции, производимые при добычных работах:

- энергию при бурении;
- энергию при взрывании;
- энергию при экскавации горной массы.

Энергия вспомогательного комплекса подразделяется на основные технологические операции, производимые при вспомогательных работах:

- энергию при перемещении рабочего персонала;
- энергию при перевозке ВВ, ГСМ и иных вспомогательных материалов.

Систематизация видов энергии вскрышного, добычного и вспомогательного комплексов представлена в таблице 2.

Таблица 2 / Table 2

**Систематизация видов энергии горнодобывающего предприятия /
Types of energy in a mining enterprise**

Энергия вскрышного комплекса (E_1)	Энергия добычного комплекса (E_2)	Энергия вспомогательного комплекса (E_3)
Энергия при бурении ($E_{бур}$)	Энергия при бурении ($E_{бур}$)	Энергия при перемещении рабочего персонала ($E_{пер}$)
Энергия при взрывании ($E_{вв}$)	Энергия при взрывании ($E_{вв}$)	Энергия при перевозке ВВ, ГСМ и иных вспомогательных материалов ($E_{всп}$)
Энергия при экскавации породы ($E_{экс}$)	Энергия при экскавации горной массы ($E_{экс}$)	

Энергию вскрышного комплекса можно определить как сумму всех энергий при ведении вскрышных работ по формуле

$$E_1 = E_{бур} + E_{вв} + E_{экс} \quad (4)$$

где $E_{бур}$ – энергия при бурении, Дж;
 $E_{вв}$ – энергия при взрывании, Дж;
 $E_{экс}$ – энергия при экскавации породы, Дж.

Энергию добычного комплекса можно определить как сумму всех энергий при ведении добычных работ по формуле

$$E_2 = E_1 = E_{бур} + E_{вв} + E_{экс} \quad (5)$$

где $E_{бур}$ – энергия при бурении, Дж;
 $E_{вв}$ – энергия при взрывании, Дж;
 $E_{экс}$ – энергия при экскавации горной массы, Дж.

Энергию вспомогательного комплекса можно определить как сумму всех энергий при вспомогательных работах по формуле

$$E_3 = E_{пер} + E_{всп} \quad (6)$$

где $E_{пер}$ – энергия при перемещении рабочего персонала, Дж;
 $E_{всп}$ – энергия при перевозке ВВ, ГСМ и иных вспомогательных материалов, Дж.

Кинетическая энергия

Кинетическая энергия – скалярная функция, являющаяся мерой движения материальной точки и зависящая только от массы и модуля скорости материальных точек, образующих рассматриваемую физическую систему, энергия механической системы, зависящая от скоростей движения ее точек в выбранной системе отсчета.

Иначе говоря, кинетическая энергия – это энергия, которую тело имеет только при движении. Когда тело не движется, кинетическая энергия равна нулю [4, 5].

Кинетическая энергия, или энергия механической системы, определяется по формуле

$$E_k = \frac{m \cdot v^2}{2}, \quad (7)$$

где m – масса тела объекта, кг;
 v – скорость объекта, м/с.

По-другому энергию можно выразить как произведение мощности на время:

$$E = N \cdot t, \quad (8)$$

Еще энергию можно выразить как произведение силы на длину:

$$E = F \cdot l, \quad (9)$$

Из формулы 7 выразим значение скорости:

$$v = \sqrt{\frac{2E}{m}}, \quad (10)$$

Зависимость энергии от производительности бульдозера

Производительность бульдозера зависит от ряда факторов, из которых наиболее существенными являются: расстояние транспортирования, объем одновременно перемещаемой породы и скорость движения [6].

Производительность бульдозера может быть определена по формуле [7]

$$P = \frac{TKqn}{\frac{L_{сп}}{V_p} + \frac{L_{сп}}{V_x} + 2t} \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (11)$$

где T – продолжительность смены, с;
 K – коэффициент использования сменного времени;
 q – объем вала породы, перемещаемого бульдозером, м³;
 n – коэффициент наполнения отвала;
 V_p и V_x – скорость рабочего и холостого ходов, м/с;
 $L_{сп}$ – средняя длина транспортирования, м;
 t – время переключения передач и маневров, с.

Механическая энергия бульдозера будет определяться по (7).

Бульдозер во время набора горной массы и ее перемещения обладает одной массой, это масса бульдозера и масса вала породы. При движении холостым ходом он обладает массой, равной массе бульдозера [8]. То же самое происходит и со скоростью: скорость при движении с валом породы – одна величина, а при движении порожняком – другая.

Следовательно, (7) примет вид

$$E_b = \frac{m_{cp} \cdot v_{cp}^2}{2}, \quad (12)$$

где m_{cp} – средняя масса бульдозера, кг;
 V_{cp} – средняя скорость движения, м/с.

Средняя масса бульдозера определяется по формуле

$$m_{cp} = (m_1 + m_2) / 2, \quad (13)$$

где m_1 – масса бульдозера, кг;
 m_2 – масса бульдозера с валом породы, кг.

Средняя скорость движения бульдозера определяется по формуле

$$V_{cp} = (V_1 + V_2) / 2, \quad (14)$$

где V_1 – скорость движения бульдозера порожняком, м/с;
 V_2 – скорость движения бульдозера с валом породы, м/с.

Подставив значение средней массы и средней скорости в формулу 12, получим следующее значение энергии бульдозера:

$$E = \frac{m_1 + m_2}{2} \cdot \left(\frac{v_1 + v_2}{2} \right)^2. \quad (15)$$

При $V_1 = V_2$ получим

$$E = \frac{m_1 + m_2}{2} \cdot v^2, \quad (16)$$

Выразим из формулы 16 значение скорости V , получим

$$v = \sqrt{\frac{2E}{m_1 + m_2}} \text{ или } v = \sqrt{\frac{2E}{m_{cp}}}, \quad (17)$$

Подставим значение скорости (17) в (11) производительность бульдозера:

$$P = \frac{T k q n}{\frac{L_{cp}}{\sqrt{\frac{2E}{m_{cp}}}} + \frac{L_{cp}}{\sqrt{\frac{2E}{m_{cp}}}} + 2t} \quad (18)$$

Из (18) выразим значение энергии E , после преобразования (18) примет вид:

$$E = \frac{\left(\frac{T k q n}{\frac{L_{cp}}{\sqrt{\frac{2E}{m_{cp}}}} + \frac{L_{cp}}{\sqrt{\frac{2E}{m_{cp}}}} + 2t} \right)^2 \cdot m_{cp}}{2}, \quad (19)$$

Значение энергии E бульдозера можно представить в упрощенном виде и примерно подсчитать через производительность бульдозера по следующей формуле

$$E = \frac{P \cdot m_{cp}}{4} \text{ или } E = \frac{P \cdot \frac{m_1 + m_2}{2}}{4}, \quad (20)$$

где P – сменная производительность бульдозера, м³/смену (11).

Докажем, что по (20) приблизительно можно подсчитать энергию технического устройства (бульдозера).

При определении результатов значение энергии, подсчитанное по (16), практически совпадает с предложенной (20) нахождения энергии бульдозера через производительность. Погрешность расчетов – 17 Дж, или 0,65 %, можно пренебречь.

Приближенная формула расчета энергии бульдозера (технического устройства) через значение производительности бульдозера может быть применена для определения количества энергии, затраченной бульдозером при перемещении горной массы.

Формула (20) имеет вид $E = \frac{P \cdot m_{cp}}{4}$ или $E = \frac{P \cdot \frac{m_1 + m_2}{2}}{4}$ Дж.

Энергия бульдозера при рыхлении

Производительность тракторного рыхлителя $P_{рых}$ определяется в зависимости от производительности бульдозера по формуле [9]

$$P_{рых} = (T_{см} K_{и} - A_{п} t_{пер}) v_{тр} U_p B_p n_1, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (21)$$

где $A_{п}$ – число поворотов рыхлителя;
 $t_{пер}$ – время на переключения передач и один поворот, ч;
 $v_{тр}$ – скорость движения трактора, м/ч;
 B_p – ширина полосы рыхления, м;
 n_1 – коэффициент использования глубины рыхления;
 $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;
 $K_{и}$ – коэффициент использования сменного времени;
 U_p – глубина рыхления породы зубьями рыхлителя, м.

Подставим (17) в (21) и попробуем выразить энергию бульдозера при рыхлении:

$$v = \sqrt{\frac{2E}{m_{cp}}} = v_{mp}$$

$$\text{тогда } P_{рых} = (T_{см} K_{и} - A_{п} t_{пер}) \sqrt{\frac{2E}{m_{cp}}} U_p B_p n_1.$$

Выразим значение энергии E :

$$E = \frac{\left(\frac{\sqrt{m_{cp} P_{рых}}}{(T_{см} K_{и} - A_{п} t_{пер}) U_p B_p n_1} \right)^2}{2}. \quad (22)$$

В упрощенном виде значение энергии бульдозера при рыхлении можно записать:

$$E = \frac{m_{cp} P_{рых}}{2}. \quad (23)$$

Докажем, что по (23) приблизительно можно подсчитать энергию бульдозера при рыхлении пород.

При определении результатов значения энергии, подсчитанной по (7), практически совпадает с (23) нахождения энергии бульдозера через производительность при рыхлении пород. Погрешность расчетов – 66 Дж, или 1 %, можно пренебречь.

Приближенная формула расчета энергии бульдозера на операции рыхления через значение производительности тракторного рыхлителя может быть применена для определения количества энергии, затраченной бульдозером при рыхлении горных пород.

$$\text{Формула имеет вид } E = \frac{m_{\text{ср}} P_{\text{рых}}}{2 \cdot v_{\text{р}}^2} \text{ Дж.}$$

Определение энергии скрепера

Сменная производительность скрепера определяется по формуле [10]

$$P = \frac{q K_{\text{н}} 3600 n K_{\text{в}}}{K_{\text{р}} t_{\text{ч}}}, \quad (24)$$

где q – геометрическая емкость ковша, м³;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша;

n – количество часов в смене;

$K_{\text{в}}$ – коэффициент использования рабочего времени;

$K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы;

$t_{\text{ч}}$ – продолжительность рабочего цикла, с.

$$t_{\text{ч}} = \frac{l_3}{v_3} + \frac{l_{\text{г}}}{v_{\text{г}}} + \frac{l_{\text{х}}}{v_{\text{х}}} + t, \quad (25)$$

где l_3 и v_3 – длина пути (м) и скорость (м/с) при загрузке ковша;

$l_{\text{г}}$ и $v_{\text{г}}$ – то же, при перемещении груженого скрепера;

$l_{\text{х}}$ и $v_{\text{х}}$ – то же, при холостом ходе;

t – суммарное время на все маневры и вспомогательные операции (обычно $t = 1$ мин).

Энергия скрепера будет определяться по формуле 7 $E_{\text{к}} = \frac{m \cdot v^2}{2}$.

Масса скрепера не является постоянной, поэтому он будет обладать средней массой $m_{\text{ср}}$.

Средняя масса скрепера определяется по формуле

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 + m_2}{2}, \quad (26)$$

где m_1 – масса груженого скрепера, кг;

m_2 – масса скрепера порожнякового, кг;

Скорость скрепера тоже не будет постоянной, а будет иметь среднее значение $V_{\text{ср}}$.

Средняя скорость скрепера будет определяться по формуле

$$V_{\text{ср}} = \frac{v_1 + v_2 + v_3}{3}, \quad (27)$$

где v_1 – скорость скрепера при загрузке ковша, м/с;

v_2 – скорость при перемещении груженого скрепера, м/с;

v_3 – скорость скрепера при холостом ходе, м/с.

Тогда формула 7 примет следующий вид

$$E_{\text{к}} = \frac{m_1 + m_2}{2} \cdot \left(\frac{v_1 + v_2 + v_3}{3} \right)^2 = \frac{m_{\text{ср}} \cdot v_{\text{ср}}^2}{2}. \quad (28)$$

Энергию скрепера можно определить по приближенной формуле в зависимости от производительности скрепера:

$$E = \frac{P^2 m_{\text{ср}}}{2 \cdot 100000}, \quad (29)$$

где P – сменная производительность скрепера, м³/смену;

$m_{\text{ср}}$ – средняя масса скрепера, кг.

Сравнив значение энергии, посчитанное по (29), через производительность с энергией, посчитанной по (28), получим разницу значений в 264 Дж, погрешность составляет 0,2 %. Следовательно, с помощью предложенной формулы (29) можно посчитать энергию скрепера.

Предложена формула для расчета энергии скрепера в зависимости от сменной производительности скрепера.

$$\text{Формула имеет вид } E = \frac{P^2 m_{\text{ср}}}{2 \cdot 100000}.$$

Определение энергии погрузчика

Сменная эксплуатационная производительность погрузчика определяется по формуле [11]

$$Q_{\text{п}} = \frac{3600 V_{\text{к}} K_{\text{н}} T z_{\text{п}} G_{\text{ц}}}{t_{\text{ц}} K_{\text{р}}}, \quad (30)$$

где $V_{\text{к}}$ – емкость ковша, м³;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша;

T – продолжительность смены, ч;

$z_{\text{п}} = 0,6 \div 0,9$ – коэффициент использования погрузчика во времени в течение смены;

$G_{\text{ц}}$ – плотность породы в целике, т/м³;

$t_{\text{ц}}$ – продолжительность рабочего цикла погрузчика, с;

$K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы.

Коэффициент наполнения $K_{\text{н}}$ зависит от вида и крупности горной массы, размеров и формы ковша, конструкции погрузчика, квалификации машиниста. При погрузке песка, дробленого известняка крупностью до 40 мм, гравия крупностью до 50 мм, снега, взорванных скальных пород крупностью до 500 мм коэффициент $K_{\text{н}}$ составляет соответственно 1,1–1,2; 1–1,3; 1–1,3; 1,2–1,3; 0,8–1,2 [12].

Продолжительность рабочего цикла погрузчика при выполнении погрузочно-транспортных работ определяется по формуле

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{н}} + t_{\text{дв.г}} + t_{\text{р}} + t_{\text{дв.п}}, \quad (31)$$

где $t_{\text{н}} = 5 \div 2$ – время наполнения ковша ($t_{\text{н}} = 8 \div 2$ – для отечественных погрузчиков; $t_{\text{н}} = 5 \div 7$ – для зарубежных), с;

$t_{\text{дв.г}}$ – время движения груженого погрузчика к месту разгрузки, с;

$t_{\text{р}} = 3 \div 5$ – время разгрузки ковша, с;

$t_{\text{дв.п}}$ – время движения порожнего погрузчика к месту погрузки.

$$t_{\text{дв.г}} = 3,6 \frac{L_{\text{г}}}{v_{\text{г}}}, \quad (32)$$

где $L_{\text{г}}$ – длина пути при движении погрузчика с грузом к месту разгрузки, м;

$v_{\text{г}}$ – скорость движения груженого погрузчика, км/ч.

$$t_{\text{дв.п}} = 3,6 \frac{L_{\text{п}}}{v_{\text{п}}}, \quad (33)$$

где $L_{\text{п}}$ – длина пути при возвращении порожнего погрузчика к месту загрузки, м;

$v_{\text{п}}$ – скорость движения порожнего погрузчика, км/ч.

Подставим в (31) и (32) значение скорости, выраженной через энергию $v = \sqrt{\frac{2E}{m_{cp}}}$.

$$t_{дв.г} = 3,6 \frac{L_r}{v_r}; \quad t_{дв.г} = 3,6 \frac{L_r}{\sqrt{\frac{2E}{m_1}}} \quad (34)$$

и

$$t_{дв.п} = 3,6 \frac{L_n}{v_n}; \quad t_{дв.п} = 3,6 \frac{L_n}{\sqrt{\frac{2E}{m_2}}} \quad (35)$$

где m_1 – масса погрузчика с грузом, кг;

$m_1 = m_n + m_{гр}$; здесь m_n – масса погрузчика, кг; $m_{гр}$ – масса груза в ковше, кг.

m_2 – масса погрузчика, кг.

Подставим (33) и (34) в (31) и получим

$$t_{ц} = t_n + 3,6 \frac{L_r}{\sqrt{\frac{2E}{m_1}}} + t_p + 3,6 \frac{L_n}{\sqrt{\frac{2E}{m_2}}} \quad (36)$$

Подставим значение $t_{ц}$ в формулу расчета производительности и получим

$$Q_n = \frac{3600 V_k K_n T z_n G_{ц}}{\left(t_n + 3,6 \frac{L_r}{\sqrt{\frac{2E}{m_1}}} + t_p + 3,6 \frac{L_n}{\sqrt{\frac{2E}{m_2}}} \right) K_p}$$

Из формулы выразим значение энергии E .

После преобразований получим

$$E = \frac{(m_1 + m_2) \left(\frac{3,6 (L_r + L_n)}{Q_n - t_n - t_p} \right)^2}{4} \quad (37)$$

Или в упрощенном виде можно (37) представить

$$E = \frac{(m_1 + m_2) (Q_n)^2}{4}, \quad (38)$$

где m_1 и m_2 – масса погрузчика с грузом и масса погрузчика, т.

Значение энергии, полученной по формуле расчета кинетической энергии, приближенно равно значению энергии,

посчитанной по предложенной формуле (38), то есть $E_n \approx E$, 375 КДж $\approx$ 388 КДж. Следовательно, по (38) можно определить энергию погрузчика в зависимости от его сменной производительности.

Предложена формула для расчета энергии погрузчика в зависимости от его сменной производительности.

$$\text{Формула имеет вид } E = \frac{(m_1 + m_2) (Q_n)^2}{4}.$$

Заключение

Предложено определить энергию технических устройств. Все предлагаемые формулы определения энергии технического устройства сравнивались с кинетической энергией путем подставления данных и расчетов. Предложенные формулы необходимы для определения энергии технического устройства.

Основные результаты приведены в таблице 3.

Для того чтобы произвести выемку породы или полезного ископаемого, необходимо затратить определенную часть энергии. Кроме затрат материальных и технических (амортизация оборудования), для извлечения изменения физико-механического состояния горнорудной массы необходимо потратить определенные усилия. Усилие, при котором извлекается из массива горная масса, можно обозначить как вид энергии E (механическая энергия), энергия технического устройства [13].

Механическая энергия воспроизводится, передается путем рабочего органа горной машины (ковша экскаватора, погрузчика или бурового инструмента буровых машин) [14, 15].

В статье предлагается определить энергию технического устройства через его производительность.

Выводы

1. В статье приведены результаты исследований роли энергии в горном деле. Отмечается недостаточная изученность вопроса энергии на различных процессах в горнодобывающей отрасли и отсутствие единой классификации применения энергии. Рассматриваются показатели энергии технических устройств и ее определение через производительность бульдозера, скрепера, погрузчика (экскаватора), бурового станка.

2. Результаты исследований могут быть полезными при определении энергии технических устройств, для эффективной работы горного оборудования.

Таблица 3 / Table 3

Формулы для определения энергии технических устройств /
Formulas for determining the energy of technical devices

Наименование	Формула кинетической энергии	Предлагаемая формула	Погрешность, %
Энергия бульдозера при копании и перемещении	$E_k = \frac{m_1 + m_2 \cdot v^2}{2}$	$E = \frac{P \cdot m_{cp}}{4} \text{ или } E = \frac{P \cdot m_1 + m_2}{4}$	0,65
Энергия бульдозера при рыхлении	$E_k = \frac{m \cdot v^2}{2}$	$E = \frac{m_{cp} P_{рых}}{U_p^2}$	2,6
Энергия фронтального погрузчика	$E_k = \frac{m_{cp} \cdot v_{cp}^2}{2}$	$E = \frac{(m_1 + m_2) (Q_n)^2}{4 \cdot K_{пр}}$	3
Энергия скрепера	$E_k = \frac{m_1 + m_2}{2} \cdot \left(\frac{v_1 + v_2 + v_3}{3} \right)^2 = \frac{m_{cp} \cdot v_{cp}^2}{2}$	$E = \frac{P^2 m_{cp}}{2 \cdot 100000}$	0,2

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ / REFERENCES

1. Клорикьян С.Х., Старичнев В.В., Сребный М.А. и др. Машины и оборудование для шахт и рудников: Справочник. 7-е изд., репринт. Москва, 2002: 471.
Klorikyan S.Kh., Starichnev V.V., Srebny M.A., et al. Machines and equipment for mines and quarries: Handbook. 7th edition, reprint. Moscow, 2002: 471. (In Russ.).
2. Кулешов А.А. Проектирование и эксплуатация карьерного автотранспорта: справочник. Санкт-Петербург, 1995: 293.
Kuleshov A.A. Design and Operation of Quarry Vehicles. Handbook. St. Petersburg, 1995: 293. (In Russ.).
3. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. Москва, 1974: 359.
Melnikov N.V. Brief reference book on open-pit mining. Moscow, 1974: 359. (In Russ.).
4. Бубнов В.А. Физический смысл кинетической энергии материальных тел. *Вестник Московского городского педагогического университета*. 2012: 21-30.
Bubnov V.A. The Physical Meaning of the Kinetic Energy of Material Bodies. *Bulletin of the Moscow City Pedagogical University*. 2012: 21-30. (In Russ.).
5. Фидря С.Е. Основы технологии горного производства: учебное пособие. Магадан, 2011: 407.
Fidrya S.E. Fundamentals of mining technology: a textbook. Magadan, 2011: 407. (In Russ.).
6. Ялтанец И.М., Шапов М.И. Практикум по открытым горным работам: учебное пособие. 2-е изд., перераб. и доп. Москва, 2003: 427.
Yaltanets I.M., Shchapov M.I. Open-pit mining workshop: Textbook. Moscow, 2003: 427. (In Russ.).
7. Потемкин С.В. Разработка вечномерзлых россыпей. Москва, 1969: 391.
Potemkin S.V. Development of permafrost placers. Moscow, 1969: 391. (In Russ.).
8. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ. Изд. 2-е, перераб. и дополн. Москва, 1986: 312.
Tomakov P.I., Naumov I.K. Technology, mechanization and organization of open-pit mining. 2nd ed., revis. and exp. Moscow, 1986: 312. (In Russ.).
9. Емельянов В.И. Технология бульдозерной разработки вечномерзлых россыпей. Москва, 1976: 415.
Emelianov V.I. Technology of bulldozer development of permafrost placers. Moscow, 1976: 415. (In Russ.).
10. Потемкин С.В. Разработка вечномерзлых россыпей. Москва, 1969: 79-80.
Potemkin S.V. Development of permafrost placers. Moscow, 1969: 79-80. (In Russ.).
11. Мельников Н.В., Реентович Э.И., Симкин Б.А. и др. Теория и практика открытых разработок. 2-е изд. перераб. и доп. Москва, 1979: 314.
Melnikov N.V., Reentovich E.I., Simkin B.A., et al. Theory and practice of open-pit mining. 2nd ed. revised and enlarged. Moscow, 1979: 314. (In Russ.).
12. Щадов М.И., Подерни Р.Ю. и др. Справочник механика открытых работ. Москва, 1989: 62.
Shchadov M.I., Poderni R.Yu., et al. Handbook of Open-Pit Mining Mechanics. Moscow, 1989: 62. (In Russ.).
13. Перепелкин М.А., Склянов В.И., Семькин Е.С. Горные машины и оборудование: Часть 1: учебное пособие. Магадан, 2021: 164.
Perpelkin M.A., Sklyanov V.I., Semykin E.S. Mining Machinery and Equipment (Part 1): study guide. Magadan, 2021: 164. (In Russ.).
14. Перепелкин М.А., Склянов В.И., Семькин Е.С. Выемочно-транспортирующие машины. Магадан, 2022: 111.
Perpelkin M.A., Sklyanov V.I., Semykin E.S. Mining and transport machines. Magadan, 2022: 111. (In Russ.).
15. Томков П.И., Макшеев В.П. Технологические характеристики основного карьерного оборудования циклического действия. Москва, 1991: 411.
Tomkov P.I., Maksheev V.P. Technological Characteristics of Main Cyclic-Action Quarry Equipment. Moscow, 1991: 411. (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРЕ

Евгений Сергеевич Семькин –
старший преподаватель кафедры геологии и горного
дела, ФГБОУ ВО «Северо-Восточный государственный
университет», г. Магадан, Российская Федерация;
e-mail: semykin.ev82@mail.ru

Информация о статье

Поступила в редакцию: 22.12.2025
Поступила после рецензирования: 30.01.2026
Принята к публикации: 16.02.2026

ABOUT THE AUTHOR

Evgeny S. Semykin –
Senior Lecturer, Department of Geology and Mining, North-
Eastern State University, Magadan, Russian Federation;
e-mail: semykin.ev82@mail.ru

Информация о статье

Received: 22.12.2025
Revised: 30.01.2026
Accepted: 16.02.2026

Журнал включен в перечень ВАК по специальностям:

- 1.6.21. Геоэкология (технические науки),
- 2.8.3. Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр (технические науки),
- 2.8.4. Разработка и эксплуатация нефтяных и газовых месторождений (технические науки),
- 2.8.6. Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика (технические науки)
- 2.8.7. Теоретические основы проектирования горнотехнических систем (технические науки), 2.8.8. Геотехнология, горные машины (технические науки),
- 2.8.9. Обогащение полезных ископаемых (технические науки).

XI Международная специализированная выставка

НЕДРА **РОССИИ**

XXXIV Международная специализированная
выставка технологий горных разработок

УГОЛЬ и МАЙНИНГ **РОССИИ**

XVI Международная специализированная выставка

ОХРАНА, БЕЗОПАСНОСТЬ ТРУДА И ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

VIII Специализированная выставка

ПРОМТЕХЭКСПО

2-5 июня
2026



Организатор:
Выставочный комплекс «Кузбасская ярмарка»,
ул. Автотранспортная, 51, г. Новокузнецк,
т: 8 (800) 500-40-42

ШИРЕ, ЧЕМ КУЗБАСС!
ГЛУБЖЕ, ЧЕМ УГОЛЬ!

12+

Mining Week
KAZAKHSTAN, 2026

XXI МЕЖДУНАРОДНАЯ ВЫСТАВКА
ТЕХНОЛОГИЙ И ОБОРУДОВАНИЯ
ДЛЯ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА
И РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕДР



23-25
06/2026
КАРАГАНДА, КАЗАХСТАН

TNT EXPO
TOO «TNT EXPO»

tel:
+7 (727) 344 00 63

e-mail:
mintek@tntexpo.kz

inst:
mining.week.kazakhstan

