

**ИЗВЕСТИЯ  
ВЫСШИХ  
УЧЕБНЫХ  
ЗАВЕДЕНИЙ**

# **ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ**



**MINERALS  
AND MINING  
ENGINEERING**

# **2 2024**

**ISSN 0536-1028 (Print)**

**ISSN 2686-9853 (Online)**

**[www.mining-science.ru](http://www.mining-science.ru)**

**IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII  
GORNYI ZHURNAL**

**ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ**

# **ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ**



ISSN 2686-9853 (Online)

ISSN 0536-1028 (Print)

Учредитель и издатель  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»

**ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ**  
**ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ**

Научно-технический журнал

**MINERALS AND MINING**  
**ENGINEERING**

Scientific and technical journal

ВЫПУСК 2  
ISSUE 2

**2024**

Уральский государственный горный университет  
Ural State Mining University

Известия высших учебных заведений. Горный журнал. № 2, 2024  
Minerals and Mining Engineering. No. 2, 2024

eLIBRARY.RU



Электронно-библиотечная  
система



ULRICHSWEB™  
GLOBAL SERIALS DIRECTORY



ИБИС  
ИНФОРМАЦИОННЫЕ УСЛУГИ

EBSCO

Information Services

Журнал выходит 6 раз в год

**Известия высших учебных заведений. Горный журнал** – рецензируемый научно-технический журнал, публикующий статьи в области горной науки, горного образования, добычи и переработки полезных ископаемых.

К публикации принимаются статьи на русском и английском языках. Полнотекстовая версия журнала публикуется в свободном доступе на сайте <https://mining-science.ru>, а также на платформе Российского индекса научного цитирования (РИНЦ). Более полная информация и правила оформления статей размещены на сайте журнала

The journal is issued 6 times a year

**Minerals and Mining Engineering** is a peer-reviewed scientific and technical journal that publishes scientific articles on mining, mining education, mineral extraction and processing. The journal accepts articles in Russian and English for publication. Full-text articles are freely available on the website of the journal <http://mining-science.ru> and in the database of Russian Science Citation Index (RISC). Please visit the journal's website for details and article submission guidelines

Журнал включен в «Перечень рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук» (в соответствии с распоряжением Минобрнауки России от 28 декабря 2018 г. № 90-р)

Журнал распространяется по подписке агентством «Урал-Пресс»

**Свидетельство о регистрации ПИ № ФС77-76015 от 19.06.2019 выдано Федеральной службой по надзору в сфере связи, информационных технологий и массовых коммуникаций**

**ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ**  
**ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ**

Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года

Выходит 6 раз в год

№ 2, 2024

Учредитель и издатель

УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Главный редактор

Н. Г. ВАЛИЕВ, Уральский государственный горный университет,  
г. Екатеринбург

Заместитель главного редактора

Ю. И. ЛЕЛЬ, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

**РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ**

*Аленичев В. М. Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург*

*Апакашев Р. А. Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

*Афанасьев А. И. Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

*Бабенко А. Г. Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

*Битимбаев М. Ж. Корпорация Казахмыс, г. Караганда, Республика Казахстан*

*Блинков О. Г. Уральский федеральный университет, г. Екатеринбург*

*Боярских Г. А. Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

*Галиев С. Ж. Национальная академия наук Республики Казахстан, г. Алматы,  
Республика Казахстан*

*Гордеев В. А. Кубанский государственный технологический университет, г. Краснодар*

*Давыдов С. Я. Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

*Демин В. Ф. Карагандинский технический университет, г. Караганда,  
Республика Казахстан*

*Дондов Д. Монгольский государственный университет науки и технологий,  
г. Улан-Батор, Монголия*

*Дребенштедт К. Фрайбергская горная академия, г. Фрайберг, Федеративная  
Республика Германия*

*Душин А. В. Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

*Жабко А. В. Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

*Зелинская Е. В. Иркутский национальный исследовательский технический  
университет, г. Иркутск*

*Зобнин Б. Б. Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

*Зырянов И. В. Северо-Восточный федеральный университет, г. Мирный*

*Игнатьева М. Н. Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ**  
**ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ****Научно-технический журнал. Издается с 1958 года**

Выходит 6 раз в год

№ 2, 2024

**Калмыков В. Н.** *Магнитогорский государственный технический университет,  
г. Магнитогорск*

**Картозия Б. А.** *Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС», г. Москва*

**Кашников Ю. А.** *Пермский национальный исследовательский политехнический  
университет, г. Пермь*

**Козин В. З.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Комиссаров А. П.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Косарев Н. П.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Косолапов А. И.** *Сибирский федеральный университет, г. Красноярск*

**Кравчук И. Л.** *Институт горного дела УрО РАН, г. Челябинск*

**Лагунова Ю. А.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Лапин С. Э.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Лапин Э. С.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Литвиненко В. С.** *Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербурга*

**Макаров В. Н.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Мочалова Л. А.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Носырев М. Б.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Панкратенко А. Н.** *Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС», г. Москва*

**Петров В. Л.** *Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС», г. Москва*

**Пивняк Г. Г.** *Национальный технический университет «Днепропетровская политехника»,  
г. Днепр, Украина*

**Придвижкин С. В.** *Уральский федеральный университет, г. Екатеринбург*

**Расулов С. Р.** *Азербайджанский государственный университет нефти  
и промышленности, г. Баку, Азербайджанская Республика*

**Рыльникова М. В.** *Институт проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва*

**Семин А. Н.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Симисинов Д. И.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Стровский В. Е.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Топалов С. Й.** *Университет горного дела и геологии Св. Иоанна Рыльского, г. София,  
Республика Болгария*

**Трыбальский К.** *Научно-технический университет им. С. Сташица, г. Краков,  
Республика Польша*

**Цыпин Е. Ф.** *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*

**Филатов В. В.** *Владимирский государственный университет, г. Владимир*

**Яковлев В. Л.** *Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург*

ISSN 2686-9853 (Online)

ISSN 0536-1028 (Print)

**MINERALS AND MINING**  
**ENGINEERING**

Scientific and technical journal. First published in 1958

6 issues a year

No. 2, 2024

---

Founder and publisher

**URAL STATE MINING UNIVERSITY**

Editor-in-chief

**N. G. VALIEV, Ural State Mining University, Ekaterinburg**

Deputy editor-in-chief

**Iu. I. LEL, Ural State Mining University, Ekaterinburg**

**EDITORIAL BOARD**

**Alenichev V. M.** *Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg*

**Apakashev R. A.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Afanasiev A. I.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Babenko A. G.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Bitimbaev M. Zh.** *Kazakhmys Corporation, Karaganda, Republic of Kazakhstan*

**Blinkov O. G.** *Ural Federal University, Ekaterinburg*

**Boiarskikh G. A.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Galiev S. Zh.** *National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Almaty,  
Republic of Kazakhstan*

**Gordeev V. A.** *Kuban State Technological University, Krasnodar*

**Davydov S. Ia.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Demin V. F.** *Karaganda Technical University, Karaganda, Republic of Kazakhstan*

**Dondov D.** *The Mongolian University of Science and Technology, Ulaanbaatar, Mongolia*

**Drebenstedt C.** *Freiberg Mining Academy, Freiberg, Federal Republic of Germany*

**Dushin A. V.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Zhabko A. V.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Zelinskaia E. V.** *Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk*

**Zobnin B. B.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Zyrianov I. V.** *North-Eastern Federal University, Mirny*

**Ignatieva M. N.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

# **MINERALS AND MINING ENGINEERING**

**Scientific and technical journal. First published in 1958**

6 issues a year

No. 2, 2024

---

**Kalmykov V. N.** *Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk*  
**Kartozia B. A.** *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*  
**Kashnikov Iu. A.** *Perm National Research Polytechnic University, Perm*  
**Kozin V. Z.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Komissarov A. P.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Kosarev N. P.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Kosolapov A. I.** *Siberian Federal University, Krasnoyarsk*  
**Kravchuk I. L.** *Institute of Mining UB RAS, Chelyabinsk*  
**Lagunova Iu. A.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Lapin S. E.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Lapin E. S.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Litvinenko V. S.** *Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg*  
**Makarov V. N.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Mochalova L. A.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Nosyrev M. B.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Pankratenko A. N.** *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*  
**Petrov V. L.** *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*  
**Pivniak G. G.** *Dnipro University of Technology, Dnipro, Ukraine*  
**Pridvzhkin S. V.** *Ural Federal University, Ekaterinburg*  
**Rasulov S. R.** *Azerbaijan State Oil Industry University, Baku, Republic of Azerbaijan*  
**Rylnikova M. V.** *Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources (IPKON) RAS, Moscow*  
**Semin A. N.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Simisinov D. I.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Strovskii V. E.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Topalov S. I.** *Sofia University of Mining and Geology, Sofia, Republic of Bulgaria*  
**Trybalskii K.** *AGH University of Science and Technology, Krakow, Republic of Poland*  
**Tsyplin E. F.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*  
**Filatov V. V.** *Vladimir State University, Vladimir*  
**Iakovlev V. L.** *Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg*



---

---

## СОДЕРЖАНИЕ

### ГЕОТЕХНОЛОГИЯ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ

<i>Голик В. И., Валиев Н. Г., Логачев А. В., Белодедов А. А., Масленников С. А.</i> К расчету природно-техногенных конструкций при подземной добыче руд (In English) .....	9
<i>Трифанов Г. Д., Куоза В. Д.</i> Исследование нагрузок планетарно-дискового органа комбайна при работе неполным сечением.....	18
<i>Казанин О. И., Сидоренко С. А., Евсюкова А. А.</i> Оценка технологий оставления породы от проходки в выработанном пространстве шахты «Обуховская» .....	32
<i>Соколов И. В., Никитин И. В.</i> Определение оптимального места расположения автоуклона в карьере при вскрытии подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений .....	42

### ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

<i>Жабко А. В.</i> Энергия сейсмических событий и критерии склонности горных пород к динамическому разрушению.....	51
<i>Першин Г. Д., Пшеничная Е. Г.</i> Разрушение естественных отдельностей горных пород одиночным шпуровым зарядом .....	67
<i>Старков А. Е., Тальгамер Б. Л., Константинов И. А.</i> Обоснование параметров буровзрывных работ на золоторудном месторождении Наседкино по результатам работы дробильного комплекса.....	79
<i>Кузина А. В., Ключев Р. В.</i> Обоснование параметров буровзрывных работ, обеспечивающих герметичность замораживающих колонок .....	92

### ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

<i>Разоренов Ю. И., Шурыгин Д. Н., Габараев О. З., Мулухов К. К., Бойков И. С.</i> Гидрометаллургические процессы выщелачивания на горных предприятиях Республики Северная Осетия–Алания (In English).....	101
--	-----

### ИСТОРИЯ. ИНФОРМАЦИЯ. РЕЦЕНЗИИ

<i>Гришин А. А., Косолапов А. И.</i> История освоения, перспективы и проблемы разработки золоторудного месторождения Советское.....	111
--	-----

---

---

## CONTENTS

### GEOTECHNOLOGY. MINING MACHINERY

- Golik V. I., Valiev N. G., Logachev A. V., Belodedov A. A., Maslennikov S. A.* Calculating natural and man-made structures for underground ore mining ..... 9
- Trifanov G. D., Kuoza V. D.* Studying the mining machine planetary-disc body loads when tunneling with stope back partial section ..... 18
- Kazanin O. I., Sidorenko S. A., Evsiukova A. A.* Assessment of technologies for leaving the rock from entries development in the gob of the Obukhovskaya mine..... 32
- Sokolov I. V., Nikitin I. V.* Determining the optimal location for a truck decline in a pit when opening pit reserves at kimberlite deposits..... 42

### GEOMECHANICS. ROCK BREAKING

- Zhabko A. V.* Seismic events energy and criteria of rock tendency for dynamic fracture ..... 51
- Pershin G. D., Pshenichnaia E. G.* Breaking the natural jointing by a single blasthole charge..... 67
- Starkov A. E., Talgamer B. L., Konstantinov I. A.* Rationale for drilling and blasting parameters at the Nasedkino gold ore field based on the crushing plant performance ..... 79
- Kuzina A. V., Kliuev R. V.* Rationale for the drilling and blasting parameters which provide the tightness of the freezing columns ..... 92

### MINERAL PROCESSING

- Razorenov Iu. I., Shurygin D. N., Gabaraev O. Z., Mulukhov K. K., Boikov I. S.* Hydrometallurgical processes of leaching at mining enterprises of the Republic of North Ossetia–Alania..... 101

### HISTORY. DATA. REVIEWS

- Grishin A. A., Kosolapov A. I.* History, problems and future development of the Sovetsky gold ore deposit ..... 111

## ГЕОТЕХНОЛОГИЯ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-9-17

### Calculating natural and man-made structures for underground ore mining

Vladimir I. Golik<sup>1,2\*</sup>, Niiaz G. Valiev<sup>3</sup>, Aleksandr V. Logachev<sup>4</sup>,  
Andrei A. Belodedov<sup>4</sup>, Stanislav A. Maslennikov<sup>5</sup>

<sup>1</sup>North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University),  
Vladikavkaz, Russia

<sup>2</sup>Moscow Polytechnic University, Moscow, Russia

<sup>3</sup>Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia

<sup>4</sup>Platov South-Russian State Polytechnic University, Novocherkassk, Russia

<sup>5</sup>Institute of Service and Entrepreneurship (branch) DSTU, Shakhty city, Russia

\*e-mail: v.i.golik@mail.ru

#### Abstract

**Scope of research** is natural and man-made structures and facilities for underground ore mining as well as their reliability and preservation control.

**Research relevance** is explained by tightened environmental requirements aimed at reducing risks of underground mining.

**Novelty of the research** is in a new approach to studies regulation when using the masses of ore extraction and processing waste as load-bearing structures.

**Methods of research** include simulating hardening mixtures based on ore processing tailings in order to predict natural and technological stresses in natural and artificial rock masses.

**Research results.** The paper presents the data from technological stresses simulation in a homogeneous and tectonically faulted solid rock mass with a varying degree of void filling with backfill material. The role of stresses in geodynamic processes development during the man-made impact has been quantitatively detailed. The hazard of natural and man-made masses destruction is assessed by the geomechanical hazard coefficient. Graphs of the hardening mixture strength gain were constructed with approximation by a quadratic polynomial. The paper provides the results of residual metals extraction when using ore dressing tailings to build man-made structures based on hardening mixtures.

**Conclusions.** Correct parameters of underground mining technologies in terms of natural and man-made structures and facilities reliability can be determined by calculation. The adverse effect of stresses can be minimized by optimizing the ratio of effective stresses and the strength of the man-made structure materials, including hardening mixtures based mining waste and processing tailings of metal leaching.

**Application of research findings.** The technology may be helpful when developing mainly metalliferous ore deposits by the underground method.

**Keywords:** ore mining; underground mining; ore dressing tailings; stresses; natural and man-made structures.

**Introduction.** Ore extraction is characterized by dynamic mining operations associated with irregular changes in raw material quality requirements [1–3]. Mining efficiency, including ore quality, recovery ratio, and environmental impact degree, depends on the state of natural and man-made structures and the earth's surface as well as their safe state, which guarantees the prevention of the impact of mining. Most ore deposits are composed of fragile and hard rocks, so the voids left open lead to host rock

destruction. Therefore, the safe state of natural and man-made structures and the earth’s surface is an important research topic within the frame of the underground mining issues, except when caving is required by technology [4–8].

The methods of flow processes simulation and technology parameters optimization are considered in papers [9–11]. Methods of rock mass state assessment under man-made impact are proposed in [12–14]. Assessment and simulation of process solutions quality management procedures are considered in papers [15–17]. Radical improvement of the near-future technologies is discussed in researches [18–19]. Promising innovative technologies for metal mining using unconventional technologies are considered in papers [20–22]. The research objective is to find rational solutions that meet the requirements of economic efficiency, safety and environmental soundness of technologies.

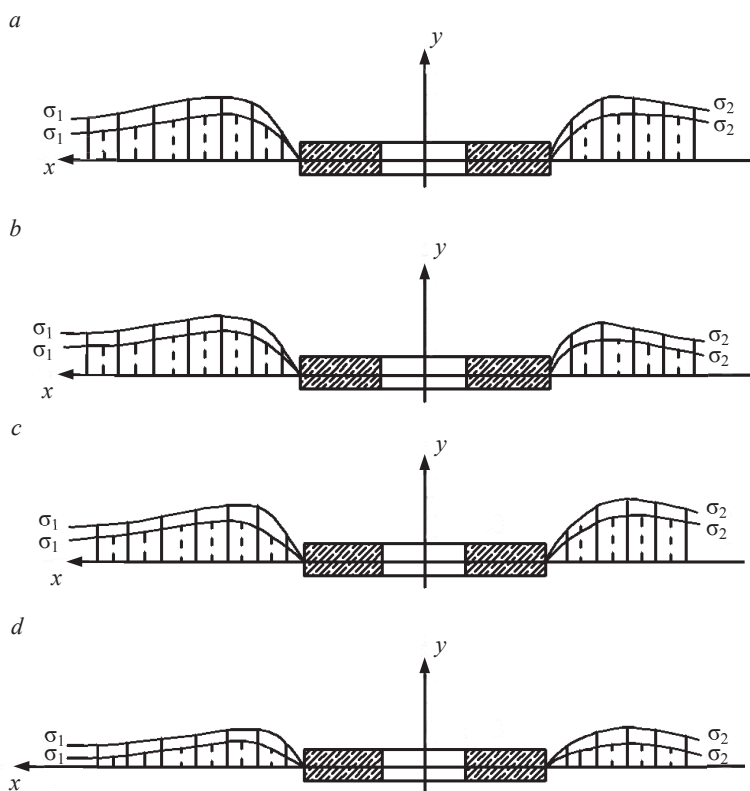


Figure 1. Stress diagrams (maximums and minimums) in the vicinity of the mine working for different states of voids: *a* – without filling; *b* – filling with leach tailings; *c* – filling with weaker hardening mixtures; *d* – filling with strong hardening mixtures;  $\sigma_1$  – stresses in the hanging side;  $\sigma_2$  – stresses in the lying side of the mine working; *y* – vertical stresses; *x* – horizontal stresses

Рисунок 1. Эпюры напряжений (максимум и минимум значений) в окрестностях очистной выработки при разном состоянии пустот: *a* – без заполнения; *b* – с заполнением хвостами выщелачивания; *c* – с заполнением твердеющими смесями малой прочности; *d* – с заполнением прочными твердеющими смесями;  $\sigma_1$  – напряжения в висячем боку;  $\sigma_2$  – напряжения в лежащем боку выработки; *y* – вертикальные напряжения; *x* – горизонтальные напряжения

**Methods of research** include studying the properties of hardening mixture components, studying the strength of mixtures and the behavior of the earth’s surface under the man-made impact. The state of natural and man-made masses and the earth’s surface above is assessed by means of simulation. The dynamics of stresses in the

course of ore extraction is studied by the photoelasticity method. Rock mass stress levels under different conditions of the goaf are compared. The rock mass is assumed to be homogeneous in one case, and disturbed by a fault and a large fracture in the other.

**Results and analysis.** Figure 1 shows stress diagrams (maximums and minimums) in the vicinity of the mine working for different void conditions. The results obtained make it possible to visually record the difference in stresses for the studied options.

Depending on the state of process openings and the location of the measuring points, stresses in a rock mass vary from 1.0 to 9.2 MPa (Table 1).

**Table 1. Stresses depending on the state of process openings and the location of the measuring points, MPa**

**Таблица 1. Величина напряжений, МПа, в массиве в зависимости от состояния технологических пустот и места измерения напряжений**

Rock mass element	Without filling	With filling		
		Discrete	Weaker	Strong
<i>Hanging side</i>				
$\sigma_x$	8.8	5.3	5.2	3.7
$\sigma_y$	7.7	5.1	4.5	3.1
<i>Laying side</i>				
$\sigma_x$	7.6	4.7	4.7	3.5
$\sigma_y$	6.8	4.6	4.6	3.2

Stress level in the rock mass is at a maximum with process openings left unfilled, while voids filled with strong mixtures reduce stress by up to 25%. Filling voids with weaker mixtures and discrete rocks, such as ore dressing tailings or leach tailings, doesn't significantly affect the stress level.

**Table 2. Geomechanical characteristic of rock masses under simulation**

**Таблица 2. Геомеханическая характеристика массивов при моделировании**

Indicator	Without filling	With filling		
		Discrete	Weaker	Strong
Maximum stresses, MPa	8.8	5.3	5.1	3.7
Hazard coefficient $K$	1.2	0.6	0.7	0.4

Filling voids with a hardening mixture of different strengths reduces stresses to a level which meets the safety conditions.

The risk of natural and man-made structures and the earth's surface destruction is assessed by the geomechanical hazard coefficient, which is the ratio of the maximum stresses in the rock mass to the tensile strength of the backfill (Table 2).

The stress diagrams differ depending on the level of void filling (Figure 2).

The simulation results confirm the possibility of avoiding the destruction of the backfill hardening mixture by controlling the stresses in the vicinity of access voids.

The first version of the model (Figures 1 and 2) corresponds to filling voids with a dry incoherent backfill and leaving unfilled voids, which means that it is close to the actual state of the considered Sadonsky deposit's rock mass which faces a systematic degradation in the mined ore quality. When voids are filled with strong material, the artificial rock mass absorbs rock pressure, reducing stress from the overlying rocks.

The graph of strength gain by the hardening mixture is approximated by a quadratic polynomial with an RMS deviation approaching unity (Figure 3).

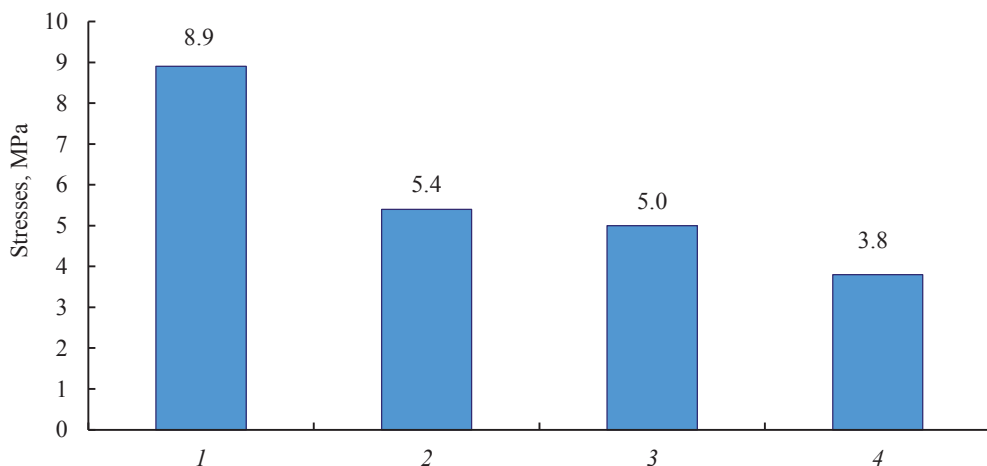


Figure 2. Graph of maximum stresses for different states of voids: 1 – without filling ( $K = 1.1$ ); 2 – filling with discrete material ( $K = 0.67$ ); 3 – filling with weaker mixtures ( $K = 0.62$ ); 4 – filling with strong mixtures ( $K = 0.47$ )

Рисунок 2. График максимальных напряжений при различном состоянии пустот: 1 – без заполнения ( $K = 1,1$ ); 2 – заполнение дискретным материалом ( $K = 0,67$ ); 3 – заполнение малопрочными смесями ( $K = 0,62$ ); 4 – заполнение прочными смесями ( $K = 0,47$ )

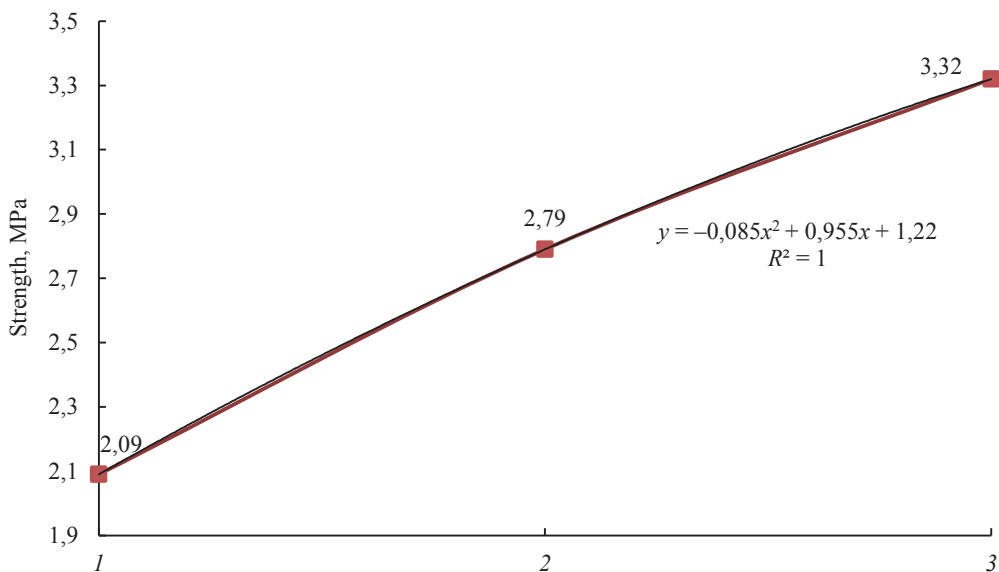


Figure 3. The graph of strength gain by the hardening mixture: 1 – 7 days; 2 – 30 days; 3 – 90 days

Рисунок 3. График набора прочности твердеющей смесью: 1 – 7 дней; 2 – 30 дней; 3 – 90 дней

The results of natural and man-made structures behavior simulation confirm the potential of using ore dressing tailings as part of hardening mixtures.

Valuable ore dressing tailings can be used for hardening mixture production after the residual metals have been extracted from them. Experimental leaching was carried out in stages (Table 3). The metals extraction into solution is presented in Table 4.

Experimental data processing through the regression analysis methods made it possible to construct polynomial regression equations.

The dependence of the lead leaching rate on the volume of sulfuric acid solution with a correlation ratio  $R_{pb} = 0.9787$  is:  $y_{pb} = 2,056 + 0,1897x - 0,00107x^2$ .

The dependence of lead extraction on the duration of leaching in the form of a quadratic dependence is:  $y_{pb} = 95,917 - 7,134x + 0,1368x^2$ .

The dependence of the zinc leaching rate on the duration of leaching in the form of a quadratic dependence is:  $y_{pb} = 165,358 - 9,525x + 0,1457x^2$ .

The correlation ratio indicates satisfactory agreement between the model regression equation and the correlation field, therefore the hypothesis about the dependence according to the F-test at a level is accepted as plausible.

Deformation of natural and man-made structures and the earth's surface above them is due to access voids formed in rock masses and stresses developing under their influence. The mechanism of normal uniaxial stresses development depends on the strength of the concrete mixtures in the voids.

The strength of the hardening mixture under uniaxial compression is simulated in laboratory conditions. Mixture composition: cement – 180 kg/m<sup>3</sup>, ore dressing tailings – 320 kg/m<sup>3</sup>, water from the Suttard flow spread.

The tests have been done on 7-day-old, 1- and 3-month-old samples (Table 5). The quadratic model for the increment in strength of a concrete mixture is as follows:  $y_{pb} = 165,358 - 9,525x + 0,1457x^2$ .

**Table 3. Metal leaching results**  
**Таблица 3. Результаты выщелачивания металлов**

Leaching stages	Metals output, g	
	lead	zink
Stage 1	17.5	46.3
	68.4	99.2
	51.5	119.8
	15.6	73.6
<i>10-day break</i>		
Stage 2	20.2	70.1
	3.3	22.2
	0.5	7.2
<i>10-day break</i>		
Stage 3	12.3	20.2
	2.4	10.0
	0.2	2.2

**Table 4. The results of leaching with a sulfuric acid solution**  
**Таблица 4. Результаты выщелачивания раствором серной кислоты**

Solution, dm <sup>3</sup>	Extraction in strings, mg/dm <sup>3</sup>									
	No. 1		No. 2		No. 3		No. 4		No. 5	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
10	3.1	2.6	4.6	2.6	4.1	2.20	3.5	2.3	3.7	2.3
20	5.3	17.7	5.7	18.3	5.5	17.98	5.6	18.7	5.4	18.2
30	6.3	28.5	6.5	27.4	7.3	28.70	7.2	29.2	6.7	29.6
40	7.6	35.3	7.5	33.2	8.2	35.70	7.8	34.8	8.3	34.5
50	8.4	65.4	9.2	68.8	8.5	68.30	8.8	69.8	9.5	71.7

By modeling the composition of the hardening mixture according to the nomenclature and number of components, it is possible to select the optimal composition for the given conditions.

The results obtained correlate with the environmental concept of this area of mining, since they combine process and environmental factors into a unified complex.

**Conclusions and application of research findings.** The state of host rock and man-made masses is the fitting criterion for the applied subsoil use technology and the priority factor for the mined ore quality management.

**Table 5. The strength of a mixture under uniaxial compression**

**Таблица 5. Прочность смеси при одноосном сжатии**

Sample	Strength, MPa		
	7 days	30 days	90 days
No. 1	2.1	–	–
No. 2	2.1	–	–
No. 3	2.1	–	–
No. 4	–	2.6	–
No. 5	–	2.6	–
No. 6	–	3.2	–
No. 7	–	–	3.2
No. 8	–	–	3.4
No. 9	–	–	3.5

The risk of underground development of stress-strained rock masses can be assessed at the design stage of field development by optimizing the ratio of effective stresses and material strength.

The research results may be helpful when designing new and upgrading existing mining and metallurgical enterprises.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Neverov S. A., Konurin A. I., Neverov A. A., Nikol'skii A. M., Konurina M. I. Studying the indicators of ore mining at the bypass section depending on the bypass point design. In: *Proceedings of the 19th Internat. Interdisciplinary scient. geoconf.* Sophia, 2019; 19(1.3): 355–362. (In Russ.)
2. Sokolov I. V., Antipin Iu. G., Nikitin I. V. *The methodology of choosing underground geotechnology at combined ore mining.* Ekaterinburg: Ural State Mining University Publishing; 2021. (In Russ.)
3. Sun Chao, Bo Jing-shan, Liu Hong-shuai. Study on influencing factors of ground settlement over mined-out area. *Journal of Jilin University. Earth Science Edition.* 2009; 3: 498–502.
4. Valiev N. G., Berkovich V. Kh., Propp V. D., Kokarev K. V. The problem of developing protection pillars under the exploitation of ore deposits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2018; 2: 4–9. (In Russ.)
5. Kurtsev B. V., Fedotov G. S. MICROMINE-based geomechanical supervision of mining. *Gornyi zhurnal = Mining Journal.* 2022; 1: 45–50. (In Russ.)
6. Sidorov D. V., Ponomarenko T. V., Kosukhin N. I. Geodynamic safety management toward sustainable development of Severouralsk Bauxite Mine. *Gornyi zhurnal = Mining Journal.* 2021; 1: 81–85. (In Russ.)
7. Golik V. I., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A. Experimental study of non-waste recycling tailings ferruginous quartzite. In: *International Journal of Applied Engineering Research.* 2015; 10(15): 35410–35416.
8. Molev M. D., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A. Theoretical and experimental substantiation of construction regional security monitoring systems technospheric. *ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences.* 2015; 10(16): 6787–6792.
9. Trofimov A. V., Kirkin A. P., Rumiantsev A. E., Iavarov A. V. Use of numerical modelling to determine optimum overcoring parameters in rock stress-strain state analysis. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals Journal.* 2020; 12: 22–27. (In Russ.)
10. Eremenko A. A., Darbinian T. P., Ainbinder I. I., Konurin A. I. Geomechanical assessment of rock mass in the Talnakh and Oktyabrsky deposits. *Gornyi zhurnal = Mining Journal.* 2020; 1: 82–86. (In Russ.)
11. Ainbinder I. I., Patskevich P. G., Krasiukova E. V., Averin A. P. Justification of stability strategy for underground mine openings under higher effective anisotropic stresses. *Gornyi zhurnal = Mining Journal.* 2022; 1: 34–40. (In Russ.)



12. Abramkin N. I., Efimov V. I., Mansurov P. A. Empirical techniques for assessing rock mass condition. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2022; 2: 68–76.
13. Kazanin O. I., Ilinets A. A. Ensuring the excavation workings stability when developing excavation sites of flat-lying coal seams by three workings. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2022; 253: 41–48. (In Russ.)
14. Protosenia A. G., Alekseev A. V., Verbilo P. E. Prediction of the stress-strain state and stability of tunnel face at the intersection of disturbed zones of the soil mass. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2022; 254: 252–260. (In Russ.)
15. Galchenko Iu. P., Eremenko V. A., Kosyreva M. A., Vysotin N. G. Features of secondary stress field formation under anthropogenic change in subsoil during underground mineral mining. *Eurasian Mining*. 2020; 1: 9–13. (In Russ.)
16. Shabarov A. N., Tsirel S. V., Kuranov A. D., Popov A. L. Geodynamic risks of mining in a highly stressed rock mass. In: *Problems of geomechanics of highly compressed rock and rock masses: Proceedings of the 1st Internat. Sci. conf. E3S Web of Conferences*. 2019; 129: 01011. (In Russ.)
17. Polovov B. D., Volkov M. N., Prishchepa D. V. Geotechnical monitoring of mining facilities in the system for assessing and ensuring the quality of geomechanical solutions. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2020; 2(58): 139–160. (In Russ.)
18. Dzhumanbaev V. V., Kurmanaliev K. Z., Mansurov V. A., Babkin E. A. Optimization of geological and economic-geological evaluation of Dzhamgyr mining project. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2021; 1: 115–119. (In Russ.)
19. Oryngozhin E. S., Fedorov E. V., Alisheva Zh. N., Mitishova N. A. Technology of underground downhole leaching at uranium deposits. *Eurasian Mining*. 2021; 2: 31–35. (In Russ.)
20. Brigida V. S., Golik V. I., Klyuev R. V., Sabirova L. B., Mambetalieva A. R., Karlina Yu. I. Efficiency gains when using activated mill tailings in underground mining. *Metallurgist*. 2023; 67: 398–408.
21. Golik V. I., Razorenov Iu. I., Dmitrak Iu. V., Gabaraev O. Z. Safety improvement of the underground ore extraction considering mass geodynamics. *Bezopasnost truda v promyshlennosti = Occupational Safety in Industry*. 2019; 8: 36–42. (In Russ.)
22. Liashenko V. I., Khomenko O. E., Golik V. I. Development of environment-friendly and resource-saving methods of underground ore mining in disturbed rock masses. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020; 5(2): 104–118. (In Russ.)

Received 12 December 2023

### Information about the authors:

**Vladimir I. Golik** – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Mining, North Caucasus State Technological University. E-mail: v.i.golik@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-1181-8452>

**Niiaz G. Valiev** – DSc (Engineering), Professor, Head of the Department of Mining, Ural State Mining University, Editor-in-Chief of Minerals and Mining Engineering. E-mail: gtf.gd@m.ursmu.ru; <https://orcid.org/0000-0002-5556-2217>

**Aleksandr V. Logachev** – DSc (Engineering), professor of the Department of Mining, Platov South-Russian State Polytechnic University. E-mail: og.a@bk.ru

**Andrei A. Belodedov** – DSc (Engineering), professor of the Department of Mining, Platov South-Russian State Polytechnic University. E-mail: a.a.belodedov@mail.ru

**Stanislav A. Maslennikov** – PhD (Engineering), Head of the Department of Construction and Technosphere Safety, Institute of Service and Entrepreneurship (branch) DSTU. E-mail: maslennikovsa@mail.ru

УДК 504.55.054:622(470.6)

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-9-17

## К расчету природно-техногенных конструкций при подземной добыче руд

Голык В. И.<sup>1,2</sup>, Валиев Н. Г.<sup>3</sup>, Логачев А. В.<sup>4</sup>, Белодедов А. А.<sup>4</sup>, Масленников С. А.<sup>5</sup>

<sup>1</sup> Северо-Кавказский государственный технологический университет, Владикавказ, Россия.

<sup>2</sup> Московский политехнический университет, Москва, Россия.

<sup>3</sup> Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия.

<sup>4</sup> Южно-Российский государственный политехнический университет, Новочеркасск, Россия.

<sup>5</sup> Институт сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) ДГТУ, Шахты, Россия.

### Реферат

**Предмет исследования** – природно-техногенные конструкции и сооружения для осуществления подземной добычи руд и обеспечение их надежности и сохранности от разрушения.

**Актуальность работы** объясняется ужесточением природоохранных требований для снижения рисков при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.

**Новизна** состоит в новом подходе к регламентации исследований при использовании в качестве несущих конструкций массивов на основе отходов добычи и переработки руд.

**Методология работы** представляла собой моделирование твердеющих смесей на основе хвостов переработки руд для прогнозирования природных и технологических напряжений в природных и искусственных массивах.

**Результаты работы.** Приведены данные моделирования технологических напряжений в однородном и тектонически нарушенном скальном массиве с разной степенью заполнения пустот материалом закладки. Детализирована в количественном отношении роль напряжений в развитии геодинамических процессов при техногенном вмешательстве. Опасность разрушения природно-техногенных массивов оценена коэффициентом геомеханической опасности. Построены графики набора прочности твердеющей смеси с аппроксимацией полиномиальной функцией второй степени. Даны результаты извлечения остаточных металлов при использовании хвостов обогащения для изготовления техногенных конструкций на основе твердеющих смесей.

**Выводы.** Корректные параметры технологий подземной разработки в части надежности природно-техногенных конструкций и сооружений могут быть определены расчетом. Негативное влияние напряжений может быть минимизировано путем оптимизации соотношения действующих напряжений и прочности материала техногенных конструкций, в том числе твердеющих смесей на основе хвостов добычи и переработки после выщелачивания из них металлов.

**Область применения результатов.** Технология может быть востребована при разработке подземным способом сложноструктурных месторождений преимущественно металлических руд.

**Ключевые слова:** добыча руд; подземная разработка; хвосты обогащения; напряжения; природно-техногенные конструкции.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Неверов С. А., Конурин А. И., Неверов А. А., Никольский А. М., Конурина М. И. Исследование показателей добычи руды на участке отвода в зависимости от конструкции отводных пунктов // Материалы 19-й Международной междисциплинарной научной геоконференции. София. 2019. Т. 19. Кн. 1.3. С. 355–362.
2. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В. Методология выбора подземной геотехнологии при гибридной добыче руды. Екатеринбург: Уральский горный университет, 2021. 340 с.
3. Sun Chao, Bo Jing-shan, Liu Hong-shuai. Study on influencing factors of ground settlement over mined-out area // Journal of Jilin University. Earth Science Edition. 2009. No. 3. P. 498–502.
4. Валиев Н. Г., Беркович В. Х., Пропп В. Д., Кокарев К. В. Проблемы отработки предохранительных целиков при эксплуатации рудных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 2. С. 4–9.
5. Курцев Б. В., Федотов Г. С. Геомеханический контроль горных работ на основе МИКРОМИНА // Горный журнал. 2022. № 1. С. 45–50.
6. Сидоров Д. В., Пономаренко Т. В., Косухин Н. И. Управление геодинамической безопасностью для устойчивого развития Североуральского бокситового рудника // Горный журнал. 2021. № 1. С. 81–85.
7. Golik V. I., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A. Experimental study of non-waste recycling tailings ferruginous quartzite // International Journal of Applied Engineering Research. 2015. Vol. 10. No. 15. P. 35410–35416.
8. Molev M. D., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A. Theoretical and experimental substantiation of construction regional security monitoring systems technospheric // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. 2015. Vol. 10. No. 16. P. 6787–6792.
9. Трофимов А. В., Киркин А. П., Румянцев А. Е., Яваров А. В. Использование численного моделирования для определения оптимальных параметров перегрузки при анализе напряженно-деформированного состояния горных пород // Цветные металлы. 2020. № 12. С. 22–27.
10. Еременко А. А., Дарбинян Т. П., Айнбиндер И. И., Конурин А. И. Геомеханическая оценка массива горных пород Талнахского и Октябрьского месторождений // Горный журнал. 2020. № 1. С. 82–86.
11. Айнбиндер И. И., Пацкевич П. Г., Красюкова Е. В., Аверин А. П. Обоснование стратегии устойчивости подземных горных выработок при более высоких эффективных анизотропных напряжениях // Горный журнал. 2022. № 1. С. 34–40.

12. Абрамкин Н. И., Ефимов В. И., Мансуров П. А. Эмпирические методики оценки состояния массива горных пород // Известия вузов. Горный журнал. 2022. № 2 С. 68–76.
13. Казанин О. И., Ильинец А. А. Обеспечение устойчивости горных выработок при разработке участков выемки пологих угольных пластов тремя выработками // Записки горного института. 2022. Т. 253. С. 41–48.
14. Протосеня А. Г., Алексеев А. В., Вербило П. Е. Прогноз напряженно-деформированного состояния и устойчивости забоя тоннеля на пересечении зон разлома грунтового массива // Записки горного института. 2022. Т. 254. С. 252–260.
15. Гальченко Ю. П., Еременко В. А., Косырева М. А., Высотин Н. Г. Особенности формирования поля вторичных напряжений при антропогенных изменениях в недрах при подземной добыче полезных ископаемых // Eurasian Mining. 2020. No. 1. P. 9–13.
16. Шабаров А. Н., Цирель С. В., Куранов А. Д., Попов А. Л. Геодинамические риски ведения горных работ в высоконапряженном горном массиве // Проблемы геомеханики сильно сжатых горных пород и массивов горных пород: матер. 1-й Междунар. науч. конф. E3S Web of Conferences. 2019. Т. 129. 01011.
17. Половов Б. Д., Волков М. Н., Прищепа Д. В. Геотехнический мониторинг горнотехнических сооружений в системе оценки и обеспечения качества геомеханических решений // Известия Уральского государственного горного университета. 2020. № 2(58). С. 138–158.
18. Джуманбаев В. В., Курманалиев К. З., Мансуров В. А., Бабкин Е. А. Оптимизация геологической и экономико-геологической оценки проекта разработки месторождения Джамгыр // Горный журнал. 2021. № 1. С. 115–119.
19. Орынгожин Е. С., Федоров Е. В., Алишева Ж. Н., Митишова Н. А. Технология подземного выщелачивания урановых месторождений // Eurasian Mining. 2021. № 2. С. 31–35.
20. Brigida V. S., Golik V. I., Klyuev R. V., Sabirova L. B., Mambetalieva A. R., Karlina Yu. I. Efficiency gains when using activated mill tailings in underground mining // Metallurgist. 2023. Vol. 67. P. 398–408.
21. Голик В. И., Разоренов Ю. И., Дмитрак Ю. В., Габараев О. З. Повышение безопасности подземной добычи руд учетом геодинамики массива // Безопасность труда в промышленности. 2019. № 8. С. 36–42.
22. Ляшенко В. И., Хоменко О. Е., Голик В. И. Развитие природоохранных и ресурсосберегающих технологий подземной добычи руд в энергонарушенных массивах // Горные науки и технологии. 2020. Т. 5. № 2. С. 104–118.

Поступила в редакцию 12 декабря 2023 года

#### Сведения об авторах:

**Голик Владимир Иванович** – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горного дела Северо-Кавказского государственного технологического университета. E-mail: v.i.golik@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-1181-8452>

**Валиев Нияз Гадым оглы** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой горного дела Уральского государственного горного университета, главный редактор издания «Известия вузов. Горный журнал». E-mail: gtf.gd@m.ursmu.ru; <https://orcid.org/0000-0002-5556-2217>

**Логачев Александр Владимирович** – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела Южно-Российского государственного политехнического университета. E-mail: log.a@bk.ru

**Белодедов Андрей Александрович** – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела Южно-Российского государственного политехнического университета. E-mail: a.a.belodedov@mail.ru

**Масленников Станислав Александрович** – кандидат технических наук, заведующий кафедрой строительства и техносферной безопасности Института сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) ДГТУ. E-mail: maslennikovsa@mail.ru

**Для цитирования:** Голик В. И., Валиев Н. Г., Логачев А. В., Белодедов А. А., Масленников С. А. К расчету природно-техногенных конструкций при подземной добыче руд // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 9–17 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-9-17

**For citation:** Golik V. I., Valiev N. G., Logachev A. V., Belodedov A. A., Maslennikov S. A. Calculating natural and man-made structures for underground ore mining. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 9–17. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-9-17

## Исследование нагрузок планетарно-дискового органа комбайна при работе неполным сечением

Трифанов Г. Д.<sup>1</sup>, Куоза В. Д.<sup>1\*</sup>

<sup>1</sup> Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь, Россия  
\*e-mail: vladislav.kuoza@gmail.com

### Реферат

**Введение.** Горный комбайн с планетарным органом разрушения занимает доминирующее положение при добыче калийной руды в нашей стране. Около половины рабочих ходов комбайнов выполняется при работе с неполным сечением выработки. Работа комбайна в этом режиме остается малоизученной и недооцененной несмотря на то, что при этом многие узлы комбайна испытывают значительные динамические нагрузки. В настоящей работе представлена теоретическая модель по определению действующих моментов резания на привод планетарного органа в зависимости от высоты обрабатываемого забоя и с учетом общей зоны разрушения. Изучено влияние высоты подрубки пласта на показатели эффективности работы комбайна.

**Цель работы** – определение влияния высоты подрубки на нагруженность привода планетарного органа при работе комбайна неполным сечением, а также оценка эффективности работы в данном режиме.

**Методология.** В работе использовалась совокупность методов, включающих теоретическое исследование процесса отбойки калийной руды планетарным органом комбайна при работе неполным сечением выработки, математическое моделирование, проведена их комплексная оценка. Выявленные зависимости верифицированы экспериментальными исследованиями работы комбайна в условиях калийных рудников.

**Результаты.** Получена зависимость крутящего момента, действующего на привод планетарного органа, от высоты подрубки пласта (с учетом общей зоны разрушения). Максимальное отклонение теоретической от экспериментальной модели составило 10 %. Удельный расход энергии показал низкую эффективность работы комбайна при высоте подрубки пласта до 400 мм. Коэффициент колебания нагрузки принимает максимальные значения в диапазоне 400–1600 мм за счет низкой базы среднего крутящего момента, при этом выявлена экономическая эффективность. Высота подрубки пласта 1300–1900 мм характеризуется интенсивным ростом средних значений крутящего момента и максимальной скоростью изменения момента, что говорит об амплитудных колебаниях малого периода и частоты. Диапазон высоты забоя 1900–2800 мм показывает движение всех параметров в зону нормативных значений. Определен рациональный диапазон высоты подрубки пласта.

**Выводы.** Построенная теоретическая модель работы планетарного органа в режиме подрубки пласта по высоте, с учетом общей зоны разрушения, позволяет добиться достаточной точности в определении действующих моментов на приводную систему. Установленный рациональный диапазон работы планетарного органа при работе неполным сечением может быть рекомендован калийным предприятиям Верхнекамского месторождения.

**Ключевые слова:** горный комбайн; неполное сечение выработки; поперечное сечение выработки; теоретическая модель резания.

**Введение.** Добыча калийной руды в условиях Верхнекамских месторождений калийных солей осуществляется комбайновым способом, с наложением ходов в вертикальной плоскости друг на друга [1–4]. При этом мощность нижних слоев практически всегда меньше высоты исполнительного органа комбайна. На рис. 1 показано положение комбайна в выработке при отработке пласта вторым ходом.

При работе комбайна неполным сечением снижается его производительность. Динамические нагрузки на узлы комбайна существенно возрастают [4, 5].

Режим функционирования комбайна при работе неполным сечением остается до настоящего времени недостаточно изученным. Вместе с тем динамические нагрузки, действующие на приводную систему разрушающего органа, подтверждают необходимость исследования этого режима.

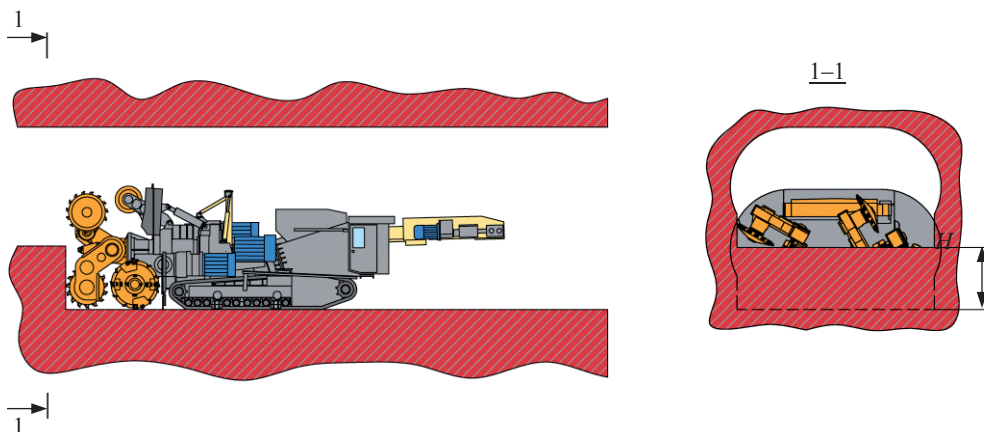


Рисунок 1. Комбайн при отработке пласта вторым ходом:  $H$  – высота подрубки, мм  
Figure 1. The mining machine mining in the second passageway:  $H$  – cutting height, mm

Теоретическое моделирование нагруженности приводной системы является основным этапом в исследовании работы режущего органа комбайна [6–8]. Исследования в области разрушения горного массива режущим инструментом способствуют более точному учету действующих нагрузок. Количественная оценка параметров функционирования комбайна в режиме работы неполным сечением позволит определить влияние высоты подрубки на показатели эффективности работы исполнительного органа комбайна.

В настоящее время отсутствуют исследования по теоретическому определению нагрузок, действующих на приводную систему планетарного органа, при функционировании комбайна в режиме работы неполным сечением. В данном исследовании представлена теоретическая модель отбойки калийного массива при мощности пласта меньшей, чем высота исполнительного органа комбайна.

**Теоретическое исследование. Общая зона разрушения.** Исполнительный орган выемочных комбайнов состоит из двух планетарно-дисковых органов, объединенных приводом переносного движения. Для формирования овально-арочной формы выработки с максимальной выемкой полезного ископаемого главные органы разрушения имеют общую зону разрушения, а подрезание оставшейся части кровли и стенок выработки осуществляется отбойным и бермовым органами [9, 10].

Пересечение тороидальных поверхностей, образованных режущими дисками исполнительного органа, обуславливает отсутствие взаимодействия части режущего инструмента с горным массивом в общей зоне разрушения. Учет такой зоны необходим для определения количества резов, не вовлеченных в процесс отбойки руды.

Расчетная схема для решения поставленной задачи приведена на рис. 2. Буквой  $O_1$  обозначена нижняя точка пересечения контуров, описываемых исполнительными органами. Буквой  $P$  обозначена точка пересечения плоскости режущего диска с линией контура, описываемого вторым исполнительным органом. Конструктивными величинами являются  $L_p$  – расстояние между осями вращения исполнительных органов; отрезок  $MO_1 = R_v$  – радиус контура, описываемого планетарным

исполнительным органом;  $\delta_{об}$  – угол, образованный  $\angle OMO_1$ ;  $\delta$  – угол поворота одного исполнительного органа в общей зоне разрушения, образованный  $\angle OMN$ . Дополнительно введены параметры проекции на плоскость рисунка:  $MN$  – длина исполнительного органа, взаимодействующая с массивом;  $MO = L_r / 2$  – проекция отрезка  $MN$  на горизонтальную плоскость;  $NP$  – длина проекции резцового диска не взаимодействующая с забоем. Отрезок  $NP$  является искомым величиной.

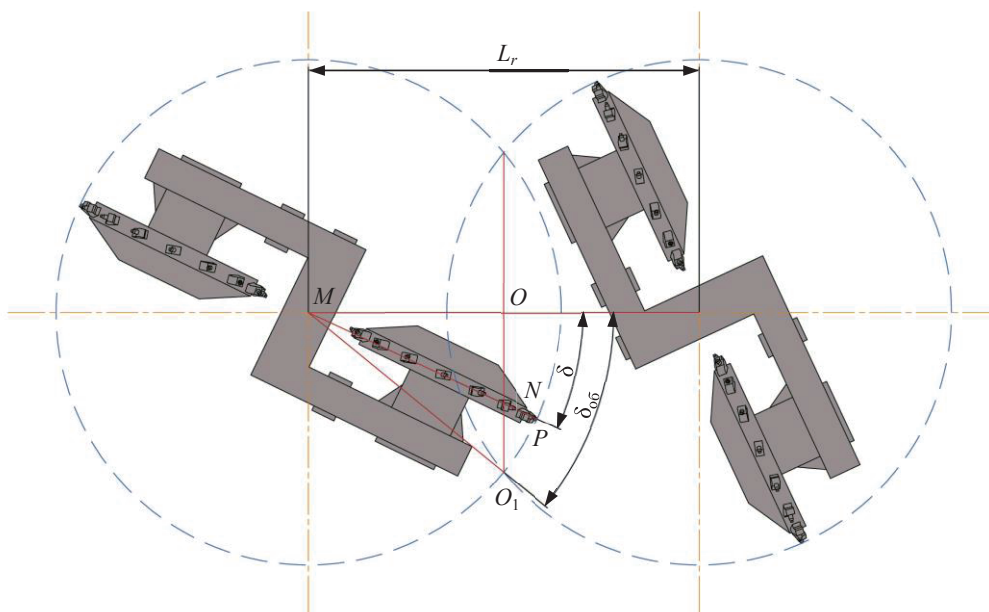


Рисунок 2. Расчетная схема общей зоны разрушения  
Figure 2. Design model of the total fracture zone

Длина проекции резцового диска, не взаимодействующая с забоем, определяется формулой:

$$NP = R_v - \frac{L_r}{2 \cos(\delta)}$$

Для определения длины окружности резцового диска  $L_d$ , не взаимодействующего с горным массивом, используем формулу, предложенную автором ранее [11]:

$$L_d = \begin{cases} R_d \left[ \pi - \arccos \left( \frac{NP - R_d}{R_d} \right) \right], & NP \geq R_d; \\ R_d \arccos \left( \frac{NP - x}{R_d} \right), & NP < R_d, \end{cases}$$

где  $R_d$  – радиус резцового диска, мм

А количество резцов, находящихся в общей зоне разрушения сдвоенного планетарно-дискового исполнительного органа, получим из выражения:

$$Z_{об} = \frac{L_d}{L_{рез}}$$

где  $L_{рез}$  – расстояние между двумя соседними резцами диска, мм.

Выявленные зависимости используем при определении нагруженности приводной системы исполнительного органа.

**Сила резания планетарным органом.** Сила резания на тангенциальном неповоротном резце определяется согласно отраслевой методике [12]:

$$P_z = A_r h K_{t/h} K_b K_\alpha K_z K_\varphi K_\psi,$$

где  $A_r$  – сопротивляемость резанию со стороны горного массива, Н/мм;  $h$  – толщина среза, мм;  $K_{t/h}$  – коэффициент степени блокированности;  $K_b$  – коэффициент ширины режущей кромки резца;  $K_\alpha$  – коэффициент угла резания резцового инструмента;  $K_z$  – коэффициент затупления резцового инструмента;  $K_\varphi$  – коэффициент формы передней грани резца;  $K_\psi$  – коэффициент ориентации резца.

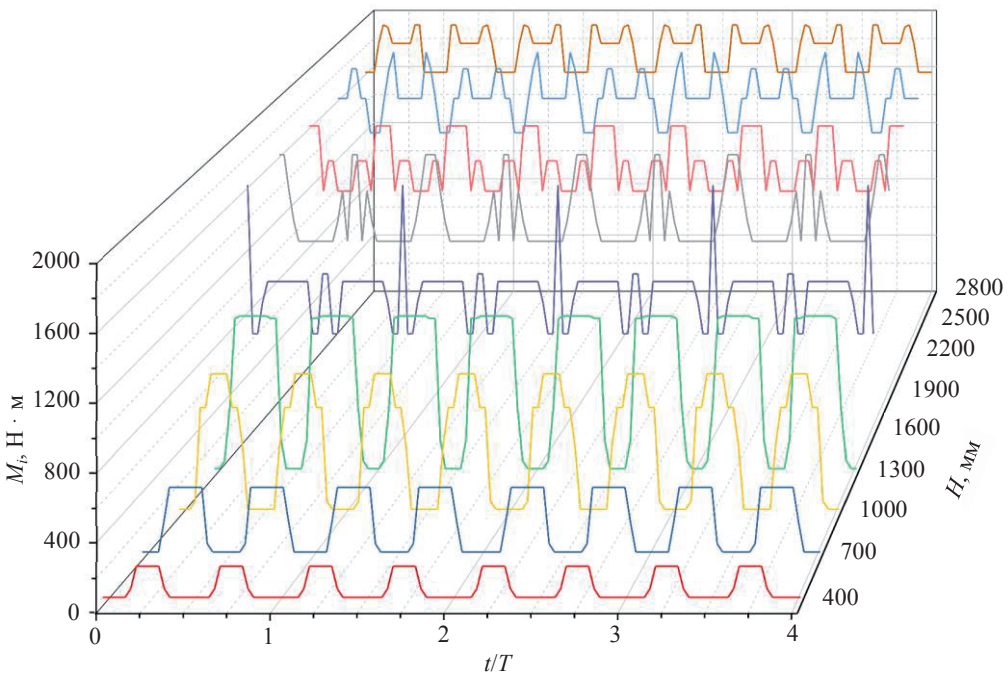


Рисунок 3. Изменение крутящего момента  $M_i$  от количества оборотов исполнительного органа  $t/T$  и высоты подрубки  $H$

Figure 3. Change in torque  $M_i$  depending on the number of revolutions of the operating body  $t/T$  and undercutting height  $H$

**Момент резания планетарным органом.** Момент резания  $M_c$  как силовой показатель разрушения горного массива в общем виде определяется формулой:

$$M_c = \frac{9549 P_z Z_r V_{rez}}{n_n \eta_{но}},$$

где  $Z_r$  – количество резцов, взаимодействующих с горным массивом, шт.;  $V_{rez}$  – скорость резания, м/с;  $\eta_{но}$  – КПД исполнительного органа;  $n_n$  – число оборотов электродвигателя, об/мин.

Силы резания, необходимые для разрушения калийного массива, необходимо рассчитать для каждого резца в зависимости от их положения на резцовом диске. Момент резания определяется как сумма моментов для каждого резца, взаимодей-

ствующего с забоем, в зависимости от угла поворота планетарного органа, высоты подрубки и наличия общей зоны разрушения.

Крутящий момент на валу приводного двигателя исполнительного органа при условии  $H < R_v$  определяется формулой:

$$M_t = \begin{cases} \left\{ \begin{array}{l} \varphi < \delta_{об} \text{ and } \varphi > 2\pi - \delta_{об}; \\ \sum_{n=Z_{con}-Z_{об}}^1 M_c + M_{хол}, \quad Z_{con} > 0; \\ M_{хол}, \quad otherwise, \end{array} \right. \\ \pi + \delta_{об} > \varphi > \pi - \delta_{об}; \\ \left\{ \begin{array}{l} \sum_{n=Z_{con}-Z_{об}}^1 M_c + M_{хол}, \quad Z_{con} > 0; \\ M_{хол}, \quad otherwise, \end{array} \right. \\ \sum_{n=Z_{con}}^1 M_c + M_{хол}, \quad otherwise, \end{cases} \quad (1)$$

где  $M_{хол}$  – крутящий момент, затрачиваемый на работу исполнительного органа в режиме холостого хода, Н · м;  $Z_{con}$  – число резцов, контактирующих с забоем, в зависимости от угла поворота исполнительного органа  $\varphi$  и высоты подрубки  $H$  [12].

При условии  $H \geq R_v$ :

$$M_t = \begin{cases} \sum_{n=Z_d/2}^0 M_c + \sum_{n=Z_{con}-Z_d/2-Z_{об}}^0 M_c + M_{хол}, \quad \varphi < \delta_{об} \text{ and } \varphi > 2\pi - \delta_{об}; \\ \sum_{n=Z_d/2}^0 M_c + \sum_{n=Z_{con}-Z_d/2-Z_{об}}^0 M_c + M_{хол}, \quad \pi + \delta_{об} > \varphi > \pi - \delta_{об}; \\ \sum_{n=Z_d/2}^0 M_c + \sum_{n=Z_{con}-Z_d/2}^0 M_c + M_{хол}, \quad otherwise, \end{cases} \quad (2)$$

где  $Z_d$  – количество резцов на диске, шт.

Таблица 1. Замеры отрезков движения комбайна на забой  
Table 1. Measurements of the lengths of the mining machine feed to the stope

Номер замера	Высота подрубки, мм	Время, с	Расстояние, м	Скорость, м/мин
1	400	115	0,370	0,193
2	1000	266	0,910	0,205
3	1300	186	0,630	0,203
4	1600	112	0,385	0,206

Зависимости (1) и (2) позволяют определить нагрузки на привод исполнительного органа при работе комбайна неполным сечением и изменении высоты пласта.

**Результаты.** Зависимости, установленные в результате теоретических исследований, применены для горного комбайна «Урал-20Р», занимающего доминирующее положение в проходке очистных выработок калийных месторождений. Зависимость момента резания  $M_i$  от количества оборотов исполнительного



органа  $t/T$  и высоты подрубки  $H$  представлена на рис. 3. Скорость подачи комбайна на забой принята равной 0,22 м/мин, что соответствует установленной технической производительности [13].

Для определения степени достоверности теоретической модели нагруженности приводной системы разрушающего органа необходимо проводить экспериментальные исследования работы комбайна в режиме отработки неполного сечения забоя.

**Верификация экспериментом. Исходные данные.** Авторами совместно с сотрудниками ООО «Региональный канатный центр» (ООО «РКЦ») проводились испытания горного комбайна «Урал-20Р» производства АО «Копейский машиностроительный завод» (АО «КМЗ») в условиях Верхнекамского калийного месторождения. С помощью аппаратно-регистрирующего комплекса «Ватур» проводились измерения основных показателей нагруженности электродвигателей исполнительного органа, впоследствии преобразованные в крутящий момент [14–16].

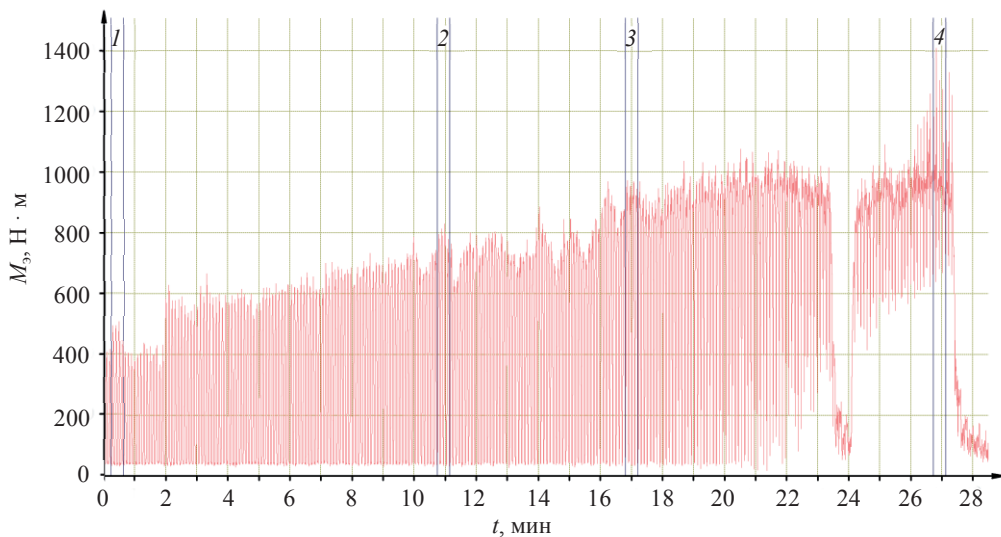


Рисунок 4. Экспериментальные измерения крутящего момента  
Figure 4. Experimental torque measurements

Скорость подачи комбайна на забой определялась путем фиксации пройденных комбайном отрезков пути и соответствующих временных интервалов. Машинист обеспечивал стабильную подачу комбайна на забой, ориентируясь на индикаторы токовых нагрузок. Высота подрубки последовательно увеличивалась от 400 до 1600 мм. В табл. 1 приведены значения скоростей подачи комбайна и высоты подрубки на контрольных отрезках.

Предварительно проводился осмотр режущих инструментов планетарного органа. Все резцы находились в удовлетворительном состоянии.

**Анализ результатов эксперимента.** Обработка данных измерений проводилась в программном обеспечении «Ватур». На рис. 4 показано изменение крутящего момента электродвигателя комбайна при отбойке руды при изменении высоты подрубки. Среднее значение крутящего момента, затрачиваемого на отбойку массива, увеличивается по мере движения комбайна на забой. При этом величина отклонения от среднего значения также повышается, что соответствует представлениям, полученным в теоретической модели. Выделенные участки 1–4 соответствуют высоте неполного забоя от 400 до 1600 мм и использованы для сравнительного анализа с результатами теоретического исследования.

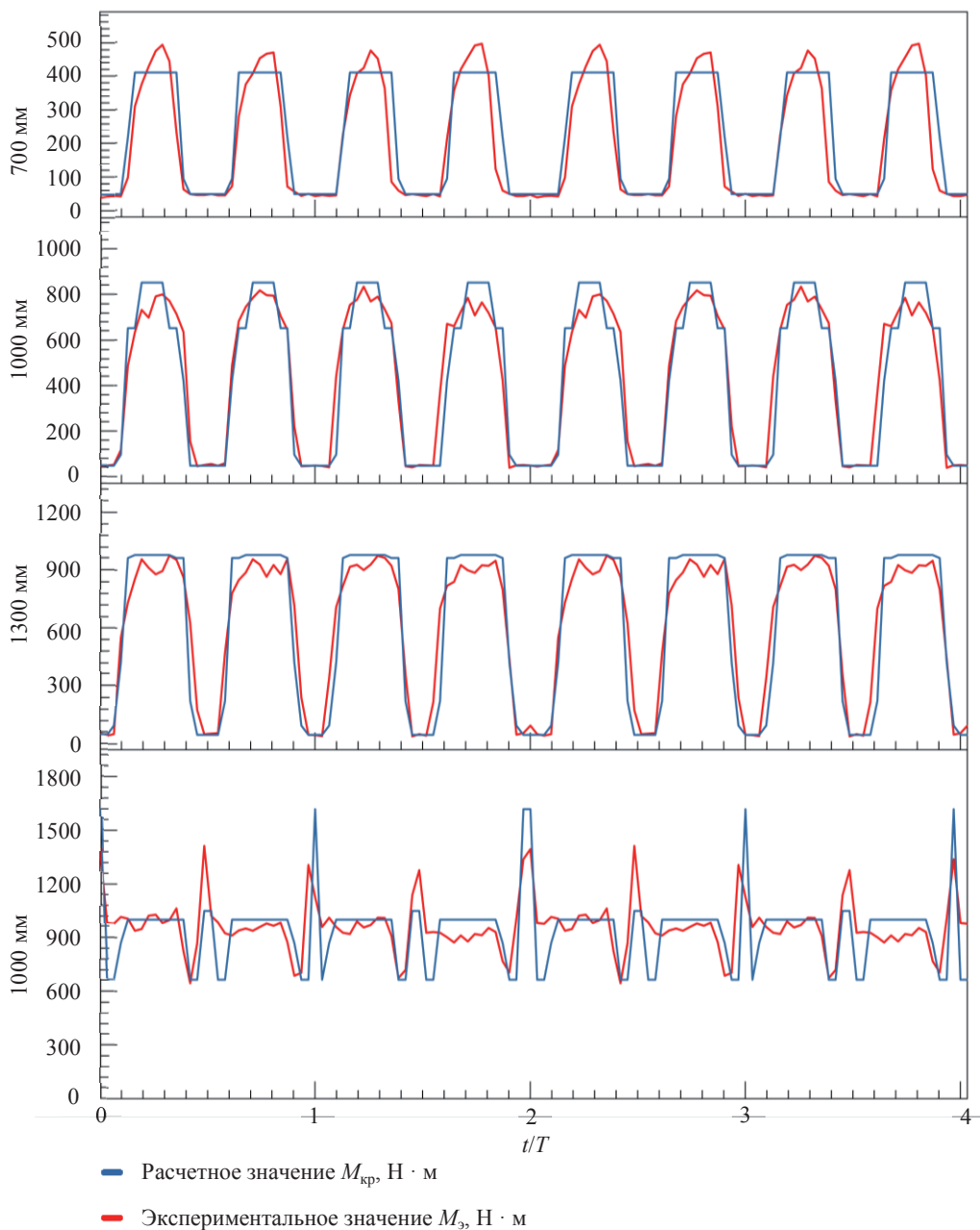


Рисунок 5. Зависимость теоретического и экспериментального момента резания от времени полного оборота исполнительного органа  
 Figure 5. Dependence of the theoretical and experimental cutting torque on the time of full rotation of the operating body

Как видно из рис. 5, общий характер изменения крутящего момента, зарегистрированного в реальных условиях эксплуатации, совпадает с результатами теоретических исследований. Отличительные особенности в виде превышения пиковых значений или отдельных выраженных пиков нагрузок вблизи максимальных значений объясняются реальными условиями эксплуатации горного комбайна. Одним из факторов может являться неоднородность

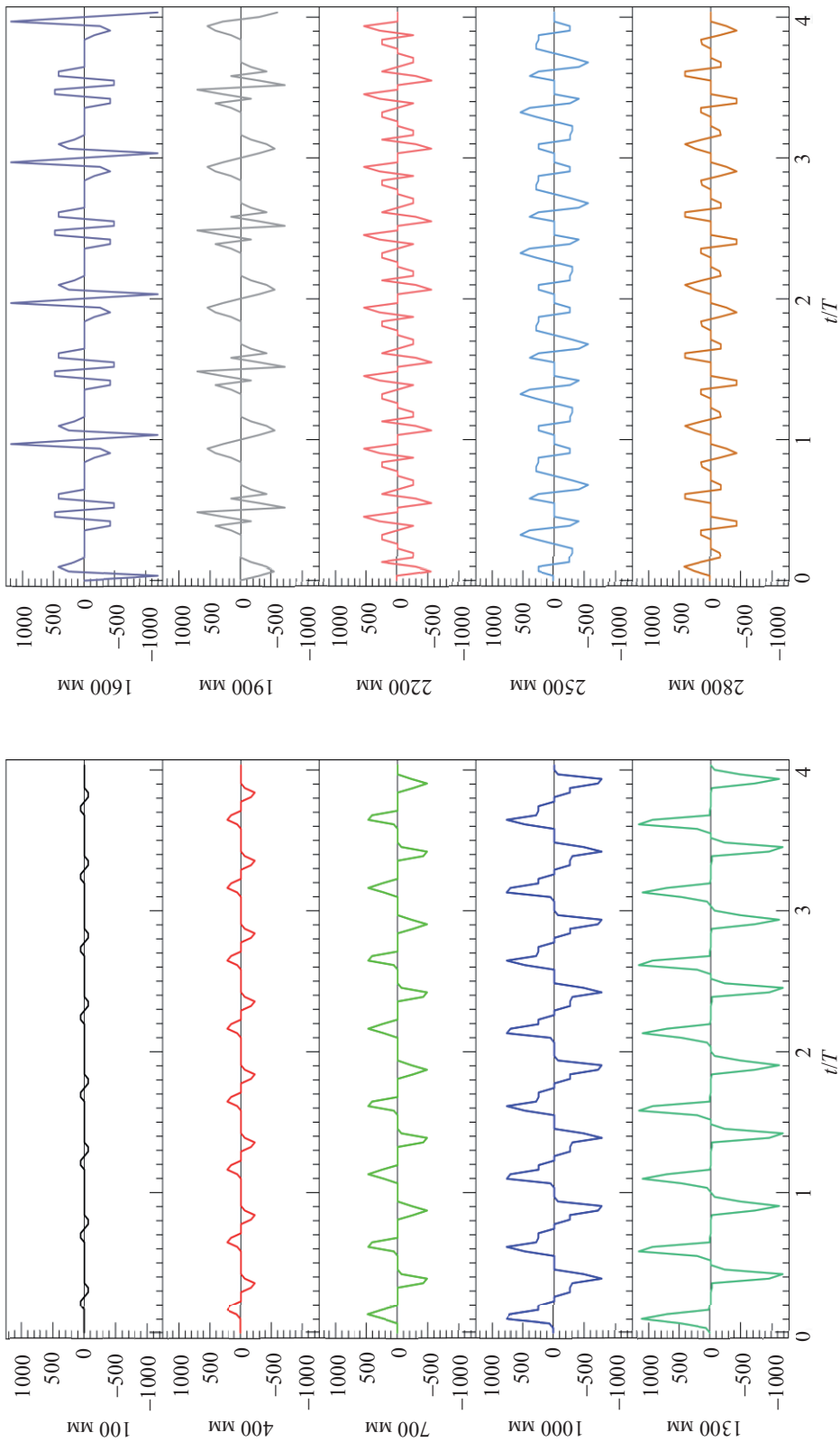


Рисунок 6. Скорость изменения момента резания планетарным органом  
 Figure 6. Rate of change of planetary body cutting torque

калийного массива, вследствие чего сопротивляемость резанию может как увеличиваться, так и уменьшаться.

Максимальное отклонение между значениями теоретической модели и данными измерений составляет 10 %, что говорит о достоверности построенной модели.

**Анализ результатов.** Для оценки работы планетарного органа комбайна в режиме неполного сечения забоя будем использовать основные показатели эффективности, предложенные в работах Qiao и др. [17]. Дополнительно определим скорость изменения момента резания приводной системы.

**Коэффициент колебания нагрузки.** Постоянно изменяющееся количество резцов, взаимодействующих с горным массивом, определяет вариативность в уровне нагрузок, действующих на приводную систему. Данный коэффициент отражает степень колебания момента резания относительно среднего значения, что определяет надежность исполнительного органа. Чем выше значение, тем сильнее колебания нагрузки. Коэффициент колебания нагрузки определяется формулой:

$$\delta_j = \frac{1}{M_{cp}} \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N (M_i - M_{cp})^2}{N}},$$

где  $M_i$  – момент резания, Н · м;  $M_{cp}$  – средний момент резания, Н · м;  $N$  – число точек регистрации нагрузки.

**Таблица 2. Показатели работы планетарного органа в зависимости от высоты подрубки**  
**Table 2. Planetary body performance indicators depending on the undercutting height**

Высота подрубки, мм	$M_{cp}$ , Н · м	$\delta_j$	$\max(v_m)$ , Н · м/с	$H_w$ , кВт · ч/т
100	57,6	0,33	61	2,97
400	111,0	0,73	223	0,73
700	232,0	0,78	478	0,69
1000	441,0	0,80	774	0,82
1300	628,0	0,68	951	0,83
1600	933,0	0,22	1194	0,96
1900	1206,0	0,18	713	1,02
2200	1376,0	0,13	549	0,98
2500	1633,0	0,10	551	1,02
2800	1781,0	0,07	419	1,01

**Удельный расход энергии.** Этот показатель используют для определения расхода энергии, необходимой для добычи тонны полезного ископаемого. Удельный расход является важным экономическим показателем эффективности работы горного комбайна. Чем выше значение данного показателя, тем ниже эффективность работы режущего органа. Удельный расход энергии определяется выражением:

$$H_w = \frac{M_{cp} n_n}{9549 F_{\text{ио}} \rho V_k},$$

где  $F_{\text{ио}}$  – площадь поверхности, обрабатываемой исполнительным органом, м<sup>2</sup>;  $\rho$  – плотность руды в горном массиве, т/м<sup>3</sup>;  $V_k$  – скорость подачи комбайна, м/мин.

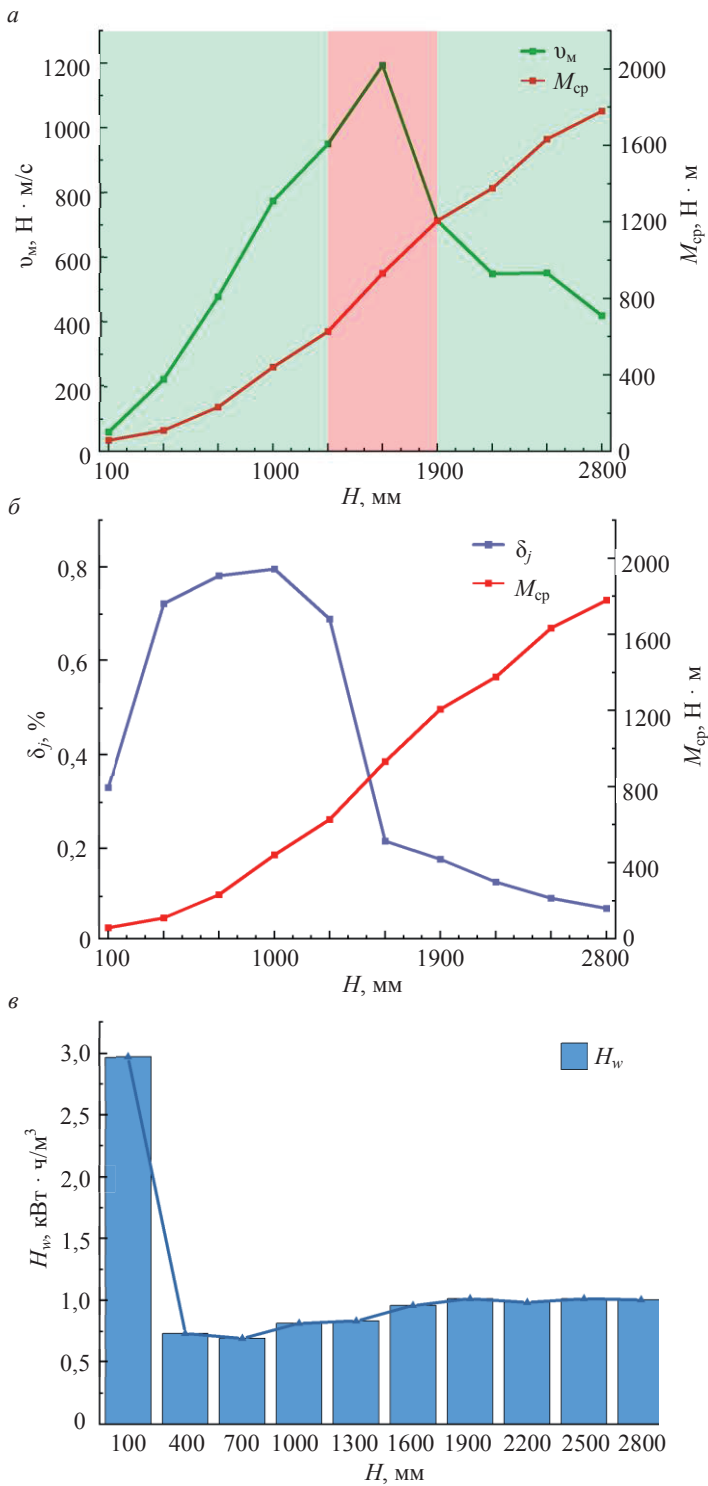


Рисунок 7. Скорость изменения и среднее значение момента резания – а; коэффициент колебания нагрузки и среднее значение момента резания – б; удельный расход энергии от высоты подрубki – в  
 Figure 7. Rate of change and average cutting torque – a; load variation coefficient and average cutting torque – б; specific energy consumption depending on the undercutting height – в

**Средний момент резания.** Данный показатель зависит от многих параметров как режущего органа, так и горного массива, он отражает среднее значение нагрузки. Формула определения среднего момента резания имеет вид:

$$M_{\text{ср}} = \left( \sum_{i=1}^N M_i \right) / N.$$

**Скорость изменения момента резания.** Амплитудные колебания, малые по периоду и частоте, не находят существенного отражения в коэффициенте колебания нагрузки. Для определения таких нагрузок используем показатель скорости изменения момента, определяемый формулой:

$$v_m = \frac{dM_i}{dt}.$$

На рис. 6 видно, что с увеличением высоты подрубки забоя до 1600 мм скорость изменения момента резания увеличивается, а период действия сокращается. После 1600 мм период увеличивается, скорость изменения момента резания стабилизируется. Для дальнейшего анализа выделены максимальные значения скорости изменения момента резания и совместно с другими показателями сведены в табл. 2.

В табл. 2 представлены основные результаты математических расчетов. Максимальные значения скорости изменения момента резания варьируются в широких пределах. Как показано на рис. 7, а, данный показатель увеличивается до высоты забоя 1600 мм, после чего начинает свое снижение и стабилизируется в диапазоне 2200–2800 мм. Средний момент резания показывает рост по мере увеличения высоты забоя. Это объясняется тем, что увеличиваются площадь обрабатываемого забоя и количество взаимодействующих резцов. Период 100–1300 мм сопровождается ростом скорости изменения момента резания, однако это происходит на низких средних значениях. В диапазоне 1300–1900 мм наблюдается ускоренный рост средних значений крутящего момента при высоких скоростях изменения момента резания. Данный фактор определяется нестабильным периодом в районе величины радиуса исполнительного органа, когда режущий орган на короткий промежуток времени контактирует всеми резцами дисков с горным массивом. Период 1900–2800 мм показывает увеличение среднего значения момента резания в зону номинальных значений при снижении скорости изменения момента.

Как показано на рис. 7, б, высокие значения коэффициента колебаний наблюдаются от 400 до 1600 мм. Это означает, что величина колебаний момента растет быстрее, чем средние значения нагрузок. Данное обстоятельство связано с ростом количества резцов, контактирующих с горным массивом, при этом период холостого хода разрушающего органа сокращается. Период 1300–1600 мм связан с резким снижением коэффициента колебаний нагрузки по причине отсутствия моментов холостого хода режущих дисков и увеличением средних значений момента резания. Диапазон 1600–1900 мм отражает движение коэффициента колебаний в зону установившегося режима работы при нарастающем моменте резания.

Согласно зависимости удельного расхода энергии и высоты подрубки забоя, представленной на рис. 7, в, работа комбайна при высоте подрубки до 400 мм сопровождается высоким удельным расходом энергии при низкой эффективности резания. При этом диапазон высоты неполного забоя 400–1300 мм в среднем на 25 % эффективней работы в периоде 1600–2800 мм.

**Выводы.** В данном исследовании создана теоретическая модель определения нагруженности приводной системы планетарного органа горного комбайна при его работе неполным сечением. Учет общей зоны разрушения позволил добиться большей точности в определении действующих моментов. Оценка работы комбайна в режиме неполного сечения забоя проводилась по следующим показателям: коэффициент колебания нагрузки, скорость изменения момента резания, средний момент резания, удельные энергозатраты. Результаты показывают, что максимальные значения коэффициента колебания нагрузки находятся в диапазоне 400–1600 мм, при этом интенсивный рост среднего момента резания происходит в пределе 1300–1900 мм. Также в данном периоде определена максимальная скорость изменения момента. Согласно удельному расходу энергии, работа комбайна до 400 мм высоты подрубки является малоэффективной, при этом зона 400–1300 мм показала высокую рентабельность. Поэтому оптимальный диапазон высоты подрубки пласта –  $H \in [400 \text{ мм}; 1300 \text{ мм}] \cup [1900 \text{ мм}; 2800 \text{ мм}]$ . Достоверность результатов теоретической модели подтверждена экспериментальными исследованиями работы комбайна в реальных условиях эксплуатации. Результаты проделанной работы планируется применить на рудниках калийных предприятий Верхнекамского месторождения.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Методологическое руководство по ведению горных работ на рудниках ОАО «Сильвинит» // Д. Н. Алыменко [и др.]. Новосибирск: Наука, 2011. 486 с.
2. Озорнин М. С., Шишлянников Д. И., Романов В. А. Определение параметров работы комбайновых комплексов калийных рудников при проходке камер неполным сечением забоя // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 105–112. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-105-112
3. Пинский В. Л., Брусиловский Д. В. Очистная выемка калийных руд в камерах. М.: НИИТЭХИМ, 1981. 79 с.
4. Куоза В. Д. Режимы работы добычных комбайнов калийных рудников // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. тр. XXI междунар. науч.-технич. конф. в рамках Уральской горнопромышленной декады. Екатеринбург, 2023. С. 362–368.
5. Трифанов М. Г., Шишлянников Д. И., Иванов С. Л. Оценка нагруженности приводов проходческо-очистных комбайнов «Урал» в реальных условиях эксплуатации // ГИАБ. 2018. № 1. С. 166–174. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-1-0-166-174
6. Liu Z., Ni F., Wei C., Li H. Experimental and numerical investigation of roadheader for breaking rock containing predrill holes // Energy Science Engineering. 2020. Vol. 8(7). P. 2511–2526. DOI: /10.1002/ese3.682
7. Wang Z., Zeng Q., Wan L., Lu Z., Wang H. Investigation of the influence of cutting parameters on conical pick cutting performance and rock damage // Machines. 2022. Vol. 10(11). DOI: /10.3390/machines10111034
8. Cheluska P. Optimization of the cutting process parameters to ensure high efficiency of drilling tunnels and use the technical potential of the Boom-Type roadheader // Energies. 2020. Vol. 13(24). P. 65–97. DOI: 10.3390/en13246597
9. Старков Л. И., Земсков А. Н., Кондрашев П. И. Развитие механизированной разработки калийных руд. Пермь: ПГТУ, 2007. 522 с.
10. Семенов В. В., Мальчер М. А., Петров В. П., Морозов С. П. Проходческо-очистные комбайны «Урал» для добычи калийной руды и каменной соли // Горное оборудование и электромеханика. 2008. № 8. С. 17–21.
11. Трифанов Г. Д., Куоза В. Д. Взаимодействие планетарно-дискового органа горного комбайна с массивом в режиме подрубки пласта // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 6. С. 50–59. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-50-59
12. Комбайны проходческо-очистные для добычи калийных руд. Выбор показателей назначения и расчет параметров разрушения горных пород. Отраслевая методика / Пинский В. Л. [и др.]. Л.: ВНИИГ, 1986. 54 с.
13. Земсков А. Н., Лискова М. Ю., Заалишвили В. Б., Шамрин М. Ю. Современные технологические и технические решения при ведении горных работ на калийных рудниках // Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2022. Вып. 2 С. 284–296. DOI: 10.46689/2218–5194-2022-2-1-284–296
14. Шишлянников Д. И., Чекмасов Н. В., Трифанов М. Г., Габов В. В., Иванов С. Л., Асонов С. А. Повышение эффективности эксплуатации проходческо-очистных комбайнов калийных рудников на основе анализа записей регистраторов параметров // Горное оборудование и электромеханика. 2015. № 4(113). С. 3–10.
15. Shishlyannikov D. I., Pushkarev A. E. Use of heading-and-winning machine parameter loggers to predict gas-dynamic phenomena at potash mines // Journal of Physics: Conference Series. 2019. DOI: 10.1088/1742-6596/1384/1/012046

16. Trifanov G. D., Shishlyannikov D. I., Lavrenko S. A. Assessment of URAL-20R machine use efficiency while developing potash salt fields // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. 2016. Vol. 11. No. 9. P. 5722–5726.

17. Qiao S., Xia Y., Liu Z., Liu J., Ning B., Wang A. Performance evaluation of bolter miner cutting head by using multicriteria decision-making approaches // Journal of Advanced Mechanical Design, Systems, and Manufacturing. 2017. Vol. 11. Iss. 5. DOI: 10.1299/jamdsm.2017jamdsm0059

Поступила в редакцию 25 октября 2023 года

**Сведения об авторах:**

**Трифанов Геннадий Дмитриевич** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой горной электромеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: 2983723@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0001-7848-7873>

**Куоза Владислав Дмитриевич** – аспирант кафедры горной электромеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: vladislav.kuoz@gmail.com; <https://orcid.org/0009-0003-1482-8300>

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-18-31

**Studying the mining machine planetary-disc body loads when tunneling with stope back partial section**

**Gennadii D. Trifanov<sup>1</sup>, Vladislav D. Kuoza<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russia.

**Abstract**

**Introduction.** A mining machine with a planetary breaking body dominates potash ore mining in our country. About a half of mining machine working operations are carried out with stope back partial section. The mining machine operation in this mode remains understudied and underestimated, even though many components of the mining machine experience significant dynamic loads. The theoretical model is presented for determination of the cutting torques acting on the planetary body drive depending on the working face height considering the total fracture zone. The influence of the undercutting height on the performance indicators of the mining machine is studied.

**Research objective** is to determine the influence of the undercutting height on the planetary body drive load when tunneling with stope back partial section, as well as to evaluate the operating efficiency in this mode.

**Methods of research.** A set of methods was used, including theoretical study of the process of potash ore breaking by the planetary body when working with a stope back partial section, mathematical modelling, and their complex evaluation. The revealed dependencies were verified by experimental studies of the mining machine operation in the potash mine conditions.

**Results.** The dependence of the torque acting on the planetary body drive on the undercutting height was obtained considering the total fracture zone. The maximum deviation of the theoretical model from the experimental one was 10%. The specific energy consumption showed inefficient mining machine operation at the undercutting height of up to 400 mm. The coefficient of load fluctuation takes maximum values in the range of 400–1600 mm due to the low base of average torque, and the economic efficiency of this period was determined. The undercutting height of 1300–1900 mm is characterized by intensive growth of torque average values and maximum rate of torque change, which indicates amplitude oscillations of small period and frequency. The face height range of 1900–2800 mm shows all parameters' progress into the zone of normative values. The rational range of the undercutting height was determined.

**Conclusions.** The theoretical model of the planetary body operation in the mode of undercutting to height, considering the total fracture zone, allows to achieve sufficient accuracy in determining the torques acting on the drive system. The established rational range of planetary body operation when working with stope back partial section can be recommended to potash enterprises of the Upper Kama deposit.

**Keywords:** mining machine; stope back partial section; mine working cross-section; theoretical cutting model.

REFERENCES

1. Alymenko D. N. et al. *The methodological guidance on mining at the mines of OAO Salvinit.* Novosibirsk: Nauka Publishing; 2011. (In Russ.)



2. Ozornin M. S., Shishliannikov D. I., Romanov V. A. Determining the operating parameters of machine systems in potash mines when tunneling with stope back partial section. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 105–112. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2020-1-105-112

3. Pinsky V. L., Brusilovsky D. V. *Cleaning excavation of potash ores in cells*. Moscow: NIITECHEM Publishing; 1981. (In Russ.)

4. Kuoza V. D. Modes of operation of mining shearers of potash mines. In: *Technological equipment for mining and oil and gas industry: Proceedings of the 21st International scient. techn. conf. within the Ural Mining and Industrial Decade*. Ekaterinburg. 2023. P. 362–368. (In Russ.)

5. Trifanov M. G., Shishliannikov D. I., Ivanov S. L. In-situ estimation of drive loads in ural heading-and-winning machines. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2018; 1: 166–174. (In Russ.) Available from: doi: 10.25018/0236-1493-2018-1-0-166-174

6. Liu Z., Ni F., Wei C., Li H. Experimental and numerical investigation of roadheader for breaking rock containing predrill holes. *Energy Science Engineering*. 2020; 8(7): 2511–2526. Available from: doi: /10.1002/ese3.682

7. Wang Z., Zeng Q., Wan L., Lu Z., Wang H. Investigation of the influence of cutting parameters on conical pick cutting performance and rock damage. *Machines*. 2022; 10(1034). Available from: doi:10.3390/machines10111034

8. Cheluszka P. Optimization of the cutting process parameters to ensure high efficiency of drilling tunnels and use the technical potential of the boom-type roadheader. *Energies*. 2020; 13(24): 65–97. Available from: doi.org/10.3390/en13246597

9. Starkov L. I., Zemskov A. N., Kondrashev P. I. *Development of mechanized development of potash ores*. Perm: PSTU Publishing; 2007. (In Russ.)

10. Semenov V. V., Malcher M. A., Petrov V. P., Morozov S. P. The “Ural” tunneling-cleaning combines for potash ore and rock salt mining. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2008; 8: 17–21. (In Russ.)

11. Trifanov G. D., Kuoza V. D. Interaction of the mining machine planetary-disc body with the rock mass in the undercutting mode. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 6: 50–59. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2023-6-50-59

12. Pinskii V. L. et al. *Heading and winning machines for potash ore mining. Choice of destination indicators and calculation of rocks destruction parameters*. Industry methodology. Leningrad: VNIIG Publishing; 1986. (In Russ.)

13. Zemskov A. N., Liskova M. Iu., Zaalishvili V. B., Shamrin M. Iu. Modern technological and technical solutions for mining operations potash mines. *Izvestia Tul'skogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2022; 2: 284–296. (In Russ.) Available from: doi: 10.46689/2218–5194-2022-2-1-284–296

14. Shishliannikov D. I., Chekmasov N. V., Trifanov M. G., Gabov V. V., Ivanov S. L., Assonov S. A. Improving the efficiency of combines potash mines in the analysis of records. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2015; 4(113): 3–10. (In Russ.)

15. Shishliannikov D. I., Pushkarev A. E. Use of heading-and-winning machine parameter loggers to predict gas-dynamic phenomena at potash mines. *Journal of Physics: Conference Series*. 2019. Available from: doi: 10.1088/1742-6596/1384/1/012046

16. Trifanov G. D., Shishliannikov D. I., Lavrenko S. A. Assessment of URAL-20R machine use efficiency while developing potash salt fields. *ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences*. 2016; 11(9): 5722–5726.

17. Qiao S., Xia Y., Liu Z., Liu J., Ning B., Wang A. Performance evaluation of bolter miner cutting head by using multicriteria decision-making approaches. *Journal of Advanced Mechanical Design, Systems, and Manufacturing*. 2017; 11(5). Available from: doi: 10.1299/jamdsm.2017jamdsm0059

Received 25 October 2023

### Information about the authors:

**Gennadii D. Trifanov** – DSc (Engineering), Professor, Head of the Department of Mining Electromechanics, Perm National Research Polytechnic University. E-mail: 2983723@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0001-7848-7873>

**Vladislav D. Kuoza** – PhD student, Department of Mining Electromechanics, Perm National Research Polytechnic University. E-mail: vladislav.kuoza@gmail.com; <https://orcid.org/0009-0003-1482-8300>

**Для цитирования:** Трифанов Г. Д., Куоза В. Д. Исследование нагрузок планетарно-дискового органа комбайна при работе неполным сечением // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 18–31. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-18-31

**For citation:** Trifanov G. D., Kuoza V. D. Studying the mining machine planetary-disc body loads when tunneling with stope back partial section. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 18–31 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-18-31

## Оценка технологий оставления породы от проходки в выработанном пространстве шахты «Обуховская»

Казанин О. И.<sup>1\*</sup>, Сидоренко С. А.<sup>1</sup>, Евсюкова А. А.<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, г. Санкт-Петербург, Россия  
\*e-mail: kazanin\_oi@pers.spmi.ru

### Реферат

**Введение.** В статье, для условий шахты «Обуховская», рассмотрены возможности оставления в шахте породы, образуемой при проходке выемочных выработок. Показано, что при проведении выработок сплошным забоем по тонким пластам в поле шахты объемы породы, извлекаемой на поверхность в составе горной массы, могут превышать 700 тыс. т/год. На основе анализа мирового опыта сформулированы требования к технологиям оставления породы в шахте и определены технологии, которые могут быть использованы в условиях шахты. Рассмотрены варианты развития ситуации при сохранении существующей технологии и при внедрении технологий оставления породы в шахте.

**Методика проведения исследования** включает анализ и обобщение мирового опыта и результатов ранее проведенных исследований по оставлению породы в шахте, оценку применимости различных технологий в условиях шахты «Обуховская», стоимостную оценку внедрения технологий на шахте.

**Результаты исследования и их анализ.** Определены возможные в условиях шахты технологии, предусматривающие оставление породы от проходки в шахте. Предложены варианты размещения породы в выработанном пространстве за очистным забоем с формированием породной полосы над конвейерным штреком, а также с проведением спаренных выработок с выемкой целика между ними для размещения там породы. Показано, что несмотря на существенные первоначальные затраты, в средне- и долгосрочной перспективе внедрение технологий оставления породы в шахте становится экономически целесообразным наряду с социальным эффектом от улучшения экологической обстановки на земельном отводе шахты.

**Выводы, область применения результатов.** Снижение негативного воздействия подземной угледобычи на окружающую среду возможно при оставлении породы от проведения выработок по тонким пластам в выработанном пространстве. При этом выработанное пространство используется как отдельный георесурс при освоении месторождений. Предложенные в работе технологии могут быть реализованы как в условиях шахты «Обуховская», так и на других шахтах, обрабатывающих тонкие пласты.

**Ключевые слова:** угольная шахта; тонкие пласты; проходка; выемочные выработки; оставление пород в шахте; закладка; технологии; эффективность.

**Введение.** Требования минимизации воздействия производства и потребления угля на окружающую среду отмечаются в ряде документов по развитию угольной отрасли промышленности [1]. Многие компании угольного сектора пытаются адаптироваться к ESG-требованиям и внедрять более экологичные технологии (ESG – стратегия ведения бизнеса, подразумевающая бережное отношение к природе, работникам и обществу) [2–4]. Одним из направлений реализации таких технологий является оставление в шахте породы, твердых отходов, как получаемых во время текущей деятельности, так и из ранее сформированных отвалов на поверхности [5, 6]. На территории Ростовской области сформировано 452 отвала

пород шахт и обогатительных фабрик. Объем складированных в них отходов оценивается ориентировочно в 600 млн м<sup>3</sup> [7]. Кроме того, ежегодно только из шахты «Обуховская» выдается более 40 тыс. м<sup>3</sup> породы как от проходки, так и после ремонта выработок (подрывка почвы). Таким образом, актуальность решения вопросов утилизации таких отходов не вызывает сомнений в настоящее время и, с течением времени, будет возрастать [8–10].

Для решения вопросов оставления породы в шахте необходимо оценить объемы формируемых в результате развития горных работ выработанного пространства и получаемой породы, выбрать технологии подготовки породы к закладке, доставки и размещения в выработанном пространстве, определить ожидаемые затраты на реализацию технологий в сравнении с затратами на извлечение породы, транспортирование на поверхности и размещение в отвалы. Главным условием успешного внедрения технологий является, прежде всего, экономическая целесообразность.

**Объектом исследований** являются технологии оставления породы в шахте при отработке тонких пологих угольных пластов.

**Методика проведения исследований** включает анализ и обобщение мирового опыта и результатов ранее проведенных исследований по оставлению породы в шахте, оценку применимости различных технологий в условиях шахты «Обуховская», стоимостную оценку внедрения технологий на шахте.

**Горно-геологические условия и применяемые технологии горных работ.** Шахта «Обуховская» входит в состав АО «Шахтоуправление «Обуховская», отрабатывает пологий пласт  $k_2$  мощностью 1,1 м на глубине 690–800 м. В шахте одновременно работают 2 лавы. Объемы добычи составили в 2021 г. – 2,1 млн т; в 2022 г. – 1,1 млн т; план на 2023 г. – 1,8 млн т/год и на 2024 г. – 2,4 млн т. Согласно анализу планов горных работ и планируемых производственных показателей, в 2024 г. подвигание очистных забоев составит по пласту  $k_2$  2154 м. Планируемые объемы проходки по пласту  $k_2$  в 2024 г. – 4047 м. Выработки проводятся сечением трапециевидной формы в проходке 16,3 м<sup>2</sup> сплошным забоем буровзрывным способом с присечкой почвы пласта (65 % от общей площади поперечного сечения, рис. 1). При принятых на шахте технологиях проведения выработок объемы присекаемой в процессе проходки и извлекаемой на поверхность породы в 2024 г. составят 43 тыс. м<sup>3</sup>.

На шахте применяются бесцеликовые схемы подготовки выемочных участков, т. е. по мере подвигания очистного забоя вентиляционный штрек погашается, а конвейерный сохраняется для повторного использования при отработке смежного выемочного участка. Технологические решения в области проведения, поддержания и охраны выработок не предусматривают оставления породы в шахте. Подготовительные выработки проводятся с помощью буровзрывных работ (БВР) с присечкой пород почвы, охрана подготовительных выработок за лавой обеспечивается применением ряда из дорожных пластиковых буферов (БДБ), кустами из руд стоек и двумя рядами органной крепи. Управление кровлей в очистных забоях осуществляется полным обрушением, выработанное пространство выемочных участков и погашаемых выработок для оставления породы не используется. При этом объемы формируемого выработанного пространства по пласту  $k_2$  можно оценить следующим образом: 28 тыс. м<sup>3</sup> – погашаемые выработки и 474 тыс. м<sup>3</sup> – выработанное пространство после очистной выемки.

**Анализ технологий оставления породы в шахте.** Наиболее распространенный способ оставления породы в шахте – использование ее в качестве закладочного материала при отработке пластов. Технологии отработки пластов с закладкой выработанного пространства применялись на угольных шахтах, главным

образом, в XX в. (СССР, Польша, Германия, Чехословакия, Франция и др.), [11–13]. Применялись технологии с гидравлической (крутые пласты) и пневматической (пологие и наклонные пласты) закладкой. После перехода на рыночную модель и прекращения дотаций угольной отрасли практически все шахты, работающие с закладкой, оказались неконкурентоспособными и были закрыты.

В альбоме технологических схем отработки пологих пластов 1991 г. [14] представлена технологическая схема № 36 отработки пластов мощностью 1,0–2,0 м с углами падения 3–10° в уклонном поле по восстанию с полной гидравлической закладкой выработанного пространства и использованием очистных механизированных комплексов. Вместе с тем, практического применения предлагаемые решения не получили вследствие высоких затрат на формирование гидрозакладочного комплекса, необходимости подачи в шахту и последующего отвода больших объемов воды (до 4–5 м³ на 1 м³ закладочного материала), износа трубопроводов и пр.

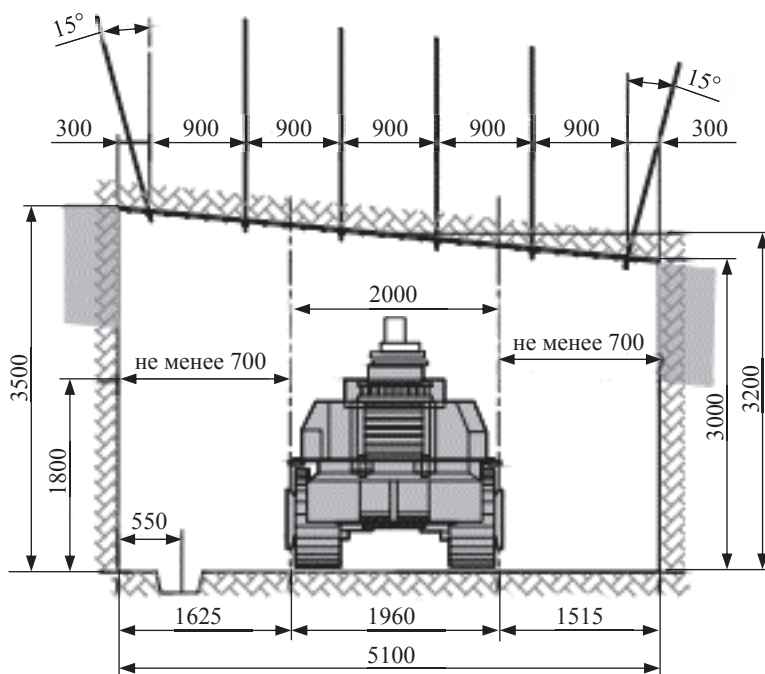


Рисунок 1. Сечение штреков, проводимых по пласту  $k_2$  в поле шахты «Обуховская»: площадь сечения выработки в свету  $S_{св} = 16,32 \text{ м}^2$ ; площадь сечения выработки в проходке  $S_{пр} = 16,32 \text{ м}^2$   
 Figure 1. Cross-section of the entries that developing on  $k_2$  coal seam in the Obukhovskaya mine field: net cross-section area  $S_{св} = 16.32 \text{ m}^2$ ; cross-section area of the excavation  $S_{пр} = 16.32 \text{ m}^2$

Оставление породы от проходки выработок в шахте предусмотрено в представленной в альбоме [14] технологической схеме № 24 разработки пластов мощностью 0,8–1,9 м с углом падения до 10° (рис. 2).

Для проведения выработок широким ходом предложено 2 технологические схемы, в которых проходка выработок предусмотрена с помощью БВР или проходческих комбайнов избирательного действия, закладка породы – закладочными комплексами «Титан-1». При этом выемка угольного пласта между выработками предусмотрена при помощи БВР с креплением призабойного пространства индивидуальной крепью и монтажом ограждения перед подачей закладочного материала. Схемы характеризуются высокой трудоемкостью, обеспечивают скорость

проведения выработок в пределах 2,4–5,0 м/сут или 70–150 м/мес, что не позволяет обеспечить своевременное воспроизводство фронта очистных работ на современных шахтах.

В настоящее время на действующих шахтах РФ технологии отработки пластов с закладкой выработанного пространства, так же как и проведения выработок широким ходом, не применяются, поскольку не обеспечивают конкурентоспособность угледобычи по сравнению с отработкой с полным обрушением и проведением выработок сплошным узким забоем.

Отработка пологих пластов с полной закладкой применяется на шахтах КНР как одна из составных частей концепции «Зеленая шахта». Разработаны механизированные комплексы, позволяющие обрабатывать угольные пласты длинными забоями и возводить закладочный массив механическим способом с использованием скребкового конвейера специальной конструкции и трамбовочного устройства (рис. 3, а). Для размещения закладки в погашаемых выработках предлагается использовать самопередвижной ленточный перегружатель (рис. 3, б) со скоростью ленты до 7 м/с и возможностью изменения длины, а также положения места разгрузки в вертикальной и горизонтальной плоскостях является простым и эффективным инструментом для закладки, не требует специальной подготовки породы перед использованием в качестве закладочного материала.

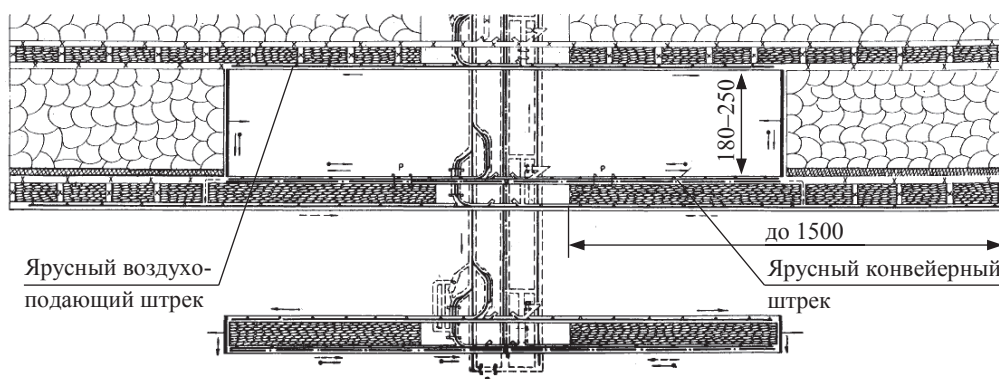


Рисунок 2. Технологическая схема разработки тонких и средней мощности пологих пластов с проведением выемочных выработок широким ходом

Figure 2. Process flow scheme for the thin and medium thickness flat coal seam mining with slab entries

**Выбор технологий для шахты «Обуховская».** Проведенный анализ возможных способов оставления породы в шахте показал, что применительно к условиям шахты «Обуховская» наиболее простая технология размещения породы от проходки в погашаемых выработках с использованием в качестве закладочной машины самопередвижных ленточных перегружателей не может быть использована, поскольку объем погашаемых выработок существенно меньше объема получаемой породы. К рассмотрению можно принять следующие технологии.

**Технология 1.** Размещение породы от проходки в выработанном пространстве над конвейерным штреком, сохраняемым за лавой, с использованием закладочного комплекса «Титан-1».

**Технология 2.** Проведение спаренных выработок с выемкой угольного пласта между ними и закладкой породы от проходки в выработанное пространство между выработками.

При этом применяемые технологии должны обеспечивать:

– скорость проходки выработок, обеспечивающую своевременное воспроизводство фронта очистных работ;

- минимальные дополнительные затраты;
- минимальные изменения (отсутствие изменений) применяемых на шахте технологий очистных и проходческих работ.

*Технология 1* предполагает изменения технологии проходки в части организации раздельной выемки и погрузки угля и породы, требует организации транспортирования закладочного материала к месту закладки, а также подготовки закладочного материала к закладке (дробление). Кроме того, для реализации технологии потребуются устройства для обеспечения перегрузки породы с ленточного конвейера в уклоне на ленточный конвейер в конвейерном штреке.

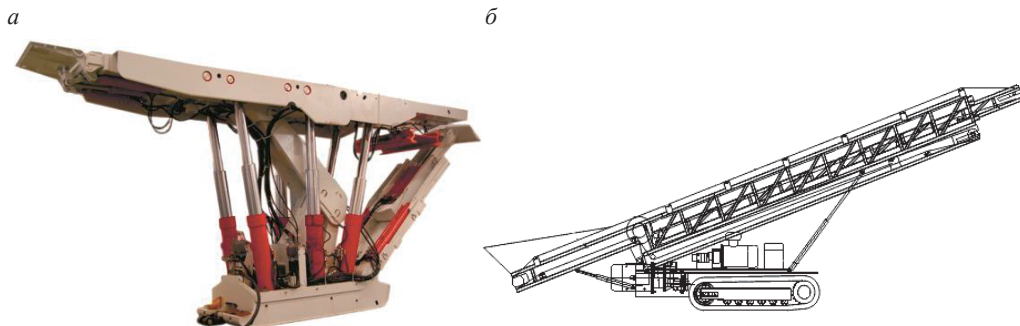


Рисунок 3. Оборудование для возведения закладочного массива (КНП): *а* – в выработанном пространстве за очистным забоем; *б* – в погашаемых выработках  
Figure 3. Equipment for the backfilling (China): *a* – into the gob behind longwall; *b* – into the filled entries

Анализ планов горных работ по пласту  $k_2$  показал, что для применения технологии 1 необходимо разделение грузопотоков из проходческого и очистного забоев. Это возможно при проведении выработок со стороны фланга, противоположного направлению транспортирования угля из очистного забоя. Кроме того, для обеспечения раздельной выемки угля и породы при проходке представляется целесообразным переход от буровзрывной к комбайновой выемке. В условиях шахты для проходки выработок по пласту  $k_2$  возможно применение комбайнов КП-330 или КСП-35, которые способны проходить выработки по углю и породам прочностью на одноосное сжатие до 130 МПа. Также в состав оборудования для реализации технологии необходимо включить пневмозакладочный комплекс «Титан-1».

*Технология 2* не предполагает транспортирование закладочного материала за пределы рабочего пространства, но требует модернизации технологии проходки выработок, выемки угольного пласта между ними, возведения закладочного массива. При этом применение спаренных выработок вместо одинарных расширяет возможности технологической схемы очистных работ. Для реализации технологии 2 возможно применение разных технологических схем с разным набором оборудования. Для обеспечения требуемой скорости проведения выработок и раздельной выемки угля и породы возможны следующие варианты.

*Вариант 1.* Выемку угля в пределах контура выработок и между выработками производить с помощью оборудования для длинных забоев; выемку породной части сечения выработок – с помощью двух проходческих комбайнов КП-330 или КСП-35; для закладки породы – два пневмозакладочных комплекса «Титан-1»;

*Вариант 2.* Выемку угля в пределах контура выработок и между выработками производить с помощью комплекта короткозабойного оборудования; выемку по-

родной части сечения выработок – с помощью проходческого комбайна КП-330 или КСП-35 (или зарубежного аналога), работающего по схеме place-change; для закладки породы – два пневмозакладочных комплекса «Титан-1».

**Стоимостная оценка технологий.** Для оценки эффективности внедрения рассмотренных вариантов технологий использована методика экономической оценки реализации организационно-технических мероприятий по совершенствованию горного производства. Оценка эффективности альтернативных технологий оставления породы в выработанном пространстве шахты произведена на основе расчета и анализа основных экономических показателей: чистого дисконтированного дохода (ЧДД), срока окупаемости инвестиций ( $T_{ок}$ ), индекса доходности (ИД), внутренней нормы доходности (ВНД) [15]:

$$\text{ЧДД} = \sum_{i=1}^T (P_i + A_i - Z_i - K_i) \frac{1}{(1 + E)^{t-1}},$$

где  $T$  – временной период, за который производится расчет;  $P_i$  – выручка от внедрения технологии, р.;  $A_i$  – величина амортизационных отчислений, р.;  $Z_i$  – текущие затраты, р.;  $K_i$  – капитальные вложения в приобретение техники для реализации предлагаемой технологии, р.;  $t$  – текущий год периода оценки;  $E$  – норма дисконта.

**Таблица 1. Сравнение показателей экономической эффективности по вариантам технологии**  
**Table 1. Comparison of the economic efficiency indicators by technology options**

Показатель	Технология 1	Технология 2	
		Вариант 1	Вариант 2
Чистый дисконтированный доход (ЧДД), млн р.	146	136	106
Срок окупаемости инвестиций $T_{ок}$ , год	2,5	2,7	3,2
Индекс доходности (ИД), д. е.	1,73	1,65	1,44
Внутренняя норма доходности (ВНД), %	39,0	36,0	28,5

Были рассмотрены три варианта технологий оставления породы в выработанном пространстве, предусматривающие различные виды техники и, соответственно, разные капитальные вложения. При этом при реализации технологий в качестве положительного эффекта прогнозируется снижение издержек производства, связанных с транспортированием, подъемом и размещением на поверхности породы от проходки, что по укрупненной оценке составит 120 млн р. ежегодно. Оценка вариантов произведена на 5 лет, исходя из нормативного срока работы оборудования. Результаты расчетов представлены в табл. 1 и на рис. 4.

Как видно из рис. 1, несмотря на существенный объем инвестиций, внедрение технологий оставления породы в шахте позволит получить экономический эффект через 2,5–3 года. Кроме того, без применения таких технологий прирост породы в отвалах на поверхности за период с 2023 по 2030 г. составит более 700 тыс. т.

**Результаты.** Проведенные исследования позволяют сделать следующие выводы.

Возрастающие требования к снижению воздействия подземной угледобычи на окружающую среду делают актуальными исследования в области поиска эффективных технологий оставления породы в шахтах.

Анализ мирового опыта отработки угольных пластов с оставлением породы в шахте показал, что технологии отработки пластов с полной закладкой выработанного пространства (порода используется в качестве закладочного материала)

в странах с рыночным ценообразованием практически не применяются вследствие дополнительных затрат на содержание закладочного хозяйства и, соответственно, снижения конкурентоспособности по сравнению с технологиями отработки пластов с полным обрушением.

Из применяемых ранее на шахтах СССР технологий отработки с закладкой в условиях шахты «Обуховская» для оставления породы от проходки возможно оставление породы в выработанном пространстве очистного забоя (выкладка породной полосы над конвейерным штреком) или проведение спаренных выработок широким ходом с выемкой целика между выработками и размещением там породы.

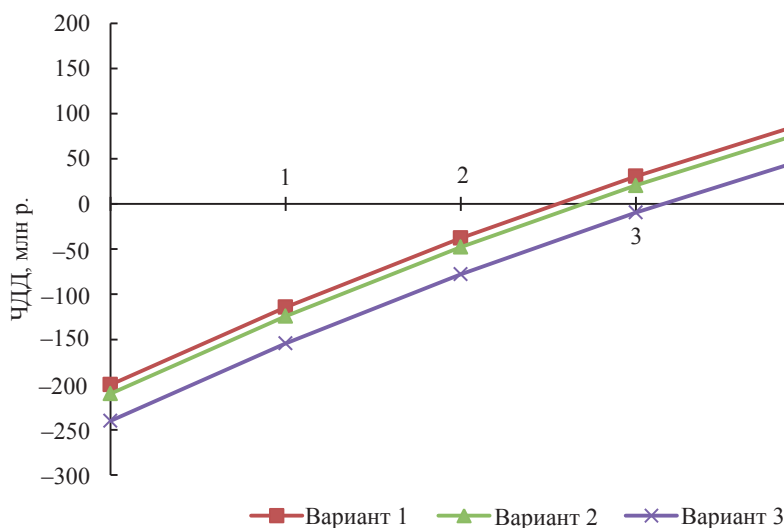


Рисунок 4. Оценка эффективности вариантов технологии оставления породы в выработанном пространстве

Figure 4. Efficiency assessment for various technologies of leaving the rock in the gob

Оценка технических возможностей данных технологий показала, что необходима их модернизация для обеспечения скорости проходки, необходимой для своевременного воспроизводства фронта очистных работ, т. е. дополнительные инвестиции в приобретение необходимого современного проходческого, транспортного и закладочного оборудования.

Укрупненная стоимостная оценка внедрения технологий оставления породы от проходки в шахте показала экономическую целесообразность их реализации, а также социальный эффект от снижения объемов породы, размещаемых в отвалах на поверхности.

Детальная проработка технологических схем и обоснование параметров технологии в условиях шахты являются задачами дальнейших исследований.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Долгосрочная программа развития угольной промышленности России на период до 2030 года. URL: <https://minenergo.gov.ru/node/1846> (дата обращения: 14.10.2023).
2. Зубов В. П., Куанг Ф. Л. Разработка ресурсосберегающей технологии выемки пологих угольных пластов с труднообрушающимися породами кровли (на примере шахт Куанггиньского угольного бассейна) // Записки Горного института. 2022. Т. 257. С. 795–806. DOI: 10.31897/PMI.2022.72
3. Зубов В. П., Антонов А. А., Луговской Ю. Н., Морозов М. Д., Михайленко О. В. Повышение полноты закладки выработанных пространств при слоевых системах разработки Яковлевской залежи // Записки Горного института. 2010. Т. 185. С. 25–30.



4. Куок В. К., Зубов В. П. Перспективы совершенствования технологий подземной разработки угольных пластов на шахтах Вьетнама // Записки Горного института. 2014. Т. 207. С. 46–49.
5. Пашкевич М. А., Алексеенко А. В., Нуреев Р. Р. Формирование экологического ущерба при складировании сульфидсодержащих отходов обогащения полезных ископаемых // Записки Горного института. 2023. № 260. С. 155–167. DOI: 10.31897/PMI.2023.32
6. Каплунов В. Ю., Попов М. С. О проблеме принятия эколого-экономических решений по использованию отвалов и террикоников в угольной отрасли России // ГИАБ. 2010. № 7. С. 241–244.
7. Коломенский Г. Ю., Гипич Л. В., Коломенская В. Г., Михалев С. А., Седлецкий В. И. Экологические последствия ликвидации шахт Восточного Донбасса и необходимость совершенствования системы экомониторинга // Известия вузов. Северо-Кавказский регион. Естественные науки. 2006. № 2. С. 79–82.
8. Сидоренко А. А., Сидоренко С. А. Повышение эффективности подземной угледобычи в сложных горно-геологических условиях // Записки Горного института. 2014. Т. 208. С. 181–184.
9. Кокин А. В., Котов С. А., Иванкова Е. А. Новые взгляды на состояние и проблемы воспроизводства ресурсов окружающей природной среды в ЮФО и Ростовской области // Государственное и муниципальное управление. Ученые записки. 2007. № 1. С. 129–138.
10. Ивантова Н. П. Твердые отходы угольного производства Восточного Донбасса и их использование // Шахты: ЮРО ЛПИ РФ. 2006. 158 с.
11. Беликов В. В., Чавкин А. И. Проблемы и пути повышения эффективности проведения подготовительных выработок на угольных шахтах России // Уголь. 2009. № 3. С. 31–34.
12. Cui F. Experimental study on the effect of advancing speed and stoping time on the energy release of overburden in an upward mining coal working face with a hard roof // Sustainability. 2019. No. 12. Iss. 1. P. 37. DOI: 10.3390/su12010037
13. Bai X., Ding H., Lian J., Ma D., Yang X., Sun N., Xue W., Chang Y. Coal production in China: past, present, and future projections // International Geology Review. 2020. No. 60(5). P. 1–13. DOI: 10.1080/00206814.2017.1301226
14. Зайденварг В. Е., Соболев В. В., Сныткин И. И. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1991. 127 с.
15. Моссаковский Я. В. Экономика горной промышленности. М.: Горная книга (МГТУ), 2017. 525 с.

Поступила в редакцию 12 декабря 2023 года

#### Сведения об авторах:

**Казанин Олег Иванович** – доктор технических наук, профессор РАН, доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Санкт-Петербургского горного университета. E-mail: kazanin\_oi@pers.spmi.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9663-6713>

**Сидоренко Сергей Александрович** – кандидат технических наук, доцент, заместитель декана экономического факультета Санкт-Петербургского горного университета. E-mail: sidorenko\_sa@pers.spmi.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8969-2482>

**Евсюкова Алина Анатольевна** – аспирант Санкт-Петербургского горного университета. E-mail: alinka\_evsyukova@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0003-3513-7587>

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-32-41

### Assessment of technologies for leaving the rock from entries development in the gob of the Obukhovskaya mine

Oleg I. Kazanin<sup>1</sup>, Sergey A. Sidorenko<sup>1</sup>, Alina A. Evsiukova<sup>1</sup>

<sup>1</sup> St. Petersburg Mining University, St. Petersburg, Russia.

#### Abstract

**Introduction.** In the article, for the conditions of the Obukhovskaya mine, the possibilities of leaving the rock formed during entries development in the mine are considered. It is shown that when developing entries on thin coal seams in the mine field, the volumes of rock extracted to the surface as part of the rock mass can exceed 700 thousand tons per year. Based on the analysis of world experience, the requirements for technologies for leaving rock in the mine are formulated, technologies that can be used in mine conditions are identified. The options for the development of the situation while maintaining the existing technology and introducing technologies for leaving rock in the mine are considered.

*Methods of research* include the analysis and generalization of world experience and the results of previous studies on leaving rock in the mine, an assessment of the applicability of various technologies in the conditions of the Obukhovskaya mine, and a cost assessment of the introduction of technologies at the mine.

**Research results and analysis.** The technologies acceptable in the conditions of the mine, providing for leaving the rock from entries development in the mine, have been determined. The options for placing the rock in the gob of the longwall panel with the formation of a rock strip above the conveyor entry, as well as with paired entries with the excavation of the coal seam between them to place the rock there. It is shown that despite significant initial costs, in the medium and long term, the implementation of technologies for leaving rock in the mine becomes economically feasible along with the social effect of improving the environmental situation on the land allotment of the mine.

**Conclusions and application of research results.** Reducing the negative impact of underground coal mining on the environment is possible if the rock from entries development on thin coal seams is left in the gob. At the same time, the gob is used as a separate geo-resource during the development of deposits. The technologies proposed in the article can be implemented both in the conditions of the Obukhovskaya mine and in other mines working out thin coal seams.

**Keywords:** coal mine; thin seams; entries development; mine workings; leaving rock in the mine; backfill; technologies; efficiency.

#### REFERENCES

1. Long-term program of Russian coal industry development for the period up to 2030. (In Russ.) Available from: <https://minenergo.gov.ru/node/1846> [Accessed 14 October 2023].
2. Zubov V. P., Quang F. L. Development of resource-saving technology of excavation of hollow coal seams with hard-to-collapse roof rocks (by the example of mines of Quang Ninh coal basin). *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2022; 257: 795–806. (In Russ.) Available from: doi: 10.31897/PMI.2022.72
3. Zubov V. P., Antonov A. A., Lugovskoi Y. N., Morozov M. D., Mikhailenko O. V. Increasing the completeness of backfilling of excavated spaces at layer systems of development of the Iakovlevskaia deposit. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2010; 185: 25–30. (In Russ.)
4. Quoc V. K., Zubov V. P. Prospects for improving the technology of underground coal seam mining at mines in Vietnam. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2014; 207: 46–49. (In Russ.)
5. Pashkevich M. A., Alekseenko A. V., Nureev R. R. Formation of ecological damage during the storage of sulfide-containing wastes of mineral processing. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2023; 260: 155–167. (In Russ.) Available from: doi: 10.31897/PMI.2023.32
6. Kaplunov V. Iu., Popov M. S. On the problem of making environmental and economic decisions on the use of dumps and slag heaps in the coal industry of Russia. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2010; 7: 241–244. (In Russ.)
7. Kolomenskii G. Iu., Gipich L. V., Kolomenskaia V. G., Mikhalev S. A., Sedletskii V. I. Ecological consequences of the liquidation of mines in Eastern Donbass and the need to improve the system of ecomonitoring. *Izvestiia vuzov. Severo-Kavkazskii region. Estestvennye nauki = Bulletin of Higher Education Institutes. North Caucasus Region. Natural Sciences*. 2006; 2: 79–82. (In Russ.)
8. Sidorenko A. A., Sidorenko S. A. Increasing the efficiency of underground coal mining in difficult mining and geological conditions. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2014; 208: 181–184. (In Russ.)
9. Kokin A. V., Kotov S. A., Ivankova E. A. New views on the state and problems of reproduction of environmental resources in the Southern Federal District and Rostov region. *Gosudarstvennoe i munitsipalnoe upravlenie. Uchenye zapiski = State and Municipal Management. Scholar notes*. 2007; 1: 129–138. (In Russ.)
10. Ivatanova N. P. *Solid wastes of coal production in Eastern Donbass and their utilization*. Shakhty: YURO AGN RF Publishing; 2006. (In Russ.)
11. Belikov V. V., Chavkin A. I. Problems and ways to increase the efficiency of preparatory workings at the coal mines of Russia. *Ugol = Coal*. 2009; 3: 31–34. (In Russ.)
12. Cui F. Experimental study on the effect of advancing speed and stoping time on the energy release of overburden in an upward mining coal working face with a hard roof. *Sustainability*. 2019; 12(1): 37. Available from: doi:10.3390/su12010037
13. Bai X., Ding H., Lian J., Ma D., Yang X., Sun N., Xue W., Chang Y. Coal production in China: past, present, and future projections. *International Geology Review*. 2020; 60(5): 1–13. Available from: doi: 10.1080/00206814.2017.1301226

14. Zaidenvarg V. E., Sobolev V. V., Snytkin I. I. *Technological schemes of reservoir development in coal mines*. Moscow: Skochinsky Institute of Mining Publishing; 1991. (In Russ.)

15. Mossakovskii Ia. V. *Economics of mining industry*. Moscow: Gornaia kniga (MSTU) Publishing; 2017. (In Russ.)

Received 12 December 2023

#### Information about the authors:

**Oleg I. Kazanin** – DSc (Engineering), Professor RAS, associate professor of the Department of Mining, Saint Petersburg Mining University. E-mail: [kazanin\\_oi@pers.spmi.ru](mailto:kazanin_oi@pers.spmi.ru); <https://orcid.org/0000-0001-9663-6713>

**Sergei A. Sidorenko** – PhD (Engineering), Associate Professor, Vice-Dean of the Faculty of Economics, Saint Petersburg Mining University. E-mail: [sidorenko\\_sa@pers.spmi.ru](mailto:sidorenko_sa@pers.spmi.ru); <https://orcid.org/0000-0002-8969-2482>

**Alina A. Evsiukova** – PhD student, Saint Petersburg Mining University. E-mail: [alinka\\_evsiukova@mail.ru](mailto:alinka_evsiukova@mail.ru)

**Для цитирования:** Казанин О. И., Сидоренко С. А., Евсюкова А. А. Оценка технологий оставления породы от проходки в выработанном пространстве шахты «Обуховская» // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 32–41. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-32-41

**For citation:** Kazanin O. I., Sidorenko S. A., Evsiukova A. A. Assessment of technologies for leaving the rock from entries development in the gob of the Obukhovskaya mine. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 32–41 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-32-41

## Определение оптимального места расположения автоуклона в карьере при вскрытии подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений

Соколов И. В.<sup>1</sup>, Никитин И. В.<sup>1\*</sup>

<sup>1</sup> Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

\*e-mail: opening-kr@yandex.ru

### Реферат

**Введение.** При комбинированной разработке кимберлитовых месторождений весьма важным является вопрос выбора рационального варианта вскрытия подкарьерных запасов. Исследования показывают, что применение схем вскрытия, основанных на использовании карьера для размещения в нем вскрывающих выработок подземного рудника, в том числе рудовыдачных, позволяет существенно снизить капитальные и эксплуатационные затраты. В качестве рудовыдачных выработок рудника в основном используются автоуклоны. В настоящее время отсутствует методика определения оптимального места расположения рудовыдачного автоуклона в карьере с учетом границ зоны сдвижения горных пород в результате ведения подземных горных работ.

**Цель исследований** – разработка методических положений и рекомендаций по выбору оптимального места расположения рудовыдачного автоуклона в карьере при вскрытии подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений в зависимости от глубины карьера и величины шага (глубины) вскрытия с учетом границ зоны сдвижения горных пород.

**Методы исследований.** В работе использован комплексный метод исследований, включающий анализ и обобщение теории и практики вскрытия месторождений, осваиваемых комбинированным способом, экономико-математическое моделирование и сравнительный анализ.

**Результаты.** Разработана методика определения оптимальной глубины заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере при вскрытии подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений по критерию минимума суммарных затрат на транспортирование руды подземными и карьерными автосамосвалами с учетом границ зоны сдвижения горных пород.

**Выводы.** Установлено, что в условиях кимберлитовых месторождений, отработанных карьером на глубину от 400 до 600 м, оптимальная глубина заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере при его использовании в течение всего периода доработки определяется углом сдвижения вмещающих пород и генеральным углом наклона бортов карьера и находится в диапазоне от 0 (на поверхности) до 0,56 глубины карьера, а при его использовании только на первом этапе – минимумом суммарных затрат на транспортирование руды и составляет 0,63 глубины карьера.

**Ключевые слова:** кимберлитовое месторождение; подкарьерные запасы; вскрытие; автоуклон; транспортирование руды; экономико-математическое моделирование; затраты на транспортирование.

**Исследования выполнены** в рамках Госзадания Минобрнауки № 075-00412-22 ПР. Тема 1. FUWE-2022-0005.

**Введение.** Переход с открытого на подземный способ разработки на кимберлитовых месторождениях осуществляется, как правило, при достижении предельной по технико-экономическим условиям глубины карьера с учетом наличия значительных запасов под дном карьера [1]. В этих условиях задача обоснования

рационального варианта вскрытия подкарьерных запасов является первостепенной и одной из наиболее сложных, поскольку требует комплексного решения вопросов выбора способа и схемы вскрытия и подготовки запасов, схемы вентиляции и водоотлива, вида и схемы транспортирования добытой руды и пустой породы, а также места расположения вскрывающих выработок подземного рудника с учетом их назначения и срока службы.

В мировой практике вскрытия запасов за предельным контуром карьера достаточно широкое применение получили схемы, предусматривающие использование карьерного пространства для размещения в нем вскрывающих выработок подземного рудника. Наиболее перспективным вариантом таких схем является использование карьера в качестве рудовыдачной выработки. Это решение позволяет не только сократить объем капитальных вложений, но и снизить эксплуатационные расходы предприятия [2, 3]. Использование карьера для целей вскрытия и выдачи руды из шахты предполагает устройство в нем перегрузочных пунктов, поддержание карьерных дорог и коммуникаций, поэтому чаще всего ограничивается периодом освоения переходной зоны, т. е. в пределах верхнего подкарьерного этажа (рудники «Принс-Лайэл» (Австралия), «Элен» (Канада), «Чамбиши» (Замбия), «Учалинский» (Россия) и др.) [4]. Однако известны примеры его использования в течение всего периода доработки месторождения (рудники «Тьюктоник бор» (Австралия), «Ваммала» (Финляндия), «Молодежный» (Россия) и др.) [5]. Наибольшее распространение получила комбинация карьерного и подземного автомобильного транспорта с перегрузкой руды с помощью экскаваторов. В качестве рудовыдачных выработок подземного рудника в основном используются автотранспортные уклоны.

Разработке научно-методических основ определения рационального местоположения шахтных стволов и оптимальных параметров вскрытия (высоты этажа, размеров шахтного поля, величины шага вскрытия, расстояния между концентрационными горизонтами) при подземной и комбинированной разработке месторождений посвящены труды академиков М. И. Агошкова и Л. Д. Шевякова, члена-корреспондента РАН Д. Р. Каплунова и ряда других исследователей [6–11]. Наряду с этим в настоящее время отсутствует методика определения оптимального места расположения рудовыдачного автоуклона в карьере в зависимости от глубины карьера и глубины вскрытия с учетом границ зоны сдвижения горных пород в результате ведения подземных горных работ.

Таким образом, разработка методических положений и рекомендаций по выбору оптимального места расположения рудовыдачного автоуклона в карьере при вскрытии подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений в рамках исследований по разработке методологических принципов оптимизации параметров технологических процессов горного производства с учетом их взаимосвязи в динамике развития горнотехнических систем [12] является актуальной научно-технической задачей.

**Методика проведения исследований.** При применении схем вскрытия, основанных на использовании карьера и его транспортных систем, одним из основных технологических параметров вскрытия является глубина заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере. Ее оптимальную величину предложено определять по критерию минимума суммарных годовых затрат на транспортирование руды шахтными автосамосвалами (ШАС) от блокового рудоспуска до перегрузоч-

ного пункта в карьере и карьерными автосамосвалами (КАС) от перегрузочного пункта в карьере до рудного склада на поверхности  $\Sigma \mathcal{E}_{\text{тр}}$ . Математическое описание целевой функции:

$$\sum \mathcal{E}_{\text{тр}} = \mathcal{E}_{\text{тр шас}} \frac{H_{\text{к}} - h_3}{H_{\text{к}}} + \mathcal{E}_{\text{тр кас}} \frac{h_3}{H_{\text{к}}} \rightarrow \min,$$

где  $\mathcal{E}_{\text{тр шас}}$  – максимальные годовые затраты на транспортирование руды ШАС по выработкам подземного рудника, млн р./год;  $H_{\text{к}}$  – глубина карьера, м;  $h_3$  – глубина заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере относительно поверхности, м;  $\mathcal{E}_{\text{тр кас}}$  – максимальные годовые затраты на транспортирование руды КАС по карьерным автосъездам, млн р./год.

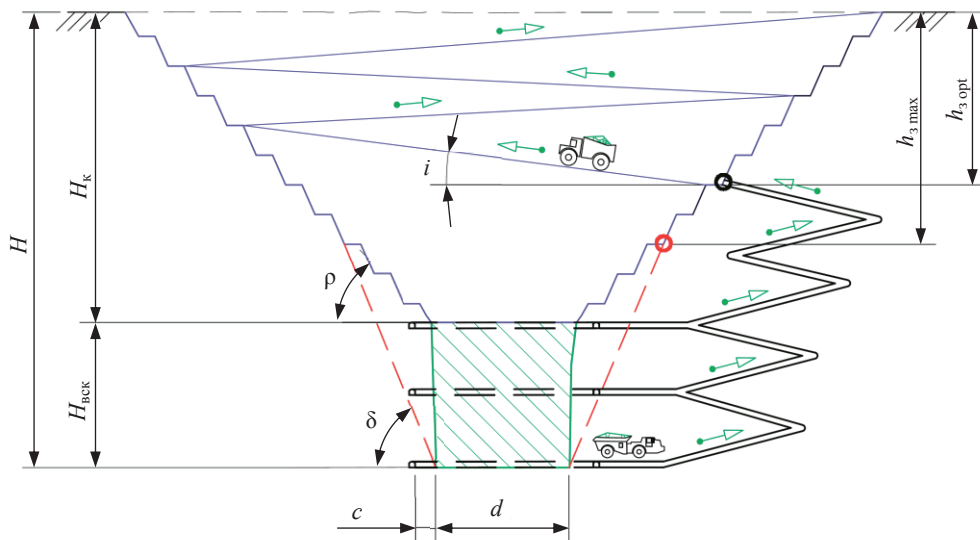


Рисунок 1. Схема к определению оптимальной глубины заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере

Figure 1. Scheme for determining the optimal depth of the portal of rock-hoisting truck declines in the pit

Максимальные годовые затраты на транспортирование руды ШАС по выработкам подземного рудника определяются исходя из условия расположения портала автоуклона на поверхности ( $h_3 = 0$ ) с учетом величины шага (глубины) вскрытия подкарьерных запасов [13, 14]:

$$\mathcal{E}_{\text{тр шас}} = L_{\text{тр шас}} C_{\text{тр шас}} A_{\text{шх}} = \left( \frac{H_{\text{к}} + 0,5H_{\text{вск}}}{1000 \sin \beta} + \frac{H_{\text{к}}}{1000 \text{tg } \rho} + \frac{\pi(d + 2c)}{4000} \right) C_{\text{тр шас}} A_{\text{шх}}, \quad (1)$$

где  $L_{\text{тр шас}}$  – средняя длина транспортирования руды ШАС, км;  $C_{\text{тр шас}}$  – себестоимость транспортирования руды ШАС, р./т · км;  $A_{\text{шх}}$  – годовая производственная мощность рудника, млн т;  $d$  – средний диаметр трубки, м;  $c$  – безопасное расстояние от выработки до рудного тела, м;  $\beta$  – угол наклона вскрывающей выработки – автоуклона, град;  $\rho$  – генеральный угол наклона бортов карьера, град;  $H_{\text{вск}}$  – величина шага вскрытия, м (при использовании автоуклона в течение всего периода доработки месторождения  $H_{\text{вск}} = H - H_{\text{к}}$ , при использовании на первом этапе  $H_{\text{вск}} = H_{\text{пэт}}$ ,  $H$  – глубина разведанных запасов трубки, м;  $H_{\text{пэт}}$  – высота верхнего подкарьерного этажа, м).

Максимальные годовые затраты на транспортирование руды КАС по карьерным автосъездам определяются исходя из условия расположения портала автоуклона на дне карьера ( $h_3 = H_k$ ) с учетом горизонтальных участков длиной 50 м через каждые 600 м длины уклона [15]:

$$\mathcal{E}_{\text{тр кас}} = L_{\text{тр кас}} C_{\text{тр кас}} A_{\text{шх}} = \frac{H_k}{1000 \sin(i + i/12)} C_{\text{тр кас}} A_{\text{шх}}, \quad (2)$$

где  $L_{\text{тр кас}}$  – средняя длина транспортирования руды КАС, км;  $C_{\text{тр кас}}$  – себестоимость транспортирования руды КАС, р./т · км;  $i$  – продольный уклон карьерного автосъезда, град.

**Таблица 1. Изменение длины транспортирования ШАС и КАС с увеличением глубины заложения портала автоуклона в карьере**

**Table 1. Changing the length of transportation of mine dump truck and pit dump truck with the growing depth of the portal of rock-hoisting truck declines in the pit**

Глубина заложения автоуклона в карьере, м	Длина транспортирования ШАС, км			Длина транспортирования КАС, км		
	Глубина карьера, м			Глубина карьера, м		
	400	500	600	400	500	600
<i>Использование автоуклона в течение всего периода доработки</i>						
0	4,71	5,17	5,63	0	0	0
100	3,89	4,35	4,81	1,39	1,39	1,39
200	3,07	3,53	3,99	2,78	2,78	2,78
300	2,26	2,71	3,17	4,17	4,17	4,17
400	1,44	1,90	2,36	5,56	5,56	5,56
500	–	1,08	1,54	–	6,95	6,95
600	–	–	0,72	–	–	8,34
<i>Использование автоуклона только на первом этапе</i>						
0	3,63	4,45	5,27	0	0	0
100	2,81	3,63	4,45	1,39	1,39	1,39
200	2,00	2,81	3,63	2,78	2,78	2,78
300	1,18	2,00	2,81	4,17	4,17	4,17
400	0,36	1,18	2,00	5,56	5,56	5,56
500	–	0,36	1,18	–	6,95	6,95
600	–	–	0,36	–	–	8,34

Анализ расчетных формул (1) и (2) показал, что определяющую роль в положении оптимальной точки (рис. 1) имеют отношения  $L_{\text{тр кас}} / L_{\text{тр шас}}$  и  $C_{\text{тр кас}} / C_{\text{тр шас}}$ . При этом оптимальная точка не может быть ниже, а в математическом виде не может быть больше величины, определенной по условию размещения автоуклона за зоной сдвига горных пород. Это ограничивающее условие описано неравенством, учитывающим угол сдвига вмещающих пород и генеральный угол наклона бортов карьера:

$$h_{3 \text{ opt}} \leq h_{3 \text{ max}} = \left( \left( \frac{H_k}{\text{tg} \rho} - \frac{H_k + H_{\text{вск}}}{\text{tg} \delta} \right) + \left( \frac{H_k}{\text{tg} \rho} - \frac{H_k + H_{\text{вск}}}{\text{tg} \delta} \right) \text{tg} \rho \right) \text{tg} \rho, \quad (3)$$

где  $h_{3 \text{ opt}}$  – оптимальная по технологическому условию (критерию  $\Sigma \mathcal{E}_{\text{тр}} \rightarrow \min$ ) глубина заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере, м;  $h_{3 \text{ max}}$  – предельная

по геомеханическому условию глубина заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере, м;  $\delta$  – угол сдвижения вмещающих пород, град. Схема к определению  $h_{3\text{opt}}$  и  $h_{3\text{max}}$  представлена на рис. 1.

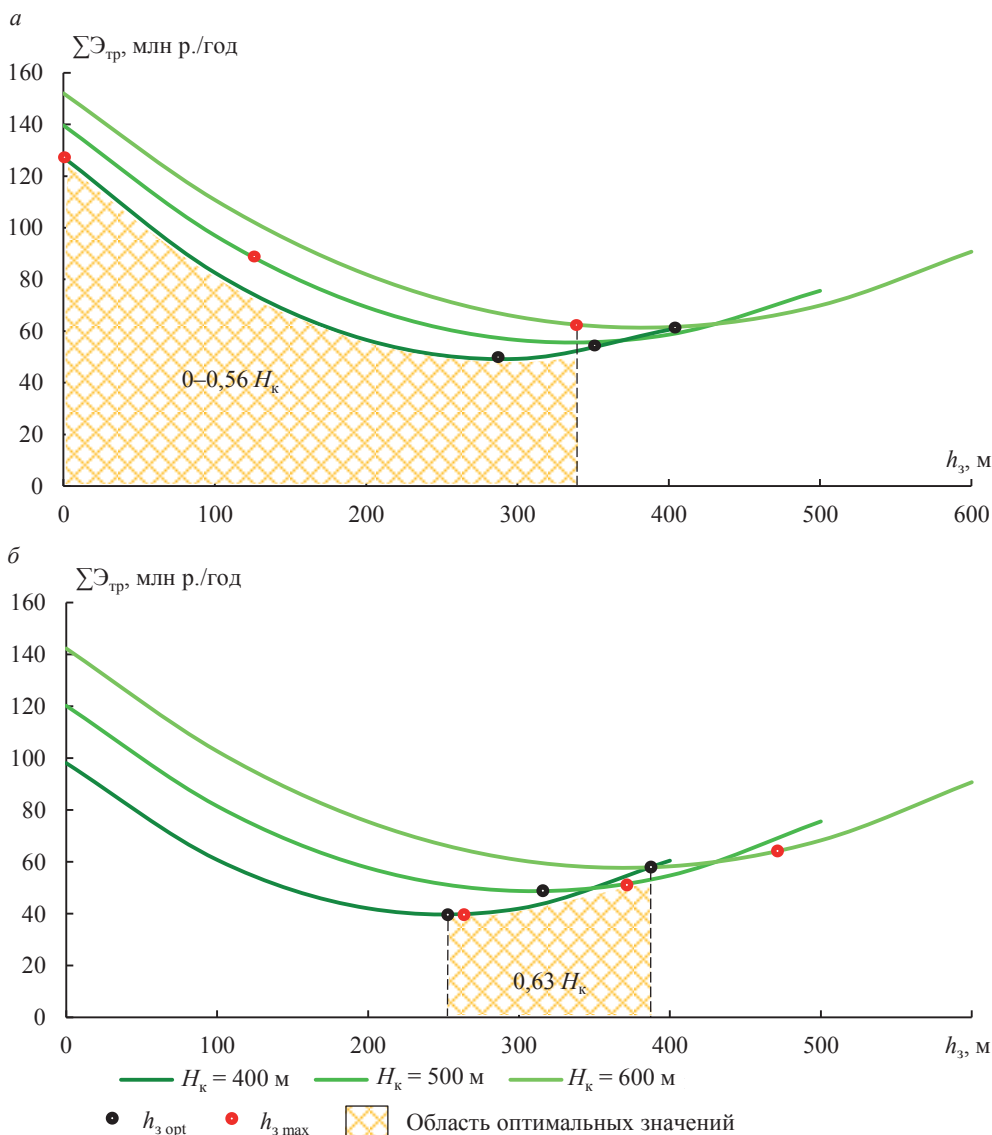


Рисунок 2. Зависимости суммарных затрат на транспортирование руды  $\Sigma \mathcal{E}_{\text{тр}}$  от глубины заложения портала автоуклона в карьере  $h_3$  и глубины карьера  $H_k$ : а – при  $H_{\text{вск}} = H - H_k$ ; б – при  $H_{\text{вск}} = H_{\text{пэт}}$

Figure 2. Dependence between the total cost of ore transportation  $\Sigma \mathcal{E}_{\text{тр}}$  and the depth of the portal of rock-hoisting truck declines in the pit  $h_3$  and the depth of the pit  $H_k$ : а – under  $H_{\text{вск}} = H - H_k$ ; б – under  $H_{\text{вск}} = H_{\text{пэт}}$

Предложенная методика является развитием теоретических основ стратегии комплексного освоения месторождений твердых полезных ископаемых подземными и комбинированными геотехнологиями с учетом переходных процессов [5, 16] и позволяет установить оптимальное место заложения портала рудовыдачного



автоуклона в карьере при вскрытии подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений в зависимости от  $H_k$ ,  $H$ ,  $\delta$ ,  $\beta$ ,  $i$ ,  $\rho$  и  $A_{\text{шх}}$  при различных  $H_{\text{вск}}$ .

**Результаты исследований.** Для определения оптимальной глубины заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере использован метод экономико-математического моделирования (ЭММ) [17]. В качестве примера рассмотрены условия кимберлитовой трубки «Нюрбинская», характеризующиеся наличием глубокого карьера с малыми размерами в плане и значительных объемов разведанных запасов под дном карьера. Исходные параметры, принятые для ЭММ:  $d = 130$  м,  $\delta = 65^\circ$ ,  $H = 800$  м,  $H_k = 500$  м,  $\rho = 50^\circ$ ,  $\beta = 8^\circ$ ,  $C_{\text{тр шас}} = 36$  р./т · км (ШАС грузоподъемностью 40 т),  $\omega = 4,5^\circ$  (~ 80 %),  $C_{\text{тр кас}} = 14,5$  р./т · км (КАС грузоподъемностью 90 т),  $A_{\text{шх}} = 0,75$  млн т/год [18–21].

На первом этапе определены  $L_{\text{тр шас}}$  и  $L_{\text{тр кас}}$  в зависимости от  $h_3$  и  $H_k$  при  $H_{\text{вск}} = H - H_k$  или  $H_{\text{вск}} = H_{\text{пт}}$ . Результаты ЭММ приведены в табл. 1.

На основе данных табл. 1 установлено, что отношение  $L_{\text{тр кас}} / L_{\text{тр шас}}$  находится в диапазоне от 1,18 до 1,56, что свидетельствует о превышении  $L_{\text{тр кас}}$  над  $L_{\text{тр шас}}$  с резким нарастанием по мере увеличения  $H_k$  и является весомым фактором смещения  $h_{3\text{ опт}}$  в сторону ее уменьшения. Вместе с тем, отношение  $C_{\text{тр кас}} / C_{\text{тр шас}}$  равно 0,4, что определяет общую направленность смещения  $h_{3\text{ опт}}$  в сторону ее увеличения. Следовательно, величина  $h_{3\text{ опт}}$  определяется уровнем влияния разнонаправленных факторов.

На втором этапе построены графические зависимости  $\Sigma \Xi_{\text{тр}}$  от  $h_3$  и  $H_k$  при  $H_{\text{вск}} = H - H_k$  или  $H_{\text{вск}} = H_{\text{пт}}$  в виде парабол с вершинами в точке минимума, по величинам которых определены  $h_{3\text{ опт}}$  с учетом  $h_{3\text{ max}}$ , рассчитанной по формуле (3). Полученные зависимости представлены на рис. 2.

Установлено, что при  $H_{\text{вск}} = H - H_k$  величина  $h_{3\text{ опт}}$  в зависимости от  $H_k$  находится в диапазоне от 280 до 410 м, а  $h_{3\text{ max}}$  – от 0 до 340 м. В этом случае  $h_{3\text{ опт}}$  определяется по геомеханическому условию, поскольку  $h_{3\text{ опт}} > h_{3\text{ max}}$ , и принимается в интервале  $0 - 0,56 H_k$ . При  $H_{\text{вск}} = H_{\text{пт}}$  величина  $h_{3\text{ опт}}$  в зависимости от  $H_k$  находится в диапазоне от 250 до 380 м, а  $h_{3\text{ max}}$  – от 270 до 460 м. В этом случае  $h_{3\text{ опт}}$  определяется по технологическому условию, поскольку  $h_{3\text{ опт}} < h_{3\text{ max}}$ , и принимается равной  $0,63 H_k$ .

**Выводы.** В результате моделирования установлено, что в условиях кимберлитовых месторождений, обработанных карьером на глубину  $H_k = 400 - 600$  м, оптимальная глубина заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере при вскрытии всех подкарьерных запасов определяется углом сдвигающих пород и генеральным углом наклона бортов карьера и находится в диапазоне от 0 (на поверхности) до  $0,56 H_k$ , а при вскрытии только верхнего подкарьерного этажа – минимумом суммарных годовых затрат на транспортирование руды ШАС и КАС и составляет  $0,63 H_k$ .

**Область применения результатов.** Приведенные методические положения и результаты исследований рекомендуется использовать при разработке технико-экономического обоснования и проектировании схем вскрытия, основанных на использовании карьера и его транспортных систем.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Клишин В. И., Филатов А. П. Подземная разработка алмазонасных месторождений Якутии. Новосибирск: СО РАН, 2008. 333 с.
2. Гибадуллин З. Р., Калмыков В. Н., Петрова О. В. Технологические схемы транспортирования рудной массы при подземной обработке приконтурных запасов карьеров. Магнитогорск: МГТУ им. Г. И. Носова, 2016. 158 с.
3. Raufovich U. S., Lola S. Theoretical studies of the influence of deep pit parameters on the choice of technological schemes for transporting rock mass // Solid State Technology. 2020. Vol. 63. No. 6. P. 429–433.

4. Каплунов Д. Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология. М.: Руда и металлы, 2003. 560 с.
5. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В. Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений. Екатеринбург: Издательство Уральского университета, 2021. 340 с.
6. Воронюк А. С., Макишин В. Н., Иванов В. И. Научные основы и методы определения рационального вскрытия рудных месторождений. Владивосток: ДВГТУ, 2011. 117 с.
7. Рыльникова М. В., Калмыков В. Н., Ивашов Н. А. Эффективные схемы вскрытия при комбинированной разработке рудных месторождений // Недропользование – XXI век. 2007. № 2(3). С. 44–48.
8. Демидов Ю. В., Звонарь А. Ю. Методические принципы проектирования схем вскрытия при комбинированной технологии разработки рудных месторождений // Горный журнал. 2009. № 6. С. 57–59.
9. Lukichev S. V., Belogorodtsev O. V., Gromov E. V. Justification of methods to open up ore bodies with various combinations of conveyor transport // Journal of Mining Science. 2015. Vol. 51. No. 3. P. 513–521.
10. Afum B. O., Ben-Awuah E. A review of models and algorithms for surface- underground mining options and transitions optimization: some lessons learnt and the way forward // Mining. 2021. Vol. 1(1). P. 112–134. DOI: 10.3390/mining1010008
11. Whittle D., Brazil M., Grossman P. A., Rubinstein J. H., Thomas D. A. Combined optimization of an open-pit mine outline and the transition depth to underground mining // European Journal of Operational Research. 2018. Vol. 268(2). P. 624–634. DOI: 10.1016/j.ejor.2018.02.005
12. Яковлев В. Л. Основные этапы и результаты исследований по разработке методологических основ стратегии развития горнотехнических систем при освоении глубокозалегающих месторождений твердых полезных ископаемых // Горная промышленность. 2022. № S1. С. 34–45. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-34-45
13. Воронюк А. С. Этапность развития вскрытия и разработки запасов рудных месторождений с учетом периодического технического переоснащения подземных рудников // Труды Дальневосточного государственного технического университета. 2003. № 135. С. 137–152.
14. Никитин И. В. Оптимизация параметров вскрытия при подземной разработке подкарьерных запасов кимберлитового месторождения // Проблемы недропользования. 2017. № 1(12). С. 21–28. DOI: 10.18454/2313-1586.2017.01.021
15. Журавлев А. Г. Влияние продольного профиля трассы на технико-экономические показатели карьерных автосамосвалов // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. тр. XVII Междунар. науч.-техн. конф., Екатеринбург, 04–05 апреля 2019 года / под общ. ред. Ю. А. Лагуновой. Екатеринбург: УГГУ, 2019. С. 435–438.
16. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В. Принципы формирования и критерий оценки геотехнологической стратегии освоения переходных зон рудных месторождений подземным способом // ГИАБ. 2017. № 9. С. 151–160.
17. Gass S. I. Linear programming: methods and applications. New York: Dover Publications, Fifth Edition, 2010. 544 p.
18. Акишев А. Н., Зырянов И. В., Корнилов С. В., Кантемиров В. Д. Совершенствование методов обоснования производственной мощности и срока существования алмазородных карьеров // ФТПРПИ. 2017. № 1. С. 77–83.
19. Лель Ю. И., Глебов И. А., Буднев А. Б., Исаков С. В., Ганиев Р. С. К обоснованию параметров крутонаклонных автосъездов при вскрытии глубоких горизонтов кимберлитовых карьеров // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 7. С. 21–32. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-7-21-32
20. Журавлев А. Г., Буднев А. Б. Влияние грузоподъемности автосамосвалов на себестоимость горных работ по мере углубки карьера // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 20–31. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-20-31
21. Булатов К. В., Дик Ю. А., Котенков А. В., Танков М. С., Кульминский А. С., Тишков М. В., Кульминский А. А. Новые технологические решения разработки кимберлитовых месторождений Якутии. Екатеринбург: Уральский рабочий, 2022. 540 с.

Поступила в редакцию 13 февраля 2024 года

#### Сведения об авторах:

**Соколов Игорь Владимирович** – доктор технических наук, действительный член Академии горных наук, главный научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии, директор Института горного дела УрО РАН. E-mail: [direct@igduran.ru](mailto:direct@igduran.ru); <https://orcid.org/0000-0001-7841-5319>

**Никитин Игорь Владимирович** – научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: [opening-kp@yandex.ru](mailto:opening-kp@yandex.ru); <https://orcid.org/0000-0002-3593-4319>

## Determining the optimal location for a truck decline in a pit when opening pit reserves at kimberlite deposits

Igor V. Sokolov<sup>1</sup>, Igor V. Nikitin<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

### Abstract

**Introduction.** Choosing rational variant of pit reserves opening is crucial under the combined mining of kimberlite deposits. Research shows, that the use of the opening schemes which place the underground mine openings, including rock-hoisting ones, in the pit makes it possible to significantly reduce capital and operating costs. Truck declines are mainly used as rock-hoisting workings of the mine. There is currently no method for determining the optimal location of the rock-hoisting truck decline in the pit, taking into account the boundaries of rock displacement zone as result of underground mining.

**Research objective** is to develop methodological provisions and recommendations for choosing the optimal location of the rock-hoisting truck decline in the pit when opening pit reserves of kimberlite deposits, depending on the pit depth and the size of step (depth) of opening, taking into account the boundaries of the rock displacement zone.

**Methods of research.** The work uses a comprehensive research method, including an analysis and generalization of the theory and practice of opening deposits developed by combined method, economic and mathematical modeling and comparative analysis.

**Research results.** A method for determining the optimal depth of laying the portal of rock-hoisting truck declines in the pit when opening pit reserves of kimberlite deposits according to the criterion of minimum total costs for transporting ore by underground and pit dump trucks, taking into account the boundaries of the rock displacement zone, has been developed.

**Conclusions.** It was found that in the conditions of kimberlite deposits worked out by pit to the depth of 400 to 600 m, the optimal depth of laying the portal of rock-hoisting truck declines in the pit and using them during the entire period of cleaning-up is determined by the angle of the host rocks displacement and the general angle of the pit walls inclination and is in the range from 0 (on the surface) to 0.56 of the pit depth. When it is used only at the first stage, it is determined by the minimum total cost of ore transportation and makes 0.63 of the pit depth.

**Keywords:** kimberlite deposit; pit reserves; opening; truck decline; ore transportation; economic and mathematical modeling; transportation costs.

**The research was carried out** within the State Assignment of the Ministry of Education and Science no. 075-00412-22 PR. Theme 1. FUWE-2022-0005.

### REFERENCES

1. Klishin V. I., Filatov A. P. *Underground development of diamondiferous deposits of Yakutia*. Novosibirsk: SB RAS Publishing; 2008. (In Russ.)
2. Gibadullin Z. R., Kalmykov V. N., Petrova O. V. *Process schemes of ore transportation when developing marginal reserves of an open pit by an underground method*. Magnitogorsk: MSTU Publishing; 2016. (In Russ.)
3. Raufovich U. S., Lola S. Theoretical studies of the influence of deep pit parameters on the choice of technological schemes for transporting rock mass. *Solid State Technology*. 2020; 63(6): 429–433.
4. Kaplunov D. R., Kalmykov V. N., Rylnikova M. V. *Integrated geotechnology*. Moscow: Ruda i metally Publishing; 2003. (In Russ.)
5. Sokolov I. V., Antipin Iu. G., Nikitin I. V. *The methods of choosing an underground geotechnology under the integrated development of ore deposits*. Ekaterinburg: Ural University Publishing; 2021. (In Russ.)
6. Voroniuk A. S., Makishin V. N., Ivanov V. I. *Scientific fundamentals and methods of determining ore deposits rational stripping*. Vladivostok: FESTU Publishing; 2011. (In Russ.)
7. Rylnikova M. V., Kalmykov V. N., Ivashov N. A. Efficient schemes of stripping under the integrated development of ore deposits. *Subsoil Use – 21st century*. 2007; 2(3): 44–48. (In Russ.)
8. Demidov Iu. V., Zvonar A. Iu. Methodical principles of designing of opening schemes combined technology for development of ore deposits. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2009; 6: 57–59. (In Russ.)
9. Lukichev S. V., Belogorodtsev O. V., Gromov E. V. Justification of methods to open up ore bodies with various combinations of conveyor transport. *Journal of Mining Science*. 2015; 51(3): 513–521.
10. Afum B. O., Ben-Awuah E. A review of models and algorithms for surface- underground mining options and transitions optimization: some lessons learnt and the way forward. *Mining*. 2021; 1(1): 112–134. Available from: doi: 10.3390/mining1010008

11. Whittle D., Brazil M., Grossman P. A., Rubinstein J. H., Thomas D. A. Combined optimisation of an open-pit mine outline and the transition depth to underground mining. *European Journal of Operational Research*. 2018; 268(2): 624–634. Available from: doi: 10.1016/j.ejor.2018.02.005
12. Yakovlev V. L. Key stages and results of research to formulate methodological basis for the strategy to develop mining systems for deep-seated deposits of solid minerals. *Gornaia promyshlennost = Russian Mining Industry*. 2022; S1: 34–45. (In Russ.) Available from: doi: 10.30686/1609-9192-2022-1S-34-45
13. Voroniuk A. S. Stages of opening and development of ore deposit reserves, taking into account repeated technical re-equipment of underground mines. *Trudy Dalnevostochnogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Bulletin of the Far Eastern State Technical University*. 2003; 135: 137–152. (In Russ.)
14. Nikitin I. V. Optimization the parameters of opening in underground development of the kimberlite deposit underlying reserves. *Problemy nedropolzovaniia = Problems of Subsoil Use*. 2017; 1(12): 21–28. (In Russ.) Available from: doi: 10.18454/2313-1586.2017.01.021
15. Zhuravlev A. G. Influence of longitudinal profile of roads on the technical and economical indicators of dump trucks. In: Iu. A. Logunova (ed.) *Process equipment for mining and oil and gas industry: Proceedings of the 7th Internat. scient. and pract. conf. Ekaterinburg, 04–05 April 2019*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2019. P. 435–438. (In Russ.)
16. Sokolov I. V., Antipin Iu. G., Nikitin I. V. Basic principles and assessment criteria of technological strategy for underground mining in transition zones. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 9: 151–160. (In Russ.)
17. Gass S. I. *Linear programming: methods and applications*. New York: Dover Publications, Fifth Edition, 2010.
18. Akishev A. N., Zyrianov I. V., Kornilkov S. V., Kantemirov V. D. Improving evaluation methods for production capacity and life of open pit diamond mines. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2017; 1: 77–83. (In Russ.)
19. Lel Iu. I., Glebov I. A., Budnev A. B., Isakov S. V., Ganiev R. S. Rationale for the parameters of steeply inclined ramps of kimberlite pits deep horizons exposing. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 7: 21–32 (In Russ.). Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2020-7-21-32
20. Zhuravlev A. G., Budnev A. B. The influence of dump trucks payload capacity on the prime cost of mining with the increase in the depth of an open pit *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 20–31. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2019-2-20-31
21. Bulatov K. V., Dik Iu. A., Kotenkov A. V., Tankov M. S., Kulminskii A. S., Tishkov M. V., Kulminskii A. A. *Advanced process design solutions for Yakutia kimberlite deposits development*. Ekaterinburg: Uralskii rabochii Publishing; 2022. (In Russ.)

Received 13 February 2024

#### Information about the authors:

**Igor V. Sokolov** – DSc (Engineering), full member of the Academy of Mining Sciences, chief researcher, Laboratory of Underground Geotechnology, Director of the Institute of Mining UB RAS. E-mail: direct@igduran.ru; <https://orcid.org/0000-0001-7841-5319>

**Igor V. Nikitin** – researcher, Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining UB RAS. E-mail: opening-kp@yandex.ru; <https://orcid.org/0000-0002-3593-4319>

**Для цитирования:** Соколов И. В., Никитин И. В. Определение оптимального места расположения автоуклона в карьере при вскрытии подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 42–50. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-42-50

**For citation:** Sokolov I. V., Nikitin I. V. Determining the optimal location for a truck decline in a pit when opening pit reserves at kimberlite deposits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 42–50 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-42-50

## ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

УДК 622.831.327

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-51-66

### Энергия сейсмических событий и критерии склонности горных пород к динамическому разрушению

Жабко А. В.<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: zhabkoav@mail.ru*

#### Реферат

*Актуальность и проблематика вопроса.* Горная порода – единственная инженерная среда, которая утрачивает свою сплошность уже при относительно небольших нагрузках (прочность по трещине отдельности). Вместе с этим утрачивается и математический аппарат для расчета напряженно-деформированного состояния, резко и неопределенно снижаются прочностные и деформационные характеристики массива, да и сами понятия напряжения, и деформации начинают утрачивать свой первоначальный смысл. Помимо этого, несплошность (анизотропия) горной породы придает ей способность разрушаться в динамической форме, что создает повышенную опасность при ведении горных работ в шахтах и рудниках.

*Методология исследований.* На основе ранее выдвинутой модели пластического деформирования горных пород обосновывается механизм горных и горно-тектонических ударов, толчков и землетрясений. Исходя из данного механизма динамических явлений выводятся зависимости для определения энергии сейсмических событий и предлагается критерий удароопасности горных пород.

*Результаты исследований, их анализ и рекомендации к применению.* Сдвиговые микротрещины, возникающие на стадии упрочнения, постепенно разворачиваются с целью снижения на них напряжений и обеспечения условия специального предельного равновесия. С энергетической точки зрения, данный разворот приводит к тому, что часть накопившейся в объеме энергии расходуется на данный разворот, т. е. изгиб элементов среды, содержащих данную микротрещину, тем самым уменьшая энергию, предназначенную для сдвига. Таким образом, энергия в окрестности любой предельно напряженной трещины, от трещины отдельности до разлома в земной коре, накапливается двумя путями: в виде линейной деформации и в виде изгиба элементов среды. Получены зависимости, определяющие сейсмическую (динамическую) энергию. Предложены критерии склонности горных пород к динамическому (хрупкому) разрушению, основанные на балансе линейной (статической) и угловой (динамической) энергоемкости. Показывается, что все породы подразделяются на склонные к динамическим проявлениям и асейсмичные.

**Ключевые слова:** критерий пластичности; критерий прочности; горные породы; дилатансия; упрочнение; пластическая деформация; сейсмическая энергия; упругая энергия; линейная энергия; угловая энергия; энергоемкость; горный удар; горно-тектонический удар; землетрясение; критерий удароопасности.

**Введение.** Горные породы и их массивы, как материалы с внутренним трением, а соответственно, с хрупким характером разрушения, обладают, в отличие от связных материалов, целым рядом особенностей при пластическом деформировании и разрушении. Это, прежде всего, явление дилатансии, иерархическое строение массивов и связанные с ним диссипация упругой энергии, реидные

и медленные волны, способность разрушаться в динамической форме и целый ряд связанных с этим явлений: горные удары и внезапные выбросы, толчки и горно-тектонические удары, землетрясения, не имеющие в рамках существующих концепций всеобъемлющих объяснений и, в то же время, приносящие большой социальный и экономический ущерб человечеству.

На сегодняшний день сейсмические события изучаются преимущественно геофизическими методами (сейсмометрия). С помощью обработки данных о приходящих к сейсмостанциям продольных, поперечных и поверхностных волн устанавливаются гипоцентры (эпицентры) сейсмических событий, их кинематический тип (квадрантные распределения) и выделившаяся в результате события энергия. Данным аспектам, а также изучению горных и горно-тектонических ударов посвящено достаточно много работ [1–13], однако необходимо отметить, что многие вопросы не находят ответов и сегодня.

Горняки – единственные специалисты, у которых есть непосредственный доступ для изучения сейсмических явлений и их последствий (например, по результатам обследования разрушенных выработок можно определить размер блока, подвергшегося подвижке, выделить тектоническую зону, по которой эта подвижка произошла, определить направление и амплитуду смещения и т. д.). И, действительно, горняки сталкиваются в своей профессиональной деятельности с данными стихийными явлениями «лицом к лицу», к сожалению, очень часто данные «встречи» заканчиваются трагедиями. Заметим, что магнитуда горно-тектонических ударов, происходящих на шахтах и рудниках, на сегодняшний день превышает значение 4–5, сейсмические волны от таких явлений регистрируются на расстояниях в тысячи километров. Последствия таких сильных сейсмических событий крайне плачевны: человеческие жертвы, километры полностью уничтоженных выработок на разных горизонтах шахт и рудников, колоссальные экономические убытки, простои предприятий в течение нескольких лет и т. д.

**Цель работы.** В рамках представленной работы предлагается принципиально новый взгляд на механизм накопления энергии деформации в горных породах и массивах, который, в свою очередь, основывается на современных представлениях о механизме пластического деформирования и разрушения горных пород. На основе данного механизма накопления энергии выводится зависимость для определения энергии сейсмических событий и предлагается принципиально новый критерий склонности горных пород к динамическому разрушению.

**Механизм накопления энергии деформации в горных породах.** В работах [14, 15], автором приводится и подробно анализируется критерий пластического деформирования и прочности горных пород, который может быть представлен и записан через различные компоненты напряжений и связывать различные параметры. Для плоского случая он может быть представлен следующим образом:

$$\operatorname{tg}\psi = \frac{2(C + \operatorname{tg}\varphi\sigma_1)}{\sigma_1 - \sigma_3} \quad \text{или} \quad \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} = \operatorname{ctg}\psi(C + \operatorname{tg}\varphi\sigma_1), \quad (1)$$

где  $\psi$  – угол наклона наиболее слабой сдвиговой площадки к минимальному главному напряжению  $\sigma_3$  (в общем случае является функцией напряженного состояния);  $\varphi$  – угол внутреннего трения;  $C$  – сцепление горной породы (образца);  $\sigma_1$  – максимальное главное напряжение.

В отличие от известных критериев прочности, которые описывают лишь одну точку на диаграмме «напряжение-деформация» – максимум несущей способности породы или предел прочности, критерий (1) описывает всю ветвь от предела упругости до предела прочности, включая и предел упругости, и предел прочности.

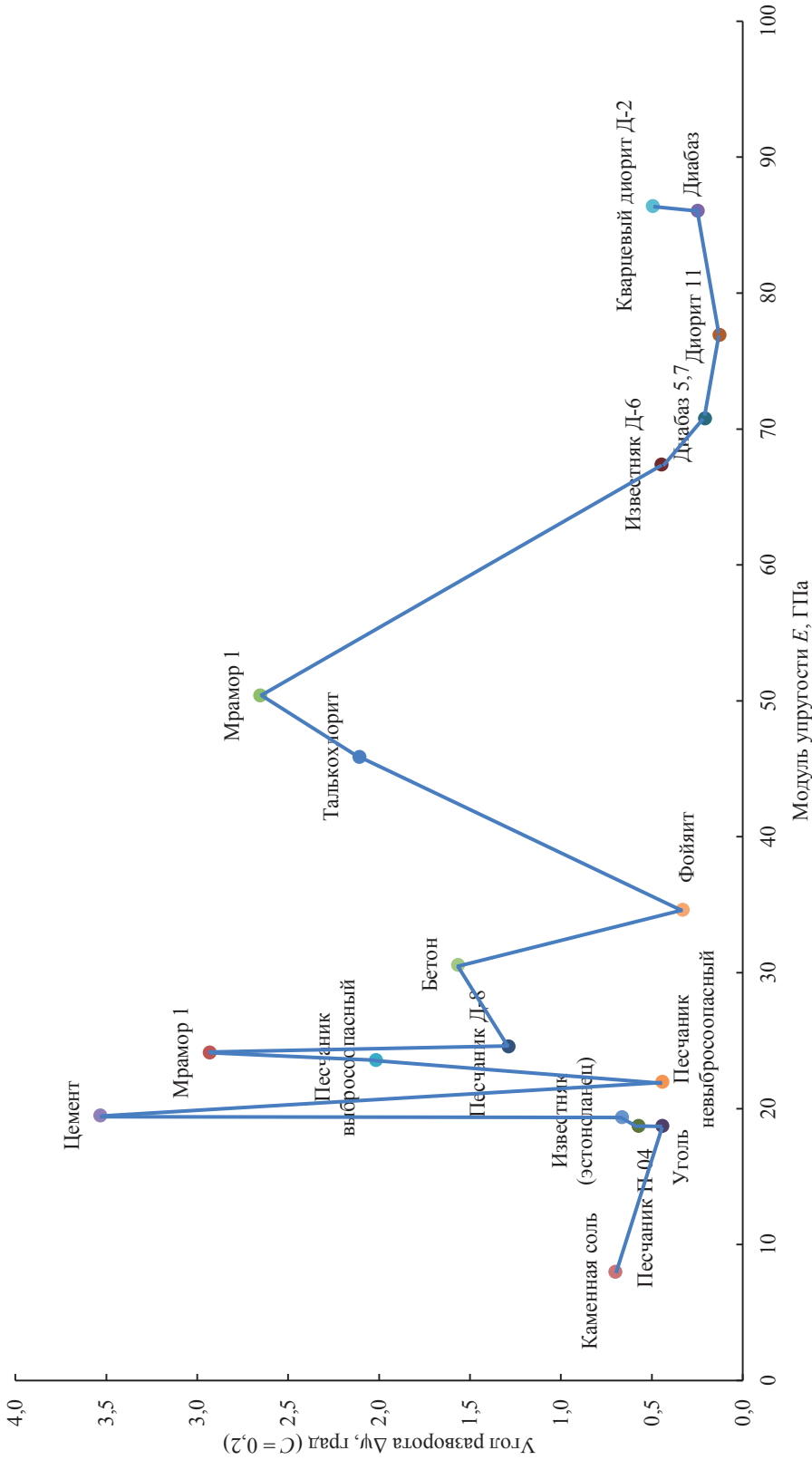


Рисунок 1. График зависимости угла разворота сдвиговых площадок в процессе упрочнения от модуля упругости пород  
 Figure 1. Graph of the dependence between the shear platforms turn angle during consolidation and rock elasticity modulus

Итак, в силу того, что критерий (1) описывает не одну точку (предел прочности), а всю стадию деформационного упрочнения, можно проследить, как в процессе упрочнения (роста напряженного состояния) меняются его параметры. В частности, из уравнения (1) можно проследить изменение ориентировки (угла) сдвиговой площадки в процессе упрочнения, для этого достаточно подставить в него компоненты напряженного состояния на пределе упругости и прочности. Разница данных углов  $\Delta\psi$  определит степень разворота сдвиговой площадки в процессе упрочнения.

Возникающая или уже существующая на стадии упрочнения площадка микросдвига в образце или же трещина, или тектоническое нарушение в горном массиве в растущем поле напряжений должны пребывать все время упрочнения в специальном предельном равновесии, иначе по ним будет идти подвижка, что приведет к прорастанию трещины отрыва, параллельной максимальному главному напряжению. Однако обеспечение условия специального предельного равновесия по ним при растущем поле напряжений (в процессе упрочнения), согласно критерию (1), невозможно при постоянных характеристиках прочности и ориентировки данной площадки в пространстве. Таким образом, если все-таки считать прочностные показатели породы в процессе упрочнения постоянными, то выполнение равенства (1) (выполнение условия специального предельного равновесия) будет возможным только при меняющемся угле  $\psi$ . Другими словами, упрочнение или рост напряженного состояния при накапливающимися микродефектами и подвижкам по ним возможен только вследствие разворота данных площадок с целью обеспечения условия равновесия (уравновешивания напряжений на контакте). Разумеется, подвижка по контактам и их разворот должны приводить к распырению среды, который и принято называть дилатансией. Более подробно механизм пластического деформирования горных пород, а также объяснение природы появления момента сил, разворачивающего данную площадку микросдвига (структурный блок) после превышения по ней предела прочности, рассмотрен в работах [14, 15]. Необходимо отметить, что в случае, если все-таки природа действует иначе и автор неправ в вопросе механизма пластического деформирования, тогда автор придумал весьма эффективный способ повышения сопротивляемости материала или как можно разворотом сдвиговой площадки на величину всего лишь в 1 градус скомпенсировать сотни мегапаскалей нагрузки, нарастающей в процессе упрочнения.

На рис. 1 приведен график зависимости максимального угла разворота сдвиговых площадок для некоторых горных пород  $\Delta\psi$  от модуля упругости  $E$ , построенный с использованием критерия (1) (данные для расчета взяты в работе [16]).

Из рис. 1 следует, что значения разворотов площадок, превышающих условное значение в полтора градуса, имеют незакономерный характер распределения и практически не зависят от модуля упругости. Можно показать, что они также не зависят ни от прочности, ни от поперечных пластических деформаций образца.

Забегая вперед, отметим, что практически все из рассматриваемых пород, имеющие значения  $\Delta\psi > 1,5^\circ$  не являются удароопасными и, наоборот, все без исключения породы с углом разворота  $\Delta\psi < 1,5^\circ$  являются удароопасными и характеризуются достаточно высокой вероятностью протекания в них динамических явлений. Поэтому данный показатель можно рассматривать как комплексный, приближенный и относительный критерий удароопасности.

На рис. 2, 3 приведены графики зависимости угла разворота площадок  $\Delta\psi$  от предела прочности горных пород на одноосное сжатие и поперечной пластической деформации. Анализ графиков (рис. 1–3) показывает, что угол разворота площадок закономерно уменьшается с ростом модуля деформации и предела



прочности на сжатие (как известно, данные показатели коррелируют и находятся в пропорциональном соотношении) и, наоборот, возрастает с ростом поперечной пластической деформации (дилатансионной) в направлении минимального главного напряжения. Такие закономерности являются логичными с точки зрения выдвинутого механизма пластического деформирования горных пород и косвенно подтверждают его.

Необходимо обратить внимание на то, что среди пород с относительно большими значениями  $\Delta\psi$  (рис. 2, 3), подавляющее большинство составляют осадочные породы. При этом наиболее сильные динамические события происходят также в осадочных породах (соли, уголь, известняк, боксит и т. д.).

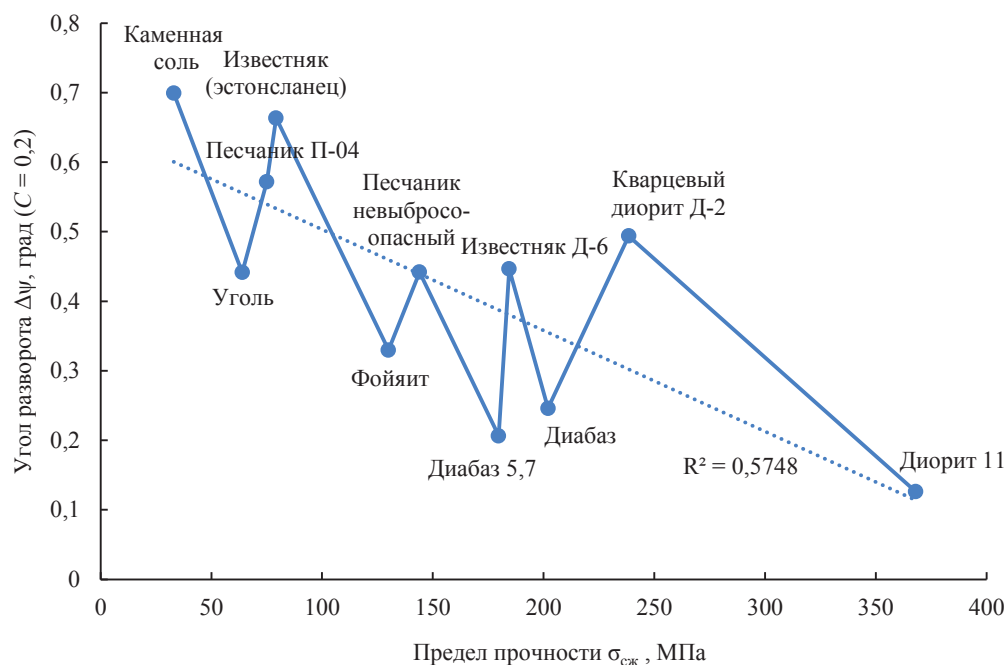


Рисунок 2. График зависимости угла разворота сдвиговых площадок в процессе упрочнения от предела прочности на одноосное сжатие

Figure 2. Graph of the dependence between the shear platforms turn angle during consolidation and the uniaxial compressive strength

Таким образом, после превышения предела упругости (предела прочности по микротрещине, дефекту, межзеренному контакту, трещине отдельности, тектоническому нарушению и т. д.) в окрестности сдвиговых (микросдвиговых) площадок в образце или же в окрестности тектонического нарушения изменяется механизм деформирования и, соответственно, механизм накопления энергии деформации. С этого момента энергия в образце или массиве начинает накапливаться двумя разными способами, т. е. в любом массиве с предельно напряженным контактом (трещина, дизъюнктив и т. д.), по которому выполняется условие специального предельного равновесия, энергия накапливается как результат всестороннего сжатия материала и в виде изгиба элементов среды в окрестности данной трещины вследствие ее разворота. Первую, наиболее привычную для нас энергию, можно назвать линейной, так как она накапливается в результате возникновения линейной деформации, а вторую – угловой энергией, так как она накапливается в виде изгиба элементов среды. Необходимо оговориться, что термин «угловая деформация» здесь не следует понимать буквально, так как в окрестности

трещины (разлома), вдоль которой выполняется условие специального предельного равновесия, нарушается закон парности касательных напряжений, что, в свою очередь, и приводит к возникновению момента сил и развороту элемента среды, содержащего эту трещину. Заметим также, что обе энергии являются упругими, только накапливаются с помощью разных механизмов.

Накопленная до предела упругости и накапливаемая в окрестности трещины в процессе упрочнения линейная энергия частично тратится на разворот площадок, т. е. изгиб элемента среды в ее окрестности (структурного элемента), а по мере упрочнения частично подпитывает энергией, все сильнее изгибая его. Поэтому к моменту наступления предела прочности (или ранее) полная энергия есть сумма двух ее составляющих – линейной и угловой. Одна часть энергии расходуется на статическое разрушение (линейная), а вторая – на динамическое, и от того, какой энергии на более раннем этапе станет достаточно для выполнения своего сценария разрушения, и будет зависеть исход.

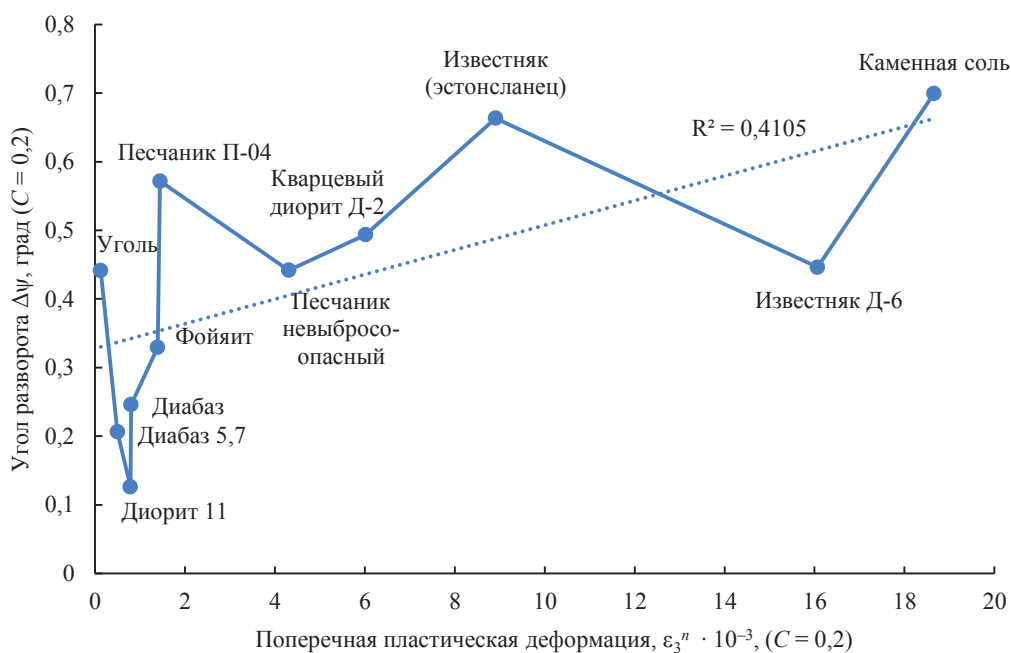


Рисунок 3. График зависимости угла разворота сдвиговых площадок в процессе упрочнения от поперечной пластической (дилатантной) деформации  
 Figure 3. Graph of the dependence between the shear platforms turn angle during consolidation and transverse plastic (dilatant) strain

Таким образом, принципиальная разница между сплошной средой и несплошной (анизотропной), т. е. средой с поверхностями ослабления (дефекты, трещины, разломы и т. д.), заключается в способности анизотропной (несплошной) среды накапливать в себе динамическую энергию. В связи с этим несплошная (анизотропная) среда, к которой можно отнести практически любой горный массив, сама по себе становится хрупкой, в противовес, например, стали. Иными словами, там, где нет трения (внутреннего трения), нет и динамики при разрушении. И, действительно, в подтверждение сказанному, мы не наблюдаем динамических явлений в пластичных средах типа сталей, а также в горных породах, пока не достигнут предел упругости, т. е. пока среда остается сплошной и проявляет изотропные свойства при деформировании. Нужно понимать, что анизотропия материала

определяется не только его структурой, но и напряженным состоянием. До тех пор, пока нет подвижек по площадкам трещин (тектонических разломов) или до предела упругости, материал ведет себя как сплошной, а когда они появляются (условие специального предельного равновесия), в корне меняется механика его деформирования и накопления энергии деформации. Поэтому «анизотропность», в смысле наличия дефектов, трещин и т. д., при достаточном уровне нагрузки является синонимом термина «хрупкость», что бы мы в него не вкладывали. Другими словами, хрупкость – это не свойство самого материала, а его несплошность при определенных нагрузках.

**Энергия сейсмических событий.** Приращение энергии деформации на стадии деформационного упрочнения (динамическая или угловая энергия) для одного образованного дефекта или микротрещины (две равнодействующие реакции по обе стороны от дефекта) при изгибе структурного элемента, согласно [17], выразится зависимостью:

$$U = \frac{1}{2} M_{\text{ср}} \Delta\psi = \frac{1}{2} \int_{\psi_1}^{\psi_2} (\tau - \text{tg}\varphi\sigma_n - C) l^2 \cos\varphi \cos\psi \sin(\psi - \varphi) d\psi, \quad (2)$$

где  $M_{\text{ср}}$  – изгибающий структурный блок (окрестность трещины, дефекта) момент силы;  $\tau$  – предельное касательное напряжение на сдвиговой площадке (контакте, тектоническом нарушении и т. д.);  $\sigma_n$  – предельное нормальное напряжение на сдвиговой площадке (контакте, тектоническом нарушении и т. д.);  $l$  – протяженность (длина) трещины отдельности.

Согласно зависимости (2), накапливаемая на стадии упрочнения в окрестности микродефектов энергия пропорциональна изгибающему моменту сил и углу разворота дефекта в процессе упрочнения. Момент силы пропорционален превышению действующих в плоскости микродефекта касательных напряжений над удерживающими и квадрату длины этого микродефекта (трещины).

Для интегрирования выражения (2) необходимо располагать функцией роста напряжений на стадии упрочнения. С другой стороны, можно воспользоваться некоторым средним значением данной функции, исходя из следующих соображений: на пределе упругости, в момент первой подвижки по микродефекту с наиболее неблагоприятной ориентировкой, разность напряжений вдоль него составляет значение  $C'$  – сцепление по контакту (микротрещине, тектонической зоне). На пределе прочности эта же разность (на уже развернутом контакте) не может превысить значение  $C$  – сцепление межконтактного материала (образца). Иными словами, в процессе упрочнения напряженное состояние по трещине увеличилось со значения  $C'$  до значения  $C$ . Таким образом, величина растущего сцепления в зависимости (2) характеризует уровень напряженного состояния или рост напряжений в процессе подготовки сейсмического события.

После преодоления сопротивления по контакту микротрещины в образце разница напряжений на нем становится равной  $C'$ , и, если продолжить нагружать образец, то он разрушится от прорастания отрывных трещин параллельно главному напряжению, так как силы по сдвиговому контакту не уравновешены. Однако здесь вступает в действие механизм упрочнения, т. е. разворота трещины и ее окрестности, который позволяет сохранять вдоль контакта условие специального предельного равновесия вплоть до предела прочности. При этом часть линейной энергии, запасенной в элементе, тратится на данный разворот (угловая энергия). Таким образом, если в статическом смысле разворот площадки позволяет уравновесить силы вдоль нее, то в энергетическом смысле это все выглядит еще

более изящно: упрочнение (увеличение нагрузки) становится возможным вследствие перераспределения накопленной линейной энергии, т. е. ее разделения на линейную и угловую. Именно поэтому два соседних элемента образца (один с трещиной, а второй – нет) с одним и тем же наклоном площадок, но с различными прочностными характеристиками контакта ( $C'$ ,  $C$ ), на пределе прочности как бы выдерживают одну и ту же нагрузку  $\sigma_1 = \sigma_{пр}$ , где  $\sigma_{пр}$  – предельное значение максимального главного напряжения (предел прочности) (рис. 4). В действительности первичная трещина несет только часть нагрузки, обусловленной энергией  $U'_{лин}$ . Накопленная до предела упругости линейная энергия расходуется на диссипацию энергии при образовании сдвиговых и разрывных дефектов, а также на изгиб элемента (угловая энергия  $U'_{угл}$ ).

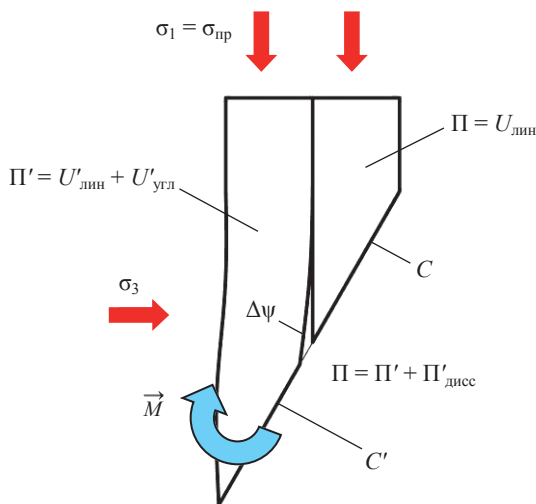


Рисунок 4. Схема деформирования элементов образца на пределе прочности:  $\Pi$  – полная удельная энергия при заданном уровне напряжений;  $\Pi'$  – удельная энергия деформации в окрестности микротрещины за пределом упругости;  $M$  – изгибающий (окрестность трещины, дефекта) момент силы

Figure 4. Scheme of sample elements strain at the ultimate strength:  $\Pi$  – total specific energy under the given stress level;  $\Pi'$  – specific energy of strains in the vicinity of a microfracture beyond the limit of elasticity;  $M$  – bending moment (fracture of defect vicinity)

Если пренебречь энергией диссипации ( $\Pi'_{дисс} \rightarrow 0$ ), то можно показать, что для одинаковых углов наклона площадок  $U'_{лин} / U_{лин} = C' / C$ , а  $U'_{угл} / U'_{лин} = C' / C - 1$ . Величины сцепления по контактам для небольших образцов и горного массива достаточно разные. Для образцов горной породы характерное значение величины сцепления по трещинам находится в интервале:  $C' = (0,1...1)C$ , для горного массива сцепление по разломной области:  $C' = (0,01...0,1)C$ .

Угол разворота  $\Delta\psi$  для горных пород вычисляется по формуле (1), как разность значений угла  $\psi$ , вычисленного для пар компонент главных напряжений на пределе упругости и пределе прочности.

Перейдем к оценке энергии сейсмических событий. Согласно графикам (рис. 1–3), максимальный угол разворота  $\Delta\psi$  для рассматриваемых пород не пре-

вышает 4 градусов, а для удароопасных пород (будет показано ниже) – 1,5 градусов. Введем в качестве показателя анизотропии свойств некий коэффициент  $\lambda = C' / C$ , тогда выделяемая сейсмическая энергия выразится зависимостью:

$$U = \frac{1}{2} M_{\text{ср}} \Delta\psi = \frac{1}{2} \frac{(1+\lambda)}{2} Cl^2 \cos\varphi \cos\psi \sin(\psi - \varphi) \Delta\psi. \quad (3)$$

Угол  $\psi$ , как уже отмечалось, может быть принят близким к значению  $\pi/4 + \varphi/2$ .

Таким образом, для плоского случая при диапазоне изменения угла внутреннего трения  $\varphi = 30 \dots 45^\circ$  и низкой величины сцепления в разломной зоне  $\lambda \rightarrow 0$ , используя зависимость (3), можно выразить величину энергии зависимостью:

$$U = (0,054 \dots 0,026) Cl^2 \Delta\psi. \quad (4)$$

Формулы (3) и (4) определяют полную динамическую энергию. Однако энергия, идущая на образование сейсмических волн, фиксируемых аппаратурой, гораздо меньше. Диссипация энергии учитывается с помощью так называемого сейсмического КПД. Согласно данным [18], почти вся энергия, высвобождаемая при землетрясении, расходуется на создание зоны дробленной породы вдоль разлома (так называемой гаук-зоны). Эти зоны иногда наблюдаются при некоторых режимах роста разлома (асейсмическое, т. е. не хрупкое, а пластическое (крип), скольжение по разломам). Для землетрясений, т. е. масштабных событий, как и для взрыва, сейсмический КПД  $\eta$  составляет 0,01. Для горных ударов сейсмический КПД имеет еще меньший порядок  $\eta \approx 10^{-4} - 10^{-3}$  [18]. Таким образом, с учетом сказанного, для объемного случая формула (4) будет иметь следующий вид:

$$U = (0,054 \dots 0,026) \eta Cl^2 d \Delta\psi, \quad (5)$$

где  $d$  – поперечный размер накапливающего угловую энергию блока.

Для верификации величины энергии, определяемой формулами (3)–(5), рассмотрим следующий пример. В работе [19] описывается самое сильное сейсмическое событие (горно-тектонический удар), которое произошло на одном из Северо-Уральских бокситовых рудников (СУБР), к слову, относящихся к одним из наиболее удароопасных рудников в мире. 13 февраля 2010 года в 08 ч 43 мин местного времени сейсмостанцией «Североуральск» на северном фланге месторождения «Красная Шапочка» зарегистрировано сейсмическое событие с энергией  $1,26 \cdot 10^9$  Дж. Гипоцентр события локализован у плоскости активного тектонического нарушения № 33. Данное сейсмическое событие было зарегистрировано сейсмическими станциями Геофизической службы Российской академии наук, а также сейсмическими станциями Геологической службы США.

Размер подвижного блока массива вдоль активного тектонического нарушения составляет порядка 180 м (хорошо идентифицируется с характером и местами разрушений выработок в шахте), примерный размер в поперечном направлении того же порядка, около 180 м. Сцепление пород и руд месторождений СУБРа оценочно можно принять равным 15 МПа, а  $\Delta\psi = 0,5^\circ$ . Тогда, используя формулу (5), при  $\eta \approx 0,05$  (для горно-тектонического удара, с учетом близкорасположенных сейсмических датчиков), энергия, идущая на образование сейсмических волн, для рассматриваемого случая составит  $U = 0,9 \cdot 10^9$  Дж. Таким образом, измеренная и рассчитанная энергии имеют один порядок величин.

**Энергетический критерий склонности горных пород к динамическому разрушению.** Полная удельная линейная энергия, которую накапливает образец горной породы при объемном напряженном состоянии на пределе прочности, аналитически можно оценить следующей зависимостью [2]:

$$\Pi = \frac{(\sigma_1 - \sigma_3)^2}{2E} \approx \frac{\sigma_{сж}^2}{2E}. \quad (6)$$

где  $\sigma_{сж}$  – предел прочности на одноосное сжатие.

Удельную угловую или динамическую энергию рассчитываем по формуле (5) с учетом того, что для образца  $\lambda \rightarrow 1$ , а объем области накопления энергии равен  $l^2 \sin\psi \cos\psi$ . В табл. 1, с использованием данных [16], приводится расчет удельных значений линейной и угловой энергий для различных горных пород.

Линейная энергия, определяемая зависимостью (6), – это вся упругая энергия, накопившаяся до предела прочности (по измеренным значениям деформаций в лаборатории). Частично данная энергия в процессе упрочнения тратится на разворот (изгиб) среды в окрестности активной трещины и диссипацию. Вне зависимости от количества рассеянной энергии (работа неупругих деформаций), отношение угловой энергии  $U$  к полной  $\Pi$  будет характеризовать склонность породы к динамическому разрушению. Угловая энергия символизирует потерю устойчивости, а линейная расходуется на статическое разрушение. Поэтому, чем больше угловая энергия будет отнимать полной энергии, тем меньше линейной энергии будет расходоваться на статическое разрушение, а значит будет расти вероятность именно динамического разрушения. Иными словами, удароопасность породы определяется балансом линейной и угловой энергии или их энергоемкостями. Таким образом, показатель удароопасности можно представить в следующем виде:

$$p = \frac{2U}{\Pi}. \quad (7)$$

Коэффициент «2» в зависимости (7) отвечает за то, что в случае, когда  $p = 1$ , линейная и угловая энергии в элементе становятся равными, что является наиболее удароопасным случаем, вся накопленная линейная энергия тратится на угловую или динамическую энергию. Когда угловая энергоемкость начинает превышать линейную энергоемкость, показатель удароопасности (7) становится больше единицы. В этом случае динамическое разрушение в данной породе без притока дополнительной энергии невозможно. Таким образом, в жестком режиме нагружения такие породы не удароопасны. Однако режимы нагружения в реальных условиях бывают как жесткие, так и мягкие. Поэтому показатель удароопасности (7) можно рассматривать как вероятность сейсмического события в конкретной породе, но в случае, когда угловая энергоемкость породы превышает линейную, в качестве показателя удароопасности необходимо принять величину, обратную (7). Таким образом, для этого случая чем больше разница между угловой и линейной энергоемкостью, тем меньше вероятность сейсмического события.

В табл. 1 произведен расчет показателя удароопасности пород (полужирным выделены значения для относительно асейсмичных пород). На рис. 5 приведено распределение показателя удароопасности для разных горных пород.

Заметим еще раз, что все породы с углом разворота, превышающим некоторое модальное значение, относятся к асейсмичным и не коррелируют ни с прочност-

ными, ни с деформационными показателями пород, а их возможное динамическое разрушение связано с притоком внешней энергии. Наиболее же удароопасными являются осадочные породы.

Используя зависимости (3), (6), (7), показатель удароопасности для удароопасных пород, т. е. пород, склонных к динамическому разрушению, можно выразить зависимостью:

$$p = \frac{E\Delta\psi}{2C} \cdot \frac{\cos\varphi \sin(\psi - \varphi)}{\sin\psi \operatorname{tg}^2\psi}. \quad (8)$$

Таким образом, согласно зависимости (8), удароопасность пород (до определенного предела) пропорциональна модулю упругости и углу разворота и обратно пропорциональна прочности пород. Пожалуй, этим и объясняется повышенная удароопасность осадочных пород. Кроме того, как удароопасность, так и энергия пропорциональны углу разворота. Разумеется, общая выделяемая сейсмическая энергия будет зависеть от объема, количества дефектов, КПД события и т. д.

Таблица 1. Баланс энергий и критерий удароопасности горных пород  
Table 1. Energy balance and rock burst hazard criterion

Порода	$C$ , МПа	$\varphi$ , град	$E$ , ГПа	$\Delta\psi$ , град	$\Pi \cdot 10^5$ , Дж	$U \cdot 10^5$ , Дж	$p$
Талькохлорит	24	35	45,9	2,1	0,93	1,88	<b>0,25</b>
Мрамор 1	34	31	24,1	2,9	0,72	4,17	<b>0,36</b>
Мрамор 2	24	31	50,4	2,7	0,71	2,74	<b>0,13</b>
Диабаз	34	45 (55)	86,1	0,2	1,57	0,18	0,22
Песчаник выбросоопасный	35	34	23,6	2,0	3,67	2,69	<b>0,68</b>
Песчаник невыбросоопасный	36	43	22,0	0,4	6,23	0,40	0,13
Песчаник Д-8	35	35	24,6	1,3	3,68	1,69	0,92
Известняк Д-6	34	45 (51)	67,4	0,4	2,00	0,35	0,35
Песчаник П-04	17	40	18,8	0,6	1,41	0,32	0,45
Уголь	15,5	41	18,8	0,4	1,23	0,19	0,30
Диабаз 5,7	36	45 (50)	70,8	0,2	2,1	0,18	0,17
Диорит 11	60	45 (56)	76,9	0,1	5,46	0,15	0,06
Известняк (эстонсланец)	19	42	19,4	0,7	1,88	0,38	0,41
Каменная соль	6	45 (50)	8,0	0,7	0,52	0,11	0,41
Бетон	26	35	30,6	1,6	1,63	1,55	<b>0,53</b>
Кварцевый диорит Д-2	52	43	86,4	0,5	3,31	0,72	0,44
Цемент	40	20	19,5	3,5	3,35	8,04	<b>0,21</b>
Фойяит	36	35	34,6	0,3	2,76	0,40	0,29

Полученные ранее показатели являются относительными хотя бы только потому, что не учитывают рассеянную в процессе упрочнения энергию. Они определяют необходимые условия сейсмического события, т. е. характеризуют саму породу, а не внешние условия. Для того чтобы сейсмическое событие произошло, необходимы дополнительные условия, характеризующие напряженное состояние, устойчивость или геометрию самой разрушаемой конструкции (массива).

В частности, для горного удара и условия объемного напряженного состояния в работе автора [17] предложен следующий критерий удароопасности:

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_{сж}} = \frac{\cos \varphi' C'}{\cos \vartheta \sin(\vartheta - \varphi') \sigma_{сж}} + \frac{4 + 6 \operatorname{tg} \vartheta \sin[2(\vartheta - \varphi')]}{9 \sin^2(\vartheta - \varphi')} \left( \frac{x_{\max}}{h} \right)^2, \quad (9)$$

где  $C'$ ,  $\varphi'$  – сцепление и угол трения по трещине отдельности;  $\vartheta$  – угол наклона трещины отдельности к оси, совпадающей с направлением действия минимального главного напряжения, на момент начала по ней подвижки;  $x_{\max}$  – ширина буферной зоны (расстояние от забоя до точки максимума вертикальных напряжений);  $h$  – высота буферной зоны (выработки).

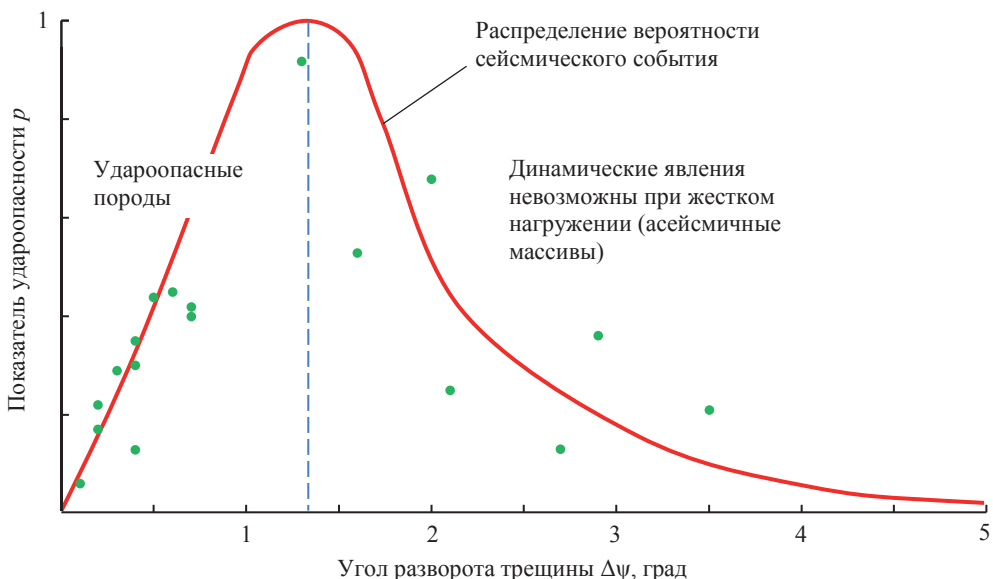


Рисунок 5. Зависимость параметра удароопасности от угла разворота трещины  
 Figure 5. Dependence between the rock burst hazard parameter and the fracture turn angle

В общем виде критерий удароопасности можно представить следующим образом:

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_{сж}} = \lambda + a \left( \frac{x_{\max}}{h} \right)^2, \quad (10)$$

где  $\lambda = C' / C$  – коэффициент структурного ослабления;  $a$  – коэффициент, зависящий от ориентировки трещиноватости относительно главных напряжений и угла внутреннего трения.

В практике прогнозирования горных ударов и определения удароопасности горных пород часто используется модуль спада  $M$ , характеризующий скорость падения напряжений или нагрузки на запредельной стадии деформирования, а значит, и скорость высвобождения накопленной в образце энергии. Известно, что данный модуль зависит от формы образца и от степени его обжатия минимальным главным напряжением. В частности, он уменьшается при увеличении



бокового обжатия и увеличивается при росте высоты образца или целика. Однако отметим, что он характеризует лишь скорость высвобождения линейной энергии при статическом разрушении, т. е. скорость объединения дефектов. Другими словами, модуль спада характеризует не саму горную породу и ее склонность к динамическому разрушению, а особенности распределения напряженного состояния, которые учитываются критерием (9), (10).

В заключение добавим, что существуют породы, которые имеют отрицательный модуль спада, что может квалифицироваться так, что на момент наступления предела прочности они накопили больше удельной энергии, чем ее необходимо для разрушения [20]. Последнее звучит несколько абсурдно и достаточно сложнообъяснимо с существующих в современной науке позиций. Такие эффекты (отрицательный модуль спада) описаны, например, в работе [21] при испытании достаточно прочных и малонарушенных пород ( $\sigma_{сж} > 250$  МПа) и очень высокой степени бокового обжатия.

Действительно, объяснение феномена снижения остаточной прочности ниже уровня трения при обратном наклоне ветви разгрузки тем, что порода накопила энергии больше, чем ее необходимо для среза, вступает в явное противоречие с соображениями о том, что увеличение бокового обжатия приводит к более вязкому (пластическому) разрушению, это невозможно и противоречит закону сохранения энергии.

Можно предположить, что описанные эффекты связаны именно с отдельным накоплением упругой энергии деформации. В момент, когда линейная энергия тратится на объединение дефектов на запредельной стадии, за счет угловой энергии восстанавливается размер образца, т. е. идет отрицательное приращение осевой деформации (обратимая дилатансия). Именно поэтому и кажется, что есть переизбыток энергии. Судя по всему, данное явление наблюдается не для каждой породы, а только для пород с определенным соотношением линейной и угловой энергий. Иными словами, когда скорость высвобождения угловой энергии выше, чем линейной, но динамическому разрушению что-то препятствует, например, боковой обжим.

**Выводы.** Любая наука призвана объяснить многообразие происходящих явлений на основе ограниченного количества субъективно выбранных параметров, присущих некой модели. Проблемы технических (инженерных) наук состоят в абстрактности данных параметров, собственно, как и самого понятия «сплошная среда», которые часто не представляется возможным даже измерить (например, напряжения в теле). Горная порода – единственная инженерная среда, которая утрачивает свою сплошность уже при относительно небольших нагрузках (прочность по трещине отдельности). Вместе с этим утрачивается и математический аппарат для расчета напряженно-деформированного состояния, резко и неопределенно снижаются прочностные и деформационные характеристики массива, да и сами понятия «напряжение», «деформация» начинают утрачивать свой первоначальный смысл. Но и это еще не все, несплошность (анизотропия) горной породы придает ей способность разрушаться в динамической форме, что создает повышенную опасность при ведении горных работ в шахтах и рудниках.

Ранее было выдвинуто представление о механизме пластического деформирования горных пород и массивов, а также накоплении ими энергии на стадии деформационного упрочнения. Согласно данным представлениям, после достижения предела упругости изменяется механизм накопления энергии деформации. А именно, сдвиговые микротрещины, возникающие на стадии упрочнения, постепенно разворачиваются с целью снижения на них напряжений и обеспечения условия специального предельного равновесия. С энергетической точки зрения,

этот разворот приводит к тому, что часть накопившейся в объеме энергии расходуется на данный разворот, т. е. изгиб элементов среды, содержащих данную микротрещину, тем самым уменьшая энергию, предназначенную для сдвига. Таким образом, энергия в окрестности любой предельно напряженной трещины отдельности, от микротрещины до разлома в земной коре, накапливается двумя путями: в виде линейной деформации и в виде изгиба элементов среды. Первая расходуется на статическое разрушение, а вторая – на динамическое. Делается вывод о том, что хрупкость – это не свойство самого материала, а его несплошность при определенных нагрузках, обеспечивающих условие специального предельного равновесия трещинам отдельности. Только такие среды могут накапливать в себе динамическую (угловую) энергию.

Получены зависимости, определяющие сейсмическую (динамическую) энергию. Предложены критерии склонности горных пород к динамическому (хрупкому) разрушению, основанные на балансе линейной (статической) и угловой (динамической) энергоемкости. Показывается, что все породы подразделяются на склонные к динамическим проявлениям и асейсмичные.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Авершин С. Г. Горные удары. М.: Углетехиздат, 1955. 236 с.
2. Петухов И. М., Ильин А. М., Трубецкой К. Н. Прогноз и предотвращение горных ударов на рудниках. М.: Академия горных наук, 1997. 376 с.
3. Козырев А. А., Каспарьян Э. В., Федотова Ю. В., Кузнецов Н. Н. Оценка степени удароопасности скальных горных пород на основе результатов лабораторных испытаний // Вестник МГТУ. 2019. Т. 22. № 1. С. 138–148. DOI: 10.21443/1560-9278-2019-22-1-138-148
4. Ловчиков А. В. Новая концепция механизма горно-тектонических ударов и других динамических явлений для условий рудных месторождений // Горные науки и технологии. 2020. № 5(1). С. 30–38. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-1-30-38
5. Лобанова Т. В. Исследование геомеханического состояния породного массива при формировании и проявлении горных ударов на Таштагольском руднике // ФТПРПИ. 2008. № 2. С. 38–46.
6. Еременко А. А., Еременко В. А., Александров А. Н., Колтышев В. Н. Опыт разработки безопасной и эффективной геотехнологии освоения рудных месторождений Сибири // ФТПРПИ. 2014. № 5. С. 90–106.
7. Мустафин М. Г. Механизм возникновения горных ударов с разрушением почвы выработок // Записки Горного института. 2016. Т. 217. С. 40–49.
8. Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений // Геодинамика и современные технологии отработки удароопасных месторождений: сб. науч. тр. науч.-практ. конф. 06–11 августа 2012 г. Норильск: Норильский никель, 2012. 230 с.
9. Javed A., Mu Z., Bacha S., Liu G., Yang J., Shahani N. M., Mairaj-haider, Faisal S. A., arif M. A. A review on rock burst phenomenon-theories, mechanism forecasting and classification // International Journal of Science and Business. 2019. No. 3(4). P. 1–16. DOI: 10.5281/zenodo.3245153
10. Wang X., Li S., Xu Z., Xue Y., Hu J., Li Z., Zhang B. An interval fuzzy comprehensive assessment method for rock burst in underground caverns and its engineering application // Bulletin of Engineering Geology and the Environment. 2019. Vol. 78. P. 5161–5176. DOI: 10.1007/s10064-018-01453-3
11. Wu M., Ye Y., Wang Q., Hu N. Development of rockburst research: a comprehensive review // Applied Sciences. 2022. No. 12(3). P. 974. DOI: 10.3390/app12030974
12. Zhou J., Li X., Mitri H. Classification of rockburst in underground projects: comparison of ten supervised learning methods // Journal of Computing in Civil Engineering. 2016. Vol. 3(5). Art. 04016003. DOI: 10.1061/(ASCE)CP.1943-5487.0000553
13. Sousa L. R., Miranda T., Sousa R. L., Tinoco J. The use of data mining techniques in rockburst risk assessment // Engineering. 2017. Vol. 3(4). P. 552–558. DOI: 10.1016/J.ENG.2017.04.002
14. Жабко А. В. Критерии прочности горных пород // ГИАБ. 2021. № 11-1. С. 27–45. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2021\_111\_0\_27
15. Жабко А. В. Критерий прочности блочных сред и обратные геомеханические расчеты // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2020. № 6. С. 37–47.
16. Ставрогин А. Н., Протосеня А. Г. Пластичность горных пород. М.: Недра, 1979. 301 с.
17. Жабко А. В. Механика пластического деформирования горных пород при объемном сжатии и механизме горных ударов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2022. № 4. С. 47–63. DOI: 10.21440/0536-1028-2022-4-47-63
18. Кашников Ю. А., Ашихмин С. Г. Механика горных пород при разработке месторождений углеводородного сырья. М.: Недра-Бизнесцентр, 2007. 467 с.

19. Томилин Н. Г., Воинов К. А., Селивоник В. Г., Глотов С. В. Техногенное землетрясение как результат неустойчивости шахтного поля // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: тр. Всерос. конф., посвященной 80-летию акад. М. В. Курлени (3–6 октября 2011 г.). Т. II. Новосибирск: ИГД СО РАН, 2011.

20. Прочность и деформируемость горных пород / Ю. М. Карташов [и др.]. М.: Недра, 1979, 269 с.

21. Тарасов Б. Г. Верный механизм как инициатор землетрясений и горных ударов на глубоких горизонтах // Горный журнал. 2020. № 3(2272). С. 18–23. DOI: 10.17580/gzh.2020.03.03

Поступила в редакцию 16 октября 2023 года

#### Сведения об авторах:

**Жабко Андрей Викторович** – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой маркшейдерского дела Уральского государственного горного университета. E-mail: zhabkoav@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-3081-9522>

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-51-66

### Seismic events energy and criteria of rock tendency for dynamic fracture

Andrei V. Zhabko<sup>1</sup>

<sup>1</sup>Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

#### Abstract

**Relevance and problems.** Rock is the only engineering medium that loses its continuity under relatively small loads (diaclose strength). Therefore, mathematical methods for stress-strain state calculation are lost; strength and strain properties of the rock mass decrease sharply and vaguely, and the concepts of stress and strain lose their original meaning. Besides, the discontinuity (anisotropy) of rock provides it with the capacity for dynamic fracture, creating major hazard when mining in shafts and pits.

**Methods of research.** Based on the rock plastic straining model introduced earlier, the mechanism of rock and tectonic bursts, tremors, and earthquakes has been substantiated. Based on this mechanism of dynamic conditions, dependencies determining seismic events energy are derived and a rock burst hazard criterion is proposed.

**Research results, analysis and recommendations for use.** Shear microfractures developing at the consolidation stage gradually turn in order to reduce the stresses and ensure special ultimate rock equilibrium. Energetically, it forces part of the accumulated energy to be discharged on this turn which is the bending of the elements of the medium containing this microfracture. Thereby the energy intended for shear is reduced. Thus, energy in the vicinity of any ultimately stressed fracture, from a separate fracture to a fault in the earth's crust, accumulates in two ways: as linear strain and as medium elements bending. Dependencies that determine seismic (dynamic) energy have been obtained. Criteria for rock tendency to dynamic (brittle) fracture are proposed based on the balance of linear (static) and angular (dynamic) energy intensity. It is shown that all rocks are divided into those with a tendency to dynamic manifestations and the aseismic ones.

**Keywords:** plasticity criterion; strength criterion; rocks; dilatancy; consolidation; plastic strain; seismic energy; elastic energy; linear energy; angular energy; energy intensity; rock burst; tectonic burst; earthquake; rock burst hazard criteria.

#### REFERENCES

1. Avershin S. G. *Rock bursts*. Moscow: Ugletekhizdat Publishing, 1955. (In Russ.)
2. Petukhov I. M., Iliin A. M., Trubetskoi K. N. *Forecast and prevention of rock bursts in mines*. Moscow: Academy of Mining Sciences Publishing; 1997. (In Russ.)
3. Kozyrev A. A., Kasparian E. V., Fedotova Iu. V., Kuznetsov N. N. Estimating the rockburst hazard of hard rocks based on laboratory test results. *Vestnik Murmanskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Scientific Journal of Murmansk State Technical University*. 2019; 22(1): 138–148. (In Russ.) Available from: doi: 10.21443/1560-9278-2019-22-1-138-148
4. Lovchikov A. V. New concept of the mechanism of rock-tectonic bursts and other dynamic phenomena in conditions of ore deposits. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020; 5(1): 30–38. (In Russ.) Available from: doi: 10.17073/2500-0632-2020-1-30-38

5. Lobanova T. V. Geomechanical state of the rock mass at the Tashtagol mine in the course of nucleation and manifestation of rock bursts. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2008; 2: 38–46. (In Russ.)
6. Eremenko A. A., Eremenko V. A., Aleksandrov A. N., Koltyshev V. N. Hands-on experience of safe and efficient ore mining in siberia. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2014; 5: 90–106. (In Russ.)
7. Mustafin M. G. The source mechanism for ruck bursts with the lying wall failure. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2016; 217: 40–49. (In Russ.)
8. Geodynamics and modern technologies for rockburst hazardous deposits development. In: *Geodynamics and modern technologies for rockburst hazardous deposits development: Proceedings of the sci. and tech conf., 06–11 August 2012*. Norilsk: Norilsk Nickel Publishing; 2012. (In Russ.)
9. Javed A., Mu Z., Bacha S., Liu G., Yang J., Shahani N. M., Mairaj-haider, Faisal S. A., arif M. A. A review on rock burst phenomenon-theories, mechanism forecasting and classification. *International Journal of Science and Business*. 2019; 3(4): 1–16. Available from: doi: 10.5281/zenodo.3245153
10. Wang X., Li S., Xu Z., Xue Y., Hu J., Li Z., Zhang B. An interval fuzzy comprehensive assessment method for rock burst in underground caverns and its engineering application. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*. 2019; 78: 5161–5176. Available from: doi: 10.1007/s10064-018-01453-3
11. Wu M., Ye Y., Wang Q., Hu N. Development of rockburst research: a comprehensive review. *Applied Sciences*. 2022; 12(3): 974. Available from: doi: 10.3390/app12030974
12. Zhou J., Li X., Mitri H. Classification of rockburst in underground projects: comparison of ten supervised learning methods. *Journal of Computing in Civil Engineering*. 2016; 3(5): Art. 04016003. Available from: doi: 10.1061/(ASCE)CP.1943-5487.0000553
13. Sousa L. R., Miranda T., Sousa R. L., Tinoco J. The use of data mining techniques in rockburst risk assessment. *Engineering*. 2017; 3(4): 552–558. Available from: doi: 10.1016/J.ENG.2017.04.002
14. Zhabko A. V. Rock failure criteria. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2021; 11-1: 27–45. (In Russ.) Available from: doi: 10.25018/0236\_1493\_2021\_111\_0\_27
15. Zhabko A. V. The criterion of block media strength and geomechanical back-calculation, *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 37–47. (In Russ.)
16. Stavrogin A. N., Protosenia A. G. *Rock plasticity*. Moscow: Nedra Publishing; 1979. (In Russ.)
17. Zhabko A. V. The mechanics of plastic volumetric deformation of rock and the rockburst mechanism. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2022; 4: 47–63. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2022-4-47-63
18. Kashnikov Iu. A., Ashikhmin S. G. *Rock mechanics under the development of raw hydrocarbon deposits*. Moscow: Nedra- Businesscenter Publishing; 2007. (In Russ.)
19. Tomilin N. G., Voinov K. A., Selivonik V. G., Glotov S. V. Induced earthquake as a result of mine field instability. In: *Geodynamics and the stressed state of the Earth interior: Proceeding of the All-Russian conf. dedicated to the 80th Anniversary of Academician M. V. Kurleni, 3–6 October 2011*. Vol. 2. Novosibirsk: IM SB RAS; 2011. (In Russ.)
20. Kartashov Iu. M. et al. *Rock strength and strain*. Moscow: Nedra Publishing; 1979. (In Russ.)
21. Tarasov B. G. The fan mechanism as an initiator of deep-level earthquakes and rock bursts. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2020; 3(2272): 18–23. (In Russ.) Available from: doi: 10.17580/gzh.2020.03.03

Received 16 October 2023

#### Information about the authors:

**Andrei V. Zhabko** – DSc (Engineering), Associate Professor, Head of Mine Surveying Department, Ural State Mining University. E-mail: zhabkoav@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-3081-9522>

**Для цитирования:** Жабко А. В. Энергия сейсмических событий и критерии склонности горных пород к динамическому разрушению // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 51–66. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-51-66

**For citation:** Zhabko A. V. Seismic events energy and criteria of rock tendency for dynamic fracture. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 51–66 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-51-66

## Разрушение естественных отдельностей горных пород одиночным шпуровым зарядом

Першин Г. Д.<sup>1</sup>, Пшеничная Е. Г.<sup>1\*</sup>

<sup>1</sup>Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова,  
г. Магнитогорск, Россия

\*e-mail: pshenichnaya\_e@mail.ru

### Реферат

**Введение и цель работы.** Целью исследования стала разработка методики расчета динамического разрушения отдельностей горных пород на основе применения шпурового заряда путем энергетического подхода. Отсутствие общепринятой базовой динамической расчетной методики разрушения горных пород в технологических процессах их добычи и первичной переработки объясняется двумя основными причинами. Во-первых, для статического разрушения пород не существовало в квазихрупкой постановке такой расчетной модели, которая послужила бы основой для построения динамической схемы расчета. Во-вторых, все попытки обосновать для практики существующие горно-технологические характеристики пород: крепость, дробимость, буримость, взрываемость и др., осуществлялись на основе феноменологических теорий прочности, т. е. путем использования в расчетах классических критериев оценки сопротивляемости пород внешнему силовому воздействию без нарушения их сплошности, которые не в полной мере отражают реальные особенности процессов квазистатического разрушения.

**Методология** включала обоснование возможности создания единой расчетной схемы статического и динамического нагружения горных пород как непрерывной функциональной зависимости энергоемкости процесса их разрушения от степени дробления. При этом за основу универсальной зависимости принята ранее подтвержденная широкими экспериментальными исследованиями механического разрушения пород динамическим способом гипотеза о пропорциональной зависимости количества подводимой энергии от степени дробления. За показатель степени дробления принято количество крупноблочных кусков, образованных путем развития сквозных радиальных трещин нормального разрыва.

**Результаты.** Полученный показатель энергоемкости динамического разрушения горных пород дает возможность минимизировать энергетические затраты при взрывном дроблении негабарита, а также при проектировании и организации проведения горных выработок с помощью буровзрывных работ.

**Теоретическая новизна.** Впервые предложена модель расчета энергетических показателей разрушения горных пород как квазихрупких материалов, в которой на физическом уровне определена аналитическая взаимосвязь между процессами статического и динамического нагружения пород, что дает возможность создать единую функциональную закономерность экономно потребляемой энергии для обеспечения заданной степени дробления в технологических процессах добычи и первичной переработки.

**Ключевые слова:** шпуровой заряд; КПД заряда; минимальная энергоемкость; разрыв куска; горная порода; эталонный расход; удельный расход; взрывчатое вещество.

**Введение.** При взрывных работах одиночные заряды применяют очень редко, в основном при разделении крупногабаритных гранитных блоков на части, а также при вторичном дроблении негабарита на карьерах. Однако для изучения взрыва любой системы зарядов случай одиночного взрыва берется за основу, в этом заключается научная и практическая значимость предлагаемых исследований.

В течении 1960–80 гг. благодаря, в первую очередь, работе академических и отраслевых научно-исследовательских институтов Советского Союза была проделана колоссальная работа по изучению процессов разрушения горных пород шпуровыми и скважинными зарядами [1, 2]. Первоначально исследования базировались на экспериментальных работах в лабораторных условиях, а также на опытно-промышленных испытаниях в полевых условиях [3, 4]. Результаты опытно-промышленных исследований позволили разработать ряд новых теоретических положений по созданию способов повышения полезного использования энергии взрыва [5, 6], обеспечивающих «экономный» механизм взрыва без излишних напряжений и переизмельчения породы [7, 8]. Результаты обозначенного направления отечественных и зарубежных изысканий в основном достигались комплексными исследованиями влияния конструкции заряда на характер проявления действий взрыва.

Таким образом, разработанные активные способы управления взрывом существенно увеличивают его эффективность, выражающуюся в повышении той механической формы работы, которая обеспечивает более мелкое и равномерное дробление горных пород. Однако такой односторонний подход повышения эффективности взрыва за счет рационализации его энергетических потоков без учета сопротивляемости разрушению горных пород динамическими нагрузками не дает возможности в целом замкнуть энергетический баланс буровзрывных работ (БВР) и тем самым провести их комплексную оптимизацию.

При энергетическом подходе показатель сопротивляемости  $e_{г.п}$ , Дж/м<sup>3</sup>, получил название «энергоемкость разрушения горной породы», он определяется отношением полезной работы  $A$  к единице объема горной породы  $V$ , диспергированной на заданную степень дробления [9]. Для практики ведения буровзрывных работ оптимальный энергетический баланс означает, что энергия волны напряжений не должна существенно превышать суммарную энергию, необходимую для преодоления сил сцепления вдоль всех радиально исходящих от центра шпурового заряда поверхностей нормального разрыва естественной отдельности горной породы. Попытки вводить в расчет параметров БВР показатель энергоемкости материала породы не приводили на практике к адекватным результатам в силу того, что данный показатель принимался в сильно упрощенном варианте:

$$a_{уд} = \frac{A}{V} = k + \gamma \frac{S}{V},$$

где  $k$  – работа деформации единицы разрушаемого объема, Дж/м<sup>3</sup>;  $\gamma$  – работа образования единицы поверхности, Дж/м<sup>2</sup>;  $S$  – вновь образованная поверхность, м<sup>2</sup>;  $V$  – объем разрушаемого тела, м<sup>3</sup>.

При этом за объемную удельную энергию потенциальной деформации принималось выражение  $k = \sigma^2 / 2E$  (где  $\sigma$ ,  $E$  – прочность и модуль упругости материала породы, Па). В разных технических источниках прочность соответствовала пределу на одноосное сжатие  $\sigma_{сж}$  [10] либо пределу текучести  $\sigma_T$  [11]. Что касается величины удельной поверхностной энергии  $\gamma$ , то ее теоретическое значение до последнего времени обходили молчанием, либо ссылались на экспериментальные данные, сильно разнящиеся по величине для однотипных пород. В работе [12] теоретические исследования дополняются и экспериментальными данными, согласно которым  $q = 21–140$  Дж/м<sup>2</sup>. В анализируемой работе для сравнения также приводятся экспериментальные данные ( $q = 1430–3800$  Дж/м<sup>2</sup>), полученные путем механического разрушения породных образцов неправильной формы массой 60–80 г ударом падающего груза на вертикальном копре [9]. Существенно завышенные значения объясняются тем, что потенциальная энергия удара расходуется

также на упругую и пластическую деформации, нагрев тела. Но эти так называемые «потери энергии» в гораздо больших масштабах имеют место при разрушении горных пород шпуровыми (скважинными) зарядами.

Расхождение энергетических характеристик, полученных на основе теоретических исследований и эксперимента, при разрушении горных пород как статическими, так и динамическими способами, отмечается во многих научно-технических публикациях. Причиной такого расхождения является опубликованная 100 лет назад работа Гриффитса, где рассматривалось равновесное состояние упруго-хрупкой пластины с внутренней трещиной, подвергнутой растяжению равномерно распределенной нагрузкой. В результате некорректной постановки задачи при ее решении на основе составления энергетического баланса была получена функциональная взаимосвязь трех неизвестных величин: удельной поверхностной энергии материала образца; критической нагрузки растяжения и длины внутренней трещины, расположенной ортогонально нагрузке. Аналитический расчет удельной поверхностной энергии по зависимости Гриффитса не представлялся возможным по причине неопределенностей двух других неизвестных величин.

**Методология.** Тщательный анализ задачи Гриффитса проведен в настоящее время и опубликован в работах [13], в которых показано, что решение Гриффитса относится к частному случаю геометрии пластины, когда ее ширина в два раза превышает длину внутренней трещины, а это для горного производства не имеет практического применения. В работах [13] в рамках общего подхода линейной теории разрушения квазихрупких материалов на основе сформулированной методологии впервые корректно поставлена и решена энергетическим способом так называемая «задача Гриффитса», что позволило обосновать и определить удельную поверхностную энергию разрыва как константу материала горной породы во взаимосвязи с энергетическим КПД процесса:

$$\gamma_p = \frac{\gamma_k}{e_\gamma} = \gamma_k \frac{(n^2 - 2)}{2}, \quad (1)$$

где  $\gamma_k$  – поверхностная энергия зарождения трещин нормального разрыва критической величины, Дж/м<sup>2</sup>,  $\gamma_k = k_k^2 (\sigma_p^2 / 2E)$ , ( $k_k$  – текстурно-структурный показатель материала породы, комплексно учитывающий неоднородность, генерируемую ею концентрацию напряжений, а также пластические свойства,  $\sqrt{M}$ ;  $\sigma_p$  – предел прочности на одноосное растяжение, Па);  $e_\gamma$  – энергетический КПД процесса разрыва материала горной породы;  $n = b / l_0$  ( $b$  – ширина пластины, м;  $l_0$  – длина внутренней трещины, м).

Энергетический КПД является неотъемлемым условием оценки величины критерия  $\gamma_p$  квазихрупких материалов в разных технологических процессах горного производства. Предельное значение КПД разрыва, равное единице, как следует из (1), соответствует размеру зоны предразрушения, характеризуемой показателем  $n_{кр} = 2$ , что в случае разрыва горной породы посредством распорного давления на стенки шпура определяет околошпуровую область, в которой происходит зарождение радиальных трещин и их развитие до критической величины [14]:  $l_k = r_{ш} (n_k - 1) = r_{ш}$ , где  $r_{ш}$  – радиус шпура, м. С ростом внутришпурового давления часть зародышевых трещин перерастает в сквозные, длина которых зависит от ортогонального размера отдельности оси шпура. В этом случае параметр  $n$  намного превышает значение  $n_k$ , что существенно увеличивает энергетический показатель  $\gamma_p$ . Неучет величины энергетического КПД процесса разрыва в расчетах параметров и показателей горного производства является основной причиной много лет

наблюдаемого расхождения теории и практики, когда необратимо затраченная энергия, приходящаяся на единицу площади свободной поверхности, определенная на основе экспериментов, оказывалась на порядок больше теоретически вычисленных значений, соответствующих зоне предразрушения. Вскрытое несоответствие по величине показателей  $\gamma_p$  и  $\gamma_k$  объясняет существующее утверждение о том, что при дроблении горных пород взрывом затраты энергии на вновь образуемую поверхность, определяемые в соответствии с показателем  $\gamma_k$ , не превышают 1–2 % от потенциальной энергии заряда [15], ввиду чего в энергетическом балансе их можно не учитывать.

Таким образом, все попытки исследователей [16] до настоящего времени использовать в технико-технологических расчетах концепцию квазихрупкого разрушения, согласно которой величина удельной работы  $\gamma_k$ , Дж/м<sup>2</sup>, необратимо затраченной на образование единицы площади свободной поверхности разрыва, является константой материала, не зависящей от нагрузок, формы и размеров тела, не нашли практического применения по причине неучета ее взаимосвязи с фактической удельной поверхностной энергией  $\gamma_p$  через коэффициент полезного действия процесса разрыва  $e_\gamma$ . Теоретической основой для практического применения концепции квазихрупкого разрушения горных пород послужили результаты работ [13], обосновавших фундаментальную энергетическую взаимосвязь (1). С использованием ранее опубликованной методологии постановки и решения практических задач горного производства в квазихрупкой постановке [16], но уже с учетом научного положения, записанного в аналитической форме (1), были проведены дополнительные исследования [14], послужившие для обоснования модели расчета статического разрушения горных пород шпуровым способом, основу которой составили зависимости, определяющие значение объемной энергоемкости разрушения отдельности

$$E_c = \frac{2}{\pi} \frac{\aleph(1+\mu)}{r_{ш}} k_k^2 \frac{\sigma_p^2}{2E} \left[ \frac{(n-1)}{e_\gamma} + 1 \right] \quad (2)$$

сквозными радиальными трещинами нормального разрыва в количестве

$$n_{тр,с} = 2\aleph(1+\mu), \quad (3)$$

где  $\aleph$  – безразмерный функционал,  $\aleph = (3n^2 + 1) / 3(n^2 - 1)$ , ( $n$  – относительное расстояние от оси шпура до свободной поверхности,  $n = W/r_{ш}$ ;  $W$  – линия наименьшего сопротивления, м);  $\mu$  – коэффициент Пуассона.

Линейный параметр  $W$ , по классическому определению его как линии наименьшего сопротивления (ЛНС) при расчете буровзрывных работ в массиве горной породы, для отдельности выражает радиус вписанной окружности вокруг оси шпура, ограниченной по крайней мере двумя свободными поверхностями естественной отдельности.

Как следует из (3), при статическом разрыве количество образующихся радиальных, сквозных трещин минимально и равно двум–трем, а так как значение энергетического показателя (2) определено с учетом (3), то и величина объемной энергоемкости также минимальна. Результаты анализа кинетики трещинообразования околошпуровой кольцевой зоны указывают на существенное влияние характера приложения распорного давления на количество трещин [17]. В зависимости от скорости приложения нагрузки, которая, в свою очередь, определяет скорость распространения упругих деформаций твердого тела, в горном производ-



стве процессы добычи и переработки по скорости деформации разрушения принято подразделять на статические  $d\xi / dt = 10^{-1}-10^{-6} \text{ c}^{-1}$ , динамические при ударе  $d\xi / dt = 10^1-10^3 \text{ c}^{-1}$ , динамические при взрыве  $d\xi / dt = 5 \cdot 10^5 \text{ c}^{-1}$ , где  $\xi$  – относительная деформация разрушения,  $t$  – время разрушения. Скорость деформации материала горной породы определяет механизм передачи ей энергии от рабочего инструмента либо распорного средства в случае шпурового разрыва. Применение динамического воздействия на горную породу обусловлено существующей закономерностью, подтвержденной многолетней практикой и экспериментальными работами [9], согласно которой общепринятые показатели степени дробления пропорционально увеличиваются с повышением подводимой энергии разрушения.

Из отмеченной особенности динамического энерго-силового воздействия на твердые тела следует, что при заданном объеме естественной отдельности горной породы ее взрывное разрушение на две либо три части (когда степень дробления минимальна) возможно, если передаваемая энергия соответствует минимальному значению удельной объемной энергоемкости, характеризующей статическое разрушение. Если при этом затраты энергии увеличить в два раза, то количество частей, на которые разрушается крупноблочный объем, также увеличится в два раза и т. д. Данное научное положение для изотропного материала находится в соответствии с осесимметричным нагружением контура шпура, при котором количество кусков, образовавшихся после взрывного воздействия за счет радиальных трещин нормального разрыва, принимается в последовательности  $N_k = 2-4-8-16$  (либо  $N_k = 3-6-12-24$ ), которая логически обосновывается тем, что каждый крупный кусок при кратном увеличении подводимой энергии последовательно разделяется на две половины. При таком подходе количество единичных радиальных сквозных трещин определяет и количество крупноблочных кусков, которые, в свою очередь, являются показателем степени дробления.

В предложенной последовательности характера и степени дробления за счет начальной сетки радиальных трещин, идущих от заряда в направлении свободной поверхности, будет нарастать необходимое количество подводимой энергии разрушения отдельности горной породы шпуровым зарядом. Расчет суммарной объемной энергоемкости разрушения отдельности в зависимости от степени ее дробления предлагается осуществлять по двум схемам:

– для горных пород, которые характеризуются коэффициентом Пуассона в пределах  $\mu \leq 0,25$

$$E_d = \frac{E_c}{2} (N_k = 2-4-8-16); \quad (4)$$

– для горных пород, которые характеризуются коэффициентом Пуассона в пределах  $\mu > 0,25$

$$E_d = \frac{E_c}{3} (N_k = 3-6-12-24). \quad (5)$$

Как следует из (4) и (5), предельное количество радиальных сквозных трещин и, соответственно, количество крупногабаритных кусков будут определять минимально-возможный радиальный угол ( $\pi/8-\pi/12$ ) между трещинами, исходящими от полости шпура. В зависимости от целей взрывного разрушения, которые устанавливаются необходимой степенью дробления отдельности горной породы, угол, разделяющий вновь образованные поверхности разрыва и тем самым определяющий габариты кусков, образовавшихся после взрыва, будет находиться в интервале  $\pi/1-\pi/8$ . Первый случай достигается при статическом нагружении,

либо специальным щадящим взрывом. Второй случай обеспечивает условия по минимальному расходу ВВ, когда в зоне, непосредственно примыкающей к заряду, отсутствует существенное переизмельчение крупногабаритных кусков горной породы на мелкие фракции, что необходимо учитывать при вторичном дроблении негабарита. Превышение полезной работы продуктов детонации шпурового заряда сверх расчетных значений (4) и (5) увеличивает не количество радиальных трещин и, соответственно, количество крупногабаритных кусков, а количество мелких кусков вокруг заряда в зоне всестороннего смятия породы, а также приводит к продольному дроблению за счет образования кольцевых тангенциальных трещин с неизбежным разлетом мелких фракций. По существу полученные зависимости (4) и (5) с учетом (2) являются аналитическим обоснованием концепции эффективного дробления отдельностей способами «безразлетного» взрывания шпуровым зарядом. Широкое применение данный способ получил на открытых горных работах при вторичном дроблении негабарита [4]. На рис. 1 в графическом варианте представлены схемы расчета динамической энергоемкости разрушения естественной отдельности в зависимости от количества образовавшихся кусков и величины коэффициента Пуассона  $\mu$ .

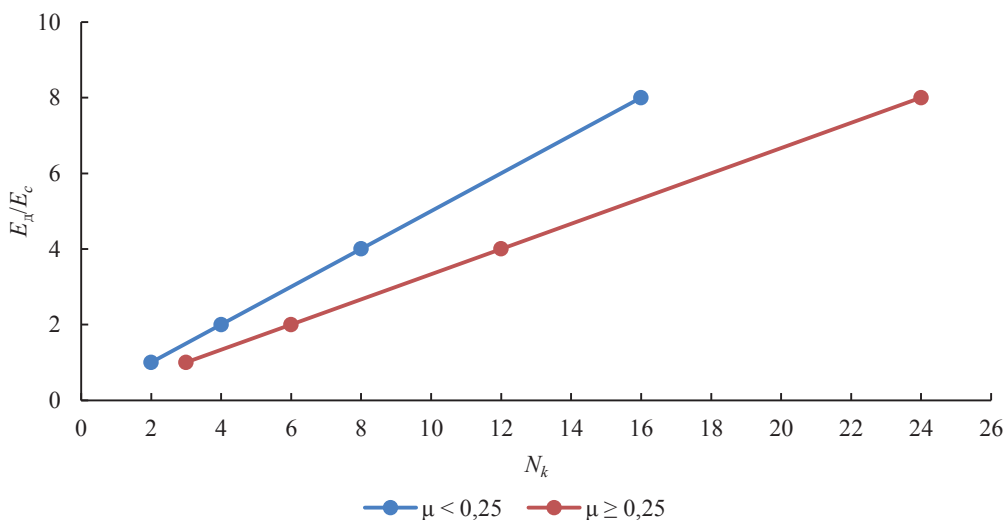


Рисунок 1. Зависимость относительной энергоемкости динамического разрушения отдельности горной породы  $E_d/E_c$  от количества образовавшихся крупноблочных кусков  $N_k$

Figure 1. Dependence between the relative energy intensity of rock jointing dynamic breaking  $E_d/E_c$  and the number of large-block chumps formed  $N_k$

На практике всегда выполняется размерное условие  $n > 4-5$ , при котором  $e_\gamma \approx 2/n^2$  [14], а  $\xi \rightarrow 1$ , что дает возможность записать зависимость минимальной энергоемкости разрыва (2) в следующей упрощенной форме:

$$E_c^{\text{III}} \approx \frac{\bar{W}^3}{\pi r_{\text{III}}} (1 + \mu) \gamma_k, \quad (6)$$

где  $\bar{W} = W/r_{\text{III}} = n$  – относительное расстояние от оси шпура до свободной поверхности.

**Практическое применение.** В практике горного производства распространены и широко используются горно-технологические характеристики поведения горных пород в технологических процессах их добычи и первичной переработки. Признание и популярность данных характеристик обусловлена простым

и понятным физическим содержанием и возможностью оперативного использования в качестве первого приближения для сравнительной оценки комплекса физико-механических свойств горной породы в различных технологических процессах. Взрываемость горных пород обычно оценивают удельным расходом взрывчатого вещества  $q$ , кг/м<sup>3</sup>, т. е. количеством ВВ, необходимым для разрушения 1 м<sup>3</sup> породы с заданными характеристиками результатов взрыва (интересующими практикой). Для оценки взрываемости горных пород на карьере обычно проводят серию опытных взрывов с разными параметрами. Однако организация таких взрывов трудоемка и требует больших затрат времени, поэтому оценку взрываемости чаще проводят по результатам лабораторных и стендовых испытаний с установленными ограничениями.

В работе [18] В. В. Ржевский в качестве характеристики взрываемости горных пород предложил эталонный удельный расход ВВ  $q_3$ , который определяется путем взрывания кубического образца со стороной 1 м зарядом аммонита № 6 ЖВ, размещенным в шпуре диаметром 40 мм по центру куба. Масса заряда подбиралась так, чтобы степень дробления образца была близка к двум, т. е. чтобы он разрывался на две части (оставшаяся часть шпура засыпалась забойкой). Но осуществление взрыва даже в лабораторных условиях требует специально оборудованной и охраняемой взрывной камеры, разрешения на получение, хранение и использование ВВ. Отсюда понятно желание и стремление исследователей разработать аналитическую модель расчета, адекватно отражающую трудность взрывного разрушения горных пород [19, 20]. В энергетической форме с позиции квазистатики комплексным показателем является энергоемкость разрушения (6), Дж/м<sup>3</sup>, выражение которой для конкретных условий методики В. В. Ржевского ( $\bar{W} = 25$ ) принимает вид:

$$E_c^m = 0,24 \cdot 10^6 (1 + \mu) \gamma_k. \quad (7)$$

В соответствии с полученной закономерностью (7) энергоемкость разрушения как интегральный показатель удельной объемной работы  $E_c^m$  при заданных размерах разрушаемой отдельности и диаметра шпура однозначно определяется величиной удельной поверхностной энергии  $\gamma_k$ , которая в аналитической записи данной зависимости стоит в виде сомножителя, а не слагаемого. Энергетическая взаимосвязь (7) окончательно снимает вопрос о доли поверхностной энергии в общих энергозатратах, так как для случая, когда  $\bar{W} > 4-5$ , она составляет 100 %. В ранее опубликованных работах эта доля при дроблении горных пород взрывом обосновывалась на уровне 1–2 % [15], впоследствии данный показатель увеличили до 15–80 % [16].

Энергетические зависимости (6) и (7) характеризуют удельную работу статического разрывающего воздействия на заданный объем горной породы от одиночного шпура с помощью распорных средств. В данном случае удельная работа разрыва определялась и таким образом характеризовала источник трещин разрыва, расположенный в шпуре, т. е. по зависимости:  $a_{уд} = A / V_{ш}$  (где  $A$  – суммарная работа, Дж;  $V_{ш}$  – объем шпура, м<sup>3</sup>). Однако на практике при проведении буровзрывных работ используют показатель удельной работы как характеристику взрываемости, рассчитываемую по отношению к объему  $V$  разрушаемой отдельности горной породы. С учетом отмеченного, зависимости (6) и (7) запишутся следующим образом:

$$E_c^v = E_c^m \frac{V_{ш}}{V} = \frac{(\bar{W} - 1)}{\pi r_{ш}} (1 + \mu) \gamma_k; \quad (8)$$

$$E_c^v \approx 382(1 + \mu) \gamma_k. \quad (9)$$

Переход от удельной объемной энергоемкости разрушения кубического образца горной породы (9) к удельному расходу эталонного ВВ осуществляется по формуле:

$$q_3^n = \left[ \frac{N_k}{(2...3)} \right] \cdot q_3^{\min}, \quad (10)$$

где  $q_3^{\min}$  – минимальный удельный расход ВВ, обеспечивающий минимальную степень дробления,  $q_3^{\min} = E_{сз}^v / (K^{\max} e_{ид})$ ,  $e_{ид}$  – идеальная удельная работа эталонного ВВ,  $e_{ид} = 3,54$  МДж/м<sup>3</sup>.

Смножителем  $[N_k / (2-3)]$  задается степень дробления отдельностей в соответствии со схемами расчета согласно (4) и (5). Коэффициент полезного действия шпурового заряда  $K_{нд}$  устанавливается в пределах следующего неравенства:

$$\frac{E_{сз}^v}{q_3^{\min} e_{ид}} \geq K_{нд} > \frac{E_{сз}^v}{2q_3^{\min} e_{ид}}, \quad \text{что дает } 1 \geq K_{нд} \rightarrow 0,5. \quad (11)$$

Отсюда следует, что, если при увеличении значения  $q_3^n > 2q_3^{\min}$  вплоть до величины  $q_3^n = 2q_3^{\min}$  количество сквозных трещин остается на уровне статистического разрыва, то происходит снижение  $K$  вплоть до значения 0,5. Вся избыточная энергия в этом случае будет расходоваться на рост зоны всестороннего сжатия (зоны переизмельчения), на зарождение дополнительных зародышевых трещин, которые не достигают величины сквозных. Условие  $q_3^n = 2q_3^{\min}$  соответствует моменту, когда четыре радиальных трещины прорастают до сквозных, разделяя отдельность на четыре крупноблочных куска, и только этому условию отвечает максимальный  $K_{нд} = 1$  шпурового заряда. Аналогичным образом, эталонным удельным расходам ВВ  $q_3^n = 4q_3^{\min}$  и  $q_3^n = 8q_3^{\min}$  соответствуют восемь и шестнадцать радиальных сквозных трещин, образовавшихся при максимально возможном КПД.

Таким образом, разработанная методика расчета КПД шпурового заряда определяет его величину в пределах  $K_{нд} = 1,0-0,5$ , которые получены как отношение минимальной энергоемкости разрушения материала породы к полезной удельной работе взрывного дробления (10), определяемой произведением его показателей: удельной идеальной работы  $e_{ид}$ , Дж/кг, и минимального удельного расхода  $q_3^{\min}$ , кг/м<sup>3</sup>, обеспечивающего минимальную степень дробления отдельности породы. Для сравнения приведем значения КПД шпурового заряда, полученного в работе [12], при разрушении одиночных естественных отдельностей горной породы  $K_{нд} = 1,1-8,3$  %. Существенно заниженные расчетные значения КПД шпурового заряда являются в данной работе следствием применения некорректной методики, определяющей энергоемкость материала горной породы.

**Выводы.** Ввиду чрезвычайной сложности протекающих при взрыве процессов целесообразно построение упрощенной схемы действия взрыва на среду, достаточно точно оценивающей механизм разрушения как функцию «подводимая энергия–степень разрушения».

Энергоемкость процесса динамического разрушения материала горной породы как способность его кристаллической решетки поглощать подводимую внешнюю энергию за один акт силового воздействия отличается от статического процесса тем, что в последнем случае минимальная степень дробления естественной от-

дельности известна и определяется возможностью твердого тела генерировать деформацию разрыва за счет деформаций сжатия, а в случае динамического нагружения степень дробления пропорциональна количеству подводимой разрушающей энергии.

Несмотря на отмеченные особенности поглощения твердым упруго-хрупким телом разрушающей его энергии в результате статического и динамического нагружения появляется возможность создания единой расчетной схемы как непрерывной функциональной зависимости энергоемкости процесса разрушения от степени дробления твердого тела. При этом за основу универсальной зависимости принята модель статического разрыва естественной отдельности горной породы одиночным шпуром, в которой параметр степени дробления, характеризуемый количеством кусков, образовавшихся за счет развития сквозных радиальных трещин, представлен непрерывным функциональным рядом, кратность увеличения которого прямо пропорционально повышает показатель энергоемкости.

Показатель энергоемкости динамического разрушения горных пород дает возможность в квазистатической постановке обоснованно рассчитывать: минимальные энергетические затраты на вторичное дробление негабарита; системы взаимодействия шпуровых зарядов при проектировании и организации проведения горных выработок с помощью БВР; экономный режим взрыва, что в свою очередь повысит полезное использование энергии, т. е. КПД взрыва, и тем самым минимизирует проектную величину заряда.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Баум Ф. А., Станюкевич К. Т., Шехтер Б. И. Физика взрыва. М.: Физматгиз, 1959. 525 с.
2. Латышев О. Г., Осипов И. С. Основные концепции и гипотезы разрушения горных пород взрывом // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск: МГТУ, 2007. С. 209–219.
3. Марченко Л. Н. Увеличение эффективности взрыва при добычании полезных ископаемых. М.: Наука, 1965. 222 с.
4. Rafal Borusiewicz, Grzegorz Zadora, Janina Zieba-Palus. Chemical analysis of post explosion samples obtained as a result of model field experiments // Talanta. 2013. Vol. 116. P. 630–636. DOI: 10.1016/j.talanta.2013.07.050
5. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М.: Недра, 1974. 223 с.
6. Yue H. Z., Yu C., Li H. B., Zhou C. B., Chen S. H., Shao Z. S. The effect of blast-hole arrangement, delay time, and decoupling charge on rock damage and vibration attenuation in multihole blasting // Shock and Vibration. Vol. 2022. Art. 2110160. DOI: 10.1155/2022/2110160
7. Черный Г. И., Михалюк В. Н. Об эффективности зарядов с воздушным промежутком при проходке подземных сооружений взрывом в сжимаемых грунтах // Взрывное дело: сб. науч. тр. М.: Недра, 1972. С. 74–81.
8. Ngo T., Mendis P., Gupta A., Ramsay J. Blast loading and blast effects on structures – An overview // Electronic Journal of Structural Engineering. Spec. Iss.: Loading on Structures. 2007. P. 76–91.
9. Барон Л. И., Коняшин Ю. Г., Курбатов В. М. Дробимость горных пород. М.: АН СССР, 1963. 167 с.
10. Кутузов Б. Н., Плужников В. Ф. Определение расчетного расхода ВВ с учетом свойств породы и их дробимости в отдельностях // Физические процессы горного производства: сб. науч. тр. 1981. Вып. 9. С. 11–14.
11. Chen Yingxian, Wang PengFei, Chen Jian, Zhou Meng, Yang Hong’Xia, Li Jiaying. Calculation of blast hole charge amount based on three-dimensional solid model of blasting rock mass // Scientific Reports. 2022. Vol. 12. DOI: 10.1038/s41598-021-04615-8
12. Ракишев Б. Р. Энергетические характеристики разрушения одиночных естественных отдельностей // Известия вузов. Горный журнал. 1980. № 7. С. 57–63.
13. Першин Г. Д., Пшеничная Е. Г. Концепции квазихрупкого разрушения горных пород применительно к процессам их добычи и переработки // Известия вузов. Горный журнал. 2022. № 4. С. 64–74.

14. Першин Г. Д., Пшеничная Е. Г. Решение задачи Ляме в квазихрупкой постановке для обоснования модели расчета разрушения горных пород шпуровым способом // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 3. С. 53–63.

15. Долгов К. А. Исследование закономерности процесса дробления горных пород взрывом // Известия вузов. Горный журнал. 1975. № 11. С. 59–63.

16. Чирков С. Е., Пристах В. В. Энергетические показатели разрушения горных пород различными способами // Горные машины и автоматика. 2002. № 10. С. 29–33.

17. Першин Г. Д., Пшеничная Е. Г. Определение размеров зоны и степени трещинообразования при шпуровой отбойке блочного камня // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2003. № 4. С. 28–32.

18. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1978. 541 с.

19. Liu W., Zhu X., Jing J. The analysis of ductile-brittle failure mode transition in rock cutting // Journal of petroleum science and engineering. 2018. Vol. 163. P. 311–319. DOI: 10.1016/j.petrol.2017.12.067

20. Lin P., Wong Robina H. C., Tang C. A. Experimental study of coalescence mechanisms and failure under uniaxial compression of granite containing multiple holes // International journal of rock mechanics and mining sciences. 2015. Vol. 77. P. 14–28.

Поступила в редакцию 22 сентября 2023 года

#### Сведения об авторах:

**Першин Геннадий Дальтонович** – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горных машин и транспортно-технологических комплексов Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. E-mail: pshenivla@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0003-3163-018X>

**Пшеничная Елена Геннадьевна** – кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры механики Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. E-mail: pshenichnaya\_e@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-67-78

## Breaking the natural jointing by a single blasthole charge

Gennadii D. Pershin<sup>1</sup>, Elena G. Pshenichnaia<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia.

### Abstract

**Introduction, research objective** is to develop the calculation methods for rock jointing dynamic breaking based on a blasthole charge using the energy approach. There are two main reasons for the lack of a well-established basic dynamic calculation method for rock breaking in the flow processes of rock recovery and processing. Firstly, in the quasi-brittle setting for the static rock breaking, there was no such calculation model that would serve as the basis for constructing a dynamic calculation scheme. Secondly, all attempts to justify rock strength, crushability, drillability, explosiveness, etc. for practice were made based on the phenomenological theories of strength, i.e. by using in the calculations classical criteria for assessing rock resistance to external force without violating their continuity. The criteria do not fully reflect the real features of the quasi-static breaking.

**Methods of research** include justifying the possibility of creating a single calculation scheme for static and dynamic stimulation of rocks, as a continuous functional dependence between the breaking process energy intensity and the reduction ratio. The single dependence was based on the hypothesis about a proportional dependence between the energy input and the reduction ratio that was previously confirmed by extensive experimental studies of the mechanical rock breaking through a dynamic method. The number of large-block chumps formed by the development of through radial tensile cracks is taken as an indicator of the reduction ratio.

**Research results.** The obtained indicator of the rock dynamic breaking energy intensity makes it possible to minimize energy costs when blasting oversized materials and designing and organizing mine workings using drilling and blasting operations.

**Theoretical novelty.** For the first time, a model has been proposed for calculating the energy indicators of breaking rocks as quasi-brittle materials. In the model, the analytical relationship

between the processes of static and dynamic stimulation of rocks is determined at the physical level, which makes it possible to create a single functional rule of economically consumed energy to ensure a given reduction ratio in the flow processes of recovery and processing.

**Keywords:** blasthole charge; charge efficiency; minimum energy intensity; chump rupture; rock; reference consumption; specific consumption of explosive.

#### REFERENCES

1. Baum F. A., Staniukevich K. T., Shekhter B. I. *Explosion physics*. Moscow: Fizmatgiz Publishing; 1959. (In Russ.)
2. Latyshev O. G., Osipov I. S. Main strategies and hypotheses of rock blasting. In: Pershin G. D. (ed.) *Recovery, processing, and application of natural stone: a collection of scholarly works*. Magnitogorsk: MSTU Publishing; 2007. P. 209–219. (In Russ.)
3. Marchenko L. N. *Improving the explosion effectiveness in the course of mining*. Moscow: Nauka Publishing; 1965. (In Russ.)
4. Rafal Borusiewicz, Grzegorz Zadora, Janina Zieba-Palus. Chemical analysis of post explosion samples obtained as a result of model field experiments. *Talanta*. 2013; 116: 630–636. Available from: doi: 10.1016/j.talanta.2013.07.050
5. Khanukaev A. N. *Physical processes of rock blasting*. Moscow: Nedra Publishing; 1974. (In Russ.)
6. Yue H. Z., Yu C., Li H. B., Zhou C. B., Chen S. H., Shao Z. S. The effect of blast-hole arrangement, delay time, and decoupling charge on rock damage and vibration attenuation in multihole blasting. *Shock and Vibration*. 2022; 2110160. Available from: doi: 10.1155/2022/2110160
7. Chernyi G. I., Mikhaliuk V. N. Regarding the effectiveness of air-cushioned charges when tunneling subsurface structures by a blast in compressible soils. In: *Blasting: collection of studies*. Moscow: Nedra Publishing; 1972. P. 74–81. (In Russ.)
8. Ngo T., Mendis P., Gupta A., Ramsay J. Blast loading and blast effects on structures – An overview. *Electronic Journal of Structural Engineering*. Spec. issue: Loading on Structures. 2007. P. 76–91.
9. Baron L. I., Koniashin Iu. G., Kurbatov V. M. *Rock grindability*. Moscow: USSR Academy of Sciences; 1963. (In Russ.)
10. Kutuzov B. N., Pluzhnikov V. F. Calculating the design consumption of explosives considering rock properties and rock grindability in jointing. In: *Physical processes of the mining practice: collection of studies*. 1981; 9: 11–14. (In Russ.)
11. Chen Yingxian, Wang PengFei, Chen Jian, Zhou Meng, Yang Hong’Xia, Li Jiaying. Calculation of blast hole charge amount based on three-dimensional solid model of blasting rock mass. *Scientific Reports*. 2022; 12. Available from: doi: 10.1038/s41598-021-04615-8
12. Rakishhev B. R. Energy characteristics of single natural jointing destruction. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1980; 7: 57–63. (In Russ.)
13. Pershin G. D., Pshenichnaia E. G. The concept of quasi-brittle rock fracture as applied to extraction and processing operations. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2022; 4: 64–74. (In Russ.)
14. Pershin G. D., Pshenichnaia E. G. Solving the Lamé problem in the quasi-brittle setting to substantiate the solution scheme for rock breaking by the blast-hole method. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 3: 53–63. (In Russ.)
15. Dolgov K. A. Studying the regularity of the rock blasting process. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1975; 11: 59–63. (In Russ.)
16. Chirkov S. E., Pristash V. V. Energy indicator of stone breaking through different methods. *Gornye mashiny i avtomatika = Mining Machinery and Automation*. 2002; 10: 29–33. (In Russ.)
17. Pershin G. D., Pshenichnaia E. G. Determining the dimensions of a zone and degree of fissuring under the dimension stone blasthole breaking. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta im. G. I. Nosova = Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2003; 4: 28–32. (In Russ.)
18. Rzhevskii V. V. *The processes of opencasting*. Moscow: Nedra Publishing; 1978. (In Russ.)
19. Liu W., Zhu X., Jing J. The analysis of ductile-brittle failure mode transition in rock cutting. *Journal of Petroleum Science and Engineering*. 2018; 163: 311–319. Available from: doi: 10.1016/j.petrol.2017.12.067
20. Lin P., Wong Robina H. C., Tang C. A. Experimental study of coalescence mechanisms and failure under uniaxial compression of granite containing multiple holes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2015; 77: 14–28.

**Information about the authors:**

**Gennadii D. Pershin** – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Mining Machines and Transport-Technological Complexes, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: pshenivla@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0003-3163-018X>

**Elena G. Pshenichnaia** – PhD (Engineering), senior lecturer, Department of Mechanics, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: pshenichnaya\_e@mail.ru

**Для цитирования:** Першин Г. Д., Пшеничная Е. Г. Разрушение естественных отдельностей горных пород одиночным шпуровым зарядом // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 67–78. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-67-78

**For citation:** Pershin G. D., Pshenichnaia E. G. Breaking the natural jointing by a single blasthole charge. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 67–78 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-67-78



## Обоснование параметров буровзрывных работ на золоторудном месторождении Наседкино по результатам работы дробильного комплекса

Старков А. Е.<sup>1\*</sup>, Тальгамер Б. Л.<sup>1</sup>, Константинов И. А.<sup>2</sup>

<sup>1</sup> Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск, Россия

<sup>2</sup> ООО «Компания «Востсибуголь», г. Иркутск, Россия

\*e-mail: [anatoliy.starkov94@inbox.ru](mailto:anatoliy.starkov94@inbox.ru)

### Реферат

**Введение.** Рассмотрен вопрос обеспечения качества дробления горной массы буровзрывным способом для высокой производительности выемочно-погрузочного оборудования.

**Методология.** В ходе исследования карьеров золоторудного месторождения Наседкино, расположенного в Забайкальском крае, применены следующие методики: хронометраж горно-обогачительного оборудования, проведение экспериментов на участке буровзрывных работ и отделении рудоподготовки.

**Порядок работы.** По результатам экспериментальных взрывных работ на карьерах с изменением параметров сетки скважин, интервалов замедления и удельного расхода взрывчатых веществ при помощи портативного прибора PortaMetrics проведены исследования гранулометрического состава подготовленной к выемке руды. Качество подготовленной руды позднее оценивалось по результатам работы выемочного и обогачительного оборудования, в том числе корпуса крупного дробления на отделении рудоподготовки, также проведен хронометраж работы гидравлического молота на складе товарной руды.

**Результаты.** На основании полученных данных предложены параметры буровзрывных работ, обеспечивающие заданную степень дробления, снижение аварийности производственных процессов, увеличение срока службы горно-обогачительного оборудования, повышение производительности экскаваторов, уменьшение расхода горючего и потребления электроэнергии в процессе дробления руды. По результатам экспериментов выполнен анализ производительности корпуса крупного дробления, установлена зависимость производительности дробильного комплекса от параметров взрывных работ.

**Выводы.** На основании результатов исследования созданы рекомендации, применение которых нивелирует невыполнение плановых показателей по дроблению руды на золоторудном месторождении Наседкино.

**Ключевые слова:** буровзрывные работы; сетка скважин; выход негабарита; взрывчатое вещество; удельный расход ВВ; качество рудоподготовки; дробление.

**Введение.** На золоторудных предприятиях малой и средней мощности одним из основных аспектов, обеспечивающих высокую производительность горно-обогачительного оборудования, является цикличность производства: участок горных работ обязан произвести заполнение рудного склада в полном объеме; карьер должен быть обеспечен готовой к выемке горной массой; ремонтно-механическая мастерская, в свою очередь, должна содержать горную технику в исправном техническом состоянии [1]. Даже самый незначительный сбой в работе любого из подразделений рудника может привести к потерям в производительности другого участка, и, как следствие, к уменьшению объемов выпускаемой продукции и снижению прибыли добывающих компаний.

Одним из процессов, оказывающих существенное влияние на возможную производительность обогатительных установок, являются буровзрывные работы (БВР), поскольку для стабильной и бесперебойной работы дробильного оборудования необходимо соблюдение требований к крупности перерабатываемого материала [2].

Технология ведения взрывных работ принимается исходя из структурных и прочностных свойств горных пород, а также горно-геологических условий месторождения. Однако на стадии проектирования, когда происходит формирование бюджета на освоение месторождения, зачастую невозможно учесть все горнотехнические условия. Заложенный проектной организацией удельный расход взрывчатого вещества зачастую не соответствует фактическому, что приводит к увеличению расхода взрывчатого вещества и, возможно, его замене на более мощное, либо снижению качества подготовки к выемке руды, поступающей на рудный склад, что влечет дополнительные издержки и повышение себестоимости продукции [3, 4].

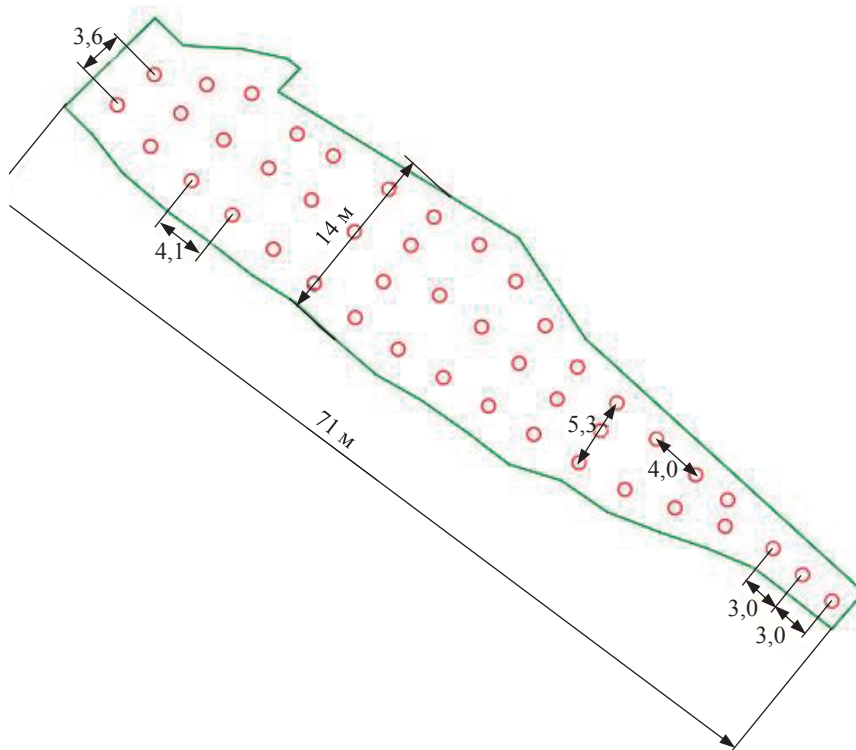


Рисунок 1. Схема расположения взрывных скважин на блоке № 3 Г 1050-2 (руда)  
Figure 1. Layout of blast holes at block no. 3 Г 1050-2 (ore)

В настоящее время разработано значительное количество способов повышения качества буровзрывных работ, к ним относятся: замена взрывчатого вещества на более мощное; изменение забоечного материала и конструкции заряда; увеличение или уменьшение диаметра скважины; корректировка сетки скважин и другие способы. Однако ни один из этих способов не является универсальным, в связи с этим для условий каждого конкретного месторождения необходима разработка мероприятий по повышению качества проводимых буровзрывных работ [5, 6]. Значительное количество работ в области повышения эффективности взрывного

дробления говорит об актуальности тематики, однако, как показывает практика, данный вопрос по-прежнему является недостаточно изученным применительно к конкретным горнотехническим условиям [7].

**Характеристика исследуемого объекта.** Исследуемым объектом является золоторудное месторождение Наседкино, расположенное в Забайкальском крае. Отработка месторождения производится открытым способом. По своим физико-механическим свойствам полезное ископаемое и горный массив в целом представляют собой породы со следующими характеристиками: предел прочности на сжатие – в среднем 16,0–20,0 МПа (коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протоdjeяконова  $f = 16–20$ ); плотность – 2,5 г/см<sup>3</sup>; категория по трудности экскавации – IV. Выемка экскаваторами пород с такими физико-механическими свойствами должна осуществляться с их предварительным рыхлением буровзрывным способом.



Рисунок 2. Рудный блок Ж-950-16 при подготовке к бурению  
Figure 2. Ore block Ж-950-16 under setting-up

Бурение взрывных скважин осуществляется собственными силами предприятия. Взрывные работы на участке проводятся подрядной организацией.

С начала пуска золотоизвлекательной фабрики руководство столкнулось с систематическим невыполнением плана по дроблению руды, что привело к корректировке плановых показателей в меньшую сторону. Одной из основных причин невыполнения плана является высокая доля кусков подаваемой руды фракции +400 мм.

Специфика условий залегания рудного тела и принятая технология подготовки руды к выемке посредством раздельного взрыва (с целью исключения разубоживания руды) зачастую являются причиной выхода негабарита в объеме, оказывающем негативное влияние на горное производство, так как геометрические параметры взрывающегося блока совпадают с параметрами рудного блока и могут достигать ширины 3 м (рис. 1).

Проблема высокого процента выхода негабарита при разработке подобных участков обусловлена тем, что энергия взрыва проходит сквозь массив и направляется в выработанное пространство: происходит раскалывание, а не рыхление взрывающегося блока (рис. 2, 3). Последующее дробление негабаритного куска руды производится одним из четырех способов: на рабочей площадке карьера вторич-

ным взрыванием; складированием негабарита на рудном дворе с последующим механическим дроблением экскаватором-бутобоем; загрузкой негабарита в корпус крупного дробления (ККД) под стационарный гидромолот; четвертый способ является гибридом первых двух, когда часть негабарита дробится механически, а другая вторично взрывается с замедлением параллельно с блоком. Все перечисленные способы вторичного дробления имеют существенные недостатки: первый способ – самый дорогой и приводит к организационному простоям горного участка (при проведении БВР горные работы в карьере не ведутся); второй способ приводит к преждевременным неисправностям навесного оборудования горной техники, так как погрузка-транспортировка негабарита повышает нагрузку на гидравлическую систему и усиливает напряжения в стальных конструкциях; третий способ предназначен для единичного, а не систематического дробления, так как снижает ресурс дробильного оборудования и приводит к увеличению простоев по замене футеровки на ККД. Дробление четвертым способом неприменимо при работе в стесненных условиях и может привести к разубоживанию руды при совмещении БВР на вскрышных и рудных блоках [8].

**Методология.** Основные параметры БВР, установленные проектом для данной категории пород и высоты уступа 5 м: диаметр скважин – 0,152 м, сетка скважин 3,0 × 3,0 м; выход горной массы – 8,04 м<sup>3</sup>/м; средняя глубина скважин – 5,5 м; удельный расход ВВ – 1,57 кг/м<sup>3</sup>.

#### Основные расчетные параметры буровзрывных работ при разработке месторождения Наседкино

Исходные данные:

Крепость пород по шкале М. М. Протогьяконова $f$ .....	14–20
Средняя категория трещиноватости .....	III
Расстояние между трещинами систем $a$ , м.....	0,75
Диаметр скважин $d$ , м.....	0,152
Высота уступа $H_y$ , м .....	5
Объемный вес $\gamma$ , т/м <sup>3</sup> .....	2,79

Взрывные работы:

Используемое ВВ.....	нитронит
Переводной коэффициент к тротиловому эквиваленту $e$ .....	0,763
Плотность заряжения скважинных зарядов $\Delta(\rho)$ , кг/дм <sup>3</sup> .....	1,2
Допустимый размер куски взорванной горной массы (ВГМ), м .....	0,500
Базовый удельный расход ВВ $g_0 = 0,182(M)^{0,5}$ , кг/м <sup>3</sup> .....	0,540
Коэффициент, учитывающий категорию трещиноватости скального массива по классификации Межведомственной комиссии по взрывному делу (МКВД), $K_T$ .....	0,9
Поправочный коэффициент на категорию трещиноватости скального массива $K_{тр} = 1/K_T^2$ .....	1,23

В табл. 1 представлены результаты наблюдений за отгрузкой горной массы экскаватором РС-1250 с указанием даты и времени хронометража, а также процента от сменной работы.

Опираясь на данные, представленные в табл. 1, можно сделать следующие выводы.

Количество циклов на погрузку одного самосвала – 5,99 (при объеме загруженной горной массы в самосвале – 18,5 м<sup>3</sup> и объеме ковша РС-1250 – 6,5 м<sup>3</sup>) при фактической заполняемости ковша – 3,09 м<sup>3</sup>, что является отклонением фактической заполняемости ковша от технической на 52 %.

Такой низкий показатель заполняемости ковша обусловлен высоким процентом выхода негабаритов. При этом экскаватор совершает лишние операции, что негативно сказывается на производительности. Следует отметить, что при экска-

вазии и сортировке крупногабаритных кусков породы время цикла увеличивается с 24 с до 1 мин, снижается коэффициент использования экскаватора из-за постоянных обрывов рукавов высокого давления на гидроцилиндрах (замена которых влечет простои от двух до четырех часов в смену), сокращается ресурс гидравлической системы экскаватора, попутно снижается ценность извлекаемого полезного ископаемого вследствие пролива гидравлического масла на руду.

Среднечасовая производительность по корпусу дробления за данный период составила 184 т/ч, что не соответствует плановому показателю (210 т/ч). Основные производственные показатели работы ККД приведены в табл. 2.



Рисунок 3. Разрушенный массив горных пород (рудный блок Ж-950-16): справа – целик (вскрышные породы), слева – взорванная руда  
Figure 3. Broken rock mass (ore block Ж-950-16): on the right – pillar (overburden), on the left – blasted ore

Из-за большого количества крупногабаритного материала на решетке приемного бункера увеличивается нагрузка на гидромолот, что приводит к частым неисправностям в гидравлической системе.

Оценка качества подготовки руды к выемке – важный аспект аналитики на горном производстве. Однако зачастую на предприятиях этому уделяется недостаточно внимания по банальным причинам: нехватка времени и недостаток персонала, ведь прежде всего от производственников требуется выполнение планов: от горняков – горно-рудная масса, от механиков – коэффициент технической готовности технологического оборудования, от обогатителей – переработка и металл [8].

Таблица 1. Свод наблюдений по отгрузке горной массы экскаватором РС-1250  
Table 1. Observations on rock mass removal by the RS-1250 excavators

Операция	Дата, время хронометража, ч, и процент от сменной работы, %											
	23.02.2022		24.02.2022		25.02.2022		26.02.2022		27.02.2022		Средние значения	
	Время	Процент	Время	Процент	Время	Процент	Время	Процент	Время	Процент	Время	Процент
Погрузка горной массы	4,72	39,0	3,10	25,8	3,9	32,5	4,9	40,8	5,9	49,2	4,6	38,3
Маневрирование в забое	0,10	1,0	0,28	2,3	0,3	2,5	0,2	1,7	0,3	2,5	0,2	1,7
Подготовка забоя	0,20	2,0	0,70	5,8	0,4	3,3	0,4	3,3	0,5	4,2	0,4	3,3
Подъезд/отъезд самосвала	1,10	9,0	1,30	10,8	1,4	11,7	1,3	10,8	1,7	14,2	1,3	10,8
Итого	5,70	48,0	5,38	44,8	6,0	50,0	6,8	55,6	8,4	70,0	6,5	54,2
<i>В работе</i>												
Ремонт	0,00	0,0	4,09	34,1	3,3	27,5	0,2	1,7	0,2	1,7	1,5	12,5
Ожидание автосамосвалов	4,64	39,0	1,22	10,2	0,9	7,5	3,5	29,2	2,1	17,5	2,5	20,8
Бульдозерные работы	0,10	0,8	0,12	1,0	0,5	4,2	0,3	2,5	0,2	1,7	0,3	2,5
Иное (обед, заправка, перегон и т. д.)	1,14	9,2	1,19	9,9	1,3	10,8	1,2	10,0	1,1	9,2	1,2	10,0
Итого	5,90	49,1	6,62	55,2	6,0	50,0	5,2	43,3	3,6	33,0	5,5	45,8
<i>В простое</i>												

Кроме того, процесс оценки, несмотря на свою относительную простоту, зачастую невозможен, поскольку сразу после проведения взрывных работ выемочно-погрузочная техника уже разрабатывает массив взорванной породы, так как простой комплекса горной техники непозволителен для горнодобывающей компании [9].

Трудность исследования взорванных массивов с помощью оценки работы корпуса крупного дробления заключается в том, что руда на разных участках имеет различное содержание металла, и поэтому для выполнения производственных планов требуется ее шихтование. В таком случае процесс сбора данных для аналитики мог затянуться на год и более. В период с января по март на предприятии появилась возможность без ущерба для производственных показателей осуществить подобный эксперимент, так как содержание полезного компонента

**Таблица 2. Основные производственные показатели работы корпуса крупного дробления**  
**Table 2. Main production indicators of the coarse crushing unit operation**

Период	Дробление руды, т	Среднечасовая производительность, т/ч	
		Плановая	Фактическая
Январь	106 800	217	211
Февраль	81 000	210	186
Март (01–15)	48 720	218	188

в руде экспериментальных взрывааемых блоков было приемлемо для подачи в ККД напрямую «из под колес» (без выгрузки и шихтования на рудном дворе). В процессе экспериментов были выполнены следующие работы:

- произведены взрывные работы (ВР) на 8 рудных блоках с различной конфигурацией сетки бурения скважин;
- после проведения ВР массив горных пород детально исследован с определением гранулометрического состава при помощи системы PortaMetrics;
- по завершении исследования массива взорванной руды реализована ее выемка и транспортирование на дробилку;
- в процессе дробления руды с каждого блока производился сбор и анализ данных работы ККД.

Во время подготовки к эксперименту проведена выборка взрывных рудных блоков, обосновано их количество, а также выполнено планирование горных работ с поправкой на отработку экспериментальных рудных блоков без срыва планов годовой производственной программы.

**Обсуждение результатов.** В ходе экспериментов было проведено восемь взрывов по рудному телу с вариативными параметрами сетки скважин ( $2,5 \times 2,9$ ;  $2,8 \times 3,2$ ;  $3,0 \times 3,0$  м), разными интервалами замедлений (17; 25; 42; 67 мс) и различным удельным расходом ВВ ( $2,261$ ;  $2,688$ ;  $1,437$ ;  $1,669$ ;  $1,803$ ;  $1,589$ ;  $1,571$ ;  $2,753$  кг/м<sup>3</sup>). Характеристики и результаты экспериментальных взрывов приведены в табл. 3.

По данным портативного прибора PortaMetrics, используемого для определения гранулометрического состава разрушенной горной породы, рудные блоки (разрыхленные по разным экспериментальным сеткам скважин и с различными интервалами замедлений, с удельным расходом ВВ от  $1,437$  до  $1,803$  кг/м<sup>3</sup>) имеют фракции разрушенных пород, не в полной мере соответствующие техническим требованиям и параметрам дробильного комплекса золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ). Рудные блоки, взорванные так же с разными сетками скважин, но с удельным расходом ВВ от  $2,261$  до  $2,753$  кг/м<sup>3</sup>, имеют фракцию, в основном соответствующую техническим требованиям и параметрам дробильного оборуду-

Таблица 3. Основные показатели взрывных работ (заряд сплошной конструкции)  
Table 3. Main indicators of blasting (continuous structure charge)

Параметр	Данные по блокам									
	Ж-945-8	Ж-945-9	Ж-950-16	Ж-945-14	Ж-940-7	Ж-940-7	Ж-940-7	Ж-940-7	Ж-940-7	Ж-940-10
Дата взрыва	23.12.2021	26.12.2021	20.01.2022	29.01.2022	05.02.2022	05.02.2022	05.02.2022	05.02.2022	05.02.2022	17.02.2022
Крепость пород, f	18	18	16	18	20	20	20	20	20	20
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	2,261	2,688	1,437	1,669	1,803	1,589	1,589	1,589	1,571	1,571
Объем ВГМ, м <sup>3</sup>	8 713	10 197	6 321	2 574	8 309	13 287	13 287	13 287	3 309	4 823
Общее количество ВВ, кг	19 697,2	27 413,6	9 080,2	4 295,6	14 983,8	21 118,8	21 118,8	21 118,8	5 198,2	13 275,8
Объем бурения, п. м.	1 137	1 651	791	349	1 310	1 759	1 759	1 759	436	600
Количество скважин, шт	184	267	144	57	226	321	321	321	79	126
Выход горной массы, м <sup>3</sup> /п. м.	8	6	8	7	6	8	8	8	8	8
Средняя глубина скважины, м	6	6	6	6	6	6	6	6	6	5
Сетка скважин, м	3,2 × 2,8	2,9 × 2,5	3,2 × 2,8	3,2 × 2,8	2,9 × 2,5	3,2 × 2,8	3,2 × 2,8	3,2 × 2,8	3,0 × 3,0	3,2 × 2,8
Забойка скважин		Буровая мелочь			Скважинное запирающее устройство				Буровая мелочь	
Схема взрывной сети	Диагональная [10]									
Монтаж взрывной сети, в т. ч.										
магистраль (с дублированием) участка	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-25 мс
	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-17 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-25 мс	ДИН-П-42 мс
	ДИН-П-42 мс	ДИН-П-42 мс	–	–	–	–	–	–	–	–
	ДИН-П-67 мс	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Обводненность скважин, м	3–4	2–4	0–2	2–4	2–4	2–4	2–4	2–4	2–4	1–4
Фракция, мм	54,20	65	82,40	81,50	84,90	83,10	83,10	83,10	76,90	93,70
0,0–300,0	43,70	33,30	3,00	10,10	6,30	5,20	5,20	5,20	3,50	2,80
300,0–400,0	2,10	1,70	14,60	8,40	8,8	11,70	11,70	11,70	19,60	3,50
Негабарит										

Данные по granulометрическому составу взорванной горной массы, %



дования ЗИФ. Рудные блоки, взорванные по простой сетке скважин  $3,0 \times 3,0$  м и с удельным расходом ВВ от 1,571 до 2,189 кг/м<sup>3</sup>, по гранулометрическому составу разрушенных пород не соответствуют техническим требованиям и параметрам дробильного комплекса ЗИФ.

Эксперименты на блоках по руде, взорванных с проектной сеткой скважин  $3,0 \times 3,0$  м, показали неудовлетворительные результаты по выходу негабаритных кусков: 14,6–19,6 %. БВР с параметрами сетки скважин  $2,9 \times 2,5$  м показали удовлетворительные результаты по выходу негабаритных кусков: 1,7–8,8 %. БВР с сеткой скважин  $3,2 \times 2,8$  м показали удовлетворительные результаты по выходу негабаритных кусков: 2,1–8,4 %.

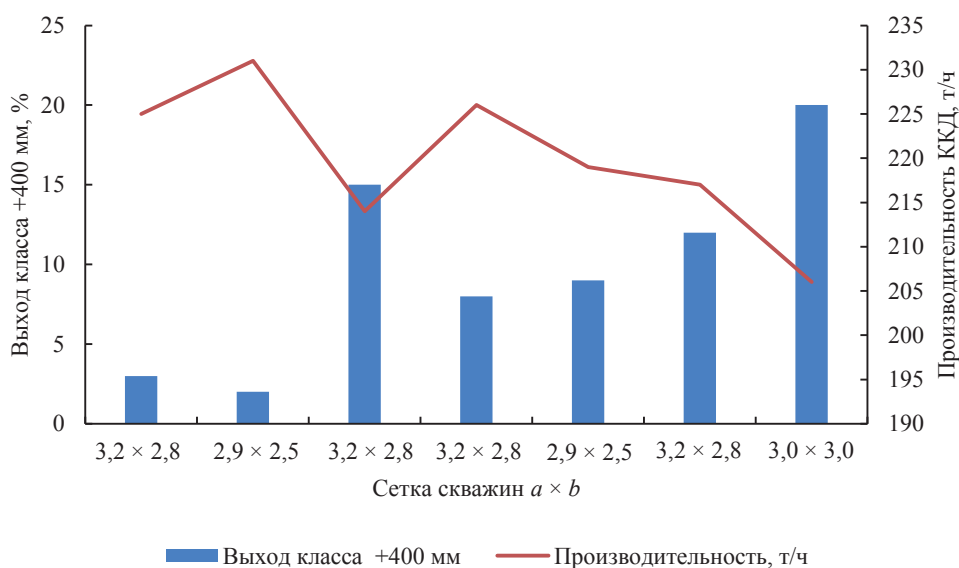


Рисунок 4. Зависимость производительности корпуса крупного дробления от крупности исходной руды

Figure 4. Dependence of the coarse crushing unit productivity on the size of the base ore

Эксперименты на блоках, взорванных с проектной сеткой скважин  $3,0 \times 3,0$  м, показали неудовлетворительные результаты по выходу негабаритных кусков: 14,6–19,6 %. БВР с сеткой скважин  $2,9 \times 2,5$  м показали удовлетворительные результаты по выходу негабаритных кусков: 1,7–8,8 %. При сетке скважин  $3,2 \times 2,8$  м выход негабаритных кусков составил 2,1–8,4 %.

После опытно-экспериментальных массовых взрывов по руде, проведенных 23.12.2021–17.02.2022 г. на карьерах «Желанный Северный» и «Желанный Южный» ГПП «Наседкино», руда частично поступала для складирования в штабеля и подавалась непосредственно автосамосвалами в приемный бункер корпуса крупного дробления. Для сравнения показателей среднечасовой производительности комплекса дробления во временных промежутках взята его производительность при подаче исходной руды в приемный бункер напрямую с опытных взрывов автосамосвалами без шихтования на рудном дворе [11].

Подача производилась в 3 этапа:

- 20.01.2022 (1 смена) – 24.01.2022 (2 смена);
- 05.02.2022 (1 смена) – 10.02.2022 (2 смена);
- 04.03.2022 (1 смена) – 07.03.2022 (2 смена).

Зависимость производительности ККД от класса крупности руды показана на рис. 4, из него следует, что при увеличении класса +400 мм производительность комплекса существенно снижается. Производительность ККД по часам работы без учета простоев и предпусковых операций приведена в табл. 4.

В период исследований дробильного комплекса с 1 января 2022 г. по 14 марта 2022 г. при среднечасовой плановой переработке 217,5 т/ч с экспериментального взрыва (сетка 3,2 × 2,8 м) производительность ККД составила 219 т/ч, при работе со штабеля (сетка 3,0 × 3,0 м) – 182 т/ч. Плановое время работы отделения дробления за этот период составило 1101 ч, фактическое время работы 1126 ч; время ремонта технологического оборудования сократилось на 25 ч [12]. Снижение количества негабарита до 5 % при экспериментальных взрывах (сетка 3,2 × 2,8 м) сокращает время работы гидромолота на решетке приемного бункера до 2000 ч/год от плановых 6000 ч/год, что позволяет распределить время работы гидромолота между приемным бункером и складом дробленой руды [13, 14].

**Таблица 4. Производительность корпуса крупного дробления**  
**Table 4. Productivity of the coarse crushing unit**

<i>I этап (сетка скважин 3,0 × 3,0 м, выход горной массы 8,0 м³/м, средняя глубина скважин 5,5 м)</i>											
Дата	20.01.22		21.01.22		22.01.22		23.01.22		24.01.22		
Смена	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	
Производительность, т/ч	–	183	252	212	201	208	210	232	242	187	
Среднечасовая производительность, т/ч	214										
<i>II этап (сетка скважин 3,2 × 2,8 м, выход горной массы 7,5 м³/м, средняя глубина скважин 5,5 м)</i>											
Дата	05.02.22		06.02.22		07.02.22		08.02.22		09.02.22		10.02.22
Смена	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1
Производительность, т/ч	202	214	250	229	241	208	256	203	257	218	240
Среднечасовая производительность, т/ч	215										
<i>III этап (сетка скважин 2,9 × 2,5 м, выход горной массы 8,04 м³/м, средняя глубина скважин 5,5 м)</i>											
Дата	04.03.22		05.03.22		06.03.22		07.03.22				
Смена	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	
Производительность, т/ч	296	280	261	228	176	189	196	213			
Среднечасовая производительность, т/ч	230										

**Вывод.** Рудные блоки, взорванные с экспериментальной сеткой скважин 2,9 × 2,5 м, имеют увеличение стоимости 1 м³ от плановой на 22 %. Рудные блоки, взорванные с экспериментальной сеткой скважин 3,2 × 2,8 м, имеют увеличение стоимости 1 м³ от плановой на 10 %. Рудные блоки, взорванные по стандартной сетке скважин 3,0 × 3,0 м, имеют увеличение стоимости 1 м³ от плановой на 17 %.

Снижение количества негабаритов до 5 % при экспериментальных взрывах (сетка 3,2 × 2,8 м) сокращает время работы гидромолота на решетке приемного бункера до 2000 ч/год от плановых 6000 ч/год, что позволяет распределить время работы гидромолота между приемным бункером и складом дробленой руды.

На основании результатов экспериментов были приняты следующие технические решения. Во-первых, исключить из дальнейшего применения сетку скважин 3,0 × 3,0 м и 2,9 × 2,5 м.

Во-вторых, для дальнейшего применения рекомендовать следующие параметры БВР: сетка скважин –  $3,2 \times 2,8$  м; диаметр скважины – 0,152 м; удельный расход ВВ –  $1,437\text{--}2,261$  кг/м<sup>3</sup>; тип ВВ – нитронит; выход горной массы с 1 п. м скважины – 8,0 м<sup>3</sup>/п. м.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2: Технология и комплексная механизация. М.: Недра, 1985. 549 с.
2. Берсенов Г. П., Кутуев В. А. Итоги научно-производственного семинара по буровзрывным работам // Известия вузов. Горный журнал. 2022. № 5. С. 108–117. DOI: 10.21440/0536-1028-2022-5-108-117
3. Умаров Ф. Я., Махмудов Д. Р. Исследования методов управления дроблением горных пород взрывом скважинных зарядов взрывчатых веществ на глубоких карьерах // Горный вестник Узбекистана. 2017. № 2. С. 30–33.
4. Shishkin E. A., Smoliakov A. A. Assessing the explosion effect on rock mass pre-destruction // Minerals and Mining Engineering. 2022. No. 1. P. 23–33. DOI: 10.21440/0536-1028-2022-1-23-33
5. Викторов С. Д., Закалинский В. М., Шиповский И. Е., Мингазов Р. Я. Новый аспект развития и применения взрывных работ в современных условиях разработки месторождений полезных ископаемых // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 6. С. 5–13. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-6-5-13
6. Катанов И. Б., Сысоев А. А. Буровзрывные работы на карьерах. Кемерово: КузГТУ, 2019. 202 с.
7. Симонов П. С. Особенности определения размера среднего куска и выхода негабарита при взрывных работах на карьерах // ГИАБ. 2017. № 4. С. 320–327.
8. Shehu S. A., Mohd Hashim M. H. Evaluation of blast fragmentation and its benefits: a review of the paradigm and ambiguity // International Journal of Mining and Mineral Engineering. 2020. No. 11(4). P. 338–358. DOI: 10.1504/IJMMME.2020.111939
9. Mohamed F., Riadh B., Abderazzak S., Radouane N., Mohamed S., Ibsa T. Distribution analysis of rock fragments size based on the digital image processing and the kuz-ram model cas of jebel medjounes quarry // Aspects in Mining & Mineral Science. 2019. Vol. 2. Iss. 4. P. 325–329. DOI: 10.31031/AMMS.2019.02.000545
10. Жариков С. Н., Кутуев В. А. Схемы инициирования зарядов для обеспечения высокопроизводительной работы циклического звена ЦПТ // Известия УГТУ. 2017. Вып. 3(47). С. 76–79. DOI: 10.21440/2307-2091-2017-3-76-79
11. Koteleva N., Khokhlov S., Frenkel I. Digitalization in open-pit mining: a new approach in monitoring and control of rock fragmentation // Applied Sciences. 2021. No. 11(22). Art. 10848. DOI: 10.3390/app112210848
12. Nikkiah A., Vakylabad A. B., Hassanzadeh A., Niedoba T., Surowiak A. An evaluation on the impact of ore fragmented by blasting on mining performance // Minerals. 2022. No. 12(2). P. 258. DOI: 10.3390/min12020258
13. Torres V. F. N., Castro C., Valencia M. E., Figueiredo J. R., Silveira L. Numerical modelling of blasting fragmentation optimization in a copper mine // Mining. 2022. No. 2(4). P. 654–669. DOI: 10.3390/mining2040035
14. Ghiasi M., Askarnejad N., Dindarloo S., Shamsoddini H. Prediction of blast boulders in open pit mines via multiple regression and artificial neural networks // International Journal of Mining Science and Technology. 2016. Vol. 26. Iss. 2. P. 183–186.
15. Попов Ю. В., Тимухин С. А., Копачев В. Ф., Горшкова Э. М. Оценка параметров ударной взрывной волны при ее взаимодействии с элементами защитных устройств // Известия УГТУ. 2013. № 3(31). URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/otsenka-parametrov-udarnoy-vzryvnoy-volny-pri-ee-vzaimodeystvii-s-elementami-zaschitnyh-ustroystv> (дата обращения: 07.03.2024).

Поступила в редакцию 5 октября 2023 года

#### Сведения об авторах:

**Старков Анатолий Евгеньевич** – аспирант кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, Иркутского национального исследовательского технического университета. E-mail: [anatoliy.starkov94@inbox.ru](mailto:anatoliy.starkov94@inbox.ru); <https://orcid.org/0000-0002-4589-1682>

**Тальгамер Борис Леонидович** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой разработки месторождений полезных ископаемых Иркутского национального исследовательского технического университета. E-mail: [talgamer@istu.edu](mailto:talgamer@istu.edu)

**Константинов Илья Александрович** – горный инженер ООО «Компания «Востсибуголь». E-mail: [ilya-konst@ Rambler.ru](mailto:ilya-konst@ Rambler.ru)

## Rationale for drilling and blasting parameters at the Nasedkino gold ore field based on the crushing plant performance

Anatolii E. Starkov<sup>1</sup>, Boris L. Talgamer<sup>1</sup>, Ilia A. Konstantinov<sup>2</sup>

<sup>1</sup> Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia.

<sup>2</sup> JSC Vostsibugol, Irkutsk, Russia.

### Abstract

**Introduction.** The article considers the issue of quality assurance for rock mass crushing by drilling and blasting for high productivity of excavation and loading equipment.

**Methods of research.** To study the Nasedkino gold ore field open pits, located in the Trans-Baikal Territory, the following methods were used: timing of mining and processing equipment, conducting experiments at the drilling and blasting site and the ore preparation section.

**Work sequence.** The blocked-out ore grain size was examined with a PortaMetrics portable device based on the data from the experimental blasting in open pits with changes in the well network parameters, deceleration intervals, and specific consumption of explosives. The blocked-out ore quality was later assessed based on the mining and processing equipment performance, including the coarse crushing unit of the ore preparation section. Hydraulic hammer operation timing in the commercial ore warehouse was also carried out.

**Results.** The data obtained made it possible to propose the drilling and blasting parameters that ensure a preset fragmentation, reduce the accident rate of production processes, increase the service life of mining and processing equipment, increase the excavators' productivity, and reduce fuel and electricity consumption in the course of ore crushing. Based on the results of the experiments, the coarse crushing unit productivity was analyzed, and the dependence of the crushing plant productivity on the blasting parameters was established.

**Conclusions.** Based on the research results, recommendations were given and implemented, leveling up the failure to meet the planned targets for ore crushing at the Nasedkino gold ore field.

**Keywords:** drilling and blasting; well network; oversized output; explosive; specific consumption of explosives; quality of ore preparation; crushing.

### REFERENCES

1. Rzhhevskii V. V. *Open-pit mining. Pt. 2: Technology and integrated mechanization*. Moscow: Nedra Publishing; 1985. (In Russ.)
2. Bersenev G. P., Kutuev V. A. Results of the research, development and production seminar for drilling and blasting. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2022; 5: 108–117. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2022-5-108-117
3. Umarov F. Ia., Makhmudov D. R. Studying the methods of managing the process of rock breaking by blasthole charges at deep open pits. *Gornyi vestnik Uzbekistana = Mining Bulletin of Uzbekistan*. 2017; 2: 30–33. (In Russ.)
4. Shishkin E. A., Smoliakov A. A. Assessing the explosion effect on rock mass pre-destruction. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2022; 1: 23–33. Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2022-1-23-33
5. Viktorov S. D., Zakalinskii V. M., Shipovskii I. E., Mingazov R. Ia. New aspect of drilling development and application in modern conditions of mineral deposits exploitation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 6: 5–13. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2020-6-5-13
6. Katanov I. B., Sysoev A. A. *Drilling and blasting at open pits*. Kemerovo: KuzSTU Publishing; 2019. (In Russ.)
7. Simonov P. S. Features of determining average dimension and yield of oversizes under blasting in open pit mines. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 4: 320–327. (In Russ.)
8. Shehu S. A., Mohd Hashim M. H. Evaluation of blast fragmentation and its benefits: a review of the paradigm and ambiguity. *International Journal of Mining and Mineral Eng.* 2020; 11(4): 338–358. Available from: doi: 10.1504/IJMME.2020.111939
9. Mohamed F., Riadh B., Abderazzak S., Radouane N., Mohamed S., Ibsa T. Distribution analysis of rock fragments size based on the digital image processing and the kuz-ram model cas of jebel medjounes

quarry. *Aspects in Mining & Mineral Science*. 2019; 2(4): 325–329. Available from: doi: 10.31031/AMMS.2019.02.000545

10. Zharikov S. N., Kutuev V. A. Charge initiation schemes for ensuring high-performance operation of cyclic-flow technology cyclic link. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2017; 3(47): 76–79. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/2307-2091-2017-3-76-79

11. Koteleva N., Khokhlov S., Frenkel I. Digitalization in open-pit mining: a new approach in monitoring and control of rock fragmentation. *Applied Sciences*. 2021; 11(22): 10848. Available from: doi: 10.3390/app112210848

12. Nikkhah A., Vakylabad A. B., Hassanzadeh A., Niedoba T., Surowiak A. An evaluation on the impact of ore fragmented by blasting on mining performance. *Minerals*. 2022; 12(2): 258. Available from: doi: 10.3390/min12020258

13. Torres V. F. N., Castro C., Valencia M. E., Figueiredo J. R., Silveira L. Numerical modelling of blasting fragmentation optimization in a copper mine. *Mining*. 2022; 2(4): 654–669. Available from: doi: 10.3390/mining2040035

14. Ghiasi M., Askarnejad N., Dindarloo S., Shamsoddini H. Prediction of blast boulders in open pit mines via multiple regression and artificial neural networks. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2016; 26(2): 183–186.

15. Popov Iu. V., Timukhin S. A., Kopachev V. F., Gorshkova E. M. Evaluation parameters of blastwaves in its interaction with elements of protection devices. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta = News of the Ural State Mining University*. (In Russ.) Available from: <https://cyberleninka.ru/article/n/otsenka-parametrov-udarnoy-vzryvnoy-volny-pri-ee-vzaimodeystvii-s-elementami-zaschitnyh-ustroystv> [Accessed 07 March 2024]

Received 5 October 2023

#### Information about the authors:

**Anatolii E. Starkov** – PhD student, Department of Mining, Irkutsk National Research Technical University. E-mail: [anatoliy.starkov94@inbox.ru](mailto:anatoliy.starkov94@inbox.ru); <https://orcid.org/0000-0002-4589-1682>

**Boris L. Talgamer** – DSc (Engineering), Professor, Head of the Department of Mining, Irkutsk National Research Technical University. E-mail: [talgamer@istu.edu](mailto:talgamer@istu.edu)

**Iliia A. Konstantinov** – mining engineer, JSC Vostsibugol. E-mail: [ilya-konst@rambler.ru](mailto:ilya-konst@rambler.ru)

**Для цитирования:** Старков А. Е., Тальгамер Б. Л., Константинов И. А. Обоснование параметров буровзрывных работ на золоторудном месторождении Наседкино по результатам работы дробильного комплекса // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 79–91. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-79-91

**For citation:** Starkov A. E., Talgamer B. L., Konstantinov I. A. Rationale for drilling and blasting parameters at the Nasedkino gold ore field based on the crushing plant performance. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyy zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 79–91 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-79-91

## Обоснование параметров буровзрывных работ, обеспечивающих герметичность замораживающих колонок

Кузина А. В.<sup>1\*</sup>, Ключев Р. В.<sup>2</sup>

<sup>1</sup> Московский политехнический университет, г. Москва, Россия

<sup>2</sup> Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова РАН,  
г. Москва, Россия

\*e-mail: 1314598@mail.ru

### Реферат

*Целью работы* является совершенствование технологии проходки шахтных стволов с замораживанием массивов, сложенных породами малой прочности. Статья содержит результаты исследования технологии создания ледопородного массива с заданными свойствами.

*Методология* проведения исследований заключается в нормировании массы зарядов, безопасных по воздействию взрывной волны на основе оценки состояния ледопородного ограждения при буровзрывной проходке стволов тензометрическим и сейсмическим методами, что позволяет достоверно оценить параметры сохранности ледопородного ограждения.

*Результаты и их анализ.* Установлено, что разрушение замораживающих колонок под действием давления связано с деформированием ледопородного массива. При динамическом нагружении деформации увеличиваются, причем при переходной форме они могут быть более глубокими. Определено, что процессы в мерзлых породах требуют дополнительных затрат энергии на фазовое превращение льда. Установлено, что прямая ударная волна безопасна для замораживающих колонок на расстоянии более 1,5 м. Получены сейсмограммы взрывания шпуров на разном расстоянии от забоя. Приведены модели процессов распространения волн в массиве. Рекомендовано определять сейсмобезопасность сооружений по действию отраженных волн, в результате которого в массиве и около поверхностей отражения возникают растягивающие напряжения.

**Ключевые слова:** шахтный ствол; замораживание; ледопородный массив; взрывная волна; замораживающая колонка.

**Введение.** Проблеме влияния взрывных работ на сохранность замораживающих колонок посвящены многие работы, связанные с проходкой шахтных стволов с искусственным замораживанием. Аналогичные исследования выполнены на Михайловском ГОКе и на Яковлевском руднике (Курская магнитная аномалия) в глинистых породах.

В публикациях рассматривается воздействие на замораживающие колонки только прямой взрывной волны сжатия, а сам замороженный массив принимается монолитным и прочным [1, 2]. Разрушение колонок под действием давления на ледопородное ограждение при последовательной схеме проходки шахтного ствола связано с деформированием ледопородного ограждения. При динамическом нагружении число вмятин увеличивается [3, 4]. На переходном этапе деформирование может протекать в более активной форме, чем на основном [5, 6].

В исследованиях [7, 8] рекомендована методика взрывания, при которой безопасным расстоянием до замораживающих колонок от контурного ряда считается 1,2 м.

При меньшем расстоянии предложено применять специальные приемы (двухступенчатый вруб, контурное взрывание, электродетонаторы короткозамедленного действия).

В [9] подчеркивается, что в мерзлых породах не успевают образовываться плоскости ослабления, что повышает их сопротивляемость деформированию. При работе в двухслойном массиве, представленном грунтом и слоем замороженного грунта, необходимо учитывать отражение и преломление взрывных волн при их переходе через границу раздела.

Оценка обеспечения сейсмобезопасности сооружений в породном массиве сводится к определению безопасной массы зарядов и безопасных расстояний воздействия взрывной волны. Существующие исследования по использованию взрывных работ при проходке стволов способом замораживания не дают достаточно полного представления о результатах их воздействия на состояние ледопородного массива и расположенного в нем оборудования. Исследования влияния взрывных работ в шахтных стволах, проходимых с замораживанием пород, являются актуальными и нуждаются в продолжении.

**Методика исследования.** Параметры сохранности ледопородного ограждения оцениваются тензометрическим и сейсмическим методами, исходя из данных о состоянии массива и напряжениях слагающих его пород [10, 11].

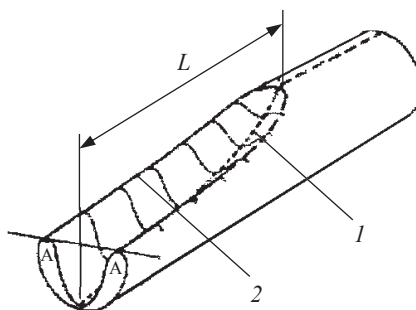


Рисунок 1. Схема деформирования массива: 1 – центральная трещина; 2 – периферийные трещины  
Figure 1. The rock mass deformation scheme: 1 – central crack; 2 – marginal cracks

Таблица 1. Условия деформирования массива в модели  
Table 1. Conditions for the rock mass deformation in the model

Количество ВВ, кг	Расстояние до труб, см	Параметры труб, мм	Деформации, мм
Аммонит 6ЖВ			
1,2	20	146 × 8	500 × 120 × 42 570 × 90 × 8
1,5	12	146 × 8	520 × 85 × 7 605 × 40 × 8
1,8	16	146 × 8	500 × 108 × 12
Детонит А10			
1,2	12	152 × 8	520 × 85 × 7
1,5	12	146 × 8	520 × 120 × 58
Скальный аммонит			
1,2	16	152 × 8	520 × 85 × 7
1,2	20	152 × 8	520 × 85 × 7
		146 × 8	610 × 85 × 8

Скорость смещения частиц массива определяется индукционными датчиками с выводом сигналов на электронный осциллограф.

Сложность организации натуральных исследований в глубоком стволе обусловила необходимость создания полупромышленного стенда на базе неглубокого ствола,

разработанного Всероссийским научно-исследовательским проектным институтом ОАО «ВИОГЕМ».

**Результаты.** Измерением количественных параметров воздействия взрывов установлено, что воздействие взрывания врубовых шпуров по величине больше, чем оконтуривающих зарядов, что не согласуется с некоторыми теоретическими представлениями.

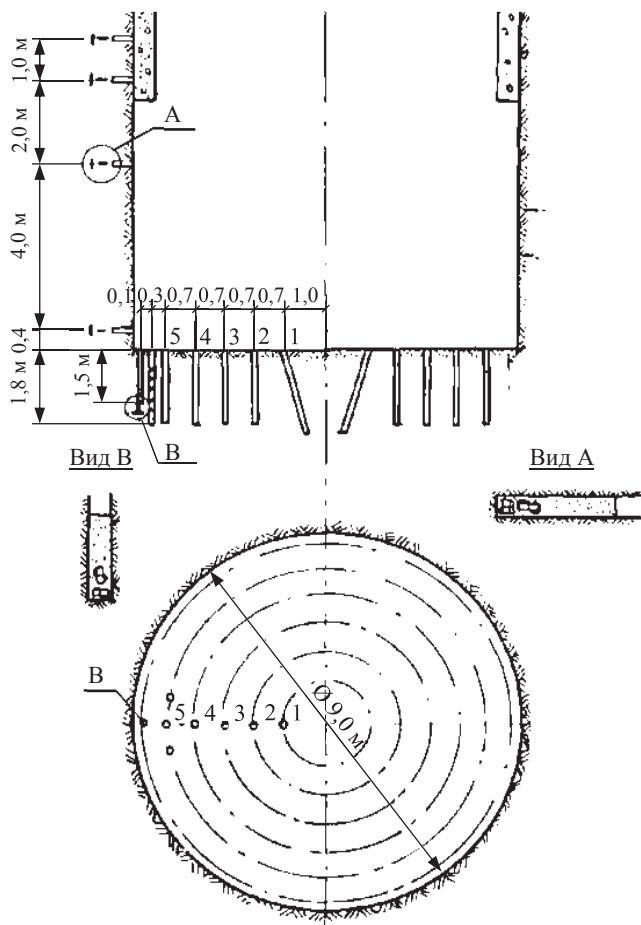


Рисунок 2. Схема установки датчиков в стволе  
Figure 2. Diagram of sensors installation in the mine shaft

При взрывании 1,5 кг скального аммонита № 1 на расстоянии 20 см от трубы в колонке образовалась вмятина длиной  $L = 520$  мм, шириной 85 мм и глубиной 7 мм, а при взрывании 1,2 кг детонита 10А на расстоянии 12 см образовалась вмятина шириной 120, длиной 440 и глубиной 58 мм (рис. 1). Деформирование происходит при взрывании более 1,5 кг взрывчатого вещества на расстоянии менее 20 см от замораживающей колонки (табл. 1).

Деформирование замораживающих колонок под действием прямой ударной волны происходит на расстоянии менее 1,5 м от эпицентра взрыва [12, 13].

Процесс деформирования ледопородного ограждения исследовали с помощью индукционных датчиков (рис. 2). Результаты взрывания шести рядов шпуров забоя даны в табл. 2.



Для каждого ряда шпуров были определены зависимости скорости смещения грунта от расстояния до забоя по следующим зависимостям:

$$\begin{cases} V_{rk}^{\max} = A_{rk}^{\max} e^{-\alpha k Z}, \\ V_{Zk}^{\max} = A_{Zk}^{\max} e^{-\alpha k Z}, \\ V_{rk}^{\text{cp}} = A_{rk}^{\text{cp}} e^{-\beta k Z}, \\ V_{Zk}^{\text{cp}} = A_{Zk}^{\text{cp}} e^{-\beta k Z}, \end{cases}$$

где  $V_{rk}^{\max}$ ,  $V_{Zk}^{\max}$  – максимальные значения амплитуд скоростей смещения для каждого ряда (номером 1 обозначается вруб, последующие от вруба ряды обозначаются цифрами натурального ряда), см/сек;  $V_{rk}^{\text{cp}}$ ,  $V_{Zk}^{\text{cp}}$  – средние значения амплитуд скоростей смещения для каждого ряда соответственно в радиальном и вертикальном направлениях, см/сек;  $A_{rk}^{\max}$ ,  $A_{Zk}^{\max}$ ,  $A_{rk}^{\text{cp}}$ ,  $A_{Zk}^{\text{cp}}$  – постоянные коэффициенты для каждого ряда шпуров для различных рядов;  $\alpha k$ ,  $\beta k$  – коэффициент затухания для каждого ряда;  $Z$  – расстояние от точки наблюдения до груди забоя в вертикальном направлении, м. Значения коэффициентов определялись по методу наименьших квадратов.

**Таблица 2. Количественные результаты действия заряда ВВ**  
**Table 2. Quantitative results of the explosive charge action**

Номер ряда шпуров	$A_{rk}^{\max}$	$A_{Zk}^{\max}$	$A_{rk}^{\text{cp}}$	$A_{Zk}^{\text{cp}}$	$\alpha_r$	$\alpha_z$	$\beta_r$	$\beta_z$
1	71,93	64,72	50,91	–	0,78	0,65	0,67	–
2	51,42	72,97	41,98	40,25	0,66	0,76	0,76	0,67
3	56,26	76,71	55,70	43,33	0,65	0,70	0,77	0,67
4	66,02	79,84	56,91	53,91	0,69	0,64	0,74	0,67
5	76,71	74,44	63,82	67,83	0,68	0,61	0,84	0,80
6	75,94	72,97	58,32	52,67	0,68	0,63	0,80	0,78

$A_{rk}^{\max}$ ,  $A_{Zk}^{\max}$ ,  $A_{rk}^{\text{cp}}$ ,  $A_{Zk}^{\text{cp}}$  – постоянные коэффициенты для каждого ряда шпуров для различных рядов,  $k$  – номер шпура;  $\alpha_r$ ,  $\alpha_z$ ,  $\beta_r$ ,  $\beta_z$  – коэффициенты затухания для каждого ряда.

Из табл. 2 видно, что для коэффициентов  $\alpha_r$ ,  $\alpha_z$ ,  $\beta_r$ ,  $\beta_z$  не наблюдается систематической зависимости от положения заряда и его веса. Следовательно, можно для всех зависимостей взять коэффициент затухания постоянным и равным его среднеарифметическому значению. Среднее значение коэффициента затухания  $\alpha = 0,71$ .

Количественные значения скорости смещения врубовых, оконтуривающих и отбойных шпуров практически не различаются [14, 15].

Взрывание врубовых зарядов инициируется электродетонаторами мгновенного действия, разброс срабатывания которых составляет 4 мс, поэтому концентрация взрывчатых веществ (ВВ) на единицу объема породы невелика. Влияние взрывания вруба больше, чем последующих шпуров, несмотря на то, что расстояние между ним и массивом значительнее (табл. 3).

При взрыве забоя в незакрепленной части заходки действуют дифрагированные волны, возникающие при достижении возмущения от взрывания зарядов забоя и угла заходки [16]. После этого угол заходки становится генератором продольных

и поперечных волн, которые распространяются в вертикальном направлении вдоль незакрепленной части заходки в глубь ледопородного образования, которое смещается, т. е. взрыв забоя формирует поле напряжений с развитием существующих трещин и с образованием новых трещин и заколов [17, 18].

Форма импульсов совпадает с формой импульса скоростей смещения частиц от действия сферического излучателя упругих волн. Генерируемые сферическим излучателем упругие волны деформируют массив на глубину 20–30 см, а далее распространяются в виде упругого сжатия и не образуют трещин или отколов, что характерно для отраженных волн.

Феномен возникновения отражения упругих волн от внешней поверхности ледопородного ограждения поясняется рис. 3, на котором показаны варианты отражения волны как от свободной поверхности – *а*, так и от поверхности раздела между высоко- и низкоскоростным материалом – *б*.

**Таблица 3. Параметры смещения пород взрывом и их значения**  
**Table 3. Parameters of rock displacement by explosion and their values**

Номер ряда шпуров	В радиальном направлении		В вертикальном направлении	
	Расстояние, м	Время, мс	Расстояние, м	Время, мс
1	3,7	2,41	3,7	2,47
2	3,0	1,62	3,0	1,92
3	2,3	1,67	2,3	1,82
4	1,6	1,70	1,6	1,74
5	0,9	1,39	0,9	1,58
6	0,2	1,46	0,2	1,82

Исследованный феномен отражения волн в стволе «В-4» относится к случаю *б*. Прямая волна со скоростью 4300 м/с в замороженном песке подходит к талому песку со скоростью 850 м/с. При отражении импульса сжатия от свободной поверхности рождается упругая волна, которая сохраняет нулевое напряжение. На поверхности возникает импульс, который для поддержания нулевого нормального напряжения должен быть растягивающим. В течение короткого времени растягивающий и сжимающий импульсы суммируются, и полное напряжение является суммой напряжений в каждом из импульсов.

Скорость импульса сжатия описывается моделью:

$$\sigma L = -\rho_0 U_L C_L;$$

$$U_L = \frac{\sigma_L}{\rho_0 C_L},$$

где  $\rho_0$  – плотность песка.

Взаимодействие импульса сжатия с границей раздела сред, где скорость справа (850 м/сек) меньше скорости слева (4300 м/с), показано на рис. 3, *б*.

При переходе границы раздела возникает импульс сжатия. Этот отраженный импульс меньше, чем импульс, отраженный от свободной поверхности. В исследованном случае скорость отраженной волны составила 80 % от скорости прямой волны:

$$\Delta = 4300 - 850 = 3450 \text{ м/с.}$$

Поверхность ледопородного ограждения с близкой к нулю температурой отражает продольные волны сжатия, формируя в стенках ствола зону нарушенных

пород глубиной 0,2–0,4 м, которую следует учитывать при расчете ледопородного ограждения. Скорости продольной волны не являются преломленными скоростями с затуханием, а представляют собой скорости отраженных растягивающих волн, как разницы отраженного и частично прошедшего за преграду не преломленного импульса сжатия в не замороженных песках.

При строительстве Яковлевского рудника на контакте песков и глин в глинах на глубине 310 м было повреждено сразу шесть колонок, имеющих отклонение на 0,3 м от проектного направления. Первая поврежденная колонка находилась на расстоянии 4 м от оконтуривающих зарядов, и не должна была быть разрушенной. За четыре месяца весь внутренний ряд замораживающих колонок был выведен из строя взрывными работами. Его отключили, оставив только наружный ряд, который не был поврежден. На стволах № 1 и № 3 колонки внутреннего ряда были выведены из строя на тех же глубинах и с той же последовательностью.

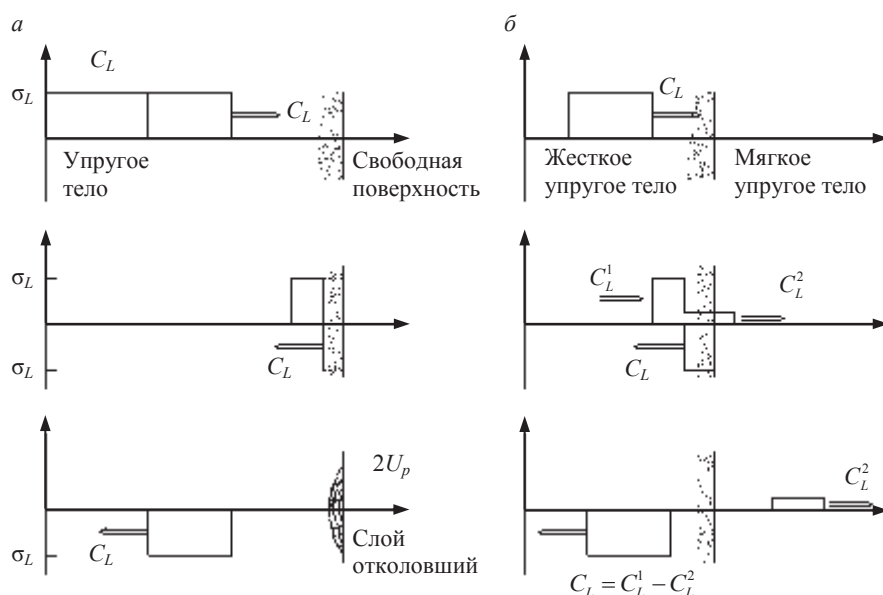


Рисунок 3. Параметры отраженного импульса давления:  $C_L$  – скорость отраженной волны;  $\sigma_L$  – амплитуда напряжения,  $U_p$  – массовая скорость

Figure 3. Parameters of the reflected pressure pulse:  $C_L$  – reflected wave speed;  $\sigma_L$  – stress amplitude,  $U_p$  – mass velocity

Предлагается определять сейсмобезопасность сооружений по действию отраженных волн, в результате которых в массиве и около поверхностей отражения возникают растягивающие напряжения. При этом приоритетен не критический поток энергии волны сжатия, а скорость распространения взрывной волны и физические характеристики массива.

**Выводы.** Сохранность ледопородного ограждения при проходке шахтных стволов с замораживанием обеспечивается нормированием массы зарядов и взрывных волн на основе оценки напряженного состояния массивов.

В ледопородных массивах затраты энергии на фазовое превращение льда превышают энергоёмкость строительства ствола.

Рекомендуется определять сейсмобезопасность сооружений в ледопородных массивах по действию отраженных волн, в результате которых в массиве возникают растягивающие напряжения.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Иудин М. М. Обеспечение безопасности устойчивости ствола при оттаивании ледопородного ограждения // Вестник Северо-Восточного федерального университета им. М. К. Аммосова. 2009. Т. 6. № 1. С. 46–50.
2. Дорман Я. А. Специальные способы работ при строительстве метрополитенов. М.: Транспорт. 1981. 303 с.
3. Дороговойко И. З., Курманов М. М., Голубятников А. Е. Особенности буровзрывных работ при проходке шахтных стволов способом замораживания // Шахтное строительство. 1976. № 6. С. 28–29.
4. Кузина А. В. Систематизация причин повреждений замораживающих колонок при строительстве глубоких вертикальных стволов с использованием метода искусственного замораживания // ГИАБ. 2006. № 11. С. 396–420.
5. Паланков И. М. Некоторые особенности буровзрывных работ в стволах шахт, проходимых способом искусственного замораживания // ГИАБ. 2015. № 6. С. 281–286.
6. Кузина А. В., Ключев Р. В., Валиев Н. Г. Прогнозирование состояния ледопородного массива при проходке вертикального шахтного ствола с замораживанием // Известия УГТУ. 2023. Вып. 3(71). С. 87–93. DOI: 10.21440/2307-2091-2023-3-87-93
7. Паланков И. М. Методика расчета безопасного расстояния замораживающих колонок от оконтуривающих шпуров при проходке стволов в замороженных породах // Маркшейдерия и недропользование. 2017. № 2(88). С. 13–17.
8. Кузина А. В. Особенности буровзрывных работ при проходке вертикальных стволов с применением способа искусственного замораживания грунтов // ГИАБ. 2006. № 10. С. 394–401.
9. Трупаков Н. Г. Замораживание пород при сооружении вертикальных стволов шахт. М.: Недра, 1983. 270 с.
10. Gao G., Guo W., Ren Y. Coupled modelling of artificial freezing along clay-sand interface under seepage flow conditions // Cold Regions Science and Technology. 2023. Vol. 211. Art. 103865. DOI: 10.1016/j.coldregions.2023.103865
11. Nikolaev P., Jivkov A. P., Margetts L., Sedighi M. Modelling artificial ground freezing subjected to high velocity seepage // International Journal of Heat and Mass Transfer. 2023. Vol. 221. Art. 125084. DOI: 10.1016/j.ijheatmasstransfer.2023.125084
12. Liu Zh., Guo W., Sun Y., Li Q. Hydro-thermal-solid modeling of artificial ground freezing through cold gas convection // International Journal of Thermal Sciences. 2024. Vol. 198. Art. 108893. DOI: 10.1016/j.ijthermalsci.2024.108893
13. Yan Q., Wu W., Zhong H., Zhao Z., Zhang Ch. Temporal and spatial variation of temperature and displacement fields throughout cross-passage artificial ground freezing // Cold Regions Science and Technology. 2023. Vol. 209. Art. 103817. DOI: 10.1016/j.coldregions.2023.103817
14. Zueter A. F., Sasmito A. P. Cold energy storage as a solution for year-round renewable artificial ground freezing: Case study of the Giant Mine Remediation Project // Renewable Energy. 2022. Vol. 203. P. 664–676. DOI: 10.1016/j.renene.2022.12.093
15. Gao G., Guo W., Ren Y. Numerical study on coupled modelling of artificial freezing marine soil // Computers and Geotechnics. 2023. Vol. 159. Art. 105409. DOI: 10.1016/j.compgeo.2023.105409
16. Гендлер С. Г., Медова Е. А. Обеспечение аэрологической безопасности рабочего персонала карьеров при массовых взрывах // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 4. С. 132–143. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-4-132-143
17. Golik V. I., Klyuev R. V., Martyshev N. V., Kondratiev V. V., Tynchenko V. S., Gladkikh V. A., Iushkova L. V., Brigida V. S. Reuse and mechanochemical processing of ore dressing tailings used for extracting Pb and Zn // Materials. 2023. No. 16. Art. 7004. DOI: 10.3390/ma16217004
18. Golik V. I., Klyuev R. V., Martyshev N. V., Zyukin D. A., Karlina A. I. Prospects for return of valuable components lost in tailings of light metals ore processing // Metallurgist. 2023. Vol. 67. No. 1-2. P. 96–103. DOI: 10.1007/s11015-023-01493-5

Поступила в редакцию 28 февраля 2024 года

**Сведения об авторах:**

**Кузина Александра Владимировна** – заведующая кафедрой техники и технологии горного и нефтегазового производства Московского политехнического университета. E-mail: 1314598@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8064-2366>

**Ключев Роман Владимирович** – доктор технических наук, доцент, заведующий лабораторией управления горнотехническими системами Института проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова Российской академии наук. E-mail: [klyuev-roman@rambler.ru](mailto:klyuev-roman@rambler.ru); <https://orcid.org/0000-0003-3777-7203>

## Rationale for the drilling and blasting parameters which provide the tightness of the freezing columns

Aleksandra V. Kuzina<sup>1</sup>, Roman V. Kliuev<sup>2</sup>

<sup>1</sup> Moscow Polytechnic University, Moscow, Russia.

<sup>2</sup> Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia.

### Abstract

**Research objective** is to improve the technology of sinking mine shafts with freezing of massifs composed of rocks of low strength. The article contains the results of a study of the technology of creating an ice-bearing massif with specified properties.

**Methods of research** are reduced to the normalizing the mass of charges and explosion-safe charges based on the assessment of the condition of the ice wall during drilling and blasting of shafts by strain-gauge and seismic methods, which makes it possible to reliably assess the parameters of the ice-wall safety.

**Research results and analysis.** It has been established that the destruction of the freezing columns under the influence of pressure is associated with the ice massif deformation. Under dynamic loading, deformations increase, and with a transitional form they can be deeper. It is determined that the processes in frozen rocks require additional energy costs for the ice phase transformation. It was determined that a direct shock wave is safe for freezing columns at a distance of more than 1.5 m. Seismograms of blasting holes at different distances from the face were obtained. Models of wave propagation processes in the rock mass are introduced. It is recommended to determine the seismic safety of structures by the action of reflected waves, as a result of which tensile stresses occur in the rock mass and near the reflection surfaces.

**Keywords:** mine shaft; freezing; ice massif; blast wave; freezing column.

### REFERENCES

1. Iudin M. M. Safety provision of bore stability during defrosting of ice barrier. *Vestnik Severo-Vostochnogo federalnogo universiteta im. M. K. Ammosova = Proceedings of the Ammosov North-Eastern Federal University*. 2009; 6(1): 46–50. (In Russ.)
2. Dorman Ia. A. *Special methods of work during the construction of subways*. Moscow: Transport Publishing; 1981. (In Russ.)
3. Dorogoveiko I. Z., Kurmanov M. M., Golubiatnikov A. E. Features of drilling and blasting operations when sinking mine shafts using the freezing method. *Shakhtnoe stroitelstvo = Mine construction*. 1976; 6: 28–29. (In Russ.)
4. Kuzina A. V. Systematization of causes of damage to freezing columns during construction of deep vertical shafts using the artificial freezing method. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2006; 11: 396–402. (In Russ.)
5. Palankoev I. M. Particular qualities of blasting in shafts, constructed by method of ground freezing. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 6: 281–286. (In Russ.)
6. Kuzina A. V., Klyuev R. V., Valiev N. G. Prediction of the state of the ice-bearing massif during the penetration of a vertical mine shaft with freezing. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2023; 3(71): 87–93. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/2307-2091-2023-3-87-93
7. Palankoev I. M. Particular qualities of blasting in shafts, constructed by method of ground freezing. *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2017; 2(88): 13–17. (In Russ.)
8. Kuzina A. V. Features of drilling and blasting when sinking vertical shafts using the methods of artificial ground freezing. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2006; 10: 394–401. (In Russ.)
9. Trupak N. G. *Freezing of rocks during the construction of vertical mine shafts*. Moscow: Nedra Publishing; 1983. (In Russ.)
10. Gao G., Guo W., Ren Y. Coupled modelling of artificial freezing along clay-sand interface under seepage flow conditions. *Cold Regions Science and Technology*. 2023; 211: 103865. Available from: doi: 10.1016/j.coldregions.2023.103865

11. Nikolaev P., Jivkov A. P., Margetts L., Sedighi M. Modelling artificial ground freezing subjected to high velocity seepage. *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 2023; 221: 125084. Available from: doi: 10.1016/j.ijheatmasstransfer.2023.125084

12. Liu Zh., Guo W., Sun Y., Li Q. Hydro-thermal-solid modeling of artificial ground freezing through cold gas convection. *International Journal of Thermal Sciences*. 2024; 198: 108893. Available from: doi: 10.1016/j.ijthermalsci.2024.108893

13. Yan Q., Wu W., Zhong H., Zhao Z., Zhang Ch. Temporal and spatial variation of temperature and displacement fields throughout cross-passage artificial ground freezing. *Cold Regions Science and Technology*. 2023; 209: 103817. Available from: doi: 10.1016/j.coldregions.2023.103817

14. Zueter A. F., Sasmito A. P. Cold energy storage as a solution for year-round renewable artificial ground freezing: Case study of the Giant Mine Remediation Project. *Renewable Energy*. 2022; 203: 664–676. Available from: doi: 10.1016/j.renene.2022.12.093

15. Gao G., Guo W., Ren Y. Numerical study on coupled modelling of artificial freezing marine soil. *Computers and Geotechnics*. 2023; 159: 105409. Available from: doi: 10.1016/j.comgeo.2023.105409

16. Gendler S. G., Medova E. A. Ensuring the aerologic safety of open pit workforce under largescale blasting. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 4: 132–143 (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2023-4-132-143

17. Golik V. I., Klyuev R. V., Martyushev N. V., Kondratiev V. V., Tynchenko V. S., Gladkikh V. A., Iushkova L. V., Brigida V. S. Reuse and mechanochemical processing of ore dressing tailings used for extracting Pb and Zn // *Materials*. 2023; 16: 7004. Available from: doi: 10.3390/ma16217004

18. Golik V. I., Klyuev R. V., Martyushev N. V., Zyukin D. A., Karlina A. I. Prospects for return of valuable components lost in tailings of light metals ore processing // *Metallurgist*. 2023; 67(1-2): 96–103. Available from: doi: 10.1007/s11015-023-01493-5

Received 28 February 2023

#### Information about the authors:

**Aleksandra V. Kuzina** – Head of the Department of Mining and Oil and Gas Production Equipment and Technology, Moscow Polytechnic University. E-mail: 1314598@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8064-2366>

**Roman V. Kliuev** – DSc (Engineering), Associate Professor, Head of the Laboratory of Mine Engineering Systems Control, Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences. E-mail: [kluev-roman@rambler.ru](mailto:kluev-roman@rambler.ru); <https://orcid.org/0000-0003-3777-7203>

**Для цитирования:** Кузина А. В., Ключев Р. В. Обоснование параметров буровзрывных работ, обеспечивающих герметичность замораживающих колонок // *Известия вузов. Горный журнал*. 2024. № 2. С. 92–100. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-92-100

**For citation:** Kuzina A. V., Kliuev R. V. Rationale for the drilling and blasting parameters which provide the tightness of the freezing columns. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 92–100 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-92-100

## ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-101-110

### Hydrometallurgical processes of leaching at mining enterprises of the Republic of North Ossetia–Alania

Iurii I. Razorenov<sup>1\*</sup>, Dmitrii N. Shurygin<sup>1</sup>, Oleg Z. Gabaraev<sup>2</sup>,  
Kazbek K. Mulukhov<sup>2</sup>, Ivan S. Boikov<sup>3</sup>

<sup>1</sup> Platov South-Russian State Polytechnic University, Novocherkassk, Russia

<sup>2</sup> North Caucasian Mining and Metallurgical Institute, Vladikavkaz, Russia

<sup>3</sup> Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia

*e-mail: yiri1963@mail.ru*

#### *Abstract*

**Research relevance.** *With the change in the economic management system after the 1990 reforms, state-subsidized mining enterprises of the North Caucasus ceased functioning. One reason of reduced production capacity is metal production resource base weakening caused by selective mining of deposits' rich areas and cessation of exploration work. The state strategy of the North Caucasus republics provides for increased contribution of the extractive industry to the economy, which makes the problem under consideration very relevant.*

**Methods of research.** *The results of research carried out in the Republic of North Ossetia–Alania were used to substantiate the possibility and effectiveness of hydrometallurgical techniques of obtaining metals from ores. The research included the critical analysis and technical and economic assessment of prospects.*

**Research results.** *Restoration of the non-ferrous metal production potential is possible with the involvement of raw materials that are substandard for traditional technologies. The Sadon lead and zinc plant, the Tyrnyauz Mining and Processing Plant and the Urup Mining and Processing Plant used open stope mining methods as well as inconsistent backfilling with waste material, which reduced the quality of ores and increased the cost of metals. Advanced leaching technologies based on metals conversion into highly soluble compounds and further extraction from a collective solution make it possible to develop depleted reserves of the North Caucasian metal deposits. That technology was used at the Bykogorsky deposit for non-commercial reserves for a long time. For the first time in mining practice, the technology was also used to mine the Fiagdon group ore of the Sadon ore cluster. Rather limited experience of a plant production capacity improvement shows that raw materials that are substandard for traditional technologies can ensure the profitability of metal production when combined with traditional technology. It is important that all metals are extracted when leaching into the product solution, which increases the recoverable value of ores.*

**Conclusions.** *The localization features of the North Caucasian deposits are favorable for the allocation of lost ore concentration areas within the spent ore bodies, their leaching, and reagent solutions feed and metal-saturated solutions delivery through wells from the surface.*

**Keyword:** *metal; ore; deposit; condition; technology; leaching; extraction; economics; ecology.*

**Introduction.** The 1990 reforms made state-subsidized mining enterprises of the North Caucasus cease or reduce ore production. Changes in pricing policy resulted in mineral resource base weakening, exposing the drawbacks of field development technologies [1–2].

One way of restoring enterprise capacities is using non-commercial ore underground and using the products of sorting low-grade ore and tailing grading waste on the surface

through hydrometallurgical processes including metals transfer into a mobile state with subsequent precipitation [3–5]. The technology is known as mine hydrometallurgy and is regularly applied in the mining industry.

Hydrometallurgical processes in mining and processing differ from traditional processes. Their particular characteristics include providing channels for solution filtration during loosening, ore crushing and grinding; metals solubilizing using chemicals; precipitation of metals from solutions and sediment processing and concentrates production on the territory of a mining enterprise.

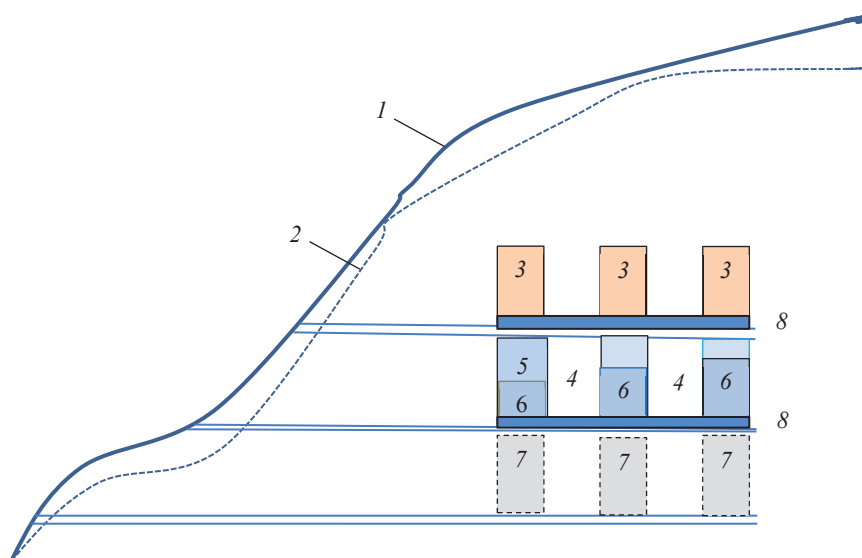


Figure 1. Technology with an open slope: 1 – earth surface; 2 – sediment boundary; 3 – spent chamber; 4 – inter-chamber pillars; 5 – unbroken ore; 6 – broken ore; 7 – chamber in preparation; 8 – stump pillar  
 Рисунок 1. Технология с открытым выработанным пространством: 1 – земная поверхность; 2 – граница наносов; 3 – отработанная камера; 4 – межкамерные целики; 5 – неотбитая руда; 6 – отбитая руда; 7 – камера в подготовке; 8 – надштрековый целик

In underground blocks and heaps, hydrometallurgical and mining processes are combined to achieve a synergistic effect [6–8]. In the history of mining, hydrometallurgical methods were used to extract metals from raw materials which contained metal that could not be feasibly processed by traditional methods [9–11]. The history of leaching development began with non-commercial and low-grade uranium ore processing and continues with commercial ore reserves development on an industrial scale (Priargunsky Mining and Chemical Plant). Mining waste treatment technologies as a way to expand the mineral resource base of mining and metallurgy are considered in works [12–14]. Aspects of technogenic deposits impact on natural ecosystems are detailed in articles [15–17]. The basic principles of obtaining, transferring and storing information about the parameters of the technogenic cycle of a mining and metallurgical enterprise are set out in works [18–20]. Ostroushko I. A., Khulelidze K. K., Gorodnichev A. P., Kondratiev Iu. I., Kelin V. N., Rostovanov S. E., Golik V. I., Evdokimov S. I. and others contributed to the theory and practice of metal leaching.

The North Caucasus republics have favorable conditions for profitable production of non-ferrous metals and involvement of substandard raw materials through technologies based on hydrometallurgical processes. The share of mining and processing within the gross regional product does not exceed 10%. The North Caucasus republics were assigned the task of developing the mineral resource base through new field development technologies.



Advanced ore processing technologies make it possible to extract into concentrates the richest part of mining and processing waste. However, secondary tailings cannot be used in the production of goods due to the presence of metals.

**Research objective** is to analyze the practice of using hydrometallurgical leaching processes at mining enterprises of the Republic of North Ossetia–Alania.

**The history.** The Sadon lead and zinc plant has been operating since 1853, when the Sadon mine and the Alagir silver-lead plant were built. The reserves of the Sadon

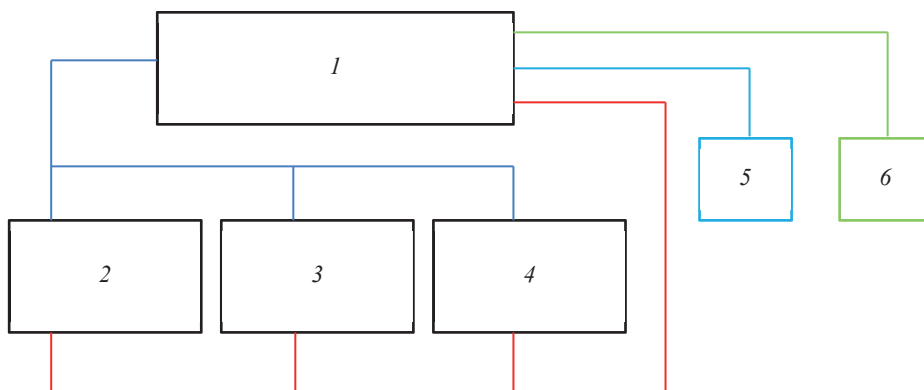


Figure 2. Scheme of metal extraction: 1 – reagent solution processing workshop; 2 – underground leaching; 3 – heap leaching; 4 – leaching in a disintegrator; 5 – metals; 6 – tailings

Рисунок 2. Схема добычи металлов: 1 – цех переработки растворов реагентов; 2 – подземное выщелачивание; 3 – кучное выщелачивание; 4 – выщелачивание в дезинтеграторе; 5 – металлы; 6 – хвосты

deposits account for about 2% of Russia’s lead reserves. In Sadon, in the territory of ten deposits, polymetallic ores were mined using open stope mining methods (ore losses were up to 20% with dilution up to 60%).

Low ore quality and high cost of metal production were caused by open stope mining methods. Another reason was early production of rich ore and reserves depletion.

The stope was kept open or filled with discrete rocks which moved downwards as the chamber was undermined, forming a mass of discrete dilution rocks. In the course of mining the chamber reserves, ore quality was satisfactory, but it often decreased to a rejectable quality level during pillar recovery (Figure 1).

The plant capacity reach 745 thousand tons per year. There was a time when Ossetia fully met the USSR’s demand for lead and 2/3 demand for zinc. Since the 1970s the plant carried out the plan for concentrates, mainly by means of raw materials brought from offsite.

The amount of ore which was left in the Sadon deposits and may provide a basis for metal leaching, reaches 30 million tons. Active reserves are localized in the Sadon and Arkhon deposits. The most possible raw material base may be provided by the reserves of the Bozang area of the Djimidon deposit.

**Hydrometallurgical processes of ore processing.** Profitable development of the North Caucasus reserves is possible with new technologies based on hydrometallurgical processes of ore processing and metals transfer into a mobile state with subsequent precipitation. The Republic of North Ossetia–Alania was the first region to make an attempt to use such technologies.

At the Fiagdon mine, 32 tons of zinc were precipitated from mine discharge in 48 days. At the Arkhon mine, 40 tons of zinc were precipitated from mine discharge in 51 days.

For the first time in world practice, commercial ore leaching was carried out in 1974 at the Kakadur deposit of the Fiagdun group. During the project implementation, 60 tons of concentrate containing 15% zinc were obtained. Leaching technology differs from traditional technologies in that it ensures the recovery of metals previously lost in tailings. Their total cost can be by several fold greater than the cost of the recovered metals.

Profit from the involvement of previously unused mineral resources in processing increases when traditional technologies are combined with advanced leaching technologies. The value of the rate of recovery is comparable to its value when producing metal using traditional technology. This increases the recoverable value of ores being an important factor in choosing a mining method.

A scheme of metal extraction using hydrometallurgical processes is shown in Figure 2.

**Table 1. Indicators of the quality of mined ores (North Caucasus)**  
**Таблица 1. Показатели качества добываемых руд (Северный Кавказ)**

Deposits	Form	Rocks	Ores	Losses, %	Dilution, %
Sadon group	Steeply dipping veins 1–5 m thick	Shales, limestones, granites, porphyrites	Galena, sphalerite, pyrite, pyrrhotite	20	40
Tyrnyauz group	Steeply dipping up to 130 m thick	Shales, gneisses, granites, porphyries, diorites	Molybdenite, scheelite, molybdoscheelite	20	50
Urup group	Low dip beds 1–5 m thick	Diabases, albitophyres, shales, tuffs, sandstones	Pyrite, chalcopyrite, sphalerite, bornite, hematite	15	30

The Kakadur field development project involved feeding reagent solutions from the surface and delivering production solutions for processing through wells. Zinc precipitation was carried out with sodium biocarbonate or zinc dust. The concentrate was headed for the hydrometallurgical plant. With an installation productivity of 150 m<sup>3</sup> of solutions per hour and 60% extraction of metals from ores, the cost of 1 ton of metals was 352 rubles, while with traditional technology it was 900 rubles/t. The new technology ensured the extraction of up to 70% of metals lost under the traditional method, generated profit from selling recovery by-products, and drastically reduced the negative impact of tailings on natural ecosystems.

The leaching technology capabilities have been confirmed by the experience of the Bykogorsky uranium deposit, where uranium was produced for 30 years at a content twice as low as the balance threshold.

The North Caucasus enterprises' experience is united by the use of technologies with rock mass natural management, associated ore losses and dilution, and negative consequences of storing tailings. The low quality of extracted ores increased the cost of metals (Table 1).

A close analogue of the new technology is the practice of extracting metals into solution from ores using aqueous solutions of reagents and delivering them to the surface for processing. Mountainous landscape contributes to that scheme together with the possibility of using data ascertained during the ore extraction, which makes it possible to identify ore field areas promising for leaching.

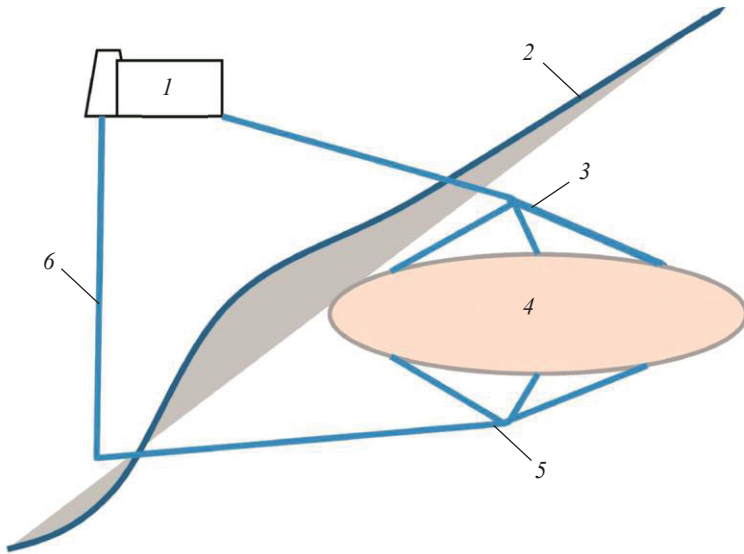


Figure 3. Leaching scheme of lost reserves: 1 – workshop for the preparation and processing of solutions; 2 – the earth’s surface; 3 – reagent solution; 4 – lost ores; 5 – production solution; 6 – mine working  
 Рисунок 3. Схема выщелачивания потерянных запасов: 1 – цех приготовления и переработки растворов; 2 – земная поверхность; 3 – раствор реагентов; 4 – потерянные руды; 5 – производственный раствор; 6 – шахтная выработка

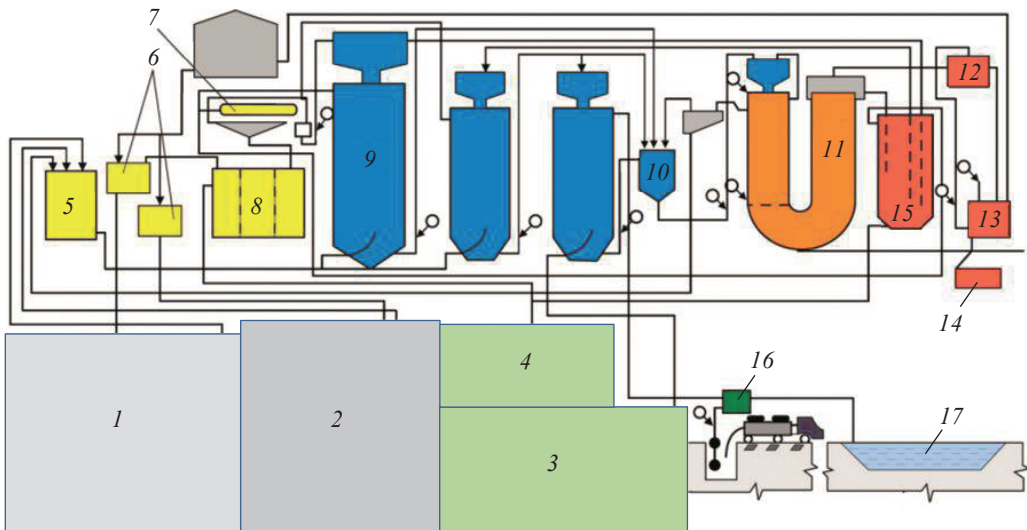


Figure 4. Combined technologies of leaching metals and substandard raw material: 1 – heap; 2 – underground leaching blocks; 3 – pile; 4 – activator; 5–8 – preparation group; 9–11 – sorption-desorption group; 12–16 – supplement group; 17 – pond

Рисунок 4. Комбинирование технологий выщелачивания металлов из некондиционного сырья: 1 – куча; 2 – блок подземного выщелачивания; 3 – отвал; 4 – активатор; 5–8 – группа подготовки; 9–11 – группа сорбции-десорбции; 12–16 – вспомогательная группа; 17 – пруд

**Prospects for the Sadon deposits development.** Underground leaching of metals from ores left in goaf using reagent solutions may be an analogue of the future technology for the Sadon deposits development. At the Taboshar deposit (Central Asia), after mining commercial ores, non-commercial ores were caved in and flooded with a sulfuric acid solution. At the Degtyarskoye deposit, copper was leached from lost ores using water. That technology was also used at the Meggen field (Germany).

Experimental leaching of oxidized zinc was carried out at the Yuzhnaya vein of the Arkhon mine (Republic of North Ossetia–Alania). The reagent solution was fed into the goaf, and the production solution flowed into a collection tank.

**Table 2. Extraction of metals into solution (the Sadon deposit), %**  
**Таблица 2. Извлечение металлов в раствор (Садонское месторождение), %**

Content in tailings, %	Leaching in agitator 0.2–1.0 hours		Leaching in disintegrator 10 s.	
	Extracted	Residual	Extracted	Residual
Zinc – 0,95	24	72	28	69
Lead – 0,84	16	71	24	62

As far as the environmental protection is concerned, the technogenic extraction of metals from tailings in a closed, controlled medium with the generation of secondary tailings available for unlimited use is an environmental measure, and its effectiveness has not yet been assessed representatively.

A possible scheme for lost reserves leaching at the Sadon deposits is shown in Figure 3.

If the extraction of metals from tailings by traditional methods is ineffective, surfactants can intensify the process. Tailings are activated by combined mechanical and chemical action in blocks, heaps and in a high-speed disintegrator mill (Figure 4).

The results of experimental leaching of metals from tailings of the Sadon deposits are summarized in Table 2.

The new technology is based on transferring some hydrometallurgical processes of metal extraction to the field of mining, which makes the technology more economical by eliminating a number of flow processes. The economic effect of using the new technology increases with a realistic assessment of the damage from storing tailings left from processing metal-containing mineral raw materials on the earth's surface and in the subsoil.

**Conclusions.** The lost potential of North Caucasian mining and processing enterprises can be restored by combining traditional and advanced mining methods based on hydrometallurgical processes. The technologies are combined by extracting and processing rich ores using traditional technology and extracting metals in disintegrators with mechanical and chemical activation of processes.

#### REFERENCES

1. Dzaparov V. Kh., Sakhnov A. V., Zdorovets I. L., Shokhov S. O. Industrial effluents of mining enterprises of the North Caucasus and water resources. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 1: 101–108. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2023-1-101-109
2. Valiev N. G., Golovyryin S. S., Makarov V. V. To a question of use of systems of artificial intelligence in procedures of audit of modern mining (a perspective of the solution of tasks of modern mining with use the multiagentny of systems). *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; S23: 134–139. (In Russ.)
3. Golik V. I., Klyuev R. V., Martyushev N. V., Zyukin D. A., Karlina A. I. Prospects for return of valuable components lost in tailings of light metals ore processing. *Metallurgist*. 2023; 67(1-2): 96–103. Available from: doi: 10.1007/s11015-023-01493-5

4. Brigida V. S., Golik V. I., Klyuev R. V., Sabirova L. B., Mambetlieva A. R., Karlina Yu. I. Efficiency gains when using activated mill tailings in underground mining. *Metallurgist*. 2023; 67(3-4). Available from: doi: 10.1007/s11015-023-01526-z

5. Golik V. I., Klyuev R. V., Martuyushev N. V., Kondratiev V. V., Tynchenko V. S., Gladkikh V. A., Iushkova L. V., Brigida V. S. Reuse and mechanochemical processing of ore dressing tailings used for extracting Pb and Zn. *Materials*. 2023; 16(21): 7004. Available from: doi: 10.3390/ma16217004

6. Valiev N. G., Propp V. D., Vandyshev A. M. The 100th anniversary of the department of mining engineering of URSMU. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 8: 130–143. (In Russ.)

7. Alikulov Sh. Sh., Kurbanov M. A., Sharafutdinov U. Z., Khalimov I. U. Studying hydrodynamic parameters during underground leaching by physical modeling. *Gornyi vestnik Uzbekistana = Mining Bulletin of Uzbekistan*. 2019; 1: 23–25. (In Russ.)

8. Oryngozhin E. S., Fedorov E. V., Alisheva Zh. N., Mitishova N. A. In-situ leaching technology for uranium deposits. *Evrasiiskaia gornaia promyshlennost = Eurasian Mining*. 2021. No. 2. P. 31–35. (In Russ.)

9. Sánchez F., Hartlieb P. Innovation in the mining industry: technological trends and a case study of the challenges of disruptive innovation. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2020; 37(5): 1385–1399.

10. Valiev Kh. Kh., Bugubaeva A. U., Amandykova A. B., Bulaev A. G. Uranium and molybdenum leaching from the ore of Vostok deposit. *Izvestiia Tul'skogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2019; 4: 92–99. (In Russ.)

11. Sekisov A., Rasskazova A. Assessment of the possibility of hydrometallurgical processing of low-grade ores in the oxidation zone of the Malmyzh Cu-Au porphyry deposit. *Minerals*. 2021; 11(1): 69. Available from: doi: 10.3390/min11010069

12. Byvaltsev A. V., Sharipov R. Kh., Vasiliev E. A., Rudoi G. N. Development of a sustainable technology for the recovery of gold from the tailings of the Uchalinsky concentrator. *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2019; 5: 46–51. (In Russ.)

13. Rybak J., Gorbatyuk S. M., Bujanovna-Syuryun K. Ch., Khairutdinov A. M., Tyulyaeva Yu. S., Makarov P. S. Utilization of mineral waste: A method for expanding the mineral resource base of a mining and smelting company. *Metallurgist*. 2021; 64: 851–861.

14. Orrego P., Hernandez J., Reyes A. Uranium and molybdenum recovery from copper leaching solutions using, ion exchange. *Hydrometallurgy*. 2019; 184: 116–122.

15. Polovov B. D., Valiev N. G., Kokarev K. V. Features of the simulation analysis of the levels of geomechanical risks of mining facilities. *Mining Journal*. 2016; 12: 8–13. (In Russ.)

16. Brigida V. S., Kozhiev Kh. Kh., Sarian A. A., Dzhioeva A. K. Time-space problems in geocology: An inter-disciplinary approach. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2020; 4: 20–32. (In Russ.)

17. Amosov P. V., Baklanov A. A., Makarov D. V., Masloboev V. A. Forecast of atmospheric pollution with a random selection of discrete dusty areas based on numerical modeling. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 5: 63–74. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2021-5-63-74

18. Petrov Yu. S., Khadzaragova E. A., Sokolov A. A., Sharipzyanova G. H., Taskin A. V. Acquisition, transmission and storage of information on production-induced cycle in mining and metallurgy. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2020; 11-1: 178–188. (In Russ.)

19. Rama Rao Karri, Gobinath Ravindran, Mohammad Hadi Dehghani (eds.) *Soft computing techniques in solid waste and wastewater management*. Amsterdam: Elsevier, 2021.

20. Syed Ahmad Imtiaz (eds.) *Modelling of chemical process systems*. Amsterdam: Elsevier, 2022.

Received 5 February 2024

#### Information about the authors:

**Iurii I. Razorenov** – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Mining, Rector of the Platov South-Russian State Polytechnic University. E-mail: yiri1963@mail.ru

**Dmitrii N. Shurygin** – DSc (Engineering), professor of the Department of Mining, Platov South-Russian State Polytechnic University. E-mail: shurygind@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9173-4090>

**Oleg Z. Gabaraev** – DSc (Engineering), Professor, Head of the Department of Mining, Vice-Rector of the North Caucasian Mining and Metallurgical Institute. E-mail: gabaraev59@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-8176-304X>

**Kazbek K. Mulukhov** – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Theoretical and Applied Mechanics, North Caucasian Mining and Metallurgical Institute. E-mail: skgmi-gtu.ru; <https://orcid.org/0009-0004-8079-4863>

**Ivan S. Boikov** – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mining, Ural State Mining University. E-mail: i.boikov@bk.ru

## Гидрометаллургические процессы выщелачивания на горных предприятиях Республики Северная Осетия–Алания

Разоренов Ю. И.<sup>1</sup>, Шурыгин Д. Н.<sup>1</sup>, Габараев О. З.<sup>2</sup>, Мулухов К. К.<sup>2</sup>, Бойков И. С.<sup>3</sup>

<sup>1</sup> Южно-Российский государственный политехнический университет, Новочеркасск, Россия.

<sup>2</sup> Северо-Кавказский горно-металлургический институт, Владикавказ, Россия.

<sup>3</sup> Уральский государственный горный институт, Екатеринбург, Россия.

### Реферат

**Актуальность.** С изменением экономической системы хозяйствования после реформ 1990 г. ранее дотируемые государством горные предприятия Северного Кавказа прекратили функционирование. Причинами сокращения производственной мощности являются ослабление минерально-сырьевой базы производства металлов вследствие выборочной обработки богатых участков месторождения и прекращение геологоразведочных работ. Государственная стратегия республик Северного Кавказа предусматривает увеличение вклада добывающей отрасли в экономику, что делает рассматриваемую проблему весьма актуальной.

**Методика исследования.** Для обоснования возможности и эффективности гидрометаллургических методов извлечения металлов из руд использованы результаты выполненных в Республике Северная Осетия–Алания исследований с критическим анализом и технико-экономической оценкой перспектив.

**Результаты исследования.** Восстановление потенциала производства цветных металлов возможно при вовлечении в эксплуатацию некондиционного для традиционных технологий сырья. Садонский свинцово-цинковый комбинат, Тырнаузский горно-металлургический комбинат и Урупский горно-металлургический комбинат применяли системы разработки с открытым или бессистемно заполненным продуктами добычных работ выработанным пространством, что снижало качество руд и удорожало стоимость металлов. Освоение обедненных запасов Северо-Кавказских металлических месторождений возможно новыми технологиями выщелачивания, основанными на переводе металлов в легкорастворимые соединения и последующем извлечении металлов из коллективного раствора. Такая технология длительного время применялась на Быкогорском месторождении для обработки забалансовых запасов, впервые в мировой практике – при обработке руд Фиагдонской группы Садонского рудного узла. Сравнительно небольшой опыт увеличения производственной мощности предприятий показывает, что привлечение некондиционного для традиционных технологий сырья способно обеспечить рентабельность производства металлов при комбинировании с традиционной технологией. Важно, что при выщелачивании в продукционный раствор извлекаются все металлы, что повышает извлекаемую ценность руд.

**Выводы.** Особенности локализации Северо-Кавказских месторождений благоприятны для выделения в пределах обработанных рудных тел участков концентрации потерянных руд и их выщелачивания с подачей растворов реагентов и выдачей насыщенных металлами растворов по скважинам с поверхности.

**Ключевые слова:** металл; руда; месторождение; кондиция; технология; выщелачивание; извлечение; экономика; экология.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Дзапаров В. Х., Сахнов А. В., Здоровец И. Л., Шохов С. О. Промышленные стоки горных предприятий Северного Кавказа и водные ресурсы // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. № 1. 2023. С. 101–109. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-1-101-109

2. Валиев Н. Г., Головырин С. С., Макаров В. В. К вопросу об использовании систем искусственного интеллекта в процедурах аудита современного горного производства (проблематика решения задач современного горного производства с использованием мультиагентных систем) // ГИАБ. 2017. № S23. С. 134–139.

3. Golik V. I., Klyuev R. V., Martyushev N. V., Zyukin D. A., Karlina A. I. Prospects for return of valuable components lost in tailings of light metals ore processing // *Metallurgist*. 2023. Vol. 67. No. 1-2. P. 96–103. DOI: 10.1007/s11015-023-01493-5

4. Brigida V. S., Golik V. I., Klyuev R. V., Sabirova L. B., Mambetlieva A. R., Karlina Yu. I. Efficiency gains when using activated mill tailings in underground mining // *Metallurgist*. 2023. Vol. 67. No. 3-4. DOI: 10.1007/s11015-023-01526-z

5. Golik V. I., Klyuev R. V., Martyushev N. V., Kondratiev V. V., Tynchenko V. S., Gladkikh V. A., Iushkova L. V., Brigida V. S. Reuse and mechanochemical processing of ore dressing tailings used for extracting Pb and Zn // *Materials*. 2023. Vol. 16. No. 21. Art. 7004. DOI: 10.3390/ma16217004

6. Валиев Н. Г., Пропп В. Д., Вандышев А. М. Кафедре горного дела УГГУ – 100 лет // *Известия высших учебных заведений. Горный журнал*. 2020. № 8. С. 130–143.

7. Аликулов Ш. Ш., Курбанов М. А., Шарафутдинов У. З., Халимов И. У. Исследование гидродинамических параметров при подземном выщелачивании путем физического моделирования // *Горный вестник Узбекистана*. 2019. № 1. С. 23–25.

8. Орынгожин Е. С., Федоров Е. В., Алишева Ж. Н., Митишова Н. А. Технология подземного выщелачивания урановых месторождений // *Евразийская горная промышленность*. 2021. № 2. С. 31–35.

9. Sánchez F., Hartlieb P. Innovation in the mining industry: technological trends and a case study of the challenges of disruptive innovation // *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2020. Vol. 37. Iss. 5. P. 1385–1399.

10. Валиев Х. Х., Бугубаева А. У., Амандыкова А. Б., Булаев А. Г. Выщелачивание урана и молибдена из руды месторождения «Восток» // *Известия Тульского государственного университета. Науки о земле*. 2019. № 4. С. 92–99.

11. Sekisov A., Rasskazova A. Assessment of the possibility of hydrometallurgical processing of low-grade ores in the oxidation zone of the Malmyzh Cu-Au porphyry deposit // *Minerals*. 2021. Vol. 11(1). P. 69. DOI: 10.3390/min11010069

12. Бывальцев А. В., Шарипов Р. Х., Васильев Е. А., Рудой Г. Н. Разработка рациональной технологии извлечения золота из хвостов Учалинской обогатительной фабрики // *Обогащение руд*. 2019. № 5. 46–51. DOI: 10.17580/or.2019.05.09

13. Rybak J., Gorbatyuk S. M., Vujanovna-Syuryun K. Ch., Khairutdinov A. M., Tyulyaeva Yu. S., Makarov P. S. Utilization of mineral waste: A method for expanding the mineral resource base of a mining and smelting company // *Metallurgist*. 2021. Vol. 64. P. 851–861.

14. Orrego P., Hernandez J., Reyes A. Uranium and molybdenum recovery from copper leaching solutions using ion exchange // *Hydrometallurgy*. 2019. Vol. 184. P. 116–122.

15. Половов Б. Д., Валиев Н. Г., Кокарев К. В. Особенности имитационного анализа уровней геомеханических рисков горнотехнических объектов // *Горный журнал*. 2016. № 12. С. 8–13. DOI: 10.17580/gzh.2016.12.02

16. Бригида В. С., Кожиев Х. Х., Сарян А. А., Джиоева А. К. Пространственно-временные задачи геоэкологии – междисциплинарный подход // *ГИАБ*. 2020. № 4. С. 20–32.

17. Амосов П. В., Бакланов А. А., Макаров Д. В., Маслобоев В. А. Прогноз загрязнения атмосферы при случайном выборе дискретных пылящих участков на базе численного моделирования // *Известия вузов. Горный журнал*. 2021. № 5. С. 63–74. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-5-63-74

18. Петров Ю. С., Хадзарагова Е. А., Соколов А. А., Шарипзянова Г. Х., Таскин А. В. Основные принципы получения, передачи и хранения информации о параметрах техногенного цикла горно-металлургического предприятия // *ГИАБ*. 2020. № 11-1. С. 178–188.

19. Soft computing techniques in solid waste and wastewater management / Rama Rao Karri, Gobinath Ravindran, Mohammad Hadi Dehghani (eds.). Amsterdam: Elsevier, 2021. 522 p.

20. Modelling of chemical process systems / Syed Ahmad Imtiaz (eds.). Amsterdam: Elsevier, 2022. 312 p.

Поступила в редакцию 5 февраля 2024 года

#### Сведения об авторах:

**Разоренов Юрий Иванович** – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горного дела, ректор Южно-Российского государственного политехнического университета. E-mail: yiri1963@mail.ru

**Шурыгин Дмитрий Николаевич** – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела Южно-Российского государственного политехнического университета. E-mail: shurygind@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9173-4090>

**Габараев Олег Знаурович** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой горного дела, проректор Северо-Кавказского горно-металлургического института. E-mail: gabaraev59@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-8176-304X>

**Мулухов Казбек Казгериевич** – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры теоретической и прикладной механики Северо-Кавказского горно-металлургического института. E-mail: skgmi-gtu.ru; <https://orcid.org/0009-0004-8079-4863>

**Бойков Иван Сергеевич** – кандидат технических наук, доцент кафедры горного дела Уральского государственного горного университета. E-mail: i.boikov@bk.ru

**Для цитирования:** Разоренов Ю. И., Шурыгин Д. Н., Габараев О. З., Мулухов К. К., Бойков И. С. Гидрометаллургические процессы выщелачивания на горных предприятиях Республики Северная Осетия–Алания // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 101–110 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-101-110

**For citation:** Razorenov Yu. I., Shurygin D. N., Gabaraev O. Z., Mulukhov K. K., Boikov I. S. Hydrometallurgical processes of leaching at mining enterprises of the Republic of North Ossetia–Alania. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 101–110. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-101-110



## ИСТОРИЯ. ИНФОРМАЦИЯ. РЕЦЕНЗИИ

УДК 622.271

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-111-119

### История освоения, перспективы и проблемы разработки золоторудного месторождения Советское

Гришин А. А.<sup>1\*</sup>, Косолапов А. И.<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

\*e-mail: arseniy.grishin.2012@mail.ru

#### Реферат

*В настоящей статье приведены сведения об условиях, технологии разработки месторождения рудного золота Советское и особенностях его доработки в настоящее время. Месторождение расположено в Северо-Енисейском районе Красноярского края вблизи селитебной территории пгт. Северо-Енисейского. История золотодобычи Северо-Енисейского района насчитывает более 200 лет и во многом отражает и повторяет политические и экономические коллизии, происходившие в России. Добыча золота в районе работ началась с мускульной разработки россыпного золота, а при обнаружении коренных месторождений и развития техники получили развитие крупные рудники. Месторождение открыто в 1905 г. в результате обнаружения золотых самородков в кварцевых валунах на берегах р. Безымянка. В 1906 г. выдано разрешение на разработку месторождения, а с 1908 г. началась зарегистрированная добыча золота на карьере под названием Авенировский рудник, который в последующем был переименован в Советский рудник, а еще позже назывался Северо-Западным флангом Советского месторождения. В геологическом строении месторождения принимают участие крепкие скальные породы, для дробления которых необходимо применение буровзрывных работ. Месторождение Советское разрабатывают с начала XX в. открытым и подземным способом. В настоящее время разработка ведется только открытым способом. Близость горных выработок к селитебной территории ограничивает применение взрывных работ и использование мощного горнотранспортного оборудования. Кроме этого, осложняющим фактором ведения горных работ и устойчивости бортов карьера является пораженность разрабатываемого массива подземными выработками, о положении и состоянии которых отсутствует необходимая информация.*

**Ключевые слова:** Северо-Енисейский район; шахта; карьер; месторождение Советское; рудное золото; добыча; селитебная территория; история освоения.

**Геологическое описание.** После обнаружения в XIX в. на территории Северо-Енисейского района россыпного золота проходили систематические геологические экспедиции (Л. А. Ячевский – 1900 и 1903 г.; А. К. Мейстер – 1910 г.; В. А. Обручев – 1915 г. и др.), а ориентированные поиски выполняли с 1960-х годов, благодаря им даны характеристики территории района в целом и детально отдельных месторождений [1].

В геологическом строении месторождения Советское принимают участие крепкие породы нижней подсвиты удерейской свиты, которые представлены филлитизированными глинистыми, алевролитоглинистыми сланцами и филлитами, а также кварцевыми жилами. Физико-механические свойства основных типов пород представлены в табл. 1 [1], (Богданович В. А. Отчет по геологическому изучению Советского месторождения на основе подземного картирования

в 1963–1965 гг. Красноярск, 1965; Юшков М. Г., Комлев В. М., Кругликов В. Т. Отчет о геологоразведочных работах на Советском месторождении за 1966–1975 гг. с подсчетом запасов на 01.04.1976 г. Красноярск, 1976; Кругликов В. Т., Богомаз В. П., Комлев В. М. и др. Отчет о ревизии верхних горизонтов Советского месторождения с подсчетом запасов на 01.01.1982 г. п.г.т. Северо-Енисейский, 1983; Тагаров А. В., Сергеев А. Л., Баканова Т. В. и др. Отчет о переоценке остаточных запасов золота рудных тел 1, 2 и 3 северо-западного фланга Советского месторождения, оставшихся за контуром действующего карьера. Отчет с подсчетом запасов по состоянию на 01.01.2010 г. Красноярск, 2010).

**Таблица 1. Физико-механические свойства пород месторождения рудного золота Советское**  
**Table 1. Physical and mechanical properties of rocks of the Sovetsky ore gold deposit**

Наименование породы	Предел прочности на сжатие, кг/см <sup>2</sup>	Предел прочности на растяжение, кг/см <sup>2</sup>	Сцепление, кг/см <sup>2</sup>	Угол внутреннего трения, град	Коэффициент крепости по проф. М. М. Протодяконову
Сланцы филлитизированные	770–1260	56–161	63–180	39–55	4–6
Сланцы с прожилками кварца	380–980	36–89	120–212	30–39	5–8
Кварц с вмещающими сланцами	800	–	220	30–41	10–20
Кварц	1075–1890	–	–	43	10–20

Структура рудного поля месторождения определяется совокупностью пликативных и дизъюнктивных деформаций. Помимо крупных нарушений развиты системы трещин, образующие блочность массива.

Рудные тела на месторождении представляют собой серии сближенных, сливающихся, ветвящихся жил и кварцевых тел сложной формы. Эти образования в целом образуют относительно выдержанные по простиранию и падению жильные зоны, мощность которых меняется от нескольких единиц до десятков метров [1], (Богданович В. А. Отчет по геологическому изучению ...; Юшков М. Г., Комлев В. М., Кругликов В. Т. Отчет о геологоразведочных работах ...; Кругликов В. Т., Богомаз В. П., Комлев В. М. и др. Отчет о ревизии ...).

**История освоения месторождения.** На начальных этапах разработки месторождения добычу вели на верхних разрушенных частях жил до глубины 10–15 м открытым и ниже подземным способами. Добытый кварц пережигали на костре, а затем при помощи конных толчей измельчали в деревянных (позднее в чугунных) ступах [2, 3].

После строительства золотоизвлекательной фабрики производительность увеличилась за счет использования бегунных чаш Бельдона. В это время буровые работы и откатку руды вели вручную, в штольнях руду возили тачками. Из штолен руду сваливали в отвалы, а потом доставляли на фабрику, расположенную в километре от шахты. В 1908 г. на фабрике переработано 416 т руды с содержанием золота до 41,8 г/т.

К 1917 г. работа на предприятии велась круглогодично, это привело к образованию в непосредственной близости от рудника рабочего поселка, который в дальнейшем стал районным центром – это пгт. Северо-Енисейский. В 1919 г. Авернировский рудник был национализирован, весной 1921 г. остановлен и законсер-

вирован, а уже в декабре 1922 г. вновь введен в эксплуатацию, но уже под названием Советский рудник, а близлежащий поселок получил название Соврудник [2]. С 1920 г. были увеличены объемы добычи за счет активного промышленного строительства, ввода в эксплуатацию мощной электростанции, модернизации фабрики и использования новой техники. Среднегодовые объемы добычи к 1928 г. составляли 350 кг золота, объемы добычи и переработки руды достигали значения 165 т/сут [2].

В 1937 г. запущен в эксплуатацию экскаватор «Везер Хунте», началось внедрение многозабойного и многоперфораторного бурения, осваивалась магазинная система разработок. В 1940 г. при среднем содержании золота в руде 6,9 г/т были добыты рекордные 1168 кг золота. В годы Великой Отечественной войны предприятие продолжало добывать золото, несущественно меняя темпы добычи [2, 4–6], (*Проектная документация. Технический проект разработки остаточных запасов золота рудных тел 1, 2 и 3 Северо-Западного фланга Советского месторождения. Красноярск, 2023.*).

В послевоенное время на предприятии «Соврудник» произошло техническое перевооружение. На смену ручной и конной откатке в шахты пришли электровозы. На золотоизвлекательной фабрике (ЗИФ) смонтированы и введены в эксплуатацию шаровая мельница и две шестиметровые флотомашинны [2].

В 1968 г. начали строительство стволов на двух новых шахтах («Вентиляционная» и «Капитальная»), к 1972 г. проходку завершили и начали их армирование. Новый шахтный комплекс значительно превосходил в масштабах старую шахту. Электровозную откатку заменил скиповый подъем руды в верхние приемные бункеры фабрики. В этом же году был сооружен копер высотой 57 м.

В 1976 г. на шахте появились погрузочно-доставочные машины и новые буровые станки. После реконструкции шахта считалась одной из лучших по оснащенности и условиям труда в отрасли. Производительность шахты по добыче руды к 1981 г. достигала 1500 т/сут. 4 ноября 1981 г. из шахты «Капитальная» поднят первый скип, руда подана в бункер новой фабрики. К 1986 г. фабрика вышла на проектный объем переработки руды – 500 тыс. т, за год на ЗИФ «Советская» было извлечено 1088 кг золота [2].

В июле 1997 г. издан приказ № 178 «Об организации работ по консервации шахты «Советская». Осенью 1997 г., в год 90-летия рудника, отключены шахтовые дренажные насосы, шахта была затоплена.

В 1999 г. работы на месторождении прекращены в связи с банкротством Северо-Енисейского ГОКа. Так как предприятие по добыче золота имело градообразующий статус в Северо-Енисейском районе, было принято решение о воссоздании на базе бывшей фабрики и шахты «Советская» производства, правопреемником которого стало предприятие ООО «Соврудник». Поскольку шахта оказалась безвозвратно потеряна, фабрика была переориентирована на переработку руды с карьеров, разрабатывающих небольшие месторождения.

В 2002–2003 гг. изучалась возможность повторной разработки месторождения Советское, и в 2003 г. компания получила лицензию на разработку верхних горизонтов северо-западного фланга месторождения открытым способом.

В 2009 г. выполнена укрупненная оценка освоения оставшихся запасов. В результате сырьевая база по месторождению Советское увеличилась более чем на 9,5 т золота. В карьере разработана и опробована технология ведения горных работ, которая предусматривает эксплуатационную разведку всей рудной зоны по каждому горизонту и последующую отработку рудной зоны уступами малой высоты при валовом взрывании руды.

В 2010 г. выполнена переоценка запасов и подготовлен проект разработки месторождения Советское открытым способом. В период с 2010 по 2015 г. среднегодовая добыча золота составляла 940 кг. С 2016 г. объемы добычи из года в год существенно разнились, но работы не останавливались.

В 2023 г. разработка остаточных запасов на Северо-Западном фланге Советского месторождения продолжается, балансовые запасы руды категории  $C_1 + C_2$  по состоянию на 01.01.2023 г. составляют 1235 тыс. т, золота – 4528 кг. Помимо золота, в карьере добывают пустую породу для возведения хвостохранилищ, трасс пульповодов и дамб (Тагаров А. В., Сергеев А. Л., Баканова Т. В. и др. *Отчет о переоценке ...*).

Временная динамика объемов добычи руды и содержания в ней золота при разработке месторождения Советское представлена на рис. 1.

**Технология разработки Советского месторождения.** Подземная разработка до 1939 г. велась потолкоуступным способом, с 1939 г. применялась система с магазинированием руды, а с 1942 г. – система горизонтальных и наклонных слоев с закладкой. Основной объем подземной разработки был закончен к 1948 г., в 1948–1953 и 1960–1963 гг. работы велись на небольших локальных участках и в небольших объемах [2], (Кругликов В. Т., Богомаз В. П., Комлев В. М. и др. *Отчет о ревизии ...*).

Степень отработанности отдельных участков и блоков крайне неравномерная и изменяется от нуля до 70–80 %, средняя отработанность участка карьера составляет 17,4 %. На долю открытого способа приходится 27,7 % отработанного объема, на долю подземного способа разработки – 72,3 % (Кругликов В. Т., Богомаз В. П., Комлев В. М. и др. *Отчет о ревизии ...*).

Основной объем подземной разработки (65,8 %) приходится на потолкоуступную (шорную) систему. Крепление выработок этой системы производилось сплошными дверными окладами. Полной закладки пустот не проводилось. Частично (10–20 %) пустоты заполнялись отсортированной породой и бросовым деревом в виде костров. Под влиянием горного давления выработки этой системы значительно деформировались. Точный подсчет имеющихся пустот в настоящее время произвести невозможно. По имеющимся данным, с учетом частичной закладки выработанного пространства и заполнения породой от обрушений, они составляют 23–30 % от вынуженного объема.

На систему разработки горизонтальными слоями с закладкой отработанного пространства приходится около 16,0 % всей подземной добычи. Основной объем камер пройден на горизонтах 70, 95 и 120 м. Камеры закладывались горной массой из проходческих выработок и отсортированной породой. Количество оставшихся пустот, исходя из практики работ, составляет 7–10 % от отбитого объема горной массы.

На долю системы разработки с магазинированием приходится 18,2 % от общего объема подземной добычи. Документальных сведений о закладке пустот при этой системе не имеется. Наблюдениями установлено наличие пустот по значительному количеству выработок – магазинов, что подтверждается провалами поверхности. Общее количество пустот от системы магазинирования составляет 60–70 % от всего объема отбитой массы (Кругликов В. Т., Богомаз В. П., Комлев В. М. и др. *Отчет о ревизии ...*).

С 1999 г. разработка запасов месторождения ведется открытым способом, порядок разработки карьера принят как нисходящий, поуступный. Система разработки по классификации В. В. Ржевского – углубочная продольная двухбортовая (УДД). Подготовка горной массы к выемке, из-за высокой крепости полезного ископаемого и вмещающих пород, выполняется посредством буро-

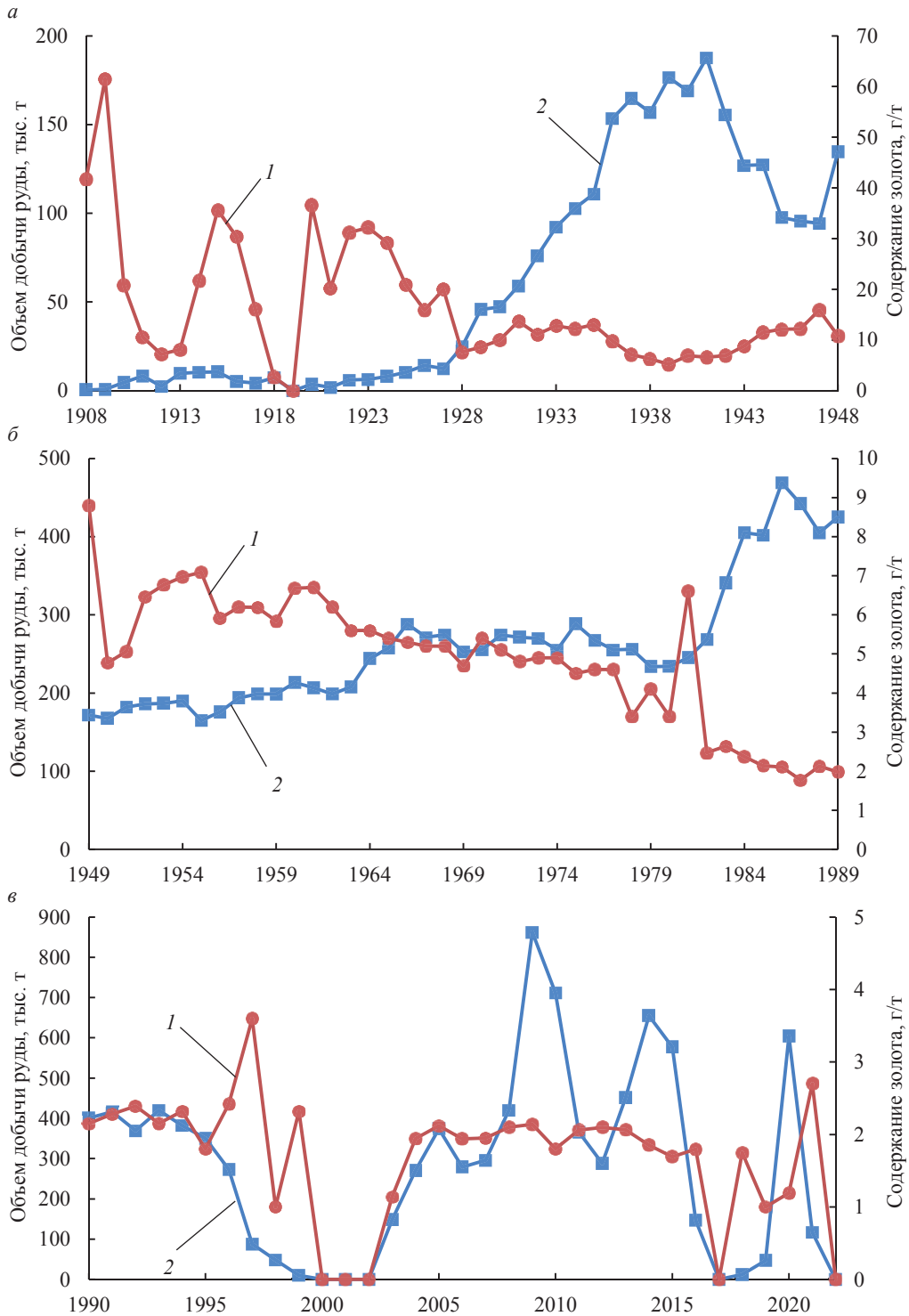


Рисунок 1. Временная динамика годовых объемов добычи руды – 1 и среднего содержания золота в ней – 2 при разработке месторождения Советское: а – с 1908 по 1948 г.; б – с 1949 по 1989 г.; в – с 1990 по 2022 г.

Figure 1. Temporal dynamics of annual ore production – 1 and the average gold content – 2 during the Sovetskye deposit development: а – from 1908 to 1948; б – from 1949 to 1989; в – from 1990 to 2022

взрывных работ (БВР). Высота вскрышного уступа составляет 5 м. Высота добычного уступа принята равной 5 м. Постановка уступов в конечное положение производится исходя из инженерно-геологических условий месторождения (геологического строения, физико-механических свойств пород и контактов), высота откоса составляет 10 м при угле  $60^\circ$  (Тагаров А. В., Сергеев А. Л., Баканова Т. В. и др. Отчет о переоценке ...).

Вскрышные породы размещаются во внешние отвалы и частично используются для строительства дамбы хвостохранилища и подъездных автодорог.

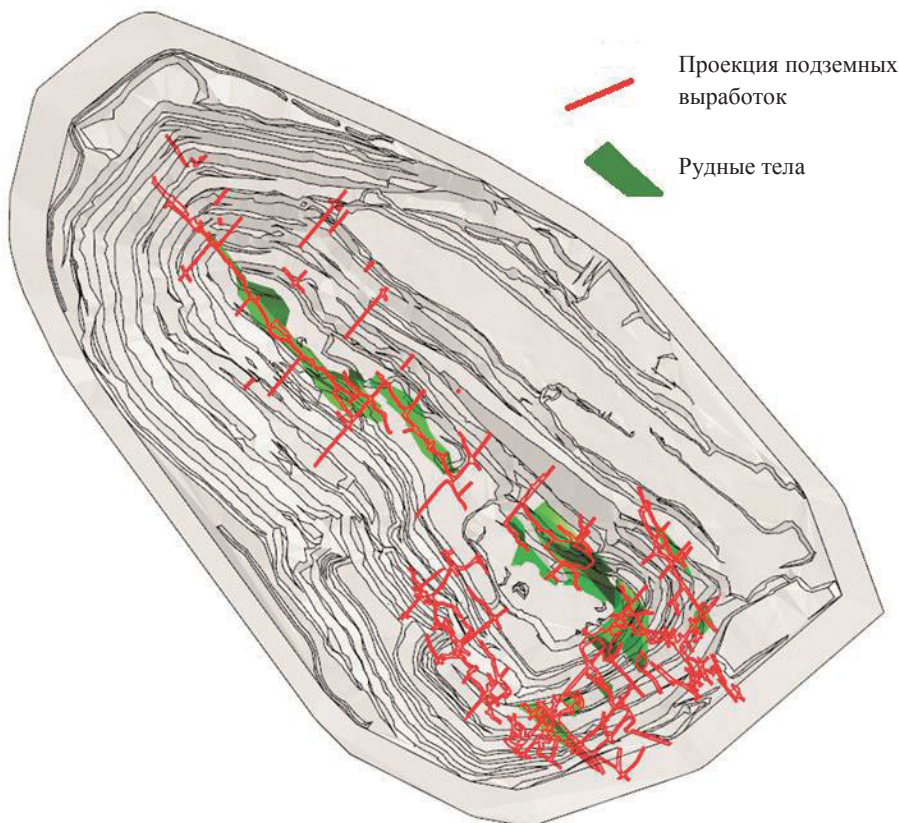


Рисунок 2. Расположение подземных горных выработок при разработке северо-западного фланга месторождения Советское открытым способом

Figure 2. Location of underground mine workings when opencasting the north-western flank of the Sovetsky deposit

Особенностью доработки Советского месторождения открытым способом является пораженность месторождения подземными выработками, пройденными в прошлом столетии. При ведении горных работ по доработке остаточных запасов основными явлениями, представляющими опасность, являются локальные провалы, оседания массива и обрушения. Пораженность горного массива по данным 1980 г. оценивалась в 25,4 %. Ориентировочное расположение подземных выработок в карьерном поле показано на рис. 2. Причем отсутствуют достоверные сведения о характере их заполнения и сохранности. Данное обстоятельство удорожает буровзрывные работы из-за потери скважин, увеличения выхода негабаритов и т. п. В отдельных случаях подземные выработки становятся причинами деформаций откосов, которые невозможно спрогнозировать.

В свою очередь близость карьера к селитебной территории и аэропорту предопределяет ограничение параметров буровзрывных работ для снижения сейсмического и ударного действия взрыва, уменьшения выброса вредных веществ, пыли и разлета кусков породы.

С учетом факторов, определяющих условия разработки Северо-Западного фланга месторождения Советское, карьер, расположенный вблизи селитебных территорий, в геологическом отношении относится к участкам средней сложности. А пораженность массива карьера подземными выработками позволяет отнести его к сложным и даже особо сложным объектам разработки.

Для обеспечения экологической безопасности и экономической эффективности разработки таких объектов потребуются специальные технологии буровзрывных работ или использование машин, обеспечивающих разрушение породы посредством механического воздействия. Например, в качестве таких машин можно использовать гидромолоты, фрезерные и дисковые комбайны, механизмы послыйного фрезерования, канатные пилы и т. п. [9, 10].

В определенных условиях скорость и объем горных работ, выполняемых с помощью карьерных комбайнов, сопоставимы с традиционной технологией ведения открытых работ на скальных массивах – взрывное рыхление с экскаваторной погрузкой [7]. Производительность современных комбайнов в зависимости от типа грунта может варьироваться от 40 до 200 т/ч [8].

**Заключение.** Наличие остаточных запасов руды, а также удобное расположение карьера для использования пустой породы при строительстве дорог и сооружений определяют перспективность дальнейшей эксплуатации Советского месторождения.

В свою очередь пораженность рабочей зоны карьера подземными горными выработками с неопределенным состоянием, ограниченность ведения взрывных работ и приуроченность к селитебной территории определяют весьма сложные условия разработки месторождения.

Прогрессивным направлением в совершенствовании технологии ведения горных работ на Северо-Западном фланге месторождения Советское является внедрение безвзрывной технологии выемки скальных и полускальных пород.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Масловский А. П., Пискорский Н. П., Gary Bay, Рябов Д. Б. Золото-кварц-турмалиновое оруденение в протерозойских зеленокаменных поясах. URL: <https://zolotodb.ru/article/12569> (дата обращения: 02.09.2023).
2. История золотодобычи. Золотое сердце Сибири. URL: <https://sovruudnik.ru/история/> (дата обращения: 17.08.2023).
3. Месторождение золота Советское. URL: <https://zolotodb.ru/article/11773> (дата обращения: 14.08.2023).
4. Через тернии к золоту. URL: <https://www.krsk.kp.ru/daily/28307/4447637/> (дата обращения: 02.08.2023).
5. Маркович М. В «слезах солнца». Как люди живут в Северо-Енисейске – столице золота // Аргументы и факты на Енисее. URL: [https://krsk.aif.ru/society/zhivushchie\\_v\\_slezah\\_solnca\\_v\\_severoeniseyske\\_dobyli\\_million\\_tonn\\_zolota](https://krsk.aif.ru/society/zhivushchie_v_slezah_solnca_v_severoeniseyske_dobyli_million_tonn_zolota) (дата обращения: 17.08.2023).
6. Ульянова Е. На приисках и в шахте // Новости Красноярского края. URL: <https://gnkk.ru/articles/pa-priiskakh-i-v-shakhte/> (дата обращения: 13.08.2023).
7. Ульянова Е. Фронт ждал ценный металл. Как жители Красноярского края добывали руду и золото в военные годы // Новости Красноярского края. URL: <https://gnkk.ru/articles/front-zhdal-cennyy-metall/> (дата обращения: 30.07.2023).
8. Кузнецов В. И., Маттис А. Р., Ташкинов А. С., Курехин Е. В. Безвзрывная технология разработки угольных месторождений: реалии и перспективы // Современное горное дело: образование, наука, промышленность: симп. памяти академика В. В. Ржевского. 1996. С. 107–110.
9. Назаров З. С., Ермекбаев У. Б. Применение фрезерных комбайнов на добычных месторождениях // Экономика и социум. 2023. № 2(105). С. 934–939.
10. Мороз Д. Р. Совершенствование технологических схем применения машин послыйного фрезерования при ведении открытых горных работ // Проблемы недропользования. 2018. № 2. С. 75–81.

Поступила в редакцию 26 ноября 2023 года

## Сведения об авторах:

**Гришин Арсений Александрович** – аспирант кафедры открытых горных работ Сибирского федерального университета. E-mail: arseniy.grishin.2012@mail.ru; <https://orcid.org/0009-0004-1126-1596>  
**Косолапов Александр Иннокентьевич** – доктор технических наук, профессор кафедры открытых горных работ Сибирского федерального университета. E-mail: akosolapov@sfu-kras.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-111-119

**History, problems and future development of the Sovetsky gold ore deposit****Arsenii A. Grishin<sup>1</sup>, Aleksandr I. Kosolapov<sup>1</sup>**<sup>1</sup> Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia.**Abstract**

*The article considers the Sovetsky gold ore deposit conditions, engineering and present-day cleaning-up features. The deposit is located in the Severo-Yeniseysky district of Krasnoyarsk Krai and borders with an urban-type settlement of Severo-Yeniseysky. The history of gold mining in the Severo-Yeniseysky district goes back more than 200 years and strongly reflects political and economic collisions in Russia. Gold mining began with muscular work, large mines were developed with the discovery of bedrock deposits and advances in technological. The deposit was discovered in 1905 as a result gold nuggets detection in quartz boulders on the banks of the Bezmyyanka River. The permission for development of the deposit was granted in 1906, and in 1908 registered gold mining began at the Avenirovsky mine that was renamed the Sovetsky mine, and even later named as the north-western flank of the Sovetsky deposit. The deposit's geological structure includes hard rocks which require drilling and blasting for crushing. The Sovetsky deposit has been developed since the beginning of the 20th century by a combination of open-pit and underground mining methods. Only open-pit mining is currently carried out. The proximity of the mine workings to the residential area limits imposes constraints on blasting and application of powerful mining transportation equipment. Moreover, the lack of information about the position and condition of underground workings complicate mining operations and the open pit slopes stability.*

**Keywords:** Severo-Yeniseysky district; mine; open pit; Sovetsky deposit; ore gold; mining; residential area; history.

## REFERENCES

1. Maslovskii A. P., Piskorskii N. P., Gary Bay, Riabov D. B. *Gold-quartz-tourmaline mineralization in proterozoic greenstone belt*. (In Russ.) Available from: <https://zolotodb.ru/article/12569> [Accessed 02 September 2023].
2. History of gold mining. *Golden heart of Siberia*. (In Russ.) Available from: <https://sovрудnik.ru/история> [Accessed 17 August 2023].
3. *The Sovetsky gold deposit*. (In Russ.) Available from: <https://zolotodb.ru/article/11773> [Accessed 17 August 2023].
4. *Through hardships to gold*. (In Russ.) Available from: <https://www.krsk.kp.ru/daily/28307/4447637> [Accessed 02 August 2023].
5. Markovich M. In the “tears of the sun”. How people live in Severo-Yeniseysk – the capital of gold. *Argumenty i fakty na Enisee*. 2020; 31. (In Russ.) Available from: [https://krsk.aif.ru/society/zhivushchie\\_v\\_slezah\\_solnca\\_v\\_severo-eniseyske\\_dobili\\_million\\_tonn\\_zolota](https://krsk.aif.ru/society/zhivushchie_v_slezah_solnca_v_severo-eniseyske_dobili_million_tonn_zolota) [Accessed 17 August 2023].
6. Ulianova E. On the placers and in the mine. *News of Krasnoyarsk Krai*. (In Russ.) Available from: <https://gnkk.ru/articles/na-priiskakh-i-v-shakhte> [Accessed 13 August 2023].
7. Ulianova E. The front was waiting for valuable metal. How the residents of Krasnoyarsk Krai mined ore and gold in during war. *News of Krasnoyarsk Krai*. (In Russ.) Available from: <https://gnkk.ru/articles/front-zhdal-cennyi-metall> [Accessed 30 July 2023].
8. Kuznetsov V. I., Mattis A. R., Kuryokhin E. V. Blastless technology of coal deposits development: facts and prospects. In: *Modern Mining: Education, Science, and Industry: symposium dedicated to the memory of Academician V. V. Rzhevskii, 1996*. P. 107–110. (In Russ.)



9. Nazarov Z. S., Ermekbaev U. B. Use of milling combines in mining fields. *Ekonomika i sotsium = Economy and Society*. 2023; 2(105): 934–939. (In Russ.)

10. Moroz D. R. Improvement of technological schemes in application of machines of layerwise milling by operation at open pit mining works. *Problemy nedropolzovaniia = Problems of Subsoil Use*. 2018; 2: 75–81. (In Russ.)

Received 26 November 2023

#### Information about the authors:

**Arsenii A. Grishin** – PhD student, the Department of Opencast Mining, Siberian Federal University. E-mail: arseniy.grishin.2012@mail.ru; <https://orcid.org/0009-0004-1126-1596>

**Aleksandr I. Kosolapov** – DSc (Engineering), professor of the Department of Opencast Mining, Siberian Federal University. E-mail: akosolapov@sfu-kras.ru

**Для цитирования:** Гришин А. А., Косолапов А. И. История освоения, перспективы и проблемы разработки золоторудного месторождения Советское // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 111–119. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-111-119

**For citation:** Grishin A. A., Kosolapov A. I. History, problems and future development of the Sovetsky gold ore deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 111–119 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-111-119

**В журнале публикуются статьи по следующим группам специальностей научных работников**

**2.3. Информационные технологии и телекоммуникации**

2.3.3. Автоматизация и управление технологическими процессами и производствами

2.3.7. Компьютерное моделирование и автоматизация проектирования

**2.5. Машиностроение**

2.5.2. Машиноведение

2.5.3. Трение и износ в машинах

2.5.5. Технология и оборудование механической и физико-технической обработки

2.5.6. Технология машиностроения

2.5.10. Гидравлические машины, вакуумная, компрессорная техника, гидро- и пневмосистемы

2.5.11. Наземные транспортно-технологические средства и комплексы

2.5.22. Управление качеством продукции. Стандартизация. Организация производства

**2.8. Недропользование и горные науки**

2.8.1. Технология и техника геологоразведочных работ

2.8.3. Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр

2.8.6. Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика

2.8.7. Теоретические основы проектирования горнотехнических систем

2.8.8. Геотехнология, горные машины

2.8.9. Обогащение полезных ископаемых

2.8.10. Охрана труда, промышленная безопасность, безопасность в чрезвычайных ситуациях (недропользование)

---

---

**Р е д а к ц и я**  
Главный редактор Н. Г. Валиев  
Зам. главного редактора Ю. И. Лель, А. А. Зайкова  
Ответственный секретарь Н. В. Георгиева  
Редакторы А. А. Зайкова, А. В. Морозова  
М. О. Горбова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

---

**Подп. в печать 10.04.2024. Дата выхода в свет 20.04.2024**  
**Формат 70 × 108 1/16. Печать офсетная**  
**7,5 усл. печ. л., 7,0 уч.-изд. л. Тираж 120 экз. Заказ 7848**  
**Цена свободная**

**Издатель ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»**  
**620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30**

**Редакция «Известия вузов. Горный журнал»**  
**г. Екатеринбург, пер. Университетский, 7, к. 4101**  
**тел. (факс) (343) 257-65-59, (343) 283-04-29**  
**E-mail: gornij\_journal@ursmu.ru; journal@m.ursmu.ru**  
**<http://www.mining-science.ru>**

**Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»**  
**620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2**

[www.mining-science.ru](http://www.mining-science.ru)

**ISSN 0536-1028**

**Известия высших учебных заведений.**

**Горный журнал. 2024. № 2**