

ISSN 0536-1028

**IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII  
GORNYI ZHURNAL**  
**ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ**

# **ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ**

**7  
2019**



Журнал распространяется по подписке Агентством «Роспечать», подписной индекс 70367.

Журнал включен в Российский индекс научного цитирования (РИНЦ), индексируется агрегатором научных ресурсов EBSCO Publishing, а также Международной базой изданий по наукам о Земле Georef.

Сведения о журнале публикуются в Международной справочной системе по периодическим и продолжающимся изданиям «Ulrich's Periodicals Directory».

Включен в реферативный журнал и базы данных ВИНИТИ РАН.

Электронные выпуски журнала размещены на порталах  
Научной электронной библиотеки eLIBRARY.ru (<http://elibrary.ru>),  
компании «ИВИС» (<http://ivis.ru>)  
и поисковой системы Google Scholar ([scholar.google.com](http://scholar.google.com)).

Журнал доступен в электронно-библиотечной системе издательства «Лань»  
(<http://e.lanbook.com>)  
и электронно-библиотечной системе IPRbooks (<http://www.iprbookshop.ru>).

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)

В журнале публикуются статьи по следующим группам специальностей научных работников:

05.05.04 – Дорожные строительные и подъемно-транспортные машины (технические науки), 05.05.06 – Горные машины (технические науки), 08.00.05 – Экономика и управление народным хозяйством (по отраслям и сферам деятельности) (экономические науки), 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых (технические науки), 25.00.15 – Технология бурения и освоения скважин (технические науки), 25.00.16 – Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр (технические науки), 25.00.17 – Разработка и эксплуатация нефтяных и газовых месторождений (технические науки), 25.00.18 – Технология освоения морских месторождений полезных ископаемых (технические науки), 25.00.20 – Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика (технические науки), 25.00.21 – Теоретические основы проектирования горнотехнических систем (технические науки), 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная) (технические науки), 25.00.35 – Геоинформатика (технические науки), 25.00.36 – Геоэкология (по отраслям) (технические науки)

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

*Научно-технический журнал. Издается с 1958 года*

**Выходит 8 раз в год**

**№ 7, 2019**

---

**Учредитель и издатель**

**УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

**Главный редактор**

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

**Заместитель главного редактора**

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

**Редакционная коллегия**

**Валиев Н. Г. Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург**

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

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

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

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

**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**

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

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

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

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

**Махно Д. Е. Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск**

**Мочалова Л. А. 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**

**Пучков Л. А. Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва**

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

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

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

**Шевченко Л. А. Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово**

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

**Иностранные члены редакционной коллегии**

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

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

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

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

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

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

# **IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII GORNYI ZHURNAL**

*Scientific and technical journal. First published in 1958*

**8 issues a year**

**No. 7, 2019**

---

**Founder and publisher**

**URAL STATE MINING UNIVERSITY**

**Editor-in-chief**

**E. F. TSYPIN, Ural State Mining University, Ekaterinburg**

**Deputy editor-in-chief**

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

## **Editorial board**

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

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

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

**Zelinskaya E. V.** *National Research Irkutsk State Technical University, Irkutsk*

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

**Kalmykov V. N.** *Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov, Magnitogorsk*

**Kartoziia 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*

**Kosarev N. P.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Kosolapov A. I.** *Siberian Federal University, Krasnoyarsk*

**Lapin E. S.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Litvinenko V. S.** *St. Petersburg Mining University, St. Petersburg*

**Makhno D. E.** *National Research Irkutsk State Technical University, Irkutsk*

**Mochalova L. A.** *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*

**Puchkov L. A.** *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*

**Rylnikova M. V.** *Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, RAS, Moscow*

**Semin A. N.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Strovs'kii V. E.** *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

**Shevchenko L. A.** *Kuzbass State Technical University, Kemerovo*

**Iakovlev V. L.** *Institute of Mining of the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg*

## **International members**

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

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

**Drebenshtedt K.** *TU Bergakademie Freiberg, Freiberg, Germany*

**Pivniak G. G.** *National TU Dnipro Polytechnic, Dnepropetrovsk, Ukraine*

**Topalov S. I.** *University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", Sofia, Bulgaria*

**Trybalski K.** *Scientific and Technical University named after S. Staszic, Krakow, Poland*

---

---

## СОДЕРЖАНИЕ

### ГЕОТЕХНОЛОГИЯ: ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ, СТРОИТЕЛЬНАЯ

<i>Волков Е. П., Анушенков А. Н.</i> Разработка технологии закладки горных выработок твердеющими смесями на основе хвостов обогащения (In English).....	5
<i>Лель Ю. И., Исаков С. В., Мусихина О. В., Костин А. Л., Ганиев Р. С.</i> Оценка эффективности реконструкции и перспектив развития циклично-поточной технологии горных работ на Бачатском угольном разрезе.....	14
<i>Багаев В. К., Бойков И. С., Валиев Н. Г., Здоровец И. Л.</i> Оценка попутной концентрации тяжелых минералов при гидротранспорте пульпы в трубопроводе .....	25
<i>Малиновский Е. Г., Ахпашев Б. А., Голованов А. И., Гильдеев А. М.</i> Сравнение результатов физического моделирования и натурного эксперимента по торцевому выпуску руды при системе этажного принудительного обрушения для пологих залежей .....	34
<i>Вохмин С. А., Курчин Г. С., Майоров Е. С., Кирсанов А. К., Костылев С. С.</i> Технологии крепления горных выработок глубоких горизонтов Октябрьского месторождения.....	45
<i>Гевало К. В.</i> Обзор технологии скважинной гидродобычи для разработки глубокозалегающих, погребенных и обводненных россыпных месторождений .....	53
<i>Аленичев В. М.</i> О возможности импортозамещения абразива при гидроабразивном резании .....	60

### ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

<i>Черданцев Н. В.</i> Построение решения задачи о состоянии угольного пласта методами механики сыпучей среды (In English) .....	68
<i>Потапчук М. И., Рассказов И. Ю., Корнеева С. И., Ломов М. А.</i> Оценка влияния параметров внутреннего отвалообразования на геомеханическое состояние подземной отработки месторождения «Восток-2» .....	77
<i>Харисов Т. Ф., Панжин А. А., Харисова О. Д.</i> О проблемах экспресс-метода определения прочности горных пород.....	86

### МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО, ГЕОДЕЗИЯ И КАДАСТР

<i>Балтиева А. А., Шамганова Л. С., Абдыкаримова Г. Б., Панжин А. А.</i> Существующие системы мониторинга и необходимость обновления нормативно-методологической базы для обеспечения безопасности горных работ на карьерах .....	92
---	----

### ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

<i>Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А., Елизаров Д. Б.</i> Технологические аспекты предварительной концентрации руд с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации (In English) .....	101
<i>Алешин Д. С., Халезов Б. Д., Краиценинин А. Г.</i> Сырьевая база молибдена.....	113

### ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ

<i>Подкорытов В. Н., Мочалова Л. А.</i> Анализ влияния сырьевых цен на возможность управления рыночной капитализацией компаний нефтегазодобывающего сектора .....	122
---	-----

### ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

<i>Телиман И. В.</i> Обоснование конструктивных и режимных параметров рычажно-гидравлических механизмов карьерного гидравлического экскаватора .....	132
--	-----

---

---

## CONTENTS

### GEOTECHNOLOGY: UNDERGROUND, OPEN, CONSTRUCTIONAL

<i>Volkov E. P., Anushenkov A. N.</i> Developing the technology of mine stowing with processing tailings based hardening blends (In English) .....	5
<i>Lel Iu. I., Isakov S. V., Musikhina O. V., Kostin A. L., Ganiev R. S.</i> Estimating the efficiency of reconstruction and the prospects of developing cyclic-flow technology of mining at Bachatsky coal mine.....	14
<i>Bagazeev V. K., Boikov I. S., Valiev N. G., Zdorovets I. L.</i> Heavy minerals secondary processing estimation at pulp hydrotransport in the pipeline.....	25
<i>Malinovskii E. G., Akhpashev B. A., Golovanov A. I., Gildeev A. M.</i> Comparing the results of physical modeling and full-scale experiment on ore face draw in the system of block caving for flat deposits .....	34
<i>Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Maiorov E. S., Kirsanov A. K., Kostylev S. S.</i> An overview of deep horizons excavation lining technologies at Oktyabrsky deposit .....	45
<i>Gevalo K. V.</i> The review of the hydraulic borehole mining technology for development of deep-seated buried and watered placer deposits.....	53
<i>Alenichev V. M.</i> On the possibility of water jet cutting abrasive import substitution.....	60

### GEOMECHANICS. DESTRUCTION OF ROCKS

<i>Cherdantsev N. V.</i> Framing the solution to the problem of coal seam state by the methods of the mechanics of granular materials (In English) .....	68
<i>Potapchuk M. I., Rasskazov I. Yu., Korneeva S. I., Lomov M. A.</i> Evaluation of internal dumping impact on the geomechanical state of Vostok-2 deposit underground mining.....	77
<i>Kharisov T. F., Panzhin A. A., Kharisova O. D.</i> Some problems of the express method of rock strength determination .....	86

### MINE SURVEYING, GEODESY AND CADASTRE

<i>Baltieva A. A., Shamganova L. S., Abdykarimova G. B., Panzhin A. A.</i> Existing monitoring systems and the need to update the regulatory and methodological framework to ensure the safety of open pit mining .....	92
---	----

### MINERAL PROCESSING

<i>Tsyplin E. F., Ovchinnikova T. Yu., Efremova T. A., Elizarov D. B.</i> Technological aspects of ore preconcentration with X-ray fluorescence separation (In English) .....	101
<i>Aleshin D. S., Khalezov B. D., Krasheninin A. G.</i> Molybdenum mineral base .....	113

### ECONOMICS AND MINING PRODUCTION CONTROL

<i>Podkorytov V. N., Mochalova L. A.</i> Analysis of commodity prices impact on the manageability of market capitalization of an oil and gas company .....	122
--	-----

### ROCK GEOMECHANICS. MINING MACHINERY AND TRANSPORT

<i>Teliman I. V.</i> Rationale for pit hydraulic excavator design and operating parameters-lever hydraulic mechanisms.....	132
--	-----

# ГЕОТЕХНОЛОГИЯ: ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ, СТРОИТЕЛЬНАЯ

---

---

УДК 622.273.21

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-5-13

## Developing the technology of mine stowing with processing tailings based hardening blends

Evgenii P. Volkov<sup>1\*</sup>, Aleksandr N. Anushenkov<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia

\*e-mail: volkoff2@yandex.ru

### Abstract

**Introduction.** Large-scale implementation of mine stowing method is a relevant tendency to improve the technology of underground mining.

**Research aims** to develop and propose an effective technology of mine stowing with processing tailings based hardening blends.

**Research methods** include experimental investigation of mine stowing technology with processing tailing based hardening blends and the determination of basic characteristics of an artificial massif.

**Analysis.** The present work provides the results of research on conventional technologies of hardening blends preparations and the one developed by the authors; the results prove the effectiveness of hydropercussion-cavity activation of solution materials.

**Summary.** The analysis of the stowing manufacturing technologies under investigation has shown the effectiveness of the developed method based on the hydropercussion-cavity treatment of hardening blends materials.

**Key words:** underground mining; stowing; hardening blends; processing tailings; hydropercussion-cavity blending machine.

**Introduction.** Practice and existing literature review [1–3] testify that the use of goaf stowing in definite mining-geological conditions is technically advisable and economically feasible when developing deposits of non-ferrous metal valuable ore, as well as coal and iron-ore deposits. And at the same time, important are the stowing systems for mineral extraction at great depths and in the areas of tectonic disturbances, where protection from rock pressure and rockbursts is impossible without the use of artificial massifs [4–8]. However, expensive cast hardening blends (CHB), manufacture technology and methods of delivering into the goaf restrain their application. Basic elements of cost of stowing are costs for binders.

Transition to low-grade integrated binders, search for some new cost-effective technologies of hardening blends manufacture promote stowing systems in mining practice thus becoming a relevant scientific and practical task.

Stowing prime-cost reduction should be ensured by the development of new technologies of mine stowing with gangue from various manufactures as binders and fillers.

The experience of stowage facilities operation shows that it is the milling technology that has become a frequent practice in hardening blends manufacture [9–11]. The main advantage of mills is their simple construction and maintenance together with high productivity. But they are metal- and power-intensive and distinguished by some functional restrictions in the efficient grinding fineness and finely dispersed

homogenization of mill feed in aqueous media. According to the research, preparation of high-quality stowing blends with the use of fine tailings in ball mills does not make it possible to apply their complete fraction. Milling technology of hardening blends

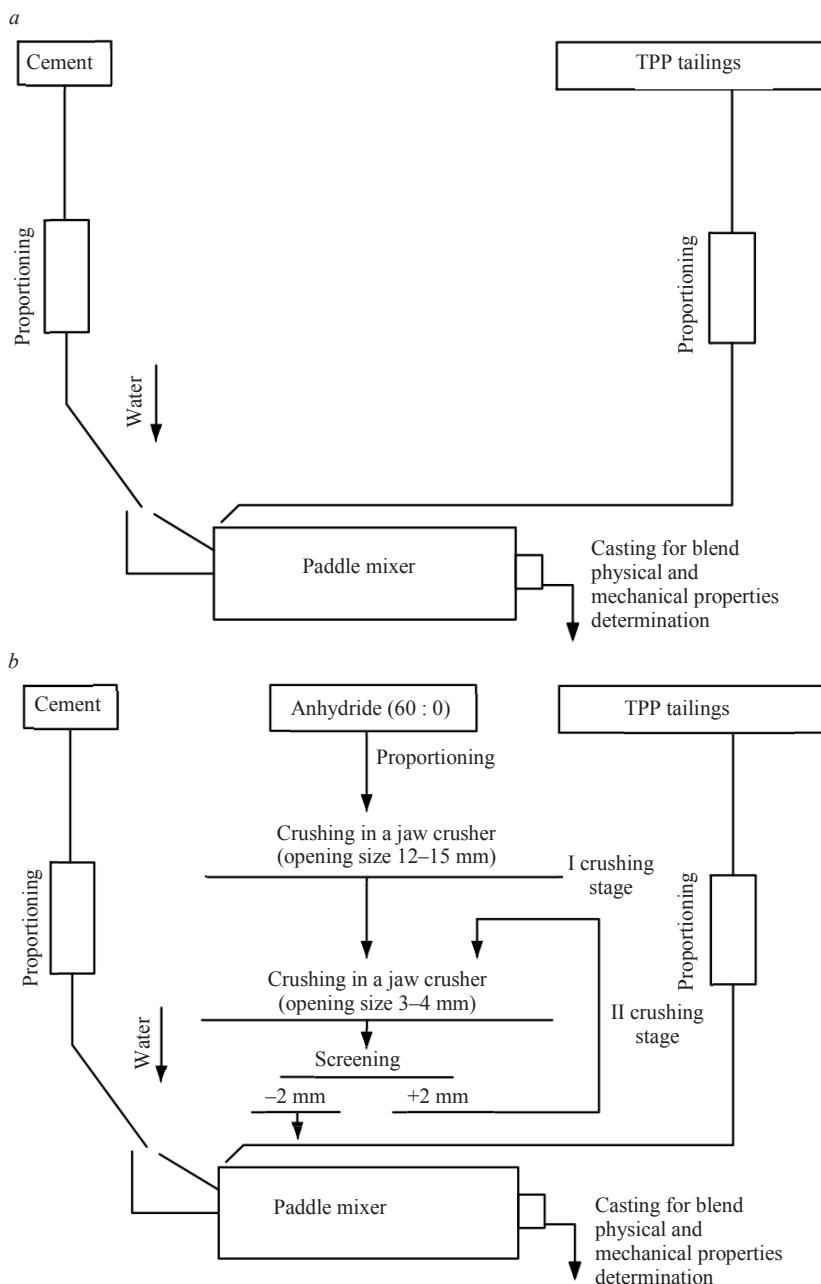


Fig. 1. A diagram of hardening blend preparation with a paddle mixer:

*a* – TC; *b* – ATC

Рис. 1. Схема приготовления твердеющей смеси с использованием лопастного смесителя:  
*a* – ХЦ; *b* – АХЦ

manufacture with the use of processing tailings with less than 30 micrometer fraction content does not provide high quality stirring of components and their homogenization, which results in the reduction of binder properties and its over-expenditure.

**Research methodology.** In order to study various technologies of processing tailings stowing based blends preparation, experimental research of compositions of solid stowing solutions TC (processing tailings and cement) and ATC (anhydride,

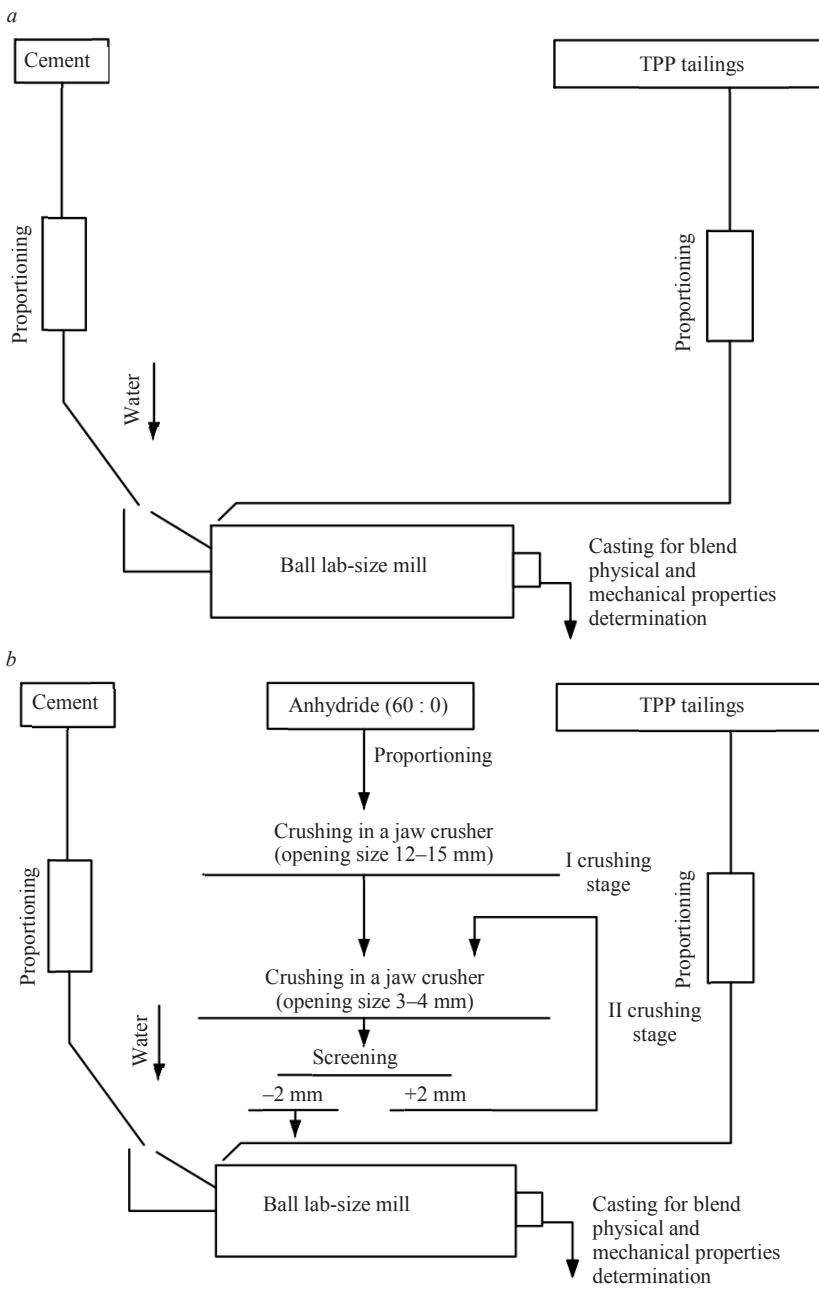


Fig. 2. A diagram of hardening blend preparation with a ball mill:

a – TC; b – ATC

Рис. 2. Схема приготовления твердеющей смеси с использованием шаровой мельницы:  
a – ХЦ; b – АХЦ

processing tailings and cement) prepared with the following two methods: with the use of a paddle mixer (fig. 1, where TPP stands for the Talnakh processing plant) and a ball mill (fig. 2).

**Research results.** Specific consumption of materials, blend density, its fluidity and the strength of samples within the control period of concreting have been determined for all compositions under investigation (table 1, 2).

Results analysis has shown the dependence between the strength and fluidity of stowing compositions and the technology of grinding and homogenization of blend components and made it possible to determine a rational method of preparing CHB in ball mills.

**Table 1. TC compositions with the use of a paddle mixer and a ball mill**

**Таблица 1. Составы ХЦ с использованием лопастного смесителя и шаровой мельницы**

Preparation scheme	Materials consumption			Blend density t/m <sup>3</sup>	Blend fluidity, mm (Suttard)	Density control characteristic, MPa			
	TPP tailings, kg/m <sup>3</sup>	Cement, kg/m <sup>3</sup>	Water, l			3 days	7 days	28 days	90 days
In a paddle mixer	1246	170	500	1.92	206	—	0.30	0.80	1.25
	1183	240	500	1.92	225	0.30	0.55	1.50	2.10
	1112	320	500	1.93	244	0.45	0.85	2.00	3.05
	1039	400	500	1.94	246	0.75	1.35	3.10	4.00
In a ball mill	1246	170	500	1.92	200	—	0.35	0.95	1.50
	1183	240	500	1.92	220	0.30	0.55	1.25	2.00
	1111	320	500	1.93	240	0.60	1.20	2.25	3.30
	1039	400	500	1.94	242	1.50	2.25	3.30	4.70

The main features of CHB manufacture in a ball mill include the fact that during grinding and stirring an active homogeneous part of the blend is formed with increased strength and rheological properties [12].

**Table 2. ATC compositions with the use of a paddle mixer and a ball mill**

**Таблица 2. Составы АХЦ с использованием лопастного смесителя и шаровой мельницы**

Preparation scheme	Materials consumption				Blend density t/m <sup>3</sup>	Blend fluidity, mm (Suttard)	Density control characteristic, MPa			
	Anhydride, kg/m <sup>3</sup>	TPP tailings, kg/m <sup>3</sup>	Cement, kg/m <sup>3</sup>	Water, l			3 days	7 days	28 days	90 days
In a paddle mixer	400	853	170	500	1.92	200	—	0.50	0.70	1.2
	600	657	170	500	1.93	203	—	0.70	1.00	1.8
	600	594	240	500	1.93	220	0.60	0.80	1.50	2.6
	400	718	320	500	1.94	223	0.70	1.00	1.70	2.8
	600	521	320	500	1.94	225	0.70	1.10	1.90	3.2
In a ball mill	400	853	170	500	1.92	195	—	0.60	0.85	1.5
	600	657	170	500	1.93	198	—	0.85	1.30	2.2
	600	594	240	500	1.93	215	0.70	1.05	1.85	3.3
	400	718	320	500	1.94	218	0.85	1.25	2.10	3.5
	600	521	320	500	1.94	220	0.90	1.40	2.35	4.0

CHB manufacture technologies with the use of a paddle mixer and a ball mill make it possible to ensure blend components hydration and crystallization processes development. However, at the same time, low intensity of simultaneous stirring of blend components does not ensure complete homogenization of CHB materials with

the dispersed part of processing tailings, which results in the growth of binder consumption.

In order to provide the homogeneity and intensity of components of CHB compositions under investigation, hydropercussion-cavity machines (HCM) may be efficiently applied in their production.

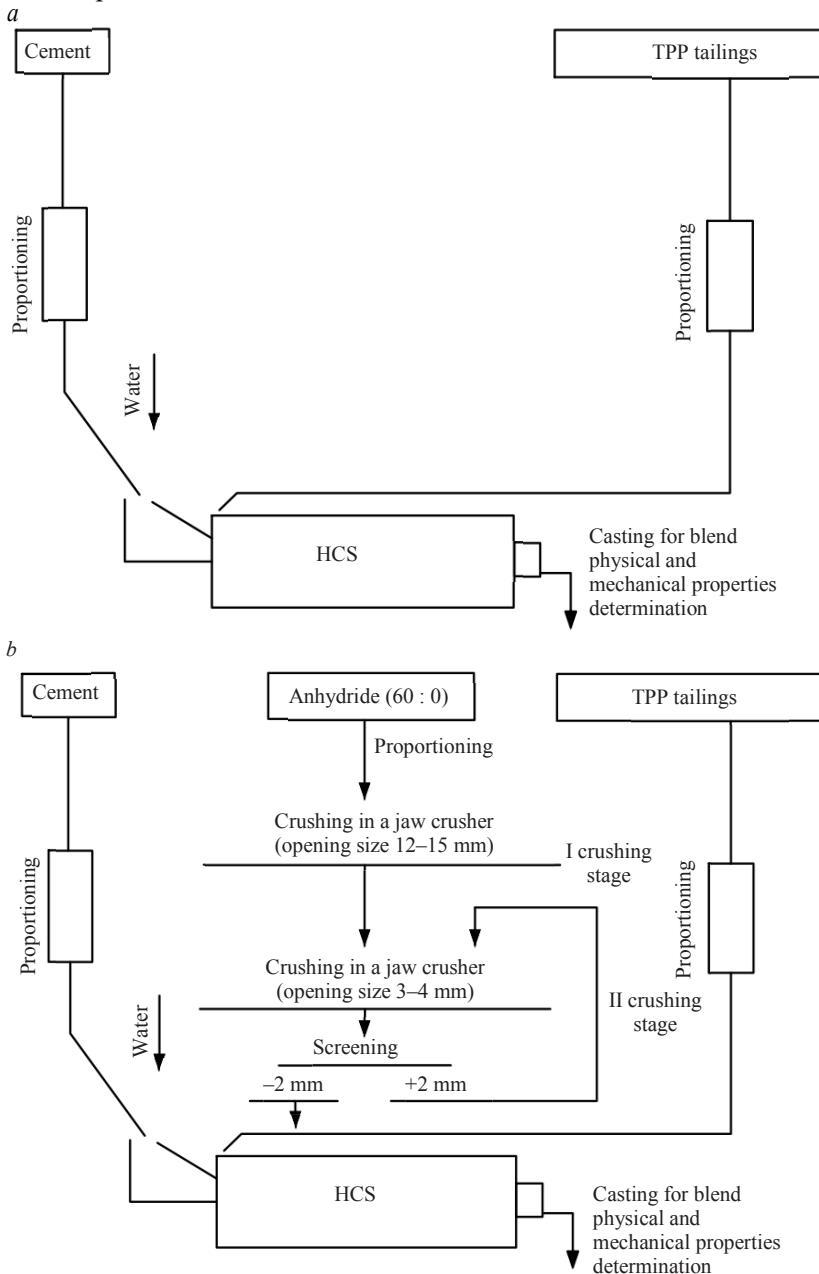


Fig. 3. A diagram of hardening blend preparation with HCS:

*a* – TC; *b* – ATC

Рис. 3. Схема приготовления твердеющей смеси с использованием ГКС:  
*a* – ХЦ; *b* – АХЦ

HCM have currently found industrial application basically in mining industry [13]. The use of HCM promote to a significant economic benefit due to significant intensification of hydromechanical processes by means of reaching the hydropercussion-

cavity mode of the treated blend, reduction of power- and material-intensity, reduced production facilities.

In order to study the impulse hydropercussion-cavity effect on the materials of CHB, hydropercussion-cavity separator (HCS) [14] and the related technology of preparing stowing blend.

Research has been carried out for two compositions of hardening blends TC and ATC according to the developed technology with the use of HCS (fig. 3).

Specific consumption of materials, blend density, its fluidity and strength of samples within the control period of concreting have been determined for the studied compositions (table 3).

**Table 3. Compositions of TC and ATC with the use of HCS**

**Таблица 3. Составы ХЦ и АХЦ с использованием ГКС**

Materials consumption				Density control characteristic, MPa		
Anhydride, kg/m <sup>3</sup>	TPP tailings, kg/m <sup>3</sup>	Cement, kg/m <sup>3</sup>	Water, l	7 days	28 days	90 days
–	1246	170	500	0.5	1.2	2.0
–	1183	240	500	0.7	1.6	2.6
–	1112	320	500	1.6	2.9	4.3
–	1039	400	500	2.9	4.3	6.1
400	853	170	500	0.9	1.6	2.4
600	657	170	500	1.2	2.0	2.9
600	594	240	500	1.4	2.5	3.8
400	718	320	500	1.7	3.0	4.4
600	521	320	500	1.9	3.3	4.7

The obtained results have shown that CHB preparation with the use of hydropercussion-cavity separator allows ensuring high-quality activation and homogenization of stowing compositions.

**Table 4. The distribution of the phases of textural features of CHB with the use of HCS, g/cm<sup>3</sup>**  
**Таблица 4. Распределение фаз структурных образований ЛТС с использованием ГКС, г/см<sup>3</sup>**

Mineral	Formula	TC composition			ATC composition		
		3 days	7 days	28 days	3 days	7 days	28 days
Clinochlore	(Mg, Al, Fe) <sub>6</sub> (Si, Al) <sub>4</sub> O <sub>10</sub> (OH) <sub>8</sub>	9.8	15.5	16.3	6.1	8.6	12.0
Brownmillerite	Ca <sub>2</sub> (Al, Fe) <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	3.9	0.0	0.0	1.4	0.0	0.0
Quartz	SiO <sub>2</sub>	7.8	9.4	14.4	6.1	7.7	11.6
Diopside	CaMgSi <sub>2</sub> O <sub>6</sub>	25.1	36.3	45.9	3.3	9.1	11.1
Gypsum	Ca(SO <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> (H <sub>2</sub> O)	24.0	26.9	34.0	58.3	68.7	71.0
Jarosite	K Fe <sub>3</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> (OH) <sub>6</sub>	6.8	7.2	9.8	6.1	6.8	7.3
Ettringite	Ca <sub>6</sub> Al <sub>2</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>3</sub> (OH) <sub>12</sub> 26H <sub>2</sub> O	13.2	17.5	22.9	15.3	25.3	27.1

X-ray phase ad X-ray structure analysis of crystallization processes on the terms of strength gain has revealed that the compositions of ATC, which harden by means of crystallization of anhydride and new formations within (table 4), in the course of processing tailings and cement and anhydride interaction, gain maximum strength after hydropercussion-cavity treatment (table 1–3).

**Results analysis.** In the course of the research it has been stated that the content of fine fractions in stowing formulations in processing tailings ensure the manifestation of their binding properties and the increased strength gain of the hardening blends when they are treated within the action of hydropercussion-cavity impulses.

Research results testify that the developed technology of processing tailings based CHB manufacture with the use of HCS allows ensuring high intensity of blend finely dispersed components simultaneous stirring, their homogenization and the refreshment of the hydrating surfaces, which result in the improvement of stowing strength and its increased gain.

**Summary.** Based on the research, it has been stated that the samples of stowing blends which have been prepared by the milling method, are generally 20% stronger than the samples prepared with the use of a paddle mixer. At the same time, stowing blend samples, prepared according to the technology with a hydropercussion-cavity machine are generally 30% stronger than the samples prepared with the use of a milling method.

The developed technology of mine stowing [15] thus ensures the improvement of hydrating level and the activation of stowing blends components, which results in the increased activity of CHB components and strength of the artificial massif.

#### REFERENCES

1. Bitimbaev M. Zh., Krupnik L. A., Shaposhnik Iu. N. *Theory and practice of stowing when developing mineral deposits*. Almaty: Daur Publishing; 2012. (In Russ.)
2. Krupnik L. A., Shaposhnik Iu. N., Shaposhnik S. N., Tursunbaeva A. K. Technology of stowing at mining enterprises of Kazakhstan. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2013; 1: 95–105. (In Russ.)
3. Chen G. Y. and Huang W. H. Investigation on blending CFB ash with blast furnace slag as replacement for Portland cement used in concrete binders. *Adv. Mater. Res.* 2013; 723: 623–629.
4. Kroupnik L., Abdykalykova R., Elemenov K., Śladkowski A., Shaposhnik Yu., Shaposhnik S. Combined pipeline transport for hardening filling Mixtures. VIII Int. Conf. "Transport Problems". Catowice, Poland, 2016. P. 258–265.
5. Deng D. Q., Liu L., Yao Z. L., Song K. I., and Lao D. Z. A practice of ultra-fine tailings disposal as filling material in a gold mine. *J. Environ. Manage.* 2017; 196: 100–109.
6. Hu S. G., Lu X. J., Niu H. L. and Jin Z. Q. Research on preparation and properties of backfilling cementation material based on blast furnace slag. *Adv. Mater. Res.* 2011; 158: 189–196.
7. Krupnik L. A., Shaposhnik Iu. N., Shaposhnik S. N. The development of backfilling technology in terms of Novo-Leninogorsky mine planning. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 8: 25–32. (In Russ.)
8. Ke X., Zhou X., Wang X., Wang T., Hou H., and Zhou M. Effect of tailings fineness on the pore structure development of cemented paste backfill. *Constr. Build. Mater.* 2016; 126: 345–350.
9. Grebenkin S. S., Melnik V. V. *Advanced technologies of underground mining of mineral deposits reserves with goaf stowing*. Donetsk: VIK Publishing; 2013. (In Russ.)
10. Nikolaev E. I., Gultiaev V. G., Kozhbanov K. Kh. New technology of preparing hardening blend at Orlovsky mine. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2002; 5: 58–60. (In Russ.)
11. Krupnik L. A., Shaposhnik Iu. N., Shaposhnik S. N. The prospects of stowing transportation to the shaft at mining enterprises in Kazakhstan. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2015; 4: 21–28. (In Russ.)
12. Volkov E. P., Anushenkov A. N., Guzanov P. S., Lytneva A. E. Stowing solutions based on ore processing gangue in the systems of Norilsk industrial region deposits underground mining systems. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2015; 6: 85–87. (In Russ.)
13. Balabyshko A. M. *Rotor devices with flow modulation and their application in the industry*. Moscow: Nedra Publishing; 1992. (In Russ.)
14. Volkov E. P., Stovmanenko A. Iu., Anushenkov A. N. *Mixing-activating device for liquid media*. Patent RF no. 2550609; 2015.
15. Anushenkov A. N., Volkov E. P., Stovmanenko A. Iu. *A method of preparing cast hardening stowing blends based on the finely-dispersed filler*. Patent RF no. 2607329; 2017.

Received 2 July 2019

#### Information about authors:

**Evgenii P. Volkov** – senior lecturer, Department of Underground Mining, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: volkoff2@yandex.ru

**Aleksandr N. Anushenkov** – DSc (Engineering), Professor, Head of the Department of Underground Mining, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: aanushenkov@sfu-kras.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-5-13

## **Разработка технологии закладки горных выработок твердеющими смесями на основе хвостов обогащения**

**Волков Е. П.<sup>1</sup>, Анушенков А. Н.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Сибирский федеральный университет, Красноярск, Россия.

### **Реферат**

**Введение.** Актуальным направлением совершенствования технологии подземных горных работ является широкое внедрение систем разработки с закладкой выработанного пространства.

**Цель работы.** Разработать и рекомендовать эффективную технологию закладки горных выработок твердеющими смесями на основе хвостов обогащения.

**Методы исследования.** Проведение экспериментальных исследований технологии закладки горных выработок твердеющими смесями на основе хвостов обогащения с определением основных характеристик искусственного массива.

**Анализ.** В представленной работе приведены результаты исследований традиционных технологий приготовления твердеющих смесей и разработанной авторами, подтверждающие эффективность гидроударно-кавитационной активации материалов смеси.

**Заключение.** Анализ исследуемых технологий производства закладки показал эффективность разработанного способа, основанного на гидроударно-кавитационной обработке материалов твердеющих смесей.

**Ключевые слова:** подземная разработка; закладка; твердеющие смеси; хвосты обогащения; гидроударно-кавитационный смеситель.

### **БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК**

1. Битимбаев М. Ж., Крупник Л. А., Шапошник Ю. Н. Теория и практика закладочных работ при разработке месторождений полезных ископаемых. Алматы: Дауір, 2012. 624 с.
2. Крупник Л. А., Шапошник Ю. Н., Шапошник С. Н., Турсунбаева А. К. Технология закладочных работ на горнодобывающих предприятиях Республики Казахстан // ФТПРПИ. 2013. № 1. С. 95–105.
3. Chen G. Y. and Huang W. H. Investigation on blending CFB ash with blast furnace slag as replacement for Portland cement used in concrete binders. *Adv. Mater. Res.* 2013. Vol. 723. P. 623–629.
4. Kroupnik L., Abdykalykova R., Elemesov K., Śladkowski A., Shaposhnik Yu., Shaposhnik S. Combined pipeline transport for hardening filling Mixtures. VIII Int. Conf. "Transport Problems". Catowice, Poland, 2016. P. 258–265.
5. Deng D. Q., Liu L., Yao Z. L., Song K. I., and Lao D. Z. A practice of ultra-fine tailings disposal as filling material in a gold mine. *J. Environ. Manage.* 2017. Vol. 196. P. 100–109.
6. Hu S. G., Lu X. J., Niu H. L. and Jin Z. Q. Research on preparation and properties of backfilling cementation material based on blast furnace slag. *Adv. Mater. Res.* 2011. Vol. 158. P. 189–196.
7. Крупник Л. А., Шапошник Ю. Н., Шапошник С. Н. Разработка технологии закладочных работ на проектируемом Ново-Лениногорском руднике // ГИАБ. 2015. № 8. С. 25–32.
8. Ke X., Zhou X., Wang X., Wang T., Hou H., and Zhou M. Effect of tailings fineness on the pore structure development of cemented paste backfill. *Constr. Build. Mater.* 2016. Vol. 126. P. 345–350.
9. Гребенкин С. С., Мельник В. В. Прогрессивные технологии подземной отработки запасов месторождений полезных ископаемых с закладкой выработанных пространств. Донецк: ВИК, 2013. 752 с.
10. Николаев Е. И., Гультяев В. Г., Кожбанов К. Х. Новая технология приготовления твердеющей закладки на Орловском руднике // Горный журнал. 2002. № 5. С. 58–60.
11. Крупник Л. А., Шапошник Ю. Н., Шапошник С. Н. Перспективные направления транспортирования закладочной смеси в шахту на горнодобывающих предприятиях Казахстана // Горное оборудование и электромеханика. 2015. № 4. С. 21–28.
12. Волков Е. П., Анушенков А. Н., Гузанов П. С., Лытнева А. Э. Закладочные смеси на основе отходов обогащения руд в системах подземной разработки месторождений Норильского промышленного района // Горный журнал. 2015. № 6. С. 85–87.
13. Балабышко А. М. Роторные аппараты с модуляцией потока и их применение в промышленности. М.: Недра, 1992. 176 с.
14. Смесительно-активирующее устройство для жидких сред: пат. 2550609 Рос. Федерации. № RU 2 550 609 C1; заявл. 28.03.2014; опубл. 10.05.2015. Бюл. № 13. 6 с.
15. Способ приготовления литых твердеющих закладочных смесей на основе мелкодисперсного заполнителя: пат. 2607329 Рос. Федерации. № RU 2 607 329 C1; заявл. 30.11.2015; опубл. 10.01.2017. Бюл. № 1. 8 с.

**Сведения об авторах:**

**Волков Евгений Павлович** – старший преподаватель кафедры подземной разработки месторождений Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: volkoff2@yandex.ru

**Анушенков Александр Николаевич** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой подземной разработки месторождений Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: aanushenkov@sfu-kras.ru

**Для цитирования:** Волков Е. П., Анушенков А. Н. Разработка технологии закладки горных выработок твердеющими смесями на основе хвостов обогащения // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 5–13 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-5-13

**For citation:** Volkov E. P., Anushenkov A. N. Developing the technology of mine stowing with processing tailings based hardening blends. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2019; 7: 5–13. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-5-13

## Оценка эффективности реконструкции и перспектив развития циклично-поточной технологии горных работ на Бачатском угольном разрезе

Лель Ю. И.<sup>1\*</sup>, Исаков С. В.<sup>1</sup>, Мусихина О. В.<sup>1</sup>, Костин А. Л.<sup>1</sup>, Ганиев Р. С.<sup>1</sup>

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

\*e-mail: lel49@mail.ru

### Реферат

**Цель работы** – анализ опыта эксплуатации, технико-экономическая оценка применения и перспектив развития циклично-поточной технологии (ЦПТ) горных работ в филиале ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» Бачатском угольном разрезе.

**Актуальность исследований.** Внедрение циклично-поточной технологии является одним из основных направлений повышения эффективности горных работ при разработке глубоких рудных карьеров и угольных разрезов. В связи с этим весьма актуальным становится вопрос выявления основных причин низкой эффективности указанной технологии на Бачатском угольном разрезе и оценки перспектив ее применения при дальнейшем развитии горных работ.

**Методика проведения исследований.** При решении поставленной задачи был проведен анализ проектной документации и фактических показателей эксплуатации комплекса ЦПТ на Бачатском угольном разрезе за 2010–2017 гг., рассмотрены технологические решения по вариантам реконструкции комплекса на перевозках вскрышных пород на Южный отвал и варианту строительства нового комплекса ЦПТ на восточном борту разреза, произведена экономическая оценка вариантов и определены перспективы применения ЦПТ при дальнейшей разработке разреза. Использовались методы экономико-математического моделирования, технико-экономического и горно-геометрического анализа.

**Результаты.** Установлено, что наиболее эффективным вариантом является полный демонтаж существующего комплекса ЦПТ и переход на транспортирование вскрыши на Южный отвал автомобильным транспортом. Предложены технологические решения по строительству нового комплекса ЦПТ на восточном борту разреза. Обоснованы месторасположение, состав комплекса и конструкция дробильно-перегрузочного пункта. На основе экономических расчетов сделан вывод о высокой эффективности ЦПТ при перевозке вскрышных пород на Восточный отвал разреза.

**Область применения результатов.** Полученные результаты могут найти применение в практике проектирования и эксплуатации угольных предприятий с открытым способом разработки, что позволит избежать ошибочных решений, допущенных при проектировании и выборе оборудования ЦПТ на Бачатском разрезе.

**Ключевые слова:** циклично-поточная технология; разрез; автотранспорт; конвейер; дробильно-перегрузочный пункт; объем перевозок; себестоимость; эффективность; реконструкция.

**Введение.** В настоящее время циклично-поточная технология открытых горных работ (ЦПТ) с автомобильно-конвейерным транспортом применяется на многих отечественных и зарубежных карьерах для транспортирования руды, угля и вскрышных пород. Внедрение ЦПТ позволяет сократить расстояние транспортирования горной массы автомобильным транспортом, поддерживая его в пределах, близких к оптимальным значениям, сократить общее расстояние перевозок и существенно снизить эксплуатационные затраты на транспортирование и отвалообразование. Особенno эффективна ЦПТ в глубоких карьерах, так как себестоимость подъема горной массы ленточными конвейерами при величине угла подъема 15°–18° в 3,0–3,5 раза ниже себестоимости подъема автотранспортом на ту же высоту [1–6].

В связи с этим приобретает актуальность исследование основных причин низкой эффективности циклично-поточной технологии на одном из ведущих предприятий ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» – Бачатском угольном разрезе – и оценка перспектив ее применения при дальнейшей разработке месторождения.

**Анализ проектных решений и опыта эксплуатации комплекса ЦПТ на Бачатском разрезе.** Комплекс ЦПТ на Бачатском угольном разрезе был спроектирован ООО «КЭНЭС» (*Проектная документация на строительство «комплекса циклично-поточной технологии» (ЦПТ-1 технологическая линия) вскрышных работ филиала ОАО «Кузбассразрезуголь» – Бачатский угольный разрез. Том 1–10. Люберцы: ООО «КЭНЭС», 2010. 760 с.*). Проект базировался на разработках УкрНИИпроекта, ОАО «Сибгипрошахт» и ЗАО «Гипроуголь» по обоснованию и внедрению ЦПТ на разрезе «Бачатский», выполненных в 1988–2004 гг.

**Таблица 1. Технические характеристики оборудования ЦПТ**  
**Table 1. Engineering data of CFT equipment**

Характеристика оборудования	Конвейер					ОШС-4000/125*	ДПА-ММД-1300**
	Забой-ный	Наклон-ный	Маги-страль-ный	Переда-точный	Отваль-ный		
Длина, м	526	540	1750	1460	1670	125	28
Лента:							
типа							
ширина, м							Резино-тканевая
скорость, м/с							2,00
Двигатели на приводной станции:							
марка							
количество, шт.	6	6	6	3	4	АОК 2	Асин-хронный
мощность, кВт			630			2	2
Редукторы приводной станции, марка, количество, шт.:						500	375
КЦП 1250	2	2	2	3	4	–	–
2КЦП 1250	2	2	2	–	–	–	–
Угол наклона конвейера, град	4	15	2	0	0	15	2
Производительность, м <sup>3</sup> /ч:							
конвейера	4000	4000	4000	4000	4000	4000	–
дробилки	–	–	–	–	–	–	2000

\* Отвалообразователь; \*\* дробильно-перегрузочный агрегат.

В 1990-х гг. за счет основной деятельности разреза были произведены подготовительные работы для строительства комплекса на южном борту. Однако дефицит материальных ресурсов и финансовый кризис конца 1990-х гг. не позволили завершить этап строительства и ввод в эксплуатацию комплекса. Комплекс ЦПТ был введен в эксплуатацию только в 2010 г. в границах первоочередного участка земельного отвода 135,8 га.

Комплекс предназначен для переработки и транспортирования скальных вскрышных пород плотностью в целике 2,5 т/м<sup>3</sup> на Бачатском угольном разрезе. Переработка заключается в дроблении кусков породы до 300–350 мм. Вскрышные породы доставляются автосамосвалами грузоподъемностью до 360 т в приемные пункты дробильно-перегрузочных пунктов, дробленая порода питателями подается на цепочку из 5 последовательно соединенных конвейеров с шириной ленты 2000 мм и далее – на отвальный конвейер и шагающий отвалообразователь, обеспечивающий укладку пород в отвал. Таким образом, комплекс ЦПТ включает две дробильные установки фирмы MMD-1300, 5 ленточных конвейеров общей протяженностью 4734 м с последующим удлинением до 5956 м и отвалообразователь ОШС-4000/125, предназначенный для транспортирования и складирования вскрышных пород с производительностью 4000 м<sup>3</sup>/ч. Техническая характеристика оборудования представлена в табл. 1.

**Таблица 2. Сравнительные показатели экономической эффективности транспортирования и складирования вскрыши на Бачатском разрезе (проектные данные)**

**Table 2. Comparative indexes of economic efficiency of overburden transportation and piling at Bachatsky open pit (project data)**

Показатель	Вариант	
	Автосхема	ЦПТ
Объем транспортирования и складирования, млн м <sup>3</sup> /год	10,00	10,00
Себестоимость транспортирования и складирования, р./м <sup>3</sup>	121,09	86,91
Эксплуатационные затраты на транспортирование и складирование, млн р./год	1210,87	869,10
Суммарные эксплуатационные затраты за 2010–2016 гг., млн р.	8476,09	6083,70

Согласно проекту, основной эффект от внедрения ЦПТ должен был быть получен за счет снижения эксплуатационных затрат на транспортирование и складирование пород вскрыши. Ввод ЦПТ, наряду со снижением расстояния перевозок автотранспортом, должен был обеспечить уменьшение доли автоперевозок в общем объеме транспортирования вскрыши на 20–25 %. Проектная производительность комплекса ЦПТ составила 10 млн м<sup>3</sup>/год.

Сравнительные показатели вариантов транспортирования вскрыши представлены в табл. 2.

Дополнительные капитальные вложения по варианту ЦПТ (1,934 млрд р.) должны были окупиться снижением себестоимости транспортирования и складирования вскрышных пород. Ежегодное снижение эксплуатационных затрат на транспортирование и складирование, согласно проектным расчетам, должно было составить 341,8 млн р., а срок окупаемости капитальных вложений – 5,7 года.

Следует отметить недостаточную достоверность экономических расчетов в проекте. В первую очередь это касается себестоимости перевозки автотранспортом (вариант автосхемы). В проекте она составляет 121,09 р./м<sup>3</sup> и явно завышена. В настоящее время при расстоянии перевозок вскрыши автосамосвалами БелАЗ-75302 (БелАЗ-75306) 5,3–6,2 км себестоимость перевозки составляет 65,6–84,5 р./м<sup>3</sup>.

Себестоимость транспортирования и складирования вскрыши ( $C_b^A$ , р./м<sup>3</sup>) при варианте с автодоставкой рассчитывается по формуле:

$$C_b^A = C_a l_a \gamma + C_o, \quad (1)$$

где  $C_a$  – себестоимость транспортирования вскрыши автосамосвалами, р./т · км;  $l_a$  – расстояние транспортирования вскрыши, км;  $\gamma$  – плотность вскрышных пород, т/м<sup>3</sup>;  $C_o$  – себестоимость бульдозерного отвалообразования, р./м<sup>3</sup>.

В проектных расчетах использовалась себестоимость транспортирования вскрыши автотранспортом, близкая к фактической ( $C_a = 5,78$  р./т · км), но вместо фактического расстояния транспортирования по автосхеме ( $l_a = 5,9$  км) было принято приведенное расстояние ( $l_a = 8,9$  км). Приведенное расстояние – это условное расстояние по горизонтальной карьерной автодороге, при котором производительность автосамосвала равна производительности при работе на реальной трассе глубокого карьера. Такой метод используется в «Единых нормах выработки...» для расчета производительности автосамосвалов в глубоких карьерах (*Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Ч. IV. Экскавация и транспортирование горной массы автосамосвалами. М.: НИИ труда, 1985. 42 с.*). Однако в этом случае надо корректировать и себестоимость транспортирования, которая на горизонтальной трассе будет гораздо ниже, чем на реальной в глубоком карьере. Таким образом, на стадии проектных расчетов эффективность ЦПТ на Бачатском разрезе была явно завышена.

Рассмотрим фактические показатели работы комплекса ЦПТ за период 2010–2017 гг. (табл. 3).

**Таблица 3. Фактические показатели производительности комплекса ЦПТ на Бачатском разрезе**

**Table 3. Actual indexes of CFT complex performance at Bachatsky open pit**

Показатель	Год							
	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Производительность комплекса ЦПТ, млн м <sup>3</sup> /год	0,315	1,13	3,774	4,033	3,521	2,793	1,759	1,167
Производительность, в % (от проектной)	3,15	11,3	37,7	40,3	35,21	27,9	17,6	11,7

Как видно из табл. 3, комплекс ЦПТ за 8 лет эксплуатации так и не достиг проектной производительности 10 млн м<sup>3</sup> в год. Максимальная производительность 4,033 млн м<sup>3</sup> была достигнута в 2013 г., затем она постоянно снижалась. В 2017 г. производительность комплекса была 1,167 млн м<sup>3</sup>, что составило 11,7 % от проектной. Основная причина заключалась в низкой надежности работы оборудования, в первую очередь дробильно-перегрузочной установки, оборудованной двумя шнековыми двухвалковыми дробилками MMD-1300 английского производства. Опыт эксплуатации показал несоответствие рабочих параметров дробилок физико-механическим свойствам вскрытых пород Бачатского угольного разреза. Существенным недостатком валковых дробилок является интенсивное и неравномерное изнашивание рабочих поверхностей валков (бандажей) при обработке прочных и абразивных пород. Простой комплекса ЦПТ на 65–70 % были обусловлены простоями по вине дробильно-перегрузочного агрегата (ДПА). Основными причинами простоеев ДПА являются аварийные ремонты и отсутствие запчастей. В 2018 г. в рабочем состоянии находилась одна дробилка (MMD-1300 № 1), которая физически не в состоянии обеспечить проектную производительность комплекса даже при безаварийной работе.

Низкая надежность и производительность комплекса ЦПТ обусловили высокую себестоимость транспортирования и укладки пород конвейерным транспортом. В 2017 г. себестоимость транспортирования и укладки пород комплексом составила 219,3 р./м<sup>3</sup>, что в 2,6–3,3 раза выше себестоимости перевозки пород по автосхеме. Наибольшую долю в себестоимости составили амортизация (61 %) и затраты на ремонт оборудования комплекса (13,7 %).

Полная себестоимость перевозки пород по схеме ЦПТ ( $C_{\text{в}}^{\text{ЦПТ}}$ , р./м<sup>3</sup>) определяется по формуле:

$$C_{\text{в}}^{\text{ЦПТ}} = C_{\text{в}}^{\text{CA}} + C_{\text{ЦПТ}},$$

где  $C_{\text{в}}^{\text{CA}}$  – себестоимость транспортирования пород сборочным автотранспортом, р./м<sup>3</sup>;  $C_{\text{ЦПТ}}$  – себестоимость транспортирования и складирования пород конвейерным транспортом, р./м<sup>3</sup> ( $C_{\text{ЦПТ}} = 219,3$  р./м<sup>3</sup>);

$$C_{\text{в}}^{\text{CA}} = C_{\text{а}} l_{\text{а}} \gamma,$$

где  $C_{\text{а}}$  – себестоимость транспортирования сборочным автотранспортом, р./т · км,  $C_{\text{а}} = 5,46$ ;  $l_{\text{а}}$  – среднее расстояние транспортирования сборочным автотранспортом, км,  $l_{\text{а}} = 1,7$ ;  $\gamma$  – плотность вскрышных пород, т/м<sup>3</sup>,  $\gamma = 2,5$ .

При расчетах получены:  $C_{\text{в}}^{\text{CA}} = 23,2$  р./м<sup>3</sup>,  $C_{\text{в}}^{\text{ЦПТ}} = 242,5$  р./м<sup>3</sup>.

Рассчитаем себестоимость перевозки и укладки вскрыши при варианте с автодоставкой, используя формулу (1). Примем среднее расстояние доставки до отвала  $l_{\text{а}} = 7$  км и себестоимость бульдозерного отвалообразования  $C_{\text{o}} = 4,23$  р./м<sup>3</sup>.

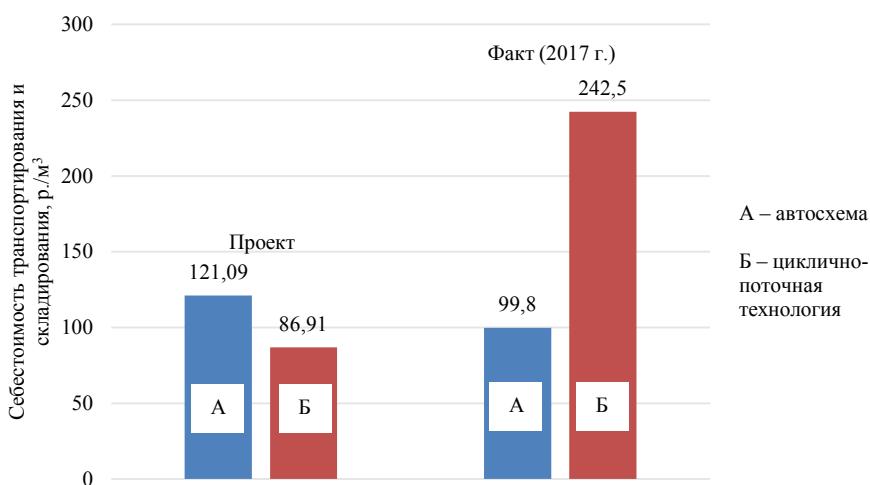


Рис. 1. Сравнение проектных и фактических показателей схем транспортирования вскрышных пород на Бачатском разрезе

Fig. 1. Comparing design and actual indexes of overburden transportation schemes at Bachatsky coal mine

Тогда  $C_{\text{в}}^{\text{A}} = 99,8$  р./м<sup>3</sup>.

Убытки от эксплуатации комплекса ЦПТ, млн р.:

$$Y = (C_{\text{в}}^{\text{ЦПТ}} - C_{\text{в}}^{\text{A}}) Q_{\text{г}},$$

где  $Q_{\text{г}}$  – годовой объем перевозки вскрыши по схеме ЦПТ, млн м<sup>3</sup>. При расчетах получено:  $Y = 166,5$  млн р.

Таким образом, только в 2017 г. убытки от эксплуатации комплекса ЦПТ на Бачатском разрезе составили 166,5 млн р. (рис. 1).

**Методология проведения исследований.** В связи с неэффективностью эксплуатации существующего комплекса ЦПТ была проведена технико-экономическая оценка следующих вариантов.

*Вариант 1.* Демонтаж существующего комплекса ЦПТ и транспортирование вскрышных пород на отвал Южный в объеме 30,0 млн м<sup>3</sup>/год только технологическим автотранспортом. Вариант будет характеризоваться увеличением расстояния транспортирования вскрышных пород автотранспортом до 6,5–7,0 км и дополнительными капитальными затратами на приобретение автосамосвалов и бульдозерного оборудования.

*Вариант 2.* Реконструкция существующего комплекса ЦПТ с целью отработки запасов угля, расположенных под наклонным конвейером. Реконструкция заключается в демонтаже забойного, наклонного и части магистрального конвейеров, выносе приемных бункеров ДПА на дневную поверхность (отм. +290 м). Реконструкция предусматривает приобретение нового дробильного оборудования, соответствующего физико-механическим свойствам вскрышных пород разреза и обеспечивающего надежную работу комплекса ЦПТ.

*Вариант 3.* Строительство нового комплекса ЦПТ на восточном борту разреза (гор. ±0 м) с целью транспортирования вскрышных пород на отвал Восточный в объеме 10–12 млн м<sup>3</sup>/год.

**Таблица 4. Экономическая оценка вариантов реконструкции ЦПТ**  
**Table 4. Economic appraisal of CFT reconstruction variants**

Показатель	Значение при варианте		
	1	2а	2б
Чистые дисконтированные затраты, млн р./%	14 066 100	14 179 100,8	14 167 100,7
Общая сумма эксплуатационных затрат, млн р./%	16 372 100	16 838 102,8	16 732 102,2
Общая сумма капитальных вложений, млн р./%	2401,8 100	2018 84,0	2121 88,3

При рассмотрении *варианта 2* (реконструкция) обоснована замена дробилок ММД-1300 на щековые дробилки ЩДП-15х21У, выпускаемые ПАО «Уралмашзавод» в мобильном (полустационарном) исполнении. Исходя из возможной годовой производительности конвейерного транспорта и отвалообразователя, равной 10 млн м<sup>3</sup>, к рассмотрению приняты варианты с двумя и тремя дробилками ЩДП-15х21У.

*Вариант 2а:* две дробилки ЩДП-15х21У, производительность комплекса 5,9 млн м<sup>3</sup>/год.

*Вариант 2б:* три дробилки ЩДП-15х21У, производительность комплекса 9,3 млн м<sup>3</sup>/год.

Оставшиеся из запланированных к укладке на Южный отвал объемы вскрыши (30,0 млн м<sup>3</sup>/год) предполагается перевозить по автосхеме.

Для экономической оценки вариантов использованы положения «Методических рекомендаций...» («Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования. Официальное издание. М., 1994, 80 с. (утв. Госстроем России, Министерством экономики, Министерством финансов РФ, Госпланом России, № 7-12/47 от 31.03.94 г.)) и «Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок» [7], а также результаты современных исследований отечественных и зарубежных авторов [8–11]. В качестве критерия выбора оптимального варианта использовалась сумма приведенных (дисконтированных) капитальных вложений и эксплуатационных расходов за период оптимизации 6 лет (с 2018 по 2023 гг.). В качестве года приведения был принят 2019 г. При расчетах учитывалась динамика себесто-

имости транспортирования горной массы автотранспортом при изменении расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы [12].

При оценке *варианта 3* предусматривается устройство ДПА на горизонте  $\pm 0$  м восточного борта разреза, транспортирование вскрыши конвейерным подъемником с гор.  $\pm 0$  м на поверхность (гор. +260 м) на высоту 260 м, транспортирование конвейером по поверхности по слабонаклонному участку (угол 2°) с гор. +260 м на гор. +305 м и укладка пород на Восточный отвал отвалообразователем. Производительность комплекса ЦПТ должна составлять 10 млн м<sup>3</sup> в год (25 млн т в год).

**Результаты. Анализ и обсуждение.** Результаты расчетов по *варианту 1* и *варианту 2* представлены в табл. 4.

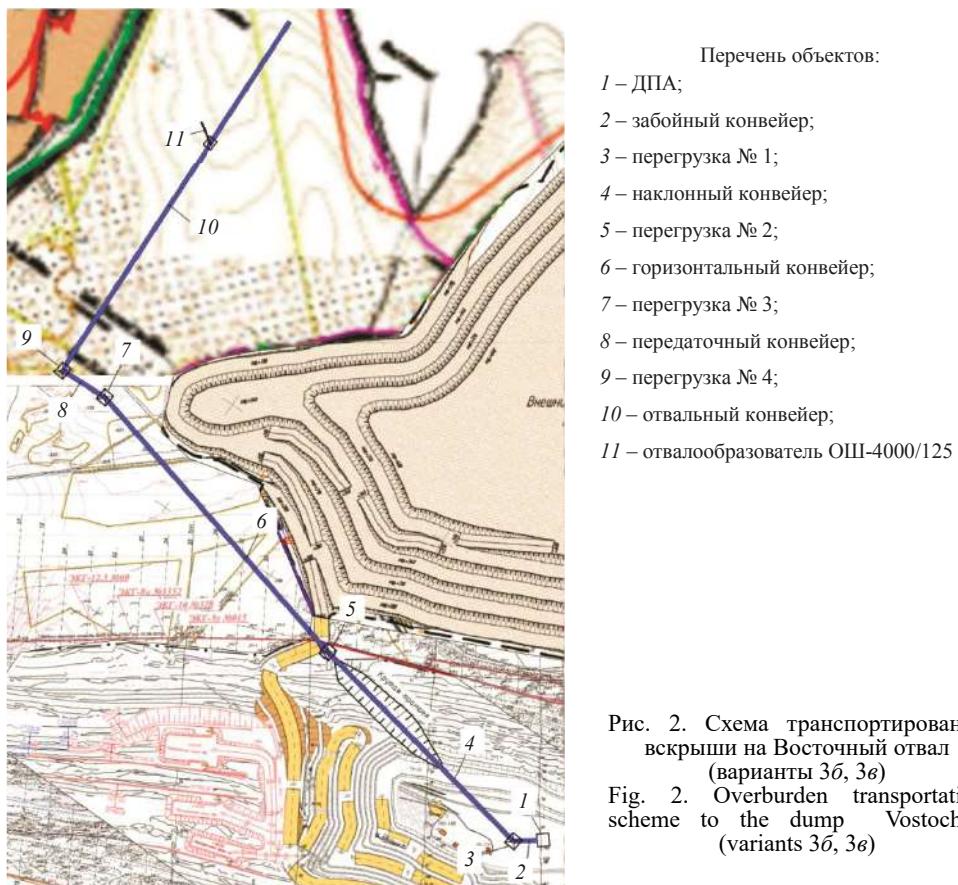


Рис. 2. Схема транспортирования вскрыши на Восточный отвал (варианты 3б, 3в)

Fig. 2. Overburden transportation scheme to the dump Vostochny (variants 3б, 3в)

Установлено, что чистые дисконтированные затраты по вариантам отличаются на 0,7–0,8 %, что находится в пределах точности расчетов. Таким образом, можно сделать вывод о неэффективности реконструкции комплекса ЦПТ. Это объясняется значительными расстояниями транспортирования вскрыши сборочным автотранспортом до ДПА, расположенного на поверхности (4,5–5,7 км), и невысокой эффективностью работы конвейерного транспорта на горизонтальной трассе. Капитальные вложения по вариантам реконструкции (2а и 2б) на 11,7–16,0 % ниже, чем по варианту автосхемы (*вариант 1*), что объясняется значительными затратами на подвижной состав автотранспорта. В то же время следует отметить, что расчеты по вариантам реконструкции являются весьма оптимистичными, предполагающими надежную работу комплекса ЦПТ. С учетом

значительного износа конвейерного оборудования реальные показатели комплекса ЦПТ могут быть ниже расчетных.

Наиболее эффективным вариантом является полный демонтаж комплекса ЦПТ и переход на транспортирование вскрыши на Южный отвал автомобильным транспортом (*вариант 1*). В то же время часть несамортизированного оборудования комплекса ЦПТ с незначительным износом можно использовать при строительстве нового комплекса ЦПТ на восточном борту разреза. К такому оборудованию в первую очередь относится отвалообразователь ОШС-4000/125 (износ 11,6 %), модульные здания конвейеров (износ 11,5–12,6 %), перегрузка (износ 7,5–12,0 %) и др. Общая стоимость оборудования составляет 800–850 млн р.

**Таблица 5. Экономическая оценка вариантов транспортирования вскрыши на Восточный отвал**

**Table 5. Economic appraisal of the variants of overburden transportation to the dump Vostochny**

Показатель	Значение при варианте		
	3а	3б	3в
Чистые дисконтированные затраты, млн р./%	<u>8967,3</u> 100	<u>7972,2</u> 88,9	<u>7467,9</u> 83,3
Общая сумма эксплуатационных затрат, млн р./%	<u>7357,0</u> 100	<u>5729,0</u> 77,8	<u>5729,0</u> 77,8
Общая сумма капитальных вложений, млн р./%	<u>5253,2</u> 100	<u>5626,4</u> 106,6	<u>4826,4</u> 91,2

При обосновании *варианта 3* важнейшей задачей является выбор типа и конструкции конвейерного оборудования. К рассмотрению приняты крутонаклонные конвейеры и конвейеры в традиционном исполнении. Анализ условий эксплуатации крутонаклонных ленточных конвейеров на действующих и проектируемых горных предприятиях показывает, что наиболее эффективное и экономически оправданное применение данного вида транспорта достигается при углах наклона трассы более 34° [6]. Применительно к рассматриваемому варианту максимальный угол наклона нерабочего борта в месте установки ДПА составит 31,1°. При крутонаклонном конвейере появляется дополнительное звено горизонтального конвейера на поверхности, располагаемое на борту разреза вдоль нижней бровки существующего отвала, что небезопасно. Исходя из сказанного было принято решение применить в качестве транспортного звена обычный конвейер с углом наклона 14°, полученным за счет разворота оси трассы относительно перпендикуляра к борту на угол 48°. При этом выход на поверхность осуществлен в точке, позволяющей без значительного поворота трассы произвести дальнейшую транспортировку вскрыши на отвал (рис. 2).

Данное решение исключает необходимость строительства крутонаклонного конвейера на борту карьера.

В качестве дробильного оборудования обосновано применение ДПУ на базе конусной дробилки ККД-1500/230. Необходимая производительность комплекса обеспечивается одной дробилкой ККД-1500/230 производства ПАО «Уралмашзавод».

Были рассмотрены и сравнивались следующие варианты транспортирования вскрышных пород на Восточный отвал в объеме 10 млн м<sup>3</sup> в год:

*вариант 3а* – перевозка вскрыши по автосхеме;

*вариант 3б* – перевозка вскрыши комплексом ЦПТ при использовании нового дробильно-конвейерного оборудования;

*вариант 3в* – перевозка вскрыши комплексом ЦПТ при частотном использовании оборудования демонтируемого комплекса.

Ввод комплекса ЦПТ на восточном борту разреза планируется в 2022 г. Расчет показателей по вариантам произведен за 6 лет с 2022 по 2027 г. (табл. 5).

**Выводы и область применения результатов.** В результате проведенных исследований установлено, что наиболее эффективным вариантом является полный демонтаж существующего комплекса ЦПТ и переход на транспортирование вскрыши на Южный отвал автомобильным транспортом. В то же время итоговые финансовые результаты свидетельствуют об экономической эффективности строительства нового комплекса ЦПТ на восточном борту разреза по сравнению с автосхемой. Экономический эффект по суммарным дисконтированным затратам за 6 лет эксплуатации составит 995,1 млн р. при использовании нового оборудования комплекса ЦПТ и 1,5 млрд р. при частичном использовании оборудования демонтируемого комплекса. Экономический эффект получен в основном за счет снижения эксплуатационных расходов. В зависимости от года эксплуатации эксплуатационные расходы снижаются с 105,2–136,0 р./м<sup>3</sup> при автосхеме до 88,6–102,0 р./м<sup>3</sup> при использовании комплекса ЦПТ, т. е. на 18,6–33,3 %. Вариант с частичным использованием оборудования демонтируемого комплекса ЦПТ позволяет также сократить капитальные затраты на 9,0 % по сравнению с автосхемой и на 16,4 % по сравнению с комплексом при использовании нового оборудования.

Полученные результаты могут найти применение в практике проектирования и эксплуатации угольных предприятий с открытым способом разработки, позволяя избежать ошибочных решений, допущенных при проектировании и выборе оборудования ЦПТ на Бачатском разрезе.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Яковлев В. Л., Корнилков С. В., Соколов И. В. Инновационный базис стратегии комплексного освоения ресурсов минерального сырья. Екатеринбург: УрО РАН, 2018. 360 с.
2. Яковлев В. Л., Кармаев Г. Д., Берсенев В. А., Сумина И. В. Новые решения в развитии циклично-поточной технологии // Горный журнал. 2016. № 10. С. 54–64.
3. Яковлев В. Л., Кармаев Г. Д., Берсенев В. А., Сумина И. Г. О моменте ввода циклично-поточной технологии на карьерах // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 3. С. 4–11.
4. Федоров А. В., Горев Д. Е. Использование циклично-поточных технологий на добыче угля в целях повышения операционной эффективности работы разрезов // ГИАБ. 2014. № 6. С. 131–140.
5. Ясючена С. В., Опанасенко П. И., Исаиченков А. Б. Проблемы и перспективы циклично-поточной технологии при открытой разработке угольных и рудных месторождений // Рациональное освоение недр. 2014. № 3. С. 52–60.
6. Кармаев Г. Д., Глебов А. В. Выбор горнотранспортного оборудования циклично-поточной технологии карьеров. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. 296 с.
7. Хохряков В. С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок. Екатеринбург: УГГГА, 1996. 180 с.
8. Яковлев В. Л., Кармаев Г. Д., Берсенев В. А., Глебов А. В., Семёнякин А. В., Сумина И. Г. Об эффективности применения циклично-поточной технологии горных работ на карьерах // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2016. № 1. С. 100–109.
9. Burt C. Equipment selection for surface mining: a review // Interfaces. 2014. No. 44(2). P. 143–162.
10. Burt C., Caccetta L. Equipment selection for mining: with case studies. 2018. 155 p.
11. Runge I. Economics of mine planning and equipment selection // Mine Planning and Equipment Selection (MPES). 2010. P. 100.
12. Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. Екатеринбург: УрО РАН, 2002. 355 с.

Поступила в редакцию 10 июля 2019 года

#### Сведения об авторах:

**Лель Юрий Иванович** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой разработки месторождений открытым способом Уральского государственного горного университета. E-mail: lel49@mail.ru

**Исааков Сергей Владимирович** – кандидат технических наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом Уральского государственного горного университета. E-mail: hemul92@mail.ru

**Мусихина Ольга Владимировна** – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом Уральского государственного горного университета. E-mail: musihina\_o@mail.ru

**Костин Александр Львович** – старший преподаватель кафедры разработки месторождений открытым способом Уральского государственного горного университета. E-mail: compservis@list.ru

**Ганиев Руслан Салаватович** – старший преподаватель кафедры разработки месторождений открытым способом Уральского государственного горного университета. E-mail: sunmail2003@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-14-24

## Estimating the efficiency of reconstruction and the prospects of developing cyclic-flow technology of mining at Bachatsky coal mine

Iurii I. Lel<sup>1</sup>, Sergei V. Isakov<sup>1</sup>, Olga V. Musikhina<sup>1</sup>, Aleksandr L. Kostin<sup>1</sup>, Ruslan S. Ganiev<sup>1</sup>

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

### Abstract

**Research aim** is to analyse the experience of operation and provide the technical-economic estimate of the cyclic-flow technology (CFT) application and prospects at Bachatsky coal mine, which is a branch of UK Kuzbassrazrezugol OAO.

**Research relevance.** The introduction of the cyclic-flow technology is a priority direction of upgrading mining when developing deep ore pits and coal mines. It is therefore relevant to discover the basic reasons why the mentioned technology is inefficient at Bachatsky coal mine and estimate the prospects of its application with further development of mining.

**Research methodology.** When performing the set task, project documentation and actual operation indexes of CFT at Bachatsky coal mine were analysed for the period of 2010–2017, process design solutions were considered for the variants of reconstruction into the complex of overburden transportation to the dump Iuzhny and the variant of a new CFT complex construction at the eastern pit edge, economic appraisal of the variants was carried out, and the prospects for CFT application with further development of mining were estimated. The methods of economic and mathematical modeling, technical economic analysis and mining geometry analysis were used.

**Results.** It has been stated that the most efficient is the variant with the complete removal of the existing CFT complex and switch to overburden transportation to the dump Iuzhny by motor vehicles. Process design solutions on a new CFT complex construction at the eastern pit edge were proposed. The location and the structure of the complex and the structure of the crushing and dumping station were substantiated. Based on economic calculation, the conclusion has been made on high efficiency of CFT when transporting overburden to the pit dump Vostochny.

**Research scope.** The obtained results can be applied when designing and operating coal enterprises with opencast mining technology; it will make it possible to avoid erroneous solutions made at the design and CFT equipment selection at Bachatsky coal mine.

**Key words:** cyclic-flow technology; mine; motor vehicles; conveyor; crushing and dumping station; transportation load; prime cost; efficiency; reconstruction.

### REFERENCES

1. Iakovlev V. L., Kornilov S. V., Sokolov I. V. *Innovation foundation for a strategy of mineral resources exploitation*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2018. (In Russ.)
2. Iakovlev V. L., Karmaev G. D., Bersenev V. A., Sumina I. V. New solutions in cyclic-flow technology development. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2016; 10: 54–64. (In Russ.)
3. Iakovlev V. L., Karmaev G. D., Bersenev V. A., Sumina I. G. On the moment of introducing cyclic-flow technology at pits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 3: 4–11. (In Russ.)
4. Fedorov A. V., Gorev D. E. Application of cyclic-flow technology for coal mining in order to improve the operating efficiency of the cuts. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2014; 6: 131–140. (In Russ.)
5. Iasiuchenia S. V., Opanasenko P. I., Isaichenkov A. B. Problems and prospect of cyclic-flow technology at opencast development of coal fields and ore deposits. *Ratsionalnoe osvoenie nedr = Mineral Mining and Conservation*. 2014; 3: 52–60. (In Russ.)
6. Karmaev G. D., Glebov A. V. *Selecting mining transportation equipment for cyclic-flow pit technology*. Ekaterinburg: IM UB RAS Publishing; 2012. (In Russ.)
7. Khokhriakov V. S. *Estimating the efficiency of opencast mining investment projects*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 1996. (In Russ.)
8. Iakovlev V. L., Karmaev G. D., Bersenev V. A., Glebov A. V., Semenkin A. V., Sumina I. G. Efficiency of cyclical-and-continuous method in open pit mining. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2016; 1: 100–109. (In Russ.)
9. Burt C. Equipment selection for surface mining: a review. *Interfaces*. 2014; 44(2): 143–162.

10. Burt C., Caccetta L. Equipment selection for mining: with case studies. 2018. 155 p.
11. Runge I. Economics of mine planning and equipment selection. *Mine Planning and Equipment Selection (MPES)*. 2010. P. 100.
12. Smirnov V. P., Lel Iu. I. *The theory of open-pit heavy automobile transport*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2002. (In Russ.)

Received 10 July 2019

**Information about authors:**

**Iurii I. Lel** – DSc (Engineering), Professor, Head of the Department of Open-cast Mining, Ural State Mining University. E-mail: lel49@mail.ru

**Sergei V. Isakov** – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Open-cast Mining, Ural State Mining University. E-mail: hemul92@mail.ru

**Olga V. Musikhina** – PhD (Engineering), Associate professor, associate professor of the Department of Open-cast Mining, Ural State Mining University. E-mail: musikhina\_o@mail.ru

**Aleksandr L. Kostin** – senior lecturer, Department of Open-cast Mining, Ural State Mining University. E-mail: compservis@list.ru

**Ruslan S. Ganiev** – senior lecturer, Department of Open-cast Mining, Ural State Mining University. E-mail: sunmail2003@mail.ru

**Для цитирования:** Лель Ю. И., Исаков С. В., Мусихина О. В., Костин А. Л., Ганиев Р. С. Оценка эффективности реконструкции и перспектив развития циклическо-поточной технологии горных работ на Бачатском угольном разрезе // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 14–24. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-14-24

**For citation:** Lel Iu. I., Isakov S. V., Musikhina O. V., Kostin A. L., Ganiev R. S. Estimating the efficiency of reconstruction and the prospects of developing cyclic-flow technology of mining at Bachatsky coal mine. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 7: 14–24 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-14-24

## Оценка попутной концентрации тяжелых минералов при гидротранспорте пульпы в трубопроводе

**Багаев В. К.<sup>1</sup>, Бойков И. С.<sup>1\*</sup>, Валиев Н. Г.<sup>1</sup>, Здоровец И. Л.<sup>2</sup>**

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

<sup>2</sup> Артель старателей «Нейва», г. Невьянск, Свердловская область, Россия

\*e-mail: [i.boikov@bk.ru](mailto:i.boikov@bk.ru)

### Реферат

**Введение.** При разработке россыпных месторождений, содержащих тяжелые минералы в небольших количествах, целесообразно использовать гидромеханизированную технологию, включающую попутную концентрацию этих минералов, имеющую существенное значение для предварительного обогащения песков.

**Цель работы.** Оценка попутной концентрации тяжелых минералов в придонном слое трубопровода и выделение этого слоя из общего потока при гидротранспорте пульпы при разработке россыпей землесосными снарядами.

**Методология.** На основе анализа закономерностей гидротранспорта пульпы, гранулометрического распределения песков и результатов физического моделирования процесса в лабораторных условиях приводится аналитическое обоснование параметров попутной концентрации тяжелых минералов. Основные положения оценки попутной концентрации: при гидротранспорте песков в трубопроводе образуется придонный слой крупных и тяжелых частиц, перемещающихся в виде волочения и перекатывания, при этом распределение частиц по крупности и плотности в поперечном сечении потока пульпы соответствует формуле Розина–Раммлера.

**Результаты.** Приводятся результаты лабораторного исследования взвешивания тяжелых частиц из придонного осадка, измерения скорости взвешивания для тяжелых минералов и кварцевого песка. Полученные результаты аппроксимированы формулой. Приводится пример аналитической оценки возможности попутной концентрации тяжелых минералов.

**Выводы.** Использование попутной концентрации без изменения технологической схемы разработки существенно повысит эффективность последующих процессов обогащения при разработке россыпных месторождений.

**Ключевые слова:** земснаряд; гидротранспорт; осадкообразование; попутная концентрация тяжелых минералов.

**Введение.** При разработке россыпных месторождений, содержащих тяжелые минералы (золото, титан, циркон) в небольших количествах, целесообразно использовать технологии, включающие попутную концентрацию этих минералов, имеющую существенное значение для предварительного обогащения песков.

**Целью работы** является оценка попутной концентрации тяжелых минералов в придонном слое трубопровода и выделение этого слоя из общего потока при гидротранспорте пульпы.

**Методология.** Большинство редкометалльных россыпей представлены практически одноразмерным тонкозернистым материалом крупностью менее 1 мм, с удельным сцеплением 7–10 кПа и углом внутреннего трения  $\sim 35^\circ$ .

Такие грунты по трудности разработки методами гидромеханизации относятся («Единые нормы и расценки на строительные, монтажные и ремонтно-строительные работы. Сборник Е2. Земляные работы. Выпуск 2. Гидромеханизированные земляные работы» (утв. Постановлением Госстроя СССР от 05.12.86 № 43/512/29-50)) к первой категории с удельным расходом воды при разработке гидромониторами –  $4,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$ , при разработке землесосными снарядами –  $6,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$  [1, 2].

На основе анализа закономерностей гидротранспорта пульпы, гранулометрического распределения песков и результатов физического моделирования процесса в лабораторных условиях приводится аналитическое обоснование параметров попутной концентрации тяжелых минералов.

Основные положения оценки попутной концентрации: при гидротранспорте песков в трубопроводе образуется придонный слой крупных и тяжелых частиц, перемещающихся в виде волочения и перекатывания, при этом распределение частиц по крупности и плотности в поперечном сечении потока пульпы соответствует формуле Розина–Раммлера.

**Таблица 1. Критические скорости движения пульпы  $v_{kp}$ , м/с**

**Table 1. Pulp critical speed  $v_{cr}$ , m/s**

Грунт	$D_y$ пульпопровода, мм	Консистенция пульпы		
		T : Ж = 1 : 5	T : Ж = 1 : 10	T : Ж = 1 : 15
Песчано-гравелисто-галечный с содержанием гравия и гальки выше 50 %	400	4,50	4,03	3,74
	500	5,00	4,46	4,20
	600	5,48	4,95	4,60
Песчано-гравелистый с содержанием гравия и гальки 20–45 %	400	3,87	3,57	3,28
	500	4,34	3,90	3,64
	600	4,76	4,28	4,00
Крупнозернистые пески с содержанием гравия до 10 %	400	3,32	2,94	2,76
	500	3,67	3,30	3,08
	600	4,04	3,60	3,40
Мелкозернистые пески	400	2,77	2,48	2,32
	500	3,10	2,88	2,58
	600	3,42	3,00	2,86

**Результаты.** Авторами рассматривается возможность попутной концентрации песков по крупности и плотности при разработке россыпных месторождений земснарядами [3, 4]. Необходимая для обогащения дезинтеграция обеспечивается в результате грунтозабора и при прохождении песков через грунтовой насос. Попутная концентрация по крупности и плотности происходит при напорном гидротранспорте в трубах, а также в штабеле при намыве песков. При разработке сравнительно одноразмерных песков концентрация происходит в основном по плотности.

При гидротранспорте под средней скоростью  $v_{cp}$  понимается скорость, при которой движение мелких и легких частиц обеспечивается во взвешенном состоянии, а крупных и тяжелых частиц – в придонном слое без заиления.

Скорость потока, при малейшем уменьшении которой происходит выпадение частиц в осадок, называют критической  $v_{kp}$ . Для расчета критической скорости принято несколько методик: для диапазона крупности частиц 0,07–1,5 мм – формула В. С. Кнороза, для диапазона 0,01–0,15 мм – формула А. Е. Смолдырева и др. При разработке россыпей землесосными снарядами в качестве нормативных рекомендуются [1, 5] следующие значения (табл. 1).

Соотношение значений средней и критической скорости обуславливает режим транспортирования гидросмеси (рис. 1).

В режиме I частицы взвешены по всему сечению трубы, при этом  $v_{cp} > v_{kp}$ ; режим II – это начальная стадия расслоения частиц, когда  $v_{cp} = (1,02–1,05) v_{kp}$ ; в режиме III происходит частичное заиление в придонной части трубопровода.

При разработке мелкозернистых песков практикуется [1, 6] гидротранспортирование при равенстве или незначительном превышении критической скорости (режим II), в этом случае увеличение средней скорости повышает надежность гидротранспорта, а снижение – повышает износостойчивость труб. При небольшой дальности гидротранспортирования допускается III режим, при этом засыпание трубопровода не должно превышать 10 % его диаметра. При таком режиме

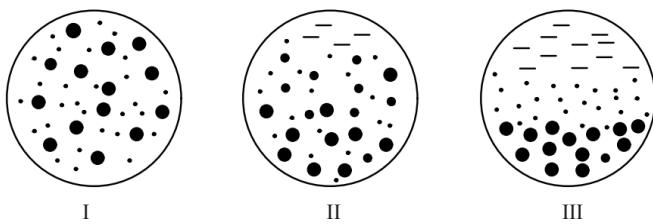


Рис. 1. Распределение твердых частиц в потоке пульпы при напорном гидротранспорте:

I, II, III – режимы транспортирования

Fig. 1. Solid particles distribution in a pulp flow at pressurized hydrotransport:

I, II, III – transportation modes

незначительно увеличиваются потери напора в пульповоде, однако происходит максимальное расслоение тяжелых крупных и легких мелких частиц. Этот режим используется в гидромеханизации для сгущения пульпы в горизонтальных сгустителях (с диафрагмой или без диафрагмы) [7]. На рис. 2 приводится схема сгустителя без диафрагмы [8].

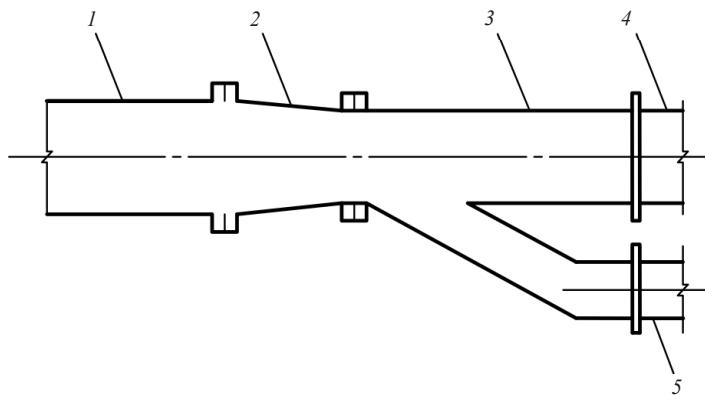


Рис. 2. Схема сгустителя горизонтального типа:

1 – пульповод от земснаряда; 2 – переходник; 3 – отстойник; 4 – осветленная пульпа; 5 – сгущенная пульпа

Fig. 2. Horizontal condenser diagram:

1 – pulp pipeline from the dredger; 2 – coupling; 3 – sedimentation tank;  
4 – clarified pulp; 5 – thickened pulp

При гидротранспорте одноразмерных песков расслоения по крупности практически не происходит, не происходит и существенного сгущения пульпы. Наблюдается концентрация тяжелых частиц в придонной части потока, а сгуститель предназначен в основном для разделения потока на верхнюю и нижнюю (придонную) части. Таким образом, сгуститель по конструкции является приточным

тройником – технологическим приспособлением для выделения придонной части потока [7, 9].

Расслоение частиц по плотности является предпосылкой попутной концентрации частиц тяжелых минералов. Установка приточных тройников для разделения потоков предусматривается на горизонтальных участках пульповода небольшой длины непосредственно перед намывом нижней части пульпы в отдельный штабель. Верхнюю часть в зависимости от содержания полезного минерала направляют на дальнейшую переработку (в штабель резерва) или в гидроотвал.

Для оценки попутной концентрации тяжелых минералов в нижнем потоке в данном исследовании принимаются следующие положения:

- процесс образования придонного слоя тяжелых минералов рассматривается не как процесс осаждения взвешенных частиц в потоке пульпы, а как процесс сдвижения, волочения и перекатывания частиц образовавшегося в трубопроводе осадка;

- разделение частиц в поперечном сечении потока аналогично распределению частиц по крупности по формуле Розина–Раммлера [2, 10].

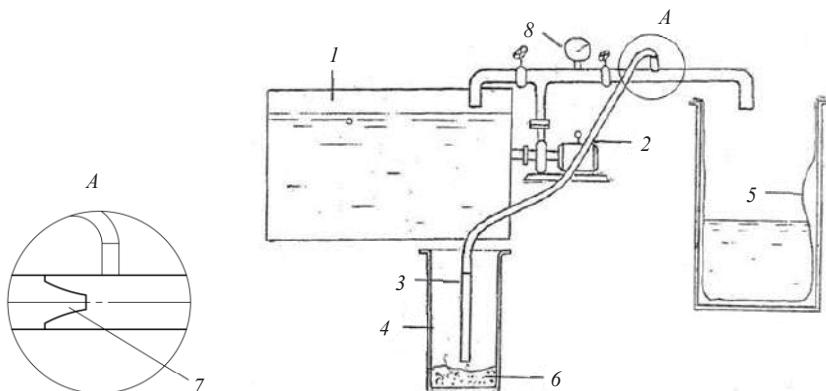


Рис. 3. Схема лабораторной установки для всасывания и подъема частиц породы:

1 – бак; 2 – переходник; 3 – стеклянный наконечник; 4 – стеклянный сосуд; 5 – полимерная пленка; 6 – транспортируемый грунт; 7 – насадка; 8 – манометр

Fig. 3. Diagram of the laboratory facility for rock particles suction and lifting:

1 – tank; 2 – adapter; 3 – glass nozzle; 4 – glass container; 5 – polyfilm; 6 – transported soil; 7 – cap; 8 – manometer

Для характеристики процесса перемещения придонного слоя пульпы по аналогии с передвижением пульпы по шлюзам воспользуемся коэффициентом равноскорости П. В. Лященко [11]. Коэффициент равноскорости  $e_{\text{ск}}$  – это отношение размеров частиц различной плотности, которые начинают движение по дну шлюза при одинаковой скорости движения пульпы или воды:

$$e_{\text{ск}} = e_{\text{пп}} \frac{f_t}{f_l}, \quad e_{\text{ск}} = \frac{d_t}{d_l} = \frac{(\rho_t - 1)f_t}{(\rho_l - 1)f_l}, \quad (1)$$

где  $e_{\text{пп}}$  – коэффициент равнопадаемости [12];  $f_t, f_l$  – коэффициенты трения тяжелого и легкого зерна;  $d_t, d_l$  – эквивалентные диаметры крупной и легкой частицы и, соответственно, мелкой и тяжелой частицы;  $\rho_t, \rho_l$  – плотность тяжелой и легкой частицы.

В экспериментах (рис. 3) использовались кварцевый песок  $\rho_t = 2,65 \text{ т}/\text{м}^3$ , в измельченном виде халькопирит  $\rho_t = 4,7 \text{ т}/\text{м}^3$ , медь  $\rho_t = 8,35 \text{ т}/\text{м}^3$ , монетный сплав

$\rho_t = 10,5 \text{ т/м}^3$ , золото  $\rho_t = 17,0 \text{ т/м}^3$ . Фиксировались: расстояние от наконечника до осадка, расход воды, момент начала движения (подъема) частиц, масса частиц, момент витания частиц [12].

Результаты измерений и расчетов для кварца, халькопирита, меди и золота приводятся в табл. 2.

Получена экспериментальная зависимость равноскоростного диаметра частиц кварцевого песка от диаметров тяжелых частиц:

$$d_{\text{л}} = e_{\text{пп}}^{-1,15} d_t \exp(a e_{\text{пп}} d_t), \quad (2)$$

где  $d_{\text{л}}$ ,  $d_t$  – эквивалентные диаметры крупной и легкой частицы, мм;  $a$  – параметр, для частиц золота  $a = 5,15$ , для халькопирита  $a = 1,85$ , для меди  $a = 4,65$ .

**Таблица 2. Коеффициент равноскоростности частиц**  
Table 2. The coefficient of particles isospeed

Песок		Соответствующая крупность частиц, мм			Коеффициент равноскоростности частиц песка			Соотношение коэффициентов $f = e_{\text{ck}}/e_{\text{пп}}$		
Крупность, мм	Скорость, м/с	халько-пирита	меди	золота	халько-пирита	меди	золота	халько-пирита	меди	золота
3,00	0,28	0,60	0,210	0,120	5,00	14,30	25,00	2,20	3,20	2,57
1,00	0,22	0,45	0,150	0,105	2,22	6,70	9,50	1,00	1,50	1,00
0,50	0,18	0,32	0,130	0,090	1,56	3,85	5,55	0,70	0,90	0,60
0,25	0,14	0,25	0,100	0,080	1,00	2,50	3,12	0,44	0,56	0,32
0,10	0,08	0,09	0,065	0,062	1,00	1,60	1,60	0,44	0,34	0,16

Распределение измельченных частиц по крупности по формуле Розина–Раммеля [2, 10]:

$$R_i = 100 \exp \left[ - \left( \frac{d_i}{d_e} \right)^b \right],$$

где  $R_i$  – суммарный выход частиц «+», %;  $d_i$  – крупность частиц, мм;  $d_e$  – крупность частиц, соответствующая выходу  $R = 63,2 \%$ ;  $b$  – параметр распределения частиц по крупности.

Для целей исследования преобразуем формулу к виду:

$$r = \exp \left[ -3 \left( \frac{d_i}{d_h} \right)^b \right], \quad (3)$$

где  $r$  – суммарный выход частиц «+», доли ед.;  $d_h$  – номинальная крупность частиц, мм, соответствующая выходу  $R = 5 \%$ ;  $b = 0,94(\lg K_h)^{-1}$ ;  $K_h$  – коэффициент неоднородности песков по крупности [13];  $K_h = d_{60}/d_{10}$ ,  $d_{60}$ ,  $d_{10}$  – контролирующий и эффективный диаметр гранулометрического состава, мм.

В таком виде формула характеризует гранулометрический состав песков россыпи по крупности и неоднородности.

Применительно к распределению частиц по поперечному сечению потока пульпы  $d_h$  характеризует крупность транспортируемого песка для определения скорости транспортирования потока пульпы, мм;  $d_t$  – крупность тяжелых частиц в составе придонного слоя, мм;  $d_l$  – равноскоростная крупность легких частиц, находящихся также в составе придонного слоя, мм.

Таким образом, большая часть тяжелых полезных минералов и равноскоростных частиц песка составляет придонный слой потока. Остальные, крупностью меньше, чем равноскоростные, и взвешиваемые из придонного слоя тяжелые частицы выносятся верхним потоком. Дополнительное взвешивание тяжелых частиц происходит при прохождении непосредственно через тройник, который является местным гидравлическим сопротивлением.

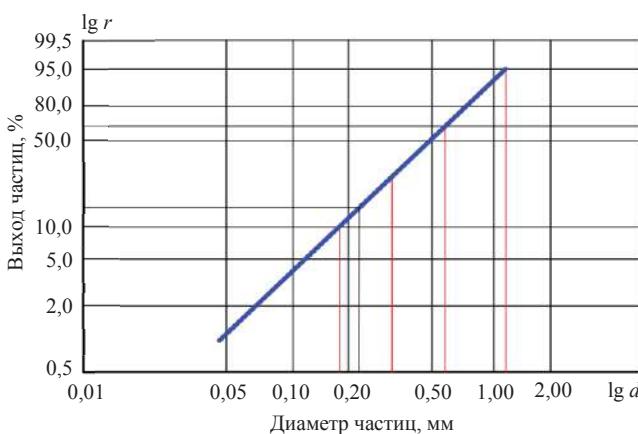


Рис. 4. График гранулометрического состава песков (двойная логарифмическая координатная сетка)

Fig. 4. Sand granulometric composition graph (log-log coordinate grid)

При прохождении тройника как в прямоточной части, так и в ответвлении трубопровода возникают потери энергии потока (напора). В зависимости от соотношения расходов при разделении потока разница потерь энергии достигает 20–30 % [9, 14]. Это соотношение, по мнению авторов, распространяется и на величину концентрации тяжелых частиц между верхним и нижним трубопроводами.

Рассмотрим пример расчета попутной концентрации тяжелых частиц.

*Исходные данные.* Пески мелкозернистые (рис. 4), номинальная крупность  $d_h = 1,0$  мм, коэффициент неоднородности  $k_h = 3,0$ . Плотность частиц песка  $\rho_l = 2,65$  т/м<sup>3</sup>, тяжелых частиц  $\rho_{xh} = 4,7$  т/м<sup>3</sup>,  $\rho_3 = 17,0$  т/м<sup>3</sup>. Полезные минералы содержатся во фракции  $d_t = 0,1$ – $0,044$  мм, содержание полезных минералов  $C_{xh} = 5,0$ – $7,0$  кг/м<sup>3</sup>,  $C_3 = 67$  мг/м<sup>3</sup> [15].

Земснаряд развивает производительность  $Q_n = 880$  м<sup>3</sup>/ч = 0,224 м<sup>3</sup>/с, при Т : Ж = 1 : 10, производительность по пескам  $Q_t = 80$  м<sup>3</sup>/ч = 0,222 м<sup>3</sup>/с, возможность заилиения труб до 10 % диаметра трубопровода [4, 13].

*Решение.*

1. По табл. 1 принимаем  $v_{kp} = 2,8$  м/с.
2. По величине  $Q_n = 0,224$  м<sup>3</sup>/с и  $v_{kp} = 2,8$  м/с по известным формулам [10] рассчитываем: диаметр общего трубопровода  $D_n = 0,32$  м (без округления до стандартных размеров), расход прямоточного потока после тройника  $Q_{np} = 0,182$  м<sup>3</sup>/с,  $D_{np} = 0,288$  м, расход нижнего потока  $Q_{ot} = 0,04$  м<sup>3</sup>/с, диаметр отвода  $D_{ot} = 0,135$  м, степень разделения  $n = 4,55$ .

3. Диаметр легких частиц песка, равноскоростных фракций тяжелых ( $\rho = 4,7 \text{ т/м}^3$ ) рассчитывается по формуле (2), где  $d_{\text{пп}} = 0,1 \text{ мм}$ ;  $e_{\text{пп}} = 2,24$ ;  $a = 1,85$ :

$$d_{\text{л}} = 2,24^{-1,15} \cdot 0,1 \exp(1,85 \cdot 2,24 \cdot 0,1) = 0,062 \text{ мм.}$$

Диаметр  $d_{\text{л}} = 0,062 \text{ мм}$  практически соответствует фракции тяжелых частиц ( $-0,1+0,047$ ) мм, что исключает возможность при скорости потока  $v_{\text{cp}} \approx 2,8 \text{ м/с}$  концентрации по плотности в придонном слое.

4. Диаметр равноскоростных частиц плотностью  $\rho_3 = 17,0 \text{ т/м}^3$  при  $d_3 = 0,1 \text{ мм}$ ;  $e_{\text{пп}} = 9,7$ ;  $a = 5,15$ :

$$d_{\text{л}} = 9,7^{-1,15} \cdot 0,1 \exp(5,15 \cdot 9,7 \cdot 0,1) = 1,08 \text{ мм};$$

при  $d_3 = 0,047 \text{ мм}$

$$d_{\text{л}} = 9,7^{-1,15} \cdot 0,047 \exp(5,15 \cdot 9,7 \cdot 0,047) = 0,038 \text{ мм.}$$

Диаметр  $d_{\text{л}} = 0,038 \text{ мм}$  практически соответствует нижнему диапазону фракций тяжелых частиц, что исключает возможность концентрации в придонном слое. Диаметр  $d_3 = 0,1 \text{ мм}$  ( $d_{\text{л}} > d_3$ ) – возможна концентрация тяжелых частиц в придонном слое.

5. Выход частиц  $d_{\text{л}} = 1,08 \text{ мм}$  в придонный слой рассчитываем по формуле (3), где  $d_i = 1,08 \text{ мм}$ ;  $d_h = 1,12 \text{ мм}$ ;  $k_h = 3,0$ ;  $b = 2$ :

$$r = \exp \left[ -3 \left( \frac{1,08}{1,12} \right)^b \right] = 0,088, \text{ или } 8,8 \text{ %.}$$

6. Распределение частиц тяжелых минералов плотностью  $\rho_3 = 17,0 \text{ т/м}^3$  и крупностью  $d_3 = 0,1 \text{ мм}$  при попутной концентрации в придонном слое (баланс).

В составе пульпы поступает масса тяжелых частиц  $M_3 = C_3 Q_t = 6960 \text{ мг/ч}$ ; выделяется в придонный слой 70 % твердого  $T_h = Q_t \cdot 0,7 = 56 \text{ м}^3/\text{ч}$ , концентрация полезного минерала в придонном слое  $C_k = 124,6 \text{ мг/м}^3$ .

**Выводы.** Таким образом, выделение нижней части потока дает возможность, не прерывая технологического процесса земснарядной разработки месторождения, оценить попутную концентрацию тяжелых минералов в зависимости от их плотности, крупности и скорости гидротранспортирования от 0–5 до 50 %.

Разработанная методика предназначена для прогнозирования возможности попутной концентрации полезных минералов на основе технологических параметров гидромеханизированной разработки месторождения без существенных дополнительных затрат.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- Согин А. В., Согин И. А., Битюрин К. А. Гидромеханизация при намыве строительных площадок, грунтовых сооружений, пляжей. Нижний Новгород: ННГУ, 2013. 267 с.
- Петропавловская В. Е., Новиченкова Т. Б., Белов В. В., Бурьяков А. Ф. Гранулометрический состав как критерий регулирования свойств дисперсных систем // Строительные материалы. 2013. С. 64–65.
- Семененко Е. В., Никифорова Н. А., Татарко Л. Г. Расчет параметров гидротранспорта при существенном различии плотности транспортируемых частиц // Вісник Дніпропетровського університету. Серія «Механіка». 2013. Т. 1. Вип. 17. С. 105–111.
- Digitemie I. E., Ioppa A. V. Mini suction dredger for sand // The fourteenth International Scientific and Practical Conference of Students, Postgraduates and Young Scientists “Modern Techniques and Technologies” (MTT’2008), Tomsk, Tomsk Polytechnic University. Tomsk: TPU Press, 2008. С. 56–58.

5. Ялтанец И. М. Справочник по гидромеханизации. М.: Горная книга, 2011. 736 с.
6. Глевицкий В. И. Гидромеханизация в транспортном строительстве: справ. пособие. М.: Недра, 1989. 271 с.
7. Бессонов Е. А. Технология и гидромеханизация гидромеханизированных работ: справ. пособие для инженеров и техников. М.: Центр, 1999. 544 с.
8. Журин В. Д., Юфин А. П. Оборудование гидромеханизации. М.: Госстройиздат, 1960. 300 с.
9. Филиппов В. В. Технологические трубопроводы и трубопроводная арматура. СГТУ, Самара: 2007. 70 с.
10. Zvereva N. A., Valtsifer V. A. Internal structure of a powder during of its compacting // 14 International Congress of Chemical and Process Engineering CHISA. Praha (Czech Republic). 2000. P. 63.
11. Пилов П. И. Гравитационная сепарация полезных ископаемых. Днепропетровск: НГУ, 2010. 127 с.
12. Валиев Н. Г. Расчет распределения частиц золота по крупности на откосе намываемого массива // Известия вузов. Горный журнал. 2002. № 6. С. 15–18.
13. Багазеев В. К., Валиев Н. Г. Гидромеханизация: разработка песчано-гравийных месторождений земесосными снарядами. Екатеринбург: УГГУ, 2006. 152 с.
14. Идельчик И. Е. Справочник по гидравлическим сопротивлениям. М.: Машиностроение, 1992. 560 с.
15. Кутищев А. В. Гранулометрический состав разреза сеноманских песчаных отложений Восточного участка месторождения «Центральное» Тамбовской области // Вестник ВГУ. Сер. Геология. 2013. № 2. С. 35–39.

Поступила в редакцию 2 июля 2019 года

#### **Сведения об авторах:**

**Багазеев Виктор Константинович** – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горного дела Уральского государственного горного университета. E-mail: viktor.bagazeev@m.ursmu.ru

**Бойков Иван Сергеевич** – старший преподаватель кафедры горного дела Уральского государственного горного университета. E-mail: i.boikov@bk.ru

**Валиев Нияз Гадым Оглы** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой горного дела Уральского государственного горного университета. E-mail: niyaz.valiev@m.ursmu.ru

**Здоровец Игорь Леонидович** – главный инженер артели старательей «Нейва». E-mail: zdorovets.i@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-25-33

## **Heavy minerals secondary processing estimation at pulp hydrotransport in the pipeline**

**Viktor K. Bagazeev<sup>1</sup>, Ivan S. Boikov<sup>1</sup>, Niiazh G. Valiev<sup>1</sup>, Igor L. Zdorovets<sup>2</sup>**

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

<sup>2</sup> Neiva Gold Mining Cooperative, Neviansk, Sverdlovsk region, Russia.

#### **Abstract**

**Introduction.** When developing placers containing small amounts of heavy minerals, it is advisable to use the technology of hydraulic mining which includes secondary processing of these minerals essential for sand preliminary processing.

**Research aim** is to estimate heavy minerals secondary processing in pipeline bottom layer and single this layer out of the general flow at pulp hydrotransport when developing placers with dredgers.

**Methodology.** Based on the regularities analysis of pulp hydrotransport, sands granulometric distribution and the results of physical simulation of the process in laboratory conditions, the analytical substantiation of hard minerals secondary processing parameters is carried out. The main provisions of secondary concentration are as follows: at sand hydrotransport, bottom layer of large and heavy particles arises in the pipeline, the particles drag or roll over. At that, particles distribution by size and density in the cross section of pulp flow corresponds to Rozin-Rammler equation.

**Results.** The results are presented of the laboratory research of weighing heavy particles from the bottom sediment, measuring weighing speed for heavy minerals and quartz sand. The obtained results were approximated by the formula. The example is given of heavy minerals secondary processing possibility analytical estimation.

**Summary.** The use of the secondary processing without change of a field development process flow diagram will significantly improve the efficiency of the subsequent processing processes when developing placer deposits.

**Key words:** dredger; hydrotransport; sedimentation; secondary processing of heavy minerals.

## REFERENCES

1. Sogin A. V., Sogin I. A., Bitiurin K. A. *Hydraulic mining at the inwash of construction sites, soil structures, and beaches*. Nizhny Novgorod: NNSU Publishing; 2013. (In Russ.)
2. Petropavlovskaya V. E., Novichenkova T. B., Belov V. V., Buriakov A. F. Granulometric composition as a criterion of dispersed systems properties regulation. *Stroitelnye materialy = Constructional Materials*; 2013: 64–65. (In Russ.)
3. Semenenko E. V., Nikiforova N. A., Tatarko L. G. Hydrotransport parameters calculation at significant difference of the transported particles density. *Visnik Dnipropetrovskogo universitetu. Seriya Mekhanika = Herald of Dnipropetrovsk National University. Mechanics*. 2013; 1 (17): 105–111. (In Russ.)
4. Digitemie I. E., Ioppa A. V. Mini suction dredger for sand. In: *The fourteenth International Scientific and Practical Conference of Students, Postgraduates and Young Scientists “Modern Techniques and Technologies” (MTT’2008)*, Tomsk, Tomsk Polytechnic University. Tomsk: TPU Press Publishing; 2008. p. 56–58.
5. Ialtanets I. M. *Hydraulic mining reference*. Moscow: Gornaya kniga Publishing; 2011. (In Russ.)
6. Glevitskii V. I. *Hydraulic mining at transport construction: handbook*. Moscow: Nedra Publishing; 1989. (In Russ.)
7. Bessonov E. A. *Technology and hydraulic mining technology at hydromechanized operations*. Moscow: Tsentr Publishing; 1999. (In Russ.)
8. Filippov V. V. *Process pipelines and pipeline fittings*. Samara: SSTU Publishing; 2007. (In Russ.)
9. Zhurin V. D., Iufin A. P. *Equipment for hydraulic mining*. Moscow: Gosstroizdat Publishing; 1960. (In Russ.)
10. Zvereva N. A., Valtsifer V. A. Internal structure of a powder during of its compacting. In: *14 International Congress of Chemical and Process Engineering CHISA. Praha (Czech Republic)*; 2000. P. 63.
11. Pilov P. I. *Mineral gravity separation*. Dnepropetrovsk: NSU Publishing; 2010. (In Russ.)
12. Valiev N. G. Calculation of gold particles distribution by size at the slope of the inwash mass. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2002; 6: 15–18. (In Russ.)
13. Bagazeev V. K., Valiev N. G. *Hydraulic mining: developing sand and gravel deposits by dredgers*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2006. (In Russ.)
14. Idechik I. E. *Hydraulic resistance reference*. Moscow: Mashinostroenie Publishing; 1992. (In Russ.)
15. Kutishchev A. V. Particle size structure of the cretaceous sand sediment section of the eastern section of Central deposit of Tambov region. *Vestnik VGU. Ser. Geologiya = Proceedings of VSU. Geology*. 2013; 2: 35–39. (In Russ.)

Received 2 July 2019

## Information about authors:

- Viktor K. Bagazeev** – DSc (Engineering), Professor, professor of Mining Department, Ural State Mining University. E-mail: viktor.bagazeev@m.ursmu.ru
- Ivan S. Boikov** – senior lecturer, Mining Department, Ural State Mining University. E-mail: i.boikov@bk.ru
- Niyaz G. Valiev** – DSc (Engineering), Professor, Head of Mining Department, Ural State Mining University. E-mail: niyaz.valiev@m.ursmu.ru
- Igor L. Zdrovets** – engineering manager, Neiva Gold Mining Cooperative. E-mail: zdorovets.i@yandex.ru

**Для цитирования:** Багазеев В. К., Бойков И. С., Валиев Н. Г., Здоровец И. Л. Оценка попутной концентрации тяжелых минералов при гидротранспорте пульпы в трубопроводе // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 25–33. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-25-33

**For citation:** Bagazeev V. K., Boikov I. S., Valiev N. G., Zdrovets I. L. Heavy minerals secondary processing estimation at pulp hydrotransport in the pipeline. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 7: 25–33 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-25-33

## **Сравнение результатов физического моделирования и натурного эксперимента по торцевому выпуску руды при системе этажного принудительного обрушения для пологих залежей**

**Малиновский Е. Г.<sup>1</sup>, Ахпашев Б. А.<sup>1\*</sup>, Голованов А. И.<sup>1</sup>, Гильдеев А. М.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

\*e-mail: 79050863461@yandex.ru

### **Реферат**

**Введение.** Определение эффективных параметров систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород в условиях мощных пологих залежей является нетривиальной задачей ввиду отсутствия достаточного мирового и отечественного опыта. В связи с этим оптимальные параметры выпуска руды наиболее достоверно определяются на основе физического и математического моделирования с учетом данных натурных экспериментов.

**Цель работы.** На основе физического и математического моделирования с учетом данных натурных экспериментов выявить закономерности истечения горной массы в привязке к конкретным горно-геологическим условиям месторождения. С использованием полученных данных о kinematike формирования фигур выпуска определить показатели сыпучести среды, необходимые для создания математической модели выпуска руды в аналогичных условиях.

**Методика проведения исследований.** Проведение физического моделирования торцевого выпуска руды с определением показателей извлечения и сыпучести среды.

**Результаты.** Сопоставление результатов натурных экспериментов с результатами физического моделирования показало достаточную сходимость по местам образования потерь и разубоживания, по подобию закономерностей истечения отбитой руды, по формированию фигуры выпуска. На основе физического моделирования определена зависимость показателя сыпучести среды от высоты фигуры выпуска, необходимая для выполнения математического моделирования выпуска.

**Выводы.** Определенные в результате физического моделирования и натурных экспериментов характеристики сыпучести среды, заложенные в математическую модель выпуска, позволяют осуществлять оптимизацию параметров систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород на мощных пологих месторождениях.

**Ключевые слова:** пологие залежи; системы разработки; этажное обрушение; торцевой выпуск; физическое моделирование; натурный эксперимент.

**Введение.** Физическое моделирование процесса выпуска рудной массы в системах этажного (подэтажного) обрушения, наряду с аналитическими расчетами, является одним из основных методов определения нормативных показателей извлечения.

Процессы, связанные с разработкой месторождений полезных ископаемых, отличаются многообразием и сложностью их точного теоретического описания для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий и, вместе с тем, поддаются лишь частично или совсем не поддаются реальным наблюдениям за их проведением.

Возможности натурных исследований процессов при добыче руды могут быть существенно дополнены результатами физического моделирования, которые способны раскрыть не только особенности их протекания в реальных условиях, но и дать представление об общей картине их развития, а также приближенные количественные величины.

В мировой практике физико-математическому моделированию выпуска руды посвящены многочисленные работы отечественных и зарубежных исследователей [1–13].

**Методы исследования.** Объектом исследований является торцевой выпуск руды под обрушенными породами.

Основным ограничением физического моделирования является большое количество времени, необходимое для моделирования различных вариантов исполнения моделируемого процесса. В связи с этим кроме получения собственно результатов моделирования в виде зависимостей показателей извлечения от изменения параметров выпуска ставилась задача получения информации, необходимой для создания математической модели.

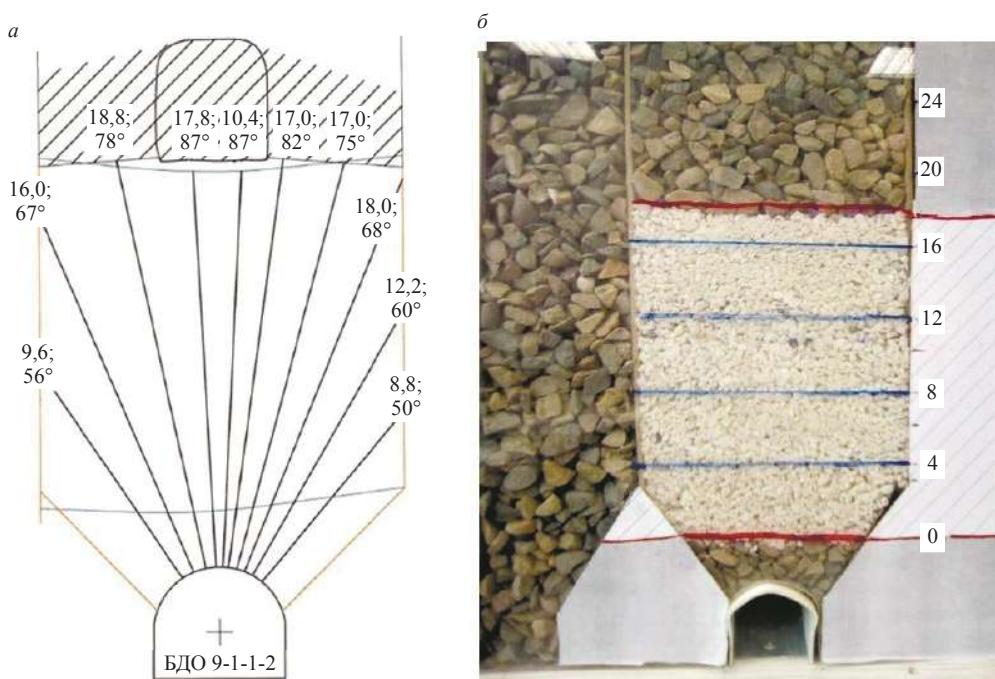


Рис. 1. Исходные условия и физическая модель:  
а – разрез по вееру № 11; б – модель для мощности рудного тела 17 м

Fig. 1. Initial conditions and physical model:  
a – section of the layer no. 11; б – model for the power of the ore body 17 m

При физическом моделировании выпуска руды должны быть соблюдены масштабы моделирования механического подобия. Другие масштабы, связанные с изменениями теплового, химического характера и т. п., могут не учитываться.

Физическое моделирование проведено для условий конкретной выемочной единицы (рис. 1, а). Угол падения рудного тела и буродоставочного орта (БДО) – 8°. Мощность рудного тела – 17 м. Расстояние между осями буродоставочных выработок – 14,4 м. Предохранительный породный слой над выработкой – 2,8 м. Линия наименьшего сопротивления (расстояние между веерами)  $W = 2,5$  м. Наклон вееров в сторону выработанного пространства – 85°.

Учитывая подвижку породного массива при взрыве в зажиме за счет разрыхления отбитой руды (коэффициент разрыхления  $k_p$  для данных условий обычно принимается равным 1,3) толщина выпускаемого слоя определяется из выражения  $b = Wk_p = 3,25$  м.

Исходя из фактических размеров БДО 9-1-1-2 для проведения моделирования приняты технические характеристики погрузочно-доставочной машины (ПДМ) типа LH514E.

Для данной ПДМ изготовлен ковш, имитирующий форму и размеры в принятом масштабе моделирования. Основной размер – ширина ковша – 2,788 м.

Для визуализации процесса выпуска в качестве руды применена белая мраморная крошка, классифицированная по крупности на классы –3; +3–5; +5–7; +7–10 мм. Порода – щебень +7–10 и +10 мм.

Волюметрическим способом определена объемная масса (плотность) руды и породы в массиве (*ГОСТ 5182-78*). Она составила 2,79 г/см<sup>3</sup> для мрамора и 2,75 г/см<sup>3</sup> для щебня.

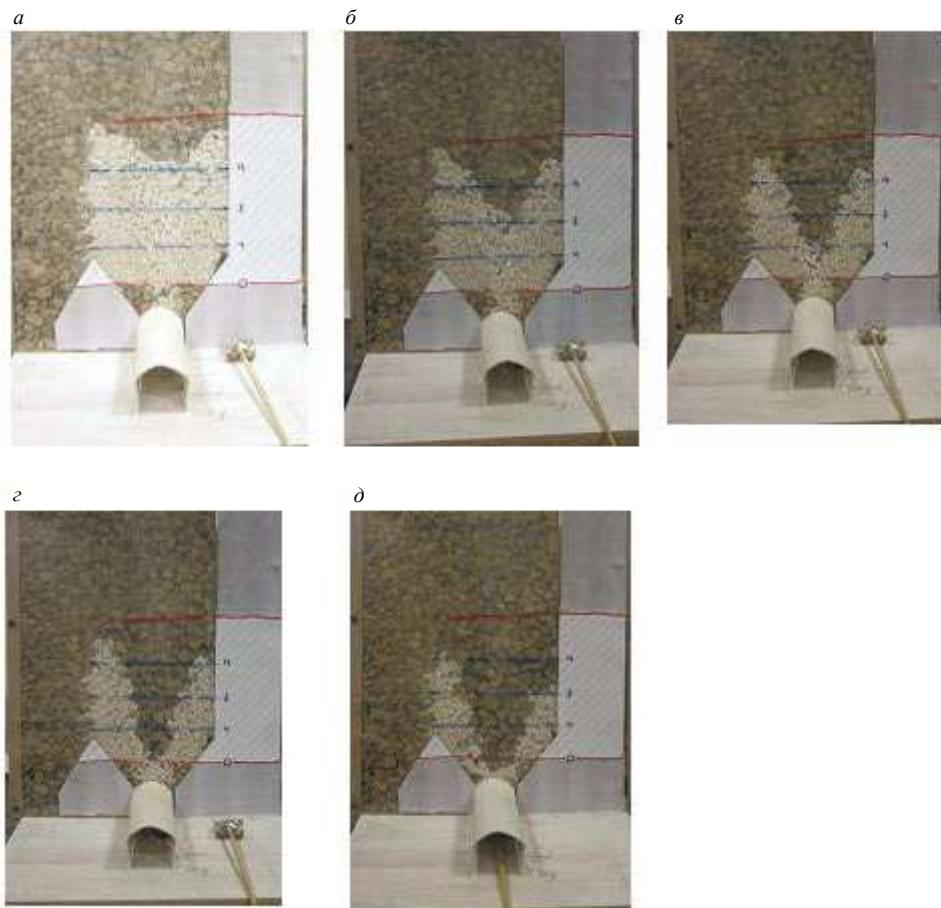


Рис. 2. Характерные этапы выпуска руды фактического гранулометрического состава из БДО 9-1-1-2,  $b = 3,25$  м:

Fig. 2. Typical stages of production of ore of the actual particle size distribution from BDO 9-1-1-2,  $b = 3.25$  m:  
 а – 40 buckets; б – 60 buckets; в – 86 buckets; г – 106 buckets; д – 122 buckets

В масштабе 1 : 100 была изготовлена модель для торцевого выпуска руды при системе этажного принудительного обрушения руды и налагающих пород (рис. 1, б).

Исследования проводились для выпуска одного и трех слоев рудной массы. Для разграничения слоев отбитой руды на момент ее засыпки применялись шиберы из оцинкованного железа толщиной 1 мм, которые были обклеены со стороны потока отбитой руды наждачной бумагой для имитации трения. Для этой же цели

были обклеены и рудопородные откосы. Изоляция слоев отбитой руды и боковой породы на момент закладки модели производилась прямоугольными листами из ДВП с гладкими поверхностями толщиной 3 мм.

Физическое моделирование проведено для разной толщины отбиваемого слоя и трех гранулометрических составов отбитой рудной массы: фактического по БДО 9-1-1-2, улучшенного без негабаритов при размере кондиционного куска 700 мм и среднего по руднику, а также для четырех мощностей рудного тела. В данной статье представлены только основные результаты моделирования.

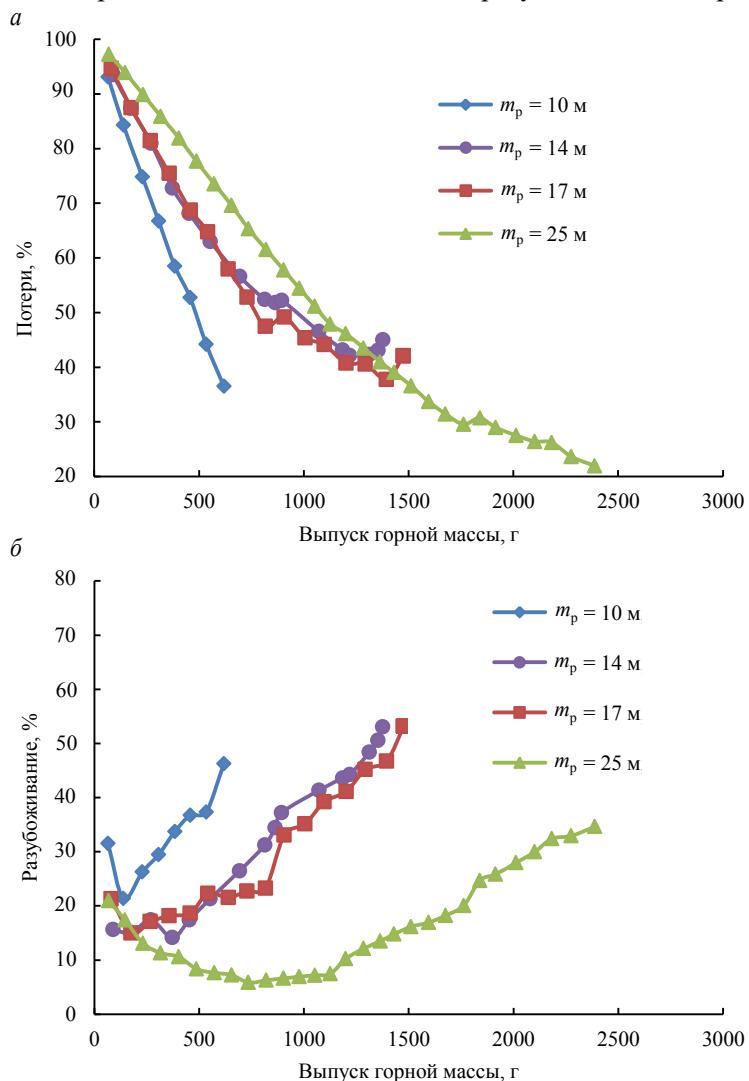


Рис. 3. Зависимость потерь –  $\alpha$  и разубоживания –  $\beta$  от выпуска горной массы при разной моделируемой высоте выпускаемого слоя

Fig. 3. Dependence between the losses –  $\alpha$  and dilution –  $\beta$  and rock mass draw under various simulated height of the drawn layer

Для имитации подобия гранулометрического состава отгружаемой горной массы были использованы фактические данные.

Распределение гранулометрического состава показывает увеличение крупности кусков рудной массы в зависимости от продолжительности ее извлечения относительно начального момента.

Для имитации фактической крупности отгружаемой горной массы модель была разделена на части пропорционально участкам с тремя характерными распределениями гранулометрического состава.

*Первая* – нижняя часть слоя (припочвенная). Гранулометрический состав:  $-300$  (51,25 %),  $-700$  (46,25 %),  $+700$  (2,5 %);  $43/189 \times 17 = 3,9$  м, где 43 – количество ковшей на одном участке, 189 – общее количество ковшей, 17 – мощность рудного тела, м.

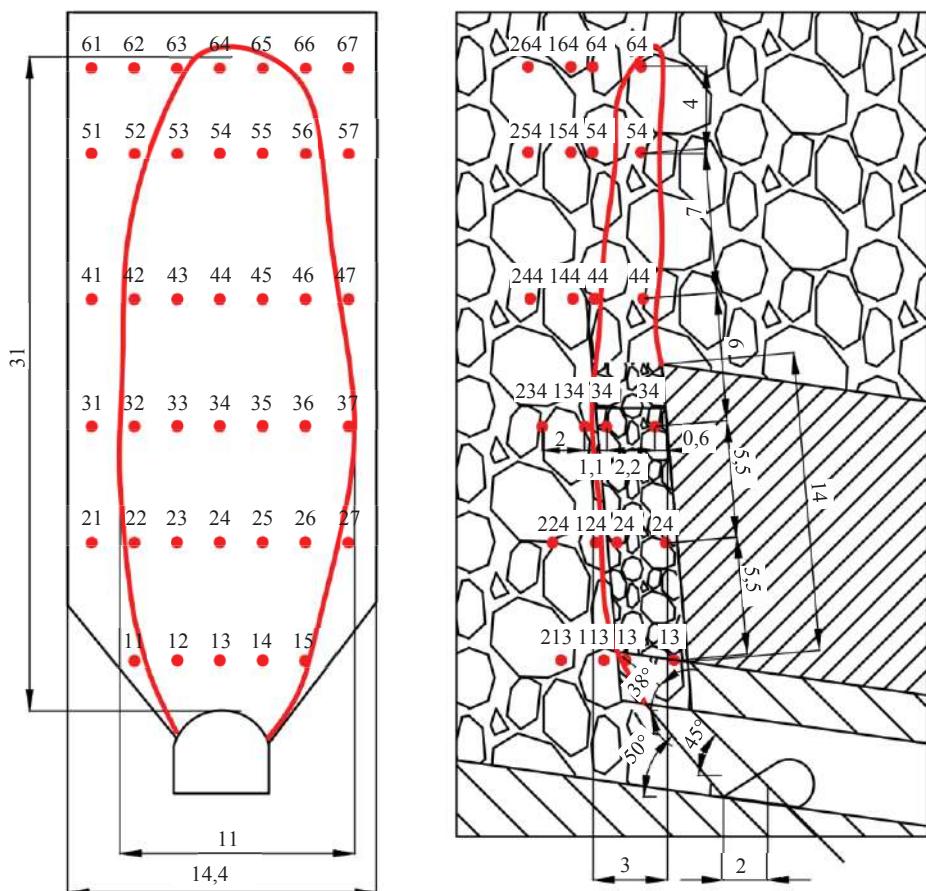


Рис. 4. Формирование фигуры выпуска рудной массы фактического гранулометрического состава из БДО 9-1-1-2 при  $m_p = 14$  м;  $b = 3,25$  м

Fig. 4. Shape edition of the rock mass of the actual particle size composition of BDO 9-1-1-2, with  $m_p = 14$ ,  $b = 3,25$  m

*Вторая* – средняя. Гранулометрический состав  $-300$  (39,29 %),  $-700$  (48,07 %),  $+700$  (12,64 %);  $91/189 \times 17 = 8,2$  м.

*Третья* – верхняя (подкровельная). Гранулометрический состав  $-300$  (0 %),  $-700$  (53,00 %),  $+700$  (47,00 %);  $55/189 \times 17 = 4,9$  м.

При  $W = 2,5$  м и  $b = 3,25$  м объем руды в массиве на веер составляет  $787,8$  м<sup>3</sup>.

Всего израсходовано 3582,48 г руды, на один слой – 1194,16 г. Плотность руды в отбитом виде составила  $\rho_{\text{отб}} = 1,52$  г/см<sup>3</sup>.

При установленной плотности мрамора (руды) в массиве  $\rho_{\text{мас}} = 2,79$  г/см<sup>3</sup> коэффициент разрыхления руды  $k_p = 1,83$ .

Породная часть модели засыпалась следующим образом:

- отбитая порода предохранительного слоя над БДО – щебенкой крупностью +7–10 мм;
- обрушенные породы налегающей толщи – щебенкой крупностью +7–15 мм.

Фотографии процесса выпуска руды из БДО 9-1-1-2,  $b = 3,25$  м, когда породная воронка внедрения достигает контрольных высотных отметок по мощности рудного тела, показаны на рис. 2.

Моделирование выпуска рудной массы для различных мощностей залежи проведено для четырех мощностей рудного тела  $m_p$ : 10, 14, 17 и 26 м (рис. 3).

**Таблица 1. Расчет показателя свободы перемещения частиц среды в процессе выпуска по варианту с высотой выпускаемого слоя 10 м и толщиной выпускаемого слоя 3,25 м**

**Table 1. The analysis of the medium particles freedom indicator in the process of drawing for the variant with the height of the drawn layer of 10 m and the thickness of the drawn layer of 3.25 m**

Наименование	Номер опыта				
	1	2	3	4	5
Высота выпускаемого слоя, м	14,0	14,5	15,0	16,0	16,5
Толщина выпускаемого слоя, м	3,25	3,25	3,25	3,25	3,25
Глубина живого сечения потока, м	2,59	2,56	2,52	2,36	2,33
Глубина внедрения погрузочного органа в навал руды, м	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
Высота выработки, м	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5
Угол откоса рудной постели, град	40	39	40	40	41
Угол откоса сыпучего материала, град	46,5	45	46	45	46
Показатель $m$	0,11	0,11	0,11	0,12	0,12

Во всех трех опытах принят следующий гранулометрический состав руды: –3 мм (30 %); +3–5 (60 %); +5–7 (10 %). Предварительно готовилась навеска из трех фракций по их процентному соотношению, и смесь перемешивалась. Затем готовилась модель, и по разнице веса навески и остатка определялся фактический объем руды в исследуемом слое.

При  $m_p = 10$  м плотность руды в отбитом виде составила  $\rho_{\text{отб}} = 1,65 \text{ г}/\text{см}^3$ . При этом коэффициент разрыхления  $k_p = 1,69$ . При  $m_p = 14$  м  $\rho_{\text{отб}} = 1,82 \text{ г}/\text{см}^3$ ,  $k_p = 1,53$ . При  $m_p = 17$  м  $\rho_{\text{отб}} = 1,68 \text{ г}/\text{см}^3$ ,  $k_p = 1,66$ . При  $m_p = 26$  м  $\rho_{\text{отб}} = 1,65 \text{ г}/\text{см}^3$ ,  $k_p = 1,69$ .

Для выявления кинетики формирования фигуры выпуска по мере отгрузки рудной массы при ее засыпке укладывались окрашенные в синий цвет и подписаные реперы. Реперы изготавливались из подготовленного для моделирования материала: расположенные в руде – из мрамора, в породе – из щебня.

В период подготовки к моделированию выпуска руды из БДО 9-1-1-2 одного слоя фактического гранулометрического состава при  $m_p = 17$  м,  $b = 3,25$  м (рис. 4) реперы укладывались по руде и по породе. Всего установлено шесть слоев. Каждый слой укладывался горизонтально: первый слой – 4 ряда по 5 реперов в ряду; второй – 4 ряда по 7 реперов.

Укладка каждого ряда производилась в следующем порядке. Вначале над осью выработки помещался центральный репер, затем с интервалом 2 см от него в обе стороны – остальные.

Во время выпуска каждой модели фиксировались не только вес в каждом ковше рудной массы, руды и породы, но и на каком этапе происходило извлечение реперов. На основании компьютерной обработки полученных результатов физи-

ческого моделирования построены соответствующие схемы формирования фигуры выпуска для различных горно-технологических условий.

В дальнейшем при проведении серии опытов для каждой из мощностей рудного тела 10, 14, 17 и 26 м с целью определения высоты фигуры выпуска реперы укладывались только по породе выше рудного тела, в створе выпускного отверстия, в 2 ряда на слое по 4 репера в ряду, с расстояниями по вертикали 5 м выше контакта *руда–порода*, 2 ряда через 2 м и 6 рядов через 1 м. Высота фигуры выпуска определялась по выходу любого из реперов слоя. Используемые параметры:  $H_w$  – высота выработки, м;  $t$  – показатель, характеризующий степень подвижности частиц выпускаемой среды;  $Q$ ,  $Y$  – угол откоса рудной постели и угол естественного откоса сыпучего материала (определяются исходя из физического моделирования);  $L_w$  – глубина внедрения погрузочного органа в навал руды;  $L_{wn}$  – глубина живого сечения потока.

**Таблица 2. Расчет показателя свободы перемещения частиц среды в процессе выпуска по варианту с высотой выпускаемого слоя 14 м и толщиной выпускаемого слоя 3,25 м**

**Table 2. The analysis of the medium particles freedom indicator in the process of drawing for the variant with the height of the drawn layer of 14 m and the thickness of the drawn layer of 3.25 m**

Наименование	Номер опыта				
	1	2	3	4	5
Высота выпускаемого слоя, м	21	22	23	24	25
Толщина выпускаемого слоя, м	3,25	3,25	3,25	3,25	3,25
Глубина живого сечения потока, м	1,79	1,77	1,60	1,41	1,42
Глубина внедрения погрузочного органа в навал руды, м	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6
Высота выработки, м	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5
Угол откоса рудной постели, град	40	43	42	41	42
Угол откоса сыпучего материала, град	41	44	42	40	41
Показатель $t$	0,15	0,14	0,15	0,16	0,15

Используя полученные в процессе выпуска параметры, в каждом опыте определялся показатель свободы перемещения частиц среды  $t$ . Расчет показателя свободы перемещения частиц среды  $t$  по каждому варианту приведен в табл. 1–4.

При принятых условиях моделирования показатель свободы перемещения частиц среды в процессе выпуска определяется по следующей зависимости:  $t(H_\phi) = 0,0773 \times \ln(H_\phi) - 0,0917$ , где  $H_\phi$  – высота фигуры выпуска, м.

Данная эмпирическая зависимость заложена в математический аппарат моделирования выпуска руды в условиях, аналогичных физическому моделированию.

**Анализ результатов.** Результаты физического моделирования позволяют сделать следующие выводы. Кинематика развития фигуры выпуска определяет соотношение потерь и разубоживания при добыче под обрушенными породами. При торцевом выпуске для рассматриваемых условий увеличение высоты выше верхнего геологического контакта руды и породы приводит к повышению разубоживания налегающими обрушенными породами. Увеличение толщины – к дополнительному прихвату породы с торца выработки. Рост ширины позволяет снизить потери отбитой руды на боковых границах отбиваемого слоя.

Анализ формирования фигур выпуска для различных горно-технологических условий, проведенный на основе выполненного физического моделирования, показывает следующее.

Изменение мощности рудного тела с 10 до 17 и далее до 26 м при выпуске рудной массы приводит к снижению потерь руды. Потери и разубоживание сни-

жаются при увеличении высоты слоя при одинаковой ширине слоя, что говорит об увеличении степени вписывания фигуры выпуска в объем слоя.

Визуальные наблюдения за процессом выпуска рудной массы и полученные графические зависимости формирования фигуры выпуска показывают высокую концентрацию потерь отбитой руды на гребнях рудо-породных откосов. Данные

**Таблица 3. Расчет показателя свободы перемещения частиц среды в процессе выпуска по варианту с высотой выпускаемого слоя 17 м и толщиной выпускаемого слоя 3,25 м**

**Table 3. The analysis of the medium particles freedom indicator in the process of drawing for the variant with the height of the drawn layer of 17 m and the thickness of the drawn layer of 3.25 m**

Наименование	Номер опыта				
	1	2	3	4	5
Высота выпускаемого слоя, м	21,5	22,5	23,5	24,5	25,5
Толщина выпускаемого слоя, м	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Глубина живого сечения потока, м	1,04	1,02	0,84	0,74	0,67
Глубина внедрения погрузочного органа в навал руды, м	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6
Высота выработки, м	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5
Угол откоса рудной постели, град	42	41	42	45	43
Угол откоса сыпучего материала, град	39	38	38	40	38
Показатель $m$	0,145	0,141	0,150	0,152	0,152

потери могут быть уменьшены при оптимальном соотношении высоты, ширины и толщины отбиваемого слоя; при снижении расстояния между буродоставочными выработками и увеличении их ширины в условиях их устойчивого состояния.

**Таблица 4. Расчет показателя свободы перемещения частиц среды в процессе выпуска по варианту с высотой выпускаемого слоя 26 м и толщиной выпускаемого слоя 3,25 м**

**Table 4. The analysis of the medium particles freedom indicator in the process of drawing for the variant with the height of the drawn layer of 26 m and the thickness of the drawn layer of 3.25 m**

Наименование	Номер опыта				
	1	2	3	4	5
Высота выпускаемого слоя, м	26	27	28	29	30
Толщина выпускаемого слоя, м	3,25	3,25	3,25	3,25	3,25
Глубина живого сечения потока, м	1,20	1,23	1,02	1,04	0,74
Глубина внедрения погрузочного органа в навал руды, м	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6
Высота выработки, м	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5
Угол откоса рудной постели, град	40	42	41	42	45
Угол откоса сыпучего материала, град	38	40	38	39	40
Показатель $m$	0,17	0,16	0,17	0,16	0,17

**Заключение.** Сопоставление результатов натурных экспериментов с результатами физического моделирования показало достаточную сходимость по местам образования потерь и разубоживания, по подобию закономерностей истечения отбитой руды, по формированию фигуры выпуска. Следует отметить, что по отдельным отбиваемым слоям фактические величины потерь и разубоживания существенно отличались от экспериментальных, что объясняется качеством дробления при отбойке и выходом негабарита.

Потери отбитой руды также могут быть снижены за счет увеличения углов наклона рудо-породных откосов. Однако это приведет к увеличению потерь в неот-

битом виде, а возможно, и к увеличению разубоживания породами почвы при ослабленных межслоевых контактах руда–порода.

На основе физического моделирования определена зависимость показателя сыпучести среды от высоты фигуры выпуска и выполнено математическое моделирование выпуска.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Именитов В. Р., Ковалев И. А., Уралов В. С. Моделирование обрушения и выпуска руды. М.: МГИ, 1961. 151 с.
2. Малахов Г. М., Безух Р. В., Петренко П. Д. Теория и практика выпуска руды. М.: Недра, 1968. 310 с.
3. Куликов В. В. Выпуск руды. М.: Недра, 1980. 303 с.
4. Кабелко С. Г., Дунаев В. А., Герасимов А. В. Компьютерная технология прогнозной оценки показателей выпуска руды при разработке месторождений системами с обрушением руды и породы // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 8. С. 54–61.
5. Башков В. И. Расчет параметров и конструктивное оформление варианта системы разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2015. № 2 (108). С. 75–78.
6. Савич И. Н., Мустафин В. И. Перспективы применения и обоснование проектных решений при этажном и подэтажном торцевом выпуске руды // ГИАБ. 2015. № S1. С. 419–429.
7. Голик В. И., Белодедов А. А., Логачев А. В., Шурыгин Д. Н. Совершенствование параметров выпуска руд при подэтажном обрушении с торцовыми выпусками // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. 2018. № 1. С. 150–159.
8. Ермакова И. А. Установление параметров потока при выпуске руды в системах разработки с обрушением // Техника и технология горного дела. 2018. № 1. С. 4–11.
9. Kvapil R. Gravity flow of granular material in hoppers and bins. Part 1. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 1965. Vol. 2. P. 35–41.
10. Marano G. The interaction between adjoining draw points in free flowing materials and its application to mining. Chamber of Mines Journal. Zimbabwe. 1980. P. 25–32.
11. Laubscher D. H. Cave mining – the state of the art. The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. 1994. Vol. 94. No. 10. P. 279–293.
12. Rustan A. Gravity flow of broken rock – what is known and unknown. In Proceedings MassMin 2000, Brisbane. P. 557–567. Ed. G. Chitombo. The AusIMM, Melbourne. 2000.
13. Power G. R. Modelling granular flow in caving mines: large scale physical modelling and full scale experiments. PhD thesis. The University of Queensland, Brisbane. 2004.
14. Малофеев Д. Е. Развитие теории выпуска руды под обрушенными породами: монография. Красноярск: СФУ, 2007. 172 с.

Поступила в редакцию 9 июля 2019 года

#### Сведения об авторах:

**Малиновский Евгений Геннадьевич** – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры подземной разработки месторождений Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: meg2054@yandex.ru

**Ахпашев Богдан Андреевич** – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры подземной разработки месторождений Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: 79050863461@yandex.ru

**Голованов Алексей Иванович** – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры подземной разработки месторождений Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: sfu-prm@yandex.ru

**Гильдеев Александр Маликович** – горный инженер, ассистент кафедры подземной разработки месторождений Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: gildeevam@gmail.com

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-34-44

#### Comparing the results of physical modeling and full-scale experiment on ore face draw in the system of block caving for flat deposits

Evgenii G. Malinovskii<sup>1</sup>, Bogdan A. Akhpashev<sup>1</sup>, Aleksei I. Golovanov<sup>1</sup>, Aleksandr M. Gildeev<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia.

#### Abstract

**Introduction.** The task of ore and host rock caving method effective parameters determination in the conditions of thick flat deposits is by no means trivial due to a lack of adequate international and local

*experience. Optimal parameters of ore draw are therefore best determined based on physical and mathematical modeling, taking into account the data of full-scale experiments.*

**Research aim.** Based on physical and mathematical modeling and full-scale experiment data, the present research aims to identify the patterns of rock mass draw in the context of particular mining and geological conditions of a deposit. Using the obtained data on discharge figures formation kinematics, the research aims to determine the medium flowability indicators required to create a mathematical model of ore draw in similar conditions.

**Research methodology** includes physical modeling of the ore face draw with of the medium extraction and flowability indicators determination.

**Results.** Comparison of full-scale experiments results with physical modeling results revealed sufficient convergence in the areas of losses and dilution, in the similarity of broken rock draw patterns, in the draw figure formation. Base on physical modeling, the dependence between the medium flowability indicator and the discharge figure height required to mathematically simulate the draw.

**Summary.** The medium flowability characteristics, defined during physical modeling and full-scale experiments and incorporated in the mathematical model of draw, will allow to optimize the parameters of the development systems with ore and host rocks caving at thick flat deposits.

**Key words:** flat deposits; system of development; block-caving; face draw; physical modeling; full-scale experiment.

#### REFERENCES

1. Imenitov V. R., Kovalev I. A., Uralov V. S. *Modeling ore caving and discharge*. Moscow: MSU Publishing; 1961. (In Russ.)
2. Malakhov G. M., Bezukh R. V., Petrenko P. D. *Theory and practice of ore discharge*. Moscow: Nedra Publishing; 1968. (In Russ.)
3. Kulikov V. V. *Ore discharge*. Moscow: Nedra Publishing; 1980. (In Russ.)
4. Kabelko S. G., Dunaev V. A., Gerasimov A. V. Computer technology of forecast evaluation of ore drawing indicators at the development of deposits by systems with ore and rock caving. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2014; 8: 54–61. (In Russ.)
5. Bashkov V. I. Parameters analysis and design of the variant of sublevel caving development with face draw of the ore. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2015; 2 (108): 75–78. (In Russ.)
6. Savich I. N., Mustafin V. I. Perspectives of use and rationale design solutions of block (level) and sublevel face draw. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; S1: 419–429. (In Russ.)
7. Golik V. I., Belodedov A. A., Logachev A. V., Shurygin D. N. Improvement of parameters of production of ores at the subfloor collapse with face release. *Izvestia Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2018; 1: 150–159. (In Russ.)
8. Ermakova I. A. Setting of flow parameters during release of ore in caving systems. *Tekhnika i tekhnika gornogo dela = Journal of Mining and Geotechnical Engineering*. 2018; 1: 4–11. (In Russ.)
9. Kvapil R. Gravity flow of granular material in hoppers and bins. Part 1. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 1965; 2: 35–41.
10. Marano G. The interaction between adjoining draw points in free flowing materials and its application to mining. *Chamber of Mines Journal*. Zimbabwe. 1980; 25–32.
11. Laubscher D. H. Cave mining – the state of the art. *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*. 1994; 94 (10): 279–293.
12. Rustan A. Gravity flow of broken rock – what is known and unknown. In: *Proceedings MassMin 2000, Brisbane*. P. 557–567. Ed. G. Chitombo. The AusIMM, Melbourne. 2000.
13. Power G. R. *Modeling granular flow in caving mines: large scale physical modeling and full scale experiments*. PhD thesis. The University of Queensland, Brisbane. 2004.
14. Malofeev D. E. *Developing the theory of ore draw under the caved rock: monograph*. Krasnoyarsk: SFU Publishing; 2007. (In Russ.)

Received 9 July 2019

#### Information about authors:

**Evgenii G. Malinovskii** – PhD (Engineering), Associate professor, associate professor of the Department of Underground Mining, School of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: meg2054@yandex.ru

**Bogdan A. Akhpashev** – PhD (Engineering), Associate professor, associate professor of the Department of Underground Mining, School of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: 79050863461@yandex.ru

**Aleksei I. Golovanov** – PhD (Engineering), Associate professor, associate professor of the Department of Underground Mining, School of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: sfu-prm@yandex.ru

**Aleksandr M. Gildeev** – mining engineer, assistant lecturer, Department of Underground Mining, School of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: gildeevam@gmail.com

**Для цитирования:** Малиновский Е. Г., Ахпашев Б. А., Голованов А. И., Гильдеев А. М. Сравнение результатов физического моделирования и натурного эксперимента по торцевому выпуску руды при системе этажного принудительного обрушения для пологих залежей // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 34–44. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-34-44

**For citation:** Malinovskii E. G., Akhpashev B. A., Golovanov A. I., Gildeev A. M. Comparing the results of physical modeling and full-scale experiment on ore face draw in the system of block caving for flat deposits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2019; 7: 34–44 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-34-44

## Технологии крепления горных выработок глубоких горизонтов Октябрьского месторождения

Вохмин С. А.<sup>1\*</sup>, Курчин Г. С.<sup>1</sup>, Майоров Е. С.<sup>1</sup>,  
Кирсанов А. К.<sup>1</sup>, Костылев С. С.<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

\*e-mail: svokhmin@mail.ru

### Реферат

**Введение.** Совершенствование технологий крепления является одним из направлений повышения эффективности отработки месторождения, так как в зависимости от того, насколько корректно рассчитаны параметры крепления, могут существенно изменяться технико-экономические показатели строительства всей выработки. Крепление горных выработокрудных месторождений в условиях динамических проявлений горного давления – область, требующая дополнительных исследований в части повышения устойчивости горных выработок.

**Цель работы.** Исходя из того, что на текущий момент протяженность горных выработок может насчитывать десятки километров на одном руднике, актуальным становится вопрос о внедрении современных технологий их крепления, обеспечивающих экономическую выгоду для предприятия и безопасность для работающего персонала.

**Методология.** Выполнен анализ перспективных способов крепления горных выработок, основанных на демпфировании импульсного воздействия волн динамических напряжений на контуре выработок.

**Результаты.** В представленной работе приведены горно-геологические и горнотехнические аспекты отработки Октябрьского месторождения. Приведено описание наиболее распространенных видов горных крепей, таких как торкретбетон, штанговая (анкерная) крепь с металлической сеткой или без нее, податливая металлическая крепь, монолитная. Выделен ряд модификаций анкеров, позволяющих существенно повысить их несущую способность: комбинированный железобетонный анкер; анкер трубчатый гидрораспорный; анкер сталеполимерный замковый; железобетонный анкер с двухконусным контурным замком; сеймостойкая крепь.

**Выводы.** Анализ инновационных способов крепления горных выработок показал перспективность методов, основанных на демпфировании импульсного воздействия волн динамических напряжений на контуре выработок при помощи многослойных крепей, которые включают специальный амортизирующий слой.

**Ключевые слова:** крепь выработки; месторождение; выработка; участок; эффективность.

**Введение.** Крепление и поддержание в безопасном состоянии подземных горных выработок, пройденных на глубоких горизонтах месторождений, является одним из наиболее ответственных и ресурсоемких технологических процессов горного производства. Неверный выбор типа применяемой крепи (с недостаточной несущей способностью) предопределяет появление рисков внезапных обрушений, повышает вероятность разрушения участков выработки и, как следствие, незапланированных простоев в работе рудника. С другой стороны, использование крепи с излишней несущей способностью становится причиной роста капитальных затрат, а следовательно, существенного снижения прибыли компаний.

Октябрьское месторождение – одно из двух основных месторождений сульфидных медно-никелевых руд Талнахского рудного узла, который относится к Норильскому рудному району. Данный рудный узел является основой минерально-сырьевой базы ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель».

Октябрьское месторождение расположено на юго-западном склоне плато Хараелях. В нижних, естественных, частях интрузий габбро-долеритов и подстилающих их более старых породах сосредоточены главные запасы сульфидных медно-никелевых руд, которые залегают на глубине от 400 до 2000 м. Богатые руды слагают крупные пластины с практической равномерной мощностью и линзовидные тела. Среди добываемых минералов – пирротин, халькопирит, кубанит, пентландит. Многие минералы, к примеру сфалерит и галенит, добываются в качестве второстепенных. Халькопиритовые и кубанитовые руды выступают источником металлов платиновой группы, серебра, золота, селена и прочих ценных элементов.

Октябрьское месторождение разрабатывают подземным способом рудниками «Октябрьский», «Таймырский» и «Комсомольский». Работы производятся на глубинах до 1500 м. На обогатительной фабрике из руды получают никелевый, медный и пирротиновый концентраты, которые впоследствии отправляются на металлургический комбинат.

Строительные материалы, используемые рудниками, в основном местного производства: цемент, кирпич, щебень, ангидрит, песок, железобетон и др.

В ходе разработки месторождений полезных ископаемых рассматриваемого рудного узла используемые типы крепей до настоящего времени рассчитывались и конструировались исходя из того, что вокруг подземных выработок действует симметричное относительно вертикали поле напряжений. Крепление горных выработок в целом обеспечивало необходимую устойчивость их контура, однако нередко наблюдались случаи разрушения рекомендованных крепей, например в зонах тектонических нарушений на контактах геологических блоков [1, 2].

**Методы исследования.** Наблюдениями установлено, что на одинаковой глубине в одних случаях деформация проявлялась в качестве вывалов и разрушений кровли, в других случаях – в разрушении и осипании стенок выработки, а также пучении почвы из-за горных ударов. Данные факты, вместе с отмечаемой, как правило, асимметричной формой вывалов в закрепленных выработках, уже вызывали сомнения в правильности распространения существующих теоретических подходов на все возможные условия расположения горных выработок [3].

Крепление горных выработок рудных месторождений в условиях динамических проявлений горного давления – область, требующая дополнительных исследований в части повышения устойчивости горных выработок [4–6].

**Результаты.** В настоящее время в горной промышленности получили наибольшее распространение «традиционные» виды крепей: торкретбетон, штанговая (анкерная) крепь с металлической сеткой или без нее. Из поддерживающих конструкций активно используется податливая металлическая крепь в подготовительных выработках, а также монолитная бетонная – в капитальных [7].

Другие, более эффективные конструкции сейсмостойких комбинированных и многослойных крепей имеются лишь на стадии технических решений или испытаны в опытном порядке на отдельных рудниках [8, 9].

Наиболее интересны и перспективны предложения Г. Г. Мирзаева по креплению выработок. Опытные испытания проведены на Текелийском ГОКе, где были опробованы сплошные и стержневые сейсмические экраны, соединенные с анкерной крепью. Данный способ показал высокую эффективность данных крепей в условиях действия массовых взрывов [10].

Принцип действия следующий: анкеры-волноводы связываются с экраном в целостную пространственную конструкцию, а свободное место между естественной поверхностью выработки и экраном заполняется сейсмораспределительным слоем податливого материала. В данном случае динамические радиальные уси-

лия, действующие со стороны массива в сторону выработки, воспринимаются экраном и посредством анкеров передаются на участок, отстоящий от поверхности на расстояние, равное длине анкеров-волноводов. Такая связь обеспечивает перераспределение динамических растягивающих усилий на более значительную площадь и их передачу в глубину массива, где он нарушен в меньшей мере и пребывает в объемном напряженном состоянии [11].

Анализ инновационных способов крепления горных выработок показал перспективность методов, основанных на демпфировании импульсного воздействия волн динамических напряжений на контуре выработок при помощи многослойных крепей, которые включают специальный амортизирующий слой. В данных типах крепей амортизирующим слоем выступает малопрочный податливый материал типа вспенивающихся пластмасс, пенобетонов и т. п. [12].

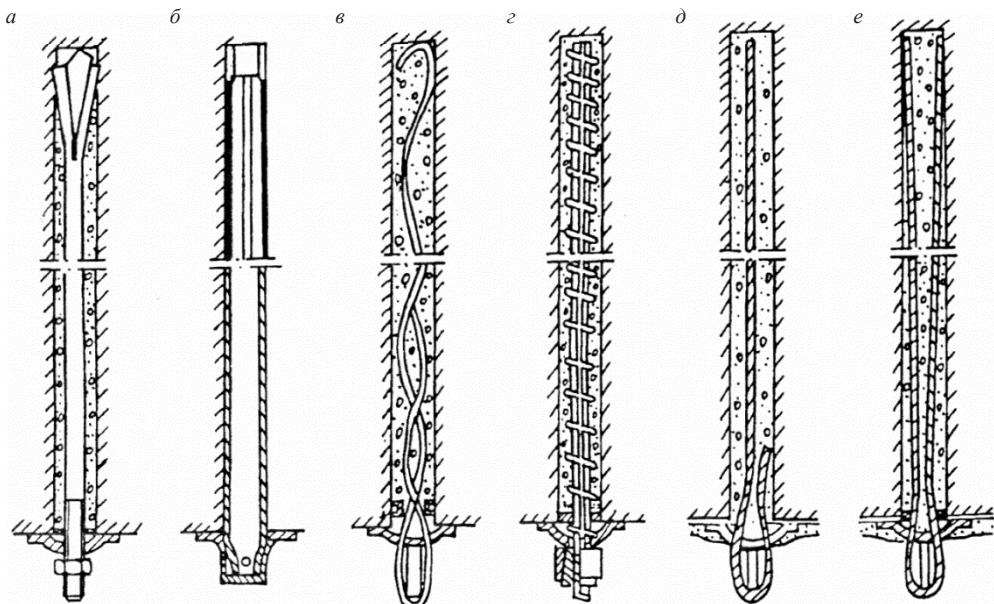


Рис. 1. Конструкции сейсмостойких анкеров:  
 а – комбинированный железобетонный; б – трубчатый гидрораспорный; в – троцебетонный;  
 г – сталеполимерный с универсальным опорным элементом; д, е – одно- и двухстержневой железобетонный  
 с клиновым опорным элементом

Fig. 1. Antiseismic anchoring structures:  
 a – combined cemented roof bolt; б – tubular hydraulic; в – cable bolt;  
 г – steel polymeric with universal support; д, е – single- or double-bar cemented with a wedge support

Среди традиционных крепей следует выделить модификации анкеров, позволяющие существенно повысить их несущую способность.

#### *Анкеры, вступающие в работу сразу после установки.*

Комбинированный железобетонный анкер (КЖБА), включающий серийно выпускаемый клинощелевой металлический анкер (КЛА) с измененным клином. Такая конструкция анкера позволяет закрепляться в скважине не только клинощелевым замком, но и имеет контакт с горной породой по всей длине за счет применения цементно-песчаного раствора, который используется для заполнения шпуря (рис. 1, а). С учетом такого сочетания комбинированный железобетонный анкер сразу вступает в работу после его установки, а после набора прочности бетона становится сплошным железобетонным анкером, обладая его вышеперечисленными достоинствами. Дополнительными достоинствами можно назвать

еще и то, что в конструкции комбинированного железобетонного анкера используется широко применяемый и серийно изготавливаемый КЛА, а технология заполнения скважин цементно-песчаным раствором уже хорошо освоена на рудниках. Стендовые и шахтные испытания КЖБА показали, что сразу после установки несущая способность анкера в среднем составила около 40 кН, а через сутки – больше 100 кН. Время установки одного анкера в среднем составило 4 мин 55 с (время на бурение шпура не учитывалось). Данная конструкция анкера прошла многочисленные испытания и была рекомендована к использованию в качестве основного элемента сейсмостойких крепей, применяемых на шахтах ОАО «Севуралбокситруда».

Для контроля несущей способности анкера данной конструкции рекомендовано использовать методы, широко применяемые для клинощелевых металлических анкеров (динамометрический ключ или типовой вытягиватель) [12].

*Анкер трубчатый гидрораспорный* (ТГА) типа «Свеллекс» (рис. 1, б) представляет собой конструкцию, состоящую из трубы С-образного поперечного сечения с заглушками на концах, которая закрепляется в скважине за счет давления, создаваемого жидкостью, нагнетаемой в трубу. За счет использования жидкости для закрепления анкера в скважине обеспечивается контакт с горной породой по всей его длине. Анкеры такой конструкции сразу вступают в работу, обладают высокой надежностью при закреплении, быстро возводятся и не требуют контроля после установки. По данным проведенных шахтных испытаний было установлено, что несущая способность анкера составляет 90–120 кН уже сразу после его установки, а время, затраченное на установку одного анкера, не превышает 1 мин (не учитывая бурение шпура). С учетом того, что ТГА обладают высокой стойкостью к сейсмическим воздействиям и сохраняют свою несущую способность при вытягивании (в пределах от 80 до 90 % от первоначальной), рекомендуется использовать данную конструкцию анкеров в качестве сейсмостойкой крепи. На предприятиях АО «Норильский никель» активно применяется ТГА типа «Свеллекс» [12].

*Анкер сталеполимерный замковый* (СПАЗ) (рис. 1, г) и сталеполимерный сплошной анкер (СПАС) представляют собой конструкцию, состоящую из арматурного стержня, ампул (это может быть одна или несколько ампул) с использованием полимербетона, металлической гайки и опорной плитки. Быстрые сроки твердения (в среднем до 3–5 мин) достигаются за счет правильно подобранных составов, состоящего из высокопрочного быстротвердеющего полимербетона. Так, например, если длина заделки составляет 400 мм, несущая способность анкеров с начала их установки составляет 60 кН (через 0,5 ч), 80 кН (через 1 ч), 140 кН (через 2 ч) и 180 кН (через 24 ч). Данный вид крепи можно рекомендовать в качестве сейсмостойкой крепи, так как она быстро вступает в работу, обладает высокой несущей способностью и стойкостью к сейсмическим воздействиям. Данный вид крепи обеспечивает высокую эффективность упрочнения массива.

#### *Анкеры, вступающие в работу через некоторое время после установки.*

*Железобетонный анкер с двухконусным контурным замком* (ЖБА2К). При его изготовлении используется арматурная сталь периодического профиля диаметром 18–20 мм.

Для того чтобы предотвратить утечку раствора во время установки, на конец арматурного стержня надевается уплотнительная манжета. Нужно отметить, что при использовании данной конструкции анкера либо самостоятельно, либо совместно с набрызгбетоном опорная плитка не устанавливается. При использовании опорных элементов и решетчатой затяжки, которые рекомендованы в неустойчивых горных породах, на контурном конце железобетонного анкера

устанавливают и закрепляют двухконусную втулку. По итогам проведенных испытаний было установлено, что несущая способность замка составляет 80–140 кН. При динамических воздействиях замок работает в податливом режиме нарастающего сопротивления. Основным преимуществом данной крепи является то, что достаточно просто можно осуществлять визуальный и инструментальный контроль процесса ее монтажа, причем в любой момент после процесса возведения. Если же использовать быстротвердеющие растворы, обладающие высокими прочностными характеристиками, то крепь может вступать в работу уже в первые сутки после установки. В данном случае в качестве временной крепи на призабойном участке можно использовать набрызгбетон, клинощелевой металлический анкер, а также комбинированный железобетонный анкер.

*Сейсмостойкая крепь* представляет собой железобетонный двухстержневой анкер с петлевым концом (ЖБА 2П) (рис. 1, *д, е*). Его конструкция отличается от конструкции ЖБА1П тем, что арматура периодического профиля 12–14 мм в диаметре. Она легко гнется и используется для изготовления стержня анкера. Для этого арматура складывается вдвое и на конце анкера образуется петля, которая используется для клина на контурном конце. Данная конструкция анкера удобна для закрепления низких выработок высотой до 3 м, так как его длина 3,4–4,5 м, а также при установке «гребенки», «подвесок» или «кустов».

В настоящее время в связи с увеличением объемов проходки горных выработок на подземных рудниках ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» возрастает необходимость повышения эффективности управления кровлей за счет сокращения времени крепления и увеличения надежности крепей при положительном и значительном тепловом режиме в горных выработках.

**Обсуждение.** Представленные конструкции сейсмостойких крепей могут быть использованы на глубоких горизонтах рудников ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель». Проведенный анализ инновационных способов крепления горных выработок показал перспективность методов, основанных на демпфировании импульсного воздействия волн динамических напряжений на контуре выработок при помощи многослойных крепей, которые включают специальный амортизирующий слой. Экономически целесообразно использовать сейсмостойкие крепи. Сейсмическая стойкость крепи повышается как за счет сейсмоэкранирующего эффекта самой анкерной крепи, так и за счет дополнительного поглощения остаточных сейсмоперемещений податливым материалом на контактах пород и анкеров с бетоном.

Другим перспективным направлением является внедрение способов возведения сейсмостойких бетонных крепей, основанных на использовании покрытия из низкомодульного материала, выполняющего функцию антисейсмического экрана и обеспечивающего сохранность бетонной обделки при сейсмоподвижках пород, и крепление каркаса разборно-переставной щитовой опалубки для возведения бетонной обделки (при этом для исключения жесткого контакта концов анкерных штанг с бетонной обделкой при сейсмоподвижках на концы штанг надевают резиновые обоймы).

**Заключение.** Совершенствование технологий крепления является одним из направлений повышения эффективности отработки месторождения. В зависимости от того, насколько корректно рассчитаны параметры крепления, могут существенно изменяться технико-экономические показатели строительства выработки.

Согласно [13, 14], в настоящее время наблюдается рост объемов добычи, что неминуемо повлечет за собой увеличение масштабов строительства горных выработок, в том числе и на более глубоких горизонтах.

Исходя из того, что на текущий момент протяженность горных выработок на одном руднике может насчитывать десятки километров, актуальным становится вопрос о внедрении современных технологий крепления, обеспечивающих экономическую выгоду для предприятия и безопасность для работающего персонала.

*Работа в данном направлении ведется коллективом кафедры «Шахтное и подземное строительство» ФГАОУ ВО Сибирский федеральный университет в рамках гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых – кандидатов наук (МК-1178.2018.8).*

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тетерюк В. А. Поиски богатых медно-никелевых руд на восточных флангах рудника «Скалистый». Норильск: НИИ, 2011. 209 с.
2. Богданов М. Н. Регламент технологических производственных процессов по выемке сульфидных руд камерной системой разработки с закладкой твердеющими материалами на руднике «Комсомольский» рудоуправления «Талнахское» ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель». Норильск, 2004. 66 с.
3. Трушко О. В. Виды и конструкции сейсмостойких крепей, применяемых при разработке рудных месторождений. Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2016. Вып. 1. С. 120–130.
4. Kang H. Support technologies for deep and complex roadways in underground coal mines: a review. Int. J. Coal Sci. Technol. 2014. No. 1. P. 261.
5. Guofeng L. I., Manchao H. E., Guofeng Zhang, Zhigang Tao. Deformation mechanism and excavation process of large span intersection within deep soft rock roadway. Mining Science and Technology (China). 2010. Vol. 20. Issue 1. P. 28–34.
6. Luo Y. Research on backfill technology with U-steel support in soft rock roadway in deep mine. Chin. Q. Mech. 2009. No. 30(3). P. 488–494.
7. Коробкин В. И., Передельский В. И. Инженерная геология и охрана природной среды. Ростов н/Д: РГУ, 2013. 348 с.
8. Протосеня А. Г., Огородников Ю. Н. Крепь горных выработок глубоких рудников. М.: Недра, 1984. 252 с.
9. Способ возведения сейсмостойкой бетонной крепи: пат. 2509893 Рос. Федерации. № 2012130548/03; заявл. 17.07.2012; опубл. 20.03.2014. Бюл. № 8. 7 с.
10. Дианов В. М., Еремин В. И. Испытания сталеполимерной анкерной крепи в условиях интенсивного проявления горного давления // Вопросы совершенствования технологии подземных горных работ: сб. научн. тр. Апатиты, 1976. С. 31–36.
11. Владимирская А. Р. Почвоведение и инженерная геология. СПб: Лань, 2016. 258 с.
12. Ивановский Э. С. Эффективные методы проведения горных выработок и разработка месторождений на больших глубинах и борьба с горными ударами (зарубежный опыт). М.: Цветмет-информация, 1975. 44 с.
13. Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Kirsanov A. K., Lobatsevich M. A., Shigin A. O., Shigina A. A. Prospects of the use of grain-size composition predicting models after explosion in open-pit mining. International Journal of Mechanical Engineering and Technology (IJMET). 2018. Vol. 9. Issue 4. P. 1056–1069.
14. Reichl C., Schatz M., Zsak G. World Mining Data. Vol. 34. Mineral production. Vienna, 2019. 264 p.

Поступила в редакцию 31 мая 2019 года

#### Сведения об авторах:

**Вохмин Сергей Антонович** – кандидат технических наук, профессор, заведующий кафедрой шахтного и подземного строительства Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: svokhmin@mail.ru

**Курчин Георгий Сергеевич** – кандидат технических наук, доцент кафедры шахтного и подземного строительства Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: kurchinGS@mail.ru

**Майоров Евгений Сергеевич** – старший преподаватель кафедры шахтного и подземного строительства Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: maiores@yandex.ru

**Кирсанов Александр Константинович** – ассистент кафедры шахтного и подземного строительства Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: akirсанов@sfu-kras.ru

**Костылев Сергей Сергеевич** – аспирант кафедры шахтного и подземного строительства Института горного дела, геологии и геотехнологий Сибирского федерального университета. E-mail: sergey.kostylevv@gmail.com

## An overview of deep horizons excavation lining technologies at Oktyabrsky deposit

Sergei A. Vokhmin<sup>1</sup>, Georgii S. Kurchin<sup>1</sup>, Evgenii S. Maiorov<sup>1</sup>, Aleksandr K. Kirsanov<sup>1</sup>,  
Sergei S. Kostylev<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia.

### Abstract

**Introduction.** Lining technologies development is a way of improving the efficiency of field development as soon as technical and economic indicators of the whole excavation construction may vary significantly depending on how correctly the lining parameters are calculated. Mine lining at ore deposits in the conditions of dynamic manifestation of rock pressure is a field that requires additional research as far as mine stability improvement is concerned.

**Research aim.** As soon as excavation length may currently total tens of kilometers at one mine, the problem of implementing modern technologies of mine lining ensuring economic benefit for enterprises and personnel safety becomes more relevant.

**Methodology.** Promising methods of mine lining were analysed based on impulse excitation damping of dynamic stress waves at the contour of excavation.

**Results.** The paper presents mining-geological and mine engineering aspects of Oktyabrsky deposit development. A description of the most common types of mine lining is given, such as shotcrete, bolting (anchor) with or without metal grid, metal pliable lining, monolithic. A number of anchor variants have been distinguished, allowing to significantly increase their bearing capacity: combined reinforced concrete anchor; hydraulic thrust tubular anchor; resin-grouted thrust anchor; reinforced concrete anchor with double cone contour lock; seismic resistant lining.

**Summary.** An analysis of innovative ways of securing mine workings has shown the promise of methods based on damping the impulse effect of dynamic stress waves on the contour of the workings with the help of multilayer supports, which include a special damping layer.

**Key words:** mine support; deposit; mine working; plot; efficiency.

**Acknowledgements:** The research in the current direction is carried out by the staff of the Underground Mining Department, FSAEI HE Siberian Federal University, under the RF President grant for the governmental support of young Russian scientists holding a PhD (MK-1178.2018.8).

### REFERENCES

1. Teteriuk V. A. *Rich copper-nickel ore prospecting at Skalisty mine eastern flank*. Norilsk: NII Publishing; 2011. (In Russ.)
2. Bogdanov M. N. *Standard operating procedures on sulphide ore extraction by room and pillar with hardening materials filling at Komsomolsky mine of Talnakh mine group of PJSC MMC Norilsk Nickel*. Norilsk; 2004. (In Russ.)
3. Trushko O. V. Types and designs of antisismic lining a used in the development of ore deposits. *Izvestia Tulsogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2016; 1: 120–130. (In Russ.)
4. Kang H. Support technologies for deep and complex roadways in underground coal mines: a review. *Int. J. Coal Sci. Technol.* 2014; 1: 261.
5. Guofeng L. I., Manchao H. E., Guofeng Zhang, Zhigang Tao. Deformation mechanism and excavation process of large span intersection within deep soft rock roadway. *Mining Science and Technology (China)*. 2010; 20 (1): 28–34.
6. Luo Y. Research on backfill technology with U-steel support in soft rock roadway in deep mine. *Chin. Q. Mech.* 2009; 30(3): 488–494.
7. Korobkin V. I., Peredelskii V. I. *Engineering geology and environmental protection*. Rostov-on-Don: RSU Publishing; 2013. (In Russ.)
8. Protosenia A. G., Ogorodnikov Iu. N. *Deep mines working support*. Moscow, Nedra Publishing; 1984. (In Russ.)
9. Smirnov V. A., Protosenia A. G., Anpilov O. V., Vasiukhno M. A., Demekhin D. N. Antiseismic concrete lining method. Patent RF no. 2509893, 2014. (In Russ.)
10. Dianov V. M., Eremin V. I. Steel polymer anchoring testing in the conditions of mine stress intensive manifestation. In: *The items of underground works technological advancement: proceedings*. Apatites; 1976: 31–36. (In Russ.)
11. Vladimirskaia A. R. *Soil sciences and engineering geology*. St. Petersburg: Lan Publishing; 2016. (In Russ.)
12. Ivanovskii E. S. *Effective methods of deep mining and field exploration and rockburst protection (foreign experience)*. Moscow: Tsvetmet-informatsia Publishing; 1975. (In Russ.)

13. Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Kirsanov A. K., Lobatsevich M. A., Shigin A. O., Shigina A. A. Prospects of the use of grain-size composition predicting models after explosion in open-pit mining. *International Journal of Mechanical Engineering and Technology (IJMET)*. 2018; 9 (4): 1056–1069.
14. Reichl C., Schatz M., Zsak G. World Mining Data. Vol. 34. *Mineral production*. Vienna; 2019. 264 p.

Received 31 May 2019

**Information about authors:**

**Sergei A. Vokhmin** – PhD (Engineering), Professor, Head of the Underground Mining Department, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: svokhmin@mail.ru

**Georgii S. Kurchin** – PhD (Engineering), associate professor of the Underground Mining Department, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: kurchinGS@mail.ru

**Evgenii S. Maiorov** – senior lecturer, Underground Mining Department, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: maiores@yandex.ru

**Aleksandr K. Kirsanov** – assistant lecturer, Underground Mining Department, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: akirсанов@sfu-kras.ru

**Sergei S. Kostylev** – PhD student, Underground Mining Department, Institute of Mining, Geology and Geotechnology, Siberian Federal University. E-mail: sergey.kostylevv@gmail.com

**Для цитирования:** Вокхмин С. А., Курчин Г. С., Майоров Е. С., Кирсанов А. К., Костылев С. С. Технологии крепления горных выработок глубоких горизонтов Октябрьского месторождения // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 45–52. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-45-52

**For citation:** Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Maiorov E. S., Kirsanov A. K., Kostylev S. S. An overview of deep horizons excavation lining technologies at Oktyabrsky deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 7: 45–52 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-45-52

## Обзор технологии скважинной гидродобычи для разработки глубокозалегающих, погребенных и обводненных россыпных месторождений

Гевало К. В.<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

e-mail: [gevalokirill@yandex.ru](mailto:gevalokirill@yandex.ru)

### Реферат

**Введение.** В настоящее время значительная часть запасов россыпных месторождений золота на территории Дальнего Востока сосредоточена в недрах глубокозалегающих и погребенных россыпей. Способ скважинной гидродобычи позволяет разрабатывать глубокие и сильнообводненные месторождения с ограниченными запасами, эксплуатация которых открытым или подземным способом экономически нецелесообразна. Добыча полезных ископаемых данным способом основана на превращении разрабатываемой горной массы в гидросмесь на месте залегания путем гидромеханического воздействия и транспортирования ее на поверхность в виде пульпы по трубам.

**Цель работы.** На основе научных открытий и практического опыта российских ученых и производственников обосновать возможность применения способа скважинной гидродобычи при отработке глубокозалегающих погребенных и обводненных россыпных месторождений Дальнего Востока.

**Методы исследования.** В процессе исследования использованы методы систематизации, сравнительного, факторного и системного анализа.

**Результаты.** Проведенный анализ показал, что в Дальневосточном регионе имеются значительные запасы россыпного золота, находящегося в глубокозалегающих и обводненных россыпях, эксплуатация которых в современных условиях является нерентабельной. Предложен способ скважинной гидродобычи, который позволяет отрабатывать такие месторождения с низкими эксплуатационными затратами, высокой производительностью, незначительным воздействием на окружающую среду.

**Выводы.** Способ скважинной гидродобычи позволит значительно увеличить объем добычи золота за счет вовлечения в эксплуатацию глубокозалегающих и обводненных россыпных месторождений, отработка которых ранее считалась нерентабельной, при этом существенно снизить себестоимость добычи и уровень капитальных вложений.

**Ключевые слова:** скважинная гидродобыча; россыпное месторождение золота; глубокозалегающие месторождения; технология разработки; обводненные месторождения.

**Введение.** Золотодобывающая промышленность занимает важное место в экономике России. В настоящее время значительная часть запасов россыпных месторождений золота на территории Дальнего Востока сосредоточена в недрах глубокозалегающих и погребенных россыпей. По горно-геологическим условиям россыпные месторождения являются наиболее благоприятными объектами для скважинной гидродобычи: продуктивный пласт в них представлен легкоразрушающимися, несвязанными или слабосвязанными породами. Талые россыпи обычно обводнены, что позволяет применять для подъема песков высокопроизводительное эрлифтное оборудование. Мерзлые россыпи имеют преимущество устойчивой кровли продуктивного пласта, что позволяет извлекать из скважины значительные объемы песков. Покрывающие породы относятся к III–IV категории буримости, что делает относительно недорогим бурение по этим породам. В по-

следнее время выявлены и разведываются все новые погребенные месторождения золота, залегающие на глубине от 40 до 300 м. Содержание в них металла нередко достигает десятков граммов на кубический метр пласта, что делает эти россыпи весьма перспективными для отработки способом скважинной гидродобычи (СГД). В Хабаровском крае прогнозные ресурсы данных россыпей оцениваются в 285 т [1–5].

На фоне сокращения запасов для отработки открытым и подводным способами и больших технических и технологических трудностей, значительных капиталовложений и эксплуатационных затрат при подземной разработке погребенных россыпей возрастают перспективы золотодобычи способом СГД. В отличие от открытого и подземного способа мобильные комплексы СГД обеспечивают рентабельную добычу даже на небольших по запасам золота погребенных россыпях. Все это говорит об актуальности создания эффективной технологии скважинной гидродобычи полезных ископаемых из россыпных месторождений [6, 7].

**Целью исследования** является обоснование необходимости более полного и эффективного технологического решения по разработке песков россыпных месторождений методом скважинной гидродобычи.

Исходя из цели исследования сформулированы следующие задачи:

- выбор и обоснование системы разработки россыпного месторождения, позволяющей снизить себестоимость продукции и повысить полноту извлечения запасов, в том числе и забалансовых;
- исследование эффективности отработки месторождения в зависимости от выбора оборудования и его параметров;
- оценка снижения техногенной нагрузки на экосистемы.

**Методической основой** исследований послужили разработки В. Ж. Аренса, Н. И. Бабичева и А. С. Хрулева [8–11].

В. Ж. Аренс выделяет три основных варианта систем разработки: сплошная выемка; с оставлением устойчивых целиков различной формы; с закладкой выработанного пространства. Н. И. Бабичевым предложена развернутая классификация систем разработки способом скважинной гидродобычи, в которой для разделения систем на классы принят порядок очистной выемки, определяющий состояние очистного пространства во время его отработки. Классификация систем разработки способом СГД приведена в табл. 1.

Оценка снижения техногенной нагрузки на экологические системы района разработки методом скважинной гидродобычи показала, что по сравнению с открытой системой разработки разница является существенной, а именно:

- отсутствие вскрышных пород позволит сохранить в целостности культурный слой почвы, а при разработке обводненных месторождений в затопленной камере – режим поверхностных и подземных вод.
- процесс рекультивации сводится к ликвидации добычных и разведочных скважин, планировке территории и передаче отведенной под участок земли в народнохозяйственное пользование;
- полностью снимается вопрос вентиляции, который возникает при разработке глубокозалегающих погребенных месторождений открытым способом;
- применение гидравлической закладки отходами обогащения отработанных камер может существенно уменьшить объем хвостохранилищ, которые являются источниками запыленности окружающей среды, а также уменьшить площадь земельных отводов под них.

**Технология скважинной гидродобычи.** Данный способ добычи полезных ископаемых основан на превращении разрабатываемой горной массы в гидросмесь на месте залегания путем гидромеханического воздействия и транспортиро-

вания ее на поверхность в виде пульпы по трубам. Этот способ позволяет разрабатывать глубокие и сильнообводненные месторождения с ограниченными запасами, эксплуатация которых открытым или подземным способом экономически нецелесообразна.

В общем случае технология СГД заключается в следующем [8–14]: после проведения детальной разведки и планировки участка месторождения производится его вскрытие. Оно осуществляется путем бурения добычных скважин диаметром 250–500 мм, обычно до плотика. Далее производятся подготовительные работы,

**Таблица 1. Классификация систем разработки способом СГД**

**Table 1. Classification of field development systems by the method of borehole hydraulic mining**

Номер	Система разработки	Условия
1.	Система разработки с открытым очистным пространством: камерно-столбовые (со сплошной выемкой, потолкоуступные и почвоуступные) и бесцеликовые	При устойчивости покрывающих пород, достаточной для кратковременного обнажения кровли
2.	Система разработки с креплением очистного пространства: с анкерной крепью и с креплением железобетонными столбами	При недостаточной устойчивости руды и налегающих пород. Ценные руды
3.	Система разработки с закладкой очистного пространства: камерно-столбовые (со сплошной выемкой, потолкоуступные, почвоуступные) и бесцеликовые	Так же, как в 1, но при особо ценных рудах или необходимости сохранения поверхности
4.	Система разработки с креплением и закладкой очистного пространства: камерно-столбовые (со сплошной выемкой, потолкоуступные, почвоуступные) и бесцеликовые	Так же, как в 2, но при особых ценных рудах или сохранении поверхности
5.	Система разработки с обрушением руд и вмещающих пород: с самообрушением руды, с подсечкой и самообрушением, с принудительным обрушением, с применением гибкого разделяющего перекрытия	При мощных рудных пластах, неустойчивых налегающих породах и когда допускается проседание поверхности
6.	Система разработки СГД с последующим выщелачиванием металла из руд	При слабосвязанных и связанных рудах, поддающихся выщелачиванию после создания искусственной проницаемости

в результате которых осуществляется подача воды, сжатого воздуха и электроэнергии на добычной полигон. Дезинтегрированные струей воды гидромонитора пески подаются на поверхность в виде гидросмеси и далее гидротранспортируются в приемный бункер обогатительной фабрики или формируют карту намыва для складирования. Отработка тела залежи может осуществляться одиночными камерами с оставлением межскважинных целиков или сплошным забоем в отступающем порядке с управляемой посадкой покрывающих пород. Возможен вариант управления горным давлением путем закладки отработанных камер отходами обогащения или пустыми породами с последующей отработкой межкамерных целиков. После отработки участка производится его рекультивация, которая заключается в ликвидации добычных скважин, уборке и планировке, посадке леса или сейнии трав.

Схема разработки россыпного месторождения методом скважинной гидродобычи приведена на рис. 1.

Опытные работы по скважинной гидродобыче начались в России в середине 1960-х гг. Накоплен значительный опыт в использовании данной технологии при проведении опытно-промышленных и добычных работ; разрабатывались месторождения титан-циркониевых песков Западной Сибири, на Тарской россыпи по-

строен опытно-промышленный комплекс с производительностью до 40 тыс. м<sup>3</sup> в год, добывались фосфориты на Верхнекамском месторождении, золото в Якутии и т. д. [13].

**Анализ и обсуждение.** При разработке глубокозалегающих погребенных россыпей способом скважинной гидродобычи необходимо учитывать их горно-геологические особенности. Наиболее распространенными являются маломощные аллювиальные россыпи, мощность продуктивного слоя которых составляет обычно 40–60 см и он приурочен к контакту с подстилающими коренными

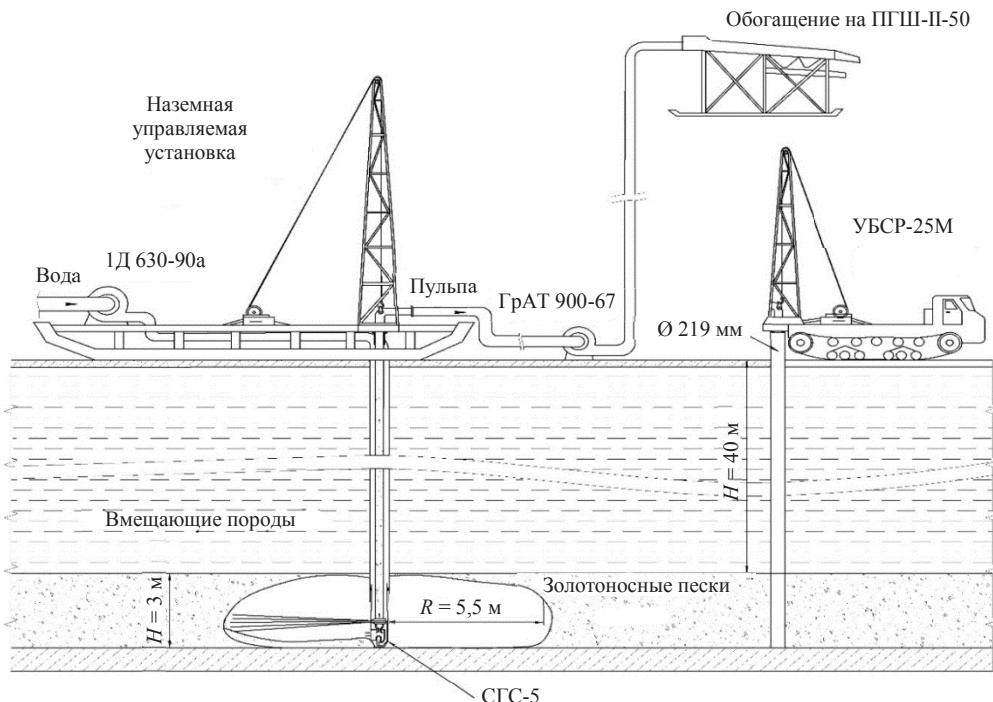


Рис. 1. Схема разработки россыпного месторождения методом скважинной гидродобычи  
Fig. 1. The scheme of developing a placer deposit by the method of borehole hydraulic mining

породами. Средняя мощность продуктивного пласта характерна для средней и нижней части россыпи. Как правило, при образовании таких россыпей не происходило глубокого проникновения золота в подстилающие коренные породы, поэтому данный тип россыпи будет перспективным для отработки способом СГД. Мощные погребенные россыпи безусловно будут наиболее перспективными объектами скважинной гидродобычи, так как их большая мощность обеспечивает необходимый объем добычи из скважин. Глубина залегания погребенных россыпей изменяется от 15 до 300 м. Чем меньше глубина россыпи, тем больше вероятность просадки поверхности в процессе отработки, что определяет выбор системы разработки. Из опыта СГД при глубине более 170 м образования провалов на поверхности не зафиксировано [10].

Преимущества способа СГД:

- низкие капитальные вложения при строительстве участков добычи (до 8 раз меньше, чем при строительстве карьера);
- быстрая окупаемость производства;
- небольшой срок ввода в эксплуатацию;

- высокая производительность и безопасность труда;
- гибкость производства, обусловленная возможностью изменения добычного участка в широких пределах путем изменения количества добычных агрегатов;
- низкое негативное воздействие на окружающую среду.

К недостаткам данного способа можно отнести:

- ограничение использования для месторождений, имеющих большой процент крупных включений (гравия, валунов);
- более высокие потери полезных ископаемых по сравнению с открытым способом из-за несовершенства добычных агрегатов.

**Таблица 2. Распределение капитальных затрат и себестоимости при СГД**

**Table 2. Capital costs and prime costs distribution at borehole hydraulic mining**

Наименование объектов, работ и затрат	Капитальные затраты, %	Себестоимость, %
Подготовка поверхности	7,0	8,0
Бурение скважин	8,0	19,0
Гидродобыча	18,0	41,0
Гидротранспорт	5,0	14,0
Складирование и отгрузка	12,0	18,0
Вспомогательные объекты	35,0	–
Прочие затраты	15,0	–
<i>Итого</i>	100,0	100,0

Технико-экономические показатели метода СГД определяются исходными горнотехническими условиями разработки и принимаемыми техническими и технологическими решениями. К горнотехническим условиям разработки относятся: глубина залегания песков, геометрические параметры пласта песков и положение в пространстве, прочностные характеристики покрывающих пород и продуктивной залежи, гидрогеологические характеристики месторождения и т. д.

Способ СГД, в отличие от традиционных способов открытой разработки полезных ископаемых, позволяет существенно снизить себестоимость добычи и уровень капитальных вложений. Примерные затраты на осуществление добычи методом СГД приведены в табл. 2 [10].

Анализ структуры капитальных затрат на строительство различных объектов предприятия СГД показывает, что из объектов основного производственного назначения наибольшие капиталовложения приходятся на объекты водоснабжения, энергетического хозяйства, карту намыва, скважины и гидродобывающие агрегаты.

В себестоимости определяющую роль играют затраты на бурение, электроэнергию и гидротранспорт (суммарно 56 %). Целесообразность применения тех или иных технических и технологических решений при СГД определяется на стадии проектирования при выборе оптимальных технологических параметров.

**Выводы.** Внедрение способа СГД позволит:

- значительно увеличить объем добычи за счет вовлечения в эксплуатацию запасов золота глубокозалегающих россыпных месторождений, отнесенных к забалансовым (для открытой разработки);
- на втором этапе использование комбинированной системы разработки (скважинной гидродобычи совместно с открытым способом отработки месторождения) позволит включить в единый технологический процесс добычу, переработку и рекультивацию нарушенных земель;

– на третьем этапе использование скважинной гидродобычи как основного способа разработки на глубокозалегающих погребенных россыпных месторождениях значительно снизит техногенную нагрузку на экосистемы за счет уменьшения площади отчуждаемых земель под отвалы вскрышных пород и хвосты обогащения.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Сорокин А. П., Ван-Ван-Е А. П. Атлас основных золотороссыпных месторождений юга Дальнего Востока и их горно-геологические модели. Благовещенск-Хабаровск: ДВО РАН, 2000. 333 с.
2. Litvitsev V., Alexeev V., Kradenykh I. The technology of development of residue objects of precious metals placer deposits // E3S Web of Conferences. 2018. Vol. 56. DOI: 10.1051/e3sconf/20185601005
3. Litvitsev V. Rational development of noble metal placer mining waste in the East of Russia // Journal of Mining Science. 2015. No. 51. P. 118–123.
4. Litvitsev V., Sas P. Current State and Main Directions of Innovative Development of Placer Gold Mining in Far East Federal District // E3S Web of Conferences. 2018. Vol. 56. DOI: 10.1051/e3sconf/20185604004
5. Мирзеханов Г. С., Литвинцев В. С. Состояние и проблемы освоения техногенных россыпных месторождений благородных металлов в Дальневосточном регионе // Горный журнал. 2018. № 10. С. 25–30.
6. Рочев В. Ф. О возможности применения скважинной гидродобычи на золотоносных россыпях Южной Якутии // Горный журнал. 2016. № 9. С. 50–53.
7. Британ И. В. Состояние скважинной гидродобычи. Кризис или дальновидность? // Недропользование 21 век. 2013. № 6. С. 46–51.
8. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых / В. Ж. Аренс, Г. Х. Хчаян [и др.]. М.: Горная книга, 2001. 293 с.
9. Аренс В. Ж., Хчаян Г. Х., Хрулев А. С. Скважинная гидродобыча песков с хозяйственным использованием образовавшихся пустот в условиях вечной мерзлоты // Горный журнал. 2013. № 10. С. 79–82.
10. Хрулев А. С. Технология скважинной гидродобычи золота из погребенных многолетнемерзлых россыпей: автореферат дис. ... д-ра техн. наук. М., 2002. 48 с.
11. Бабичев Н. И., Николаев А. Н. Разработка погребенных россыпей и залежей строительных материалов с использованием скважинной гидродобычи // Гидромеханизация–2000: Тематическое приложение к ГИАБ. М.: МГГУ, 2000. С. 24–29.
12. Нищевич О. А., Цурло Е. Н., Янушенко А. П. Опыт определения объема и формы добычной камеры при скважинной гидродобыче // Горный журнал. 2011. № 2. С. 31–35.
13. Хрулев А. С. Особенности скважинной гидродобычи золотосодержащих песков из мощных глубокозалегающих россыпей. ГИАБ. 2001. № 9. С. 142–145.
14. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых / В. Ж. Аренс, Н. И. Бабичев [и др.]. М.: Горная книга, 2007. 291 с.

Поступила в редакцию 7 мая 2019 года

#### **Сведения об авторах:**

**Гевало Кирилл Васильевич** – аспирант, инженер лаборатории разработки россыпных месторождений Института горного дела ДВО РАН. E-mail: gevalokirill@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-53-59

#### **The review of the hydraulic borehole mining technology for development of deep-seated buried and watered placer deposits**

**Kirill V. Gevalo<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Institute of Mining FEB RAS, Khabarovsk, Russia.

#### **Abstract**

**Introduction.** Today, a large part of the placer gold deposits in the Far East is concentrated in the depths of buried and concealed placers. The hydraulic borehole mining method allows to develop deep and heavily watered marginal fields, the exploitation of which by the open-pit or underground methods is economically unsound. Extraction of minerals by the hydraulic borehole mining method is based on transformation of a developed rock mass into a hydraulic mixture in place by hydromechanical impact and its transportation to the surface in the form of a pulp through pipes.

**Research aims.** To justify the possibility of applying the hydraulic borehole mining method in development of deep-seated buried and watered placer deposits of the Far East on the basis of scientific discoveries and practical experience of Russian scientists and manufacturers.

**Research methods.** The methods of systematization, comparative, component and system analysis were used in course of the research.

**Results.** The carried-out analysis testified that there are considerable placer gold deposits in the Russian Far East, which are in buried and watered placers, the exploitation of which under current conditions is unprofitable. The hydraulic borehole mining method, which will allow to develop such fields with low operational costs, high productivity, low environmental impact, is proposed.

**Conclusions.** The hydraulic borehole mining method will allow to significantly increase the gold extraction volume due to involvement of deep-seated and watered placers into exploitation, the development of which was considered to be unprofitable earlier and, along with this, to significantly reduce the extraction cost and capital investment level.

**Key words:** hydraulic borehole mining; placer gold deposits; deep-seated deposits; development technology; watered deposits.

#### REFERENCES

1. Sorokin A. P., Van-Van-E A. P. *Basic gold placer deposits atlas of the southern part of the Far East and their mine-geological models*. Blagoveshchensk–Khabarovsk: FEB RAS Publishing; 2000. (In Russ.)
2. Litvitsev V., Alexeev V., Kradenykh I. The technology of development of residue objects of precious metals placer deposits. *E3S Web of Conferences*. 2018; 56. DOI: 10.1051/e3sconf/20185601005
3. Litvitsev V. Rational development of noble metal placer mining waste in the East of Russia. *Journal of Mining Science*. 2015; 51: 118–123.
4. Litvitsev V., Sas P. Current State and Main Directions of Innovative Development of Placer Gold Mining in Far East Federal District. *E3S Web of Conferences*. 2018; 56. DOI: 10.1051/e3sconf/20185604004
5. Mirzekhanov G. S., Litvitsev V. S. Mining waste management at precious metal placers in the Russian Far East: State-of-the-art and problems. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2018; 10: 25–30. (In Russ.)
6. Rochev V. F. On the possibility of applying hydraulic borehole mining at gold bearing placer deposits of South Yakutia. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2016; 9: 50–53. (In Russ.)
7. Britan I. V. The state of hydraulic mining by boreholes. The crisis of the idea or short-sightedness? *Nedropolzovanie 21 vek = Subsoil use 21st century*. 2013; 6: 46–51. (In Russ.)
8. Arens V. Zh., Khcheian G. Kh., Khrulev A. S. *Borehole hydraulic mineral extraction*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2001. (In Russ.)
9. Arens V. Zh., Khcheian G. Kh., Khrulev A. S. Borehole hydraulic mining of sands with the practical use of cavings in the conditions of permafrost. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2013; 10: 79–82. (In Russ.)
10. Khrulev A. S. *Technology of borehole hydraulic mining of gold from concealed permafrost placers: DSc in Engineering abstract of dissertation*. Moscow; 2002. (In Russ.)
11. Babichev N. I., Nikolaev A. N. Deep placers and construction materials development with the use of borehole hydraulic mining. *Hydromechanisation–2000: Specialist supplement to Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. Moscow: MSMU Publishing; 2000: 24–29.
12. Nitsevich O. A., Tsurlo E. N., Ianushenko A. P. The experience of volume and form definition of excavated breast during down hole hydroextraction. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2011; 2: 31–35. (In Russ.)
13. Khrulev A. S. Features of borehole hydraulic mining of gold bearing sands from thick deep-seated placers. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2001; 9: 142–145. (In Russ.)
14. Arens V. Zh., Babichev N. I., Bashkatov A. D. *Borehole hydraulic mineral extraction*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2007. (In Russ.)

Received 7 May 2019

#### Information about authors:

**Kirill V. Gevalo** – PhD student, engineer, Institute of Mining FEB RAS. E-mail: gevalokirill@yandex.ru

**Для цитирования:** Гевало К. В. Обзор технологии скважинной гидродобычи для разработки глубокозалегающих, погребенных и обводненных россыпных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 53–59. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-53-59

**For citation:** Gevalo K. V. The review of the hydraulic borehole mining technology for development of deep-seated buried and watered placer deposits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 7: 53–59 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-53-59

## О возможности импортозамещения абразива при гидроабразивном резании

Аленичев В. М.<sup>1</sup>

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

e-mail: alenichev@igduran.ru

### Реферат

**Введение.** При гидроабразивной резке различных материалов в качестве абразива используются в основном гранатовые пески, порошки твердых сплавов и окислы карбидов. Предлагается изучение возможности применения кварцевых песков вместо импортируемых гранатовых.

**Цель работы.** Гидроабразивная резка представляет собой процесс эрозийного воздействия струи воды с твердыми абразивными частицами, поступающей под сверхвысоким давлением. Необходимо выявить техническую и технологическую возможность использования абразива из продуктов дробления коренного кварца (отходов производства) и природных кварцевых песков при гидроабразивной резке для металлов и горных пород.

**Методология.** Использование геоинформационного обеспечения, включающего атрибутивные и пространственные данные, позволило выявить потенциально возможные горно-геологические объекты, содержащие сырье, отвечающее физико-механическим свойствам и гранулометрическому составу широко используемого абразива в виде гранатового сырья. В статье описаны результаты проведенных экспериментальных исследований по гидроабразивной резке горных пород и металлов с использованием продуктов измельчения кварцевых песков.

**Результаты.** Проведенные опытно-промышленные испытания на ряде машиностроительных и камнеобрабатывающих предприятий уральского региона позволили установить техническую и технологическую возможность использования отходов дробления коренного кварца месторождения «Гора Хрустальная» и природного сырья Кичигинского месторождения кварцевых песков.

**Выводы.** Рекомендованы для использования в качестве абразива при гидроабразивном резании алюминиевого сплава и горных пород (габбро) размеры фракции сырья, обеспечивающие требуемую шероховатость поверхности резания. Сформулированы требования по созданию предельно допустимых концентраций вредных веществ в воздухе рабочей зоны.

**Ключевые слова:** гидроабразивная резка; техногенный продукт; песок; месторождение; скорость резания; поверхность резания, шероховатость.

**Введение.** Гидроабразивная резка материалов – это процесс эрозийного воздействия струи воды с твердыми абразивными частицами, поступающей под сверхвысоким давлением. По физическим характеристикам гидроабразивная струя представляет собой идеальный и не имеющий износа режущий инструмент. В зависимости от конструктивных особенностей диаметр струи колеблется от 0,5 до 1,5 мм, что обеспечивает минимальные потери обрабатываемого материала при вырезании деталей любой сложности. Отсутствие теплового и механического (деформирующего) воздействия не приводит к изменению исходных физико-механических характеристик обрабатываемого материала, процесс гидроабразивной резки абсолютно пожаробезопасен, поскольку полностью исключена вероятность плавления и горения материала [1–5].

В настоящее время при гидроабразивной резке различных материалов в качестве абразива используются в основном гранатовые пески, порошки твердых сплавов и окислы карбидов [5, 6]. Гранатовый абразивный песок (Garnet) является химически неактивным, гомогенным, неметаллическим природным минера-

лом и состоит из гранул граната Альмандина ( $\text{Fe}_3\text{Al}_2[\text{SiO}_4]_3$ ). Абразивный гранат – продукт, полученный после обработки высококачественных песков граната. Кристаллы граната, имеющие угловато-округлую форму, характеризуются достаточной жесткостью, высокой плотностью от 4,10 до 4,32 г/см<sup>3</sup> и твердостью от 7 до 7,58 по шкале Мооса [7]. Цвет зерен в основном бледно-розовый, иногда изменяется от красного до черного. Песок, залегающий в россыпях, не имеет микротрещин, что позволяет отдельным песчинкам сохранять импульс в процессе гидроабразивной резки. Наиболее востребованной является фракция крупностью 0,18 мм (mesh 80).

**Абразивные гранатовые пески.** Основные месторождения гранатовых абразивных песков расположены в Австралии, Индии, бывшей Чехословакии и Южной Африке. Самое большое в мире аллювиальное месторождение гранатового абразива, общий объем которого оценивается в более чем 8 млн т, находится в Западной Австралии. Природный австралийский и индийский гранатовый абразивный песок проходит несколько стадий обработки и затем поступает на отечественные машиностроительные заводы и камнеобрабатывающие предприятия.

Поскольку разработка отечественных недр неразрывно связана с обеспечением отраслей промышленности необходимым сырьем для получения определенной номенклатуры готовой продукции или использованием его в качестве рабочего инструмента в технологических процессах механической обработки материалов [8–11], ИГД УрО РАН провел опытно-промышленные испытания по возможности использования отечественных песков в качестве абразива при гидроабразивной резке материалов.

По результатам геологической оценки, проведенной Уральским отделением Института прикладной минералогии в 1928 г., подсчитаны запасы гранатовых песков по месторождениям Иссыльское (Южный Урал, Златоуст, Челябинская область), Глубочинское (Сысертьский район, Свердловская область), Поляков Лог (Южный Урал, Миасс, Челябинская область), Уфалейская Дача (Южный Урал, Верхний Уфалей, Челябинская область) и Осиновское (Полевской, Свердловская область). Практического значения запасы песков на указанных месторождениях не имеют.

В Российской Федерации наибольшие запасы гранатовых песков находятся в Карелии, где обнаружено 13 месторождений. Крупные мировые запасы гранатового сырья приурочены к кристаллическим метаморфическим породам, слагающим Кейвскую гряду на Кольском полуострове.

Самыми большими месторождениями гранатовых песков располагает Индия. В наибольшей степени разрабатываются россыпные объекты (прибрежно-морские россыпи), обеспечивающие до 85 % поставок сырья на международные и внутренние рынки. Остальное количество минерала добывается из коренных месторождений метаморфического и скарнового генезиса. Как природный объект россыпное месторождение песков характеризуется пространственными координатами и атрибутивными признаками [12]. Первые описывают положение залежи, ее геометрические параметры и объем, вторые – потребительские свойства, необходимые для успешного использования песков в качестве абразива как рабочего инструмента в высокоскоростной водяной струе.

**Исследование гидроабразивной резки с использованием кварцевового песка.** Для установления возможности использования песков местных месторождений проводились опытно-промышленные испытания с использованием в качестве абразива отходов дробления и измельчения коренного кварца месторождения «Гора Хрустальная» и кварцевого песка Кичигинского месторождения. Месторождение «Гора Хрустальная» разрабатывается ЗАО «Карьер «Гора Хрустальная», Кичигинское месторождение – ООО «Кварц» Кичигинский ГОК».

Месторождение кварца «Гора Хрустальная» представлено мономинеральным крутопадающим жильным телом линзовидной формы, вытянутым в северо-западном направлении и имеющем блоковое строение, обусловленное наличием в нем участков кварца с различной степенью минерализации (типа К<sub>1</sub> и К<sub>2</sub>). Размеры блоков варьируют в широких пределах. Кварц типа К<sub>1</sub> мономинеральный или слабоминерализованный и имеет гиганто-, крупно- и – реже – среднезернистую структуру, массивную или сланцеватую текстуру. Кварц типа К<sub>2</sub> сильно минерализован и встречается в виде тонко-, мелко- и – реже – среднезернистого агрегата. Доля кварца первой разновидности составляет в жильном теле месторождения 83,4 %, а второй – 16,6 %. Деление кварца на два типа обуславливается характером его обогащения для получения кондиционной кварцевой крупки [7].

Кварц типа К<sub>1</sub> и К<sub>2</sub> раздельно доставляется на дробильно-сортировочный комплекс, где производится его дробление и рассеивание по классам крупности –2+0,8 мм, –1,2+0,7 мм и –0,8 мм. Качество продукции определяется по соответствию получаемого из него кварцевого концентрата техническим условиям ТУ 571726-002-45588031-01 для производства стекла и изделий из него. Кварцевый песок используется для пескоструйных аппаратов, фильтров в химических и гидроочистных установках, в качестве декоративного материала для отделки панелей и т. п.

Кичигинское месторождение кварцевых песков приурочено к комплексу пород третичного возраста. Пески залегают в виде пластиобразной залежи мощностью до 15 м, вытянутой в меридиональном направлении. Мощность перекрывающих глин изменяется от 5 до 12 м. Физико-механические свойства песков, обводненность месторождения и наличие подстилающих глинистых пород позволяют вести гидромеханизированную добычу земснарядами. Коэффициент крепости песков по шкале М. М. Протодьяконова – 0,6; плотность – 1,7 т/м<sup>3</sup>. Пески однородны по минералогическому составу и представлены прозрачными и полупрозрачными зернами округленной формы. Зерна кварца имеют высокую прочность и повышенную стойкость к разрушению, что является благоприятным моментом для использования их в качестве абразива при гидроабразивной резке материалов. Удаление глинистых частиц из песков производится на коническом грохоте и аппарате Г. З. Карандаева, что приводит к снижению содержания глины до 0,5 %, обеспечивая получение продукта, соответствующего группе 3 по ГОСТу 2138-91. Пески формовочные. Гранулометрический состав песков по складам и песков разных марок по данным оперативного опробования. Наибольшее распространение на месторождении имеет размер фракции –0,4+0,2 мм, на ее долю приходится 92–95 %. Крупные фракции –0,4 мм не превышают 2 % и могут быть удалены путем просеивания. Мелкие фракции –0,2 мм составляют в среднем 3–6 %. При этом на глинистые частицы приходится не более 1,5 %, а пыль 0,05–0,005 мм практически отсутствует, что позволяет при обогащении (отмывке) песков удалить мелкие фракции.

Кварцевые пески данного месторождения в соответствии с Едиными санитарно-эпидемиологическими и гигиеническими требованиями, применяемыми к товарам, подлежащим санитарно-эпидемиологическому надзору (контролю) и СП 2.6.1. 44 798-99. Обращение с минеральным сырьем и материалами с повышенным содержанием природных радионуклидов отвечают требованиям предельно допустимых концентраций вредных веществ (таблица). Посторонних включений в виде агломератов кварцита, кварцевых песчаников, остатков растительных слоев, угля, торфа, известняка не имеется. На месторождении выделяются два водоносных горизонта. Первый, залегая на глубине 6–13 м, питается за счет атмосферных осадков, затрудняя производство вскрышных работ; второй горизонт,

расположенный на отметках 203–205 м, напорный, что способствует отмыву глинистой составляющей при добыче. Эффективности применения гидромеханизированной геотехнологии способствуют физико-механические свойства, обводненность месторождения и наличие глинистых пород, подстилающих продуктивную залежь.

Балансовые запасы формовочных песков по состоянию на 1.01.2008 г. по сумме категорий В+С<sub>1</sub> составляют 57,5 млн т для открытой разработки. Добыча песков осуществляется земснарядами с последующим гидротранспортированием пульпы по трубопроводам до карт намыва. По окончании намыва карты и полностью дренажа песок отгружается потребителям.

**Химический состав песка, %**  
**Chemical composition of sand, %**

Пробы	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	CaO
Кварцевый формовочный песок (1К, ..., 5К)	98,19	0,10	0,68	0,15	0,68	0,10
Тощий песок	96,00	0,10	0,88	0,27	0,68	< 0,10
Пробы	MgO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CO <sub>2</sub>
Кварцевый формовочный песок (1К, ..., 5К)	0,02	0,06	0,14	0,01	< 0,009	< 0,40
Тощий песок	< 0,02	0,04	0,25	< 0,01	0,01	< 0,44

**Результаты исследования.** Соответствие основных физико-механических свойств песков в россыпи или продуктов дробления и измельчения кварцевых коренных пород как потенциально возможных абразивов при гидроабразивной резке материалов установлено по результатам опытно-промышленных испытаний в производственных условиях. Испытания с целью выявления технологической возможности применения отходов дробления и песков в качестве абразива при гидроабразивной резке проводились на машиностроительных заводах и камнеобрабатывающих предприятиях Уральского региона.

Опытно-промышленная проверка возможности использования кварцевого песка размером фракции –0,315+0,1 мм в качестве абразива, полученного при дроблении коренного кварца месторождения «Гора Хрустальная», проводилась на отечественной установке гидроабразивной резки УГР-1, оборудованной фокусирующей трубкой диаметром 1,02 мм. В качестве испытуемого материала использовалась алюминиевая плита АМг6 толщиной 30 мм. При давлении воды 2600 бар (260 МПа), расходах гранатового абразива и кварцевого песка в количестве 200 г/мин и скоростях перемещения режущей головки 30, 50, 90 и 100 мм/мин установлено (рис. 1):

- при различных скоростях перемещения режущей головки шероховатость поверхности резания изменяется;
- при скорости перемещения режущей головки 30 мм/мин качество поверхностей резания идентично;
- при скорости перемещения режущей головки 50 мм/мин шероховатость вырезаемой поверхности однородная по всей длине реза, соответствует Ra = 12,5 мкм и сопоставима с поверхностью, прорезаемой гранатовым абразивом;
- с увеличением скорости перемещения режущей головки до 100 мм/мин шероховатость поверхности резания ухудшается, но остается одинаковой по всей длине резания.

Выявлено существенное измельчение песка при гидроабразивной резке, обусловленное появлением техногенных трещин в зернах в процессе дробления коренного кварца.

В результате проведенных опытно-промышленных испытаний установлено, что использование песков фракций  $-0,315+0,1$  мм в качестве абразива возможно. Для повышения скорости резания и чистоты поверхности резания необходимо обеспечить непрерывность подачи песка в сопло за счет удаления пылевидных и глинистых частиц и уменьшения влажности до уровня ниже 0,5 %. Использование в качестве абразива кварцевого песка потребует реализации мероприятий по устранению пыли, возникающей при загрузке бункера и в процессе резания.

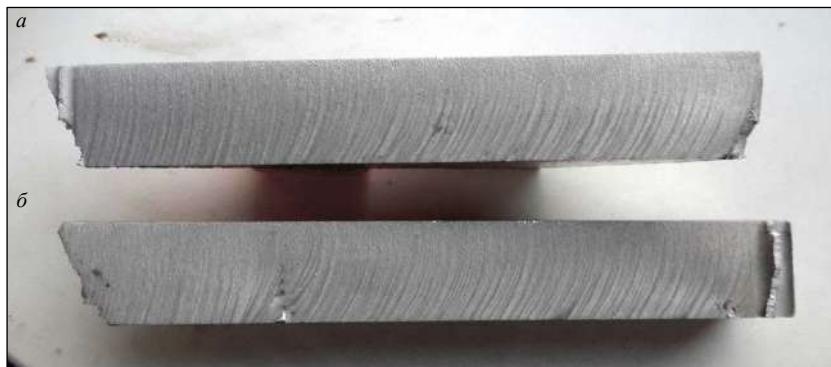


Рис. 1. Поверхности резания при использовании:

*a – фракции  $-0,315+0,2$  мм; б – фракции  $-0,4+0,315$  мм*

Fig. 1. Cutting surfaces when using:

*a – fractions  $-0.315 + 0.2$  mm; б – fractions  $-0.4 + 0.315$  mm*

Техническая возможность применения в качестве абразива кварцевых песков Кичигинского месторождения фракций  $-0,63+0,4$  мм,  $-0,4+0,315$  мм и  $-0,315+0,2$  мм устанавливалась на отечественной установке УГР-1. При скорости перемещения фокусирующего сопла 56, 96 и 104 мм/мин использование абразива фракции  $-0,315+0,2$  мм обеспечивает получение поверхности с шероховатостью реза, соответствующей техническим требованиям на изделие из алюминиевого сплава АМг6. При скорости перемещения режущей головки 50 мм/мин и использовании фракции  $-0,4+0,315$  мм образуется поверхность с однородной шероховатостью. С увеличением скорости перемещения режущей головки до 100 мм/мин шероховатость поверхности ухудшается, но остается постоянной по всей длине резания, перебоев в подаче абразива не наблюдается.

При использовании в качестве абразива песка фракции  $-0,63+0,4$  мм наблюдалась перебои с подачей песка в режущую головку, что приводило к резкому увеличению шероховатости поверхности резания и ее неоднородности.

В ЗАО «Квант» проводилось вырезание квадратных призм из плиты интрузивной горной породы основного состава – габбро толщиной 30 мм на современном импортном станке. В качестве абразива опробовались фракции размером  $-0,315+0,2$  мм,  $-0,4+0,315$  мм и  $-0,63+0,4$  мм Кичигинского месторождения кварцевых песков при следующем режиме резания: расход песка на пробивание – 150 г/мин; расход песка на резание – 300 г/мин; диаметр фокусирующей режущего сопла – 1,02 мм; давление – 4130 атм. (413 МПа); скорость резания – 80 мм/мин.

Установлено, что с увеличением крупности абразива незначительно повышается шероховатость поверхности резания.

Исходя из коммерческих соображений требование к качеству поверхности резания каменных материалов повышенное, что достигается в основном снижением крупности абразива и скорости резания.

Наиболее приемлемая поверхность резания наблюдается при использовании абразива фракции  $-0,315+0,2$  мм из кварцевого песка Кичигинского месторождения.

**Выводы.** Для оценки экономической эффективности использования кварцевых песков в качестве абразива при гидроабразивной резке необходимо провести дополнительные опытно-промышленные испытания на современных установках в соответствии с *Едиными санитарно-эпидемиологическими и гигиеническими требованиями, применяемыми к товарам, подлежащим санитарно-эпидемиологическому надзору (контролю), СП 2.6.1. 44 798-99. Обращение с минеральным сырьем и материалами с повышенным содержанием природных радионуклидов* и учетом предельно допустимых концентраций вредных веществ в воздухе рабочей зоны согласно ГОСТ 12.1.005-88. ССБТ. *Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны*. Норматив вредных веществ определяется по ГН 2.2.5.1313-03.

Проведенные эксперименты позволили сделать следующие выводы:

- использование кварцевого песка фракции  $-0,315+0,1$  мм, полученного при дроблении и измельчении коренного кварца месторождения «Гора Хрустальная», в качестве абразива технически возможно; отмечено существенное измельчение абразива в процессе резания, обусловленное появлением техногенных трещин в зернах кварца в процессе дробления;
- установлена техническая возможность и технологическая целесообразность использования кварцевого песка фракций  $-0,315+0,2$  мм и  $-0,4+0,315$  мм Кичигинского месторождения в качестве абразива при резке металлических и каменных материалов;
- использование кварцевых песков указанных объектов в качестве абразива при гидроабразивной резке позволит на региональном уровне реализовать частичное импортозамещение гранатовых песков.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Полянский С. Н., Нестеров А. С. Технология и оборудование гидроабразивной резки // Вестник машиностроения. 2004. № 5. С. 43–46.
2. Аверин Е. А., Жабин А. Б., Поляков А. В., Щеголовский М. М. Анализ и доработка аналитических методов расчета гидроабразивной эрозии горных пород // Горное оборудование и электромеханика. 2018. 2 (136). С. 17–25.
3. Мерзляков В. Г. Опыт применения гидроструйных технологий в исполнительных органах проходческих комбайнов // Горная промышленность. 2015. № 4 (122). С. 81–87.
4. Совершенствование гидроструйных технологий в горном производстве / В. А. Бреннер [и др.]. М.: Горная книга, 2010. 337 с.
5. Songyong L. I. U. et al. Rock breaking performance of a pick assisted by high-pressure water jet under different configuration modes // Chinese Journal of Mechanical Engineering. 2015. Vol. 28. No. 3. 607–617. DOI: 10.3901/CJME.2015.0305.023
6. Zuchang S., Jianmin C., Feng L. Numerical simulation for high-pressure water jet breaking rock mechanism based on SPH algorithm // Oil Field Equipment. 2009. Vol. 38. No. 12. P. 39–43.
7. Дорошенко М. В., Башлыкова Т. В. Технологические свойства минералов. Справочник для технологов. М.: Теплоэнергетик, 2007. 296 с.
8. Иващенко А. А. Технология гидроабразивной резки // Оборудование и инструмент для профессионалов. 2002. № 8.1. С. 20–21.
9. Chillman A., Ramulu M., Hashish M. Waterjet and water-air jet surface processing of a titanium alloy: a parametric evaluation // Journal of Manufacturing Science and Engineering. 2010. Vol. 132. No. 1. P. 011012. DOI: 10.1115/1.4000837
10. Мерзляков В. Г. Гидроструйные технологии в горном деле: основные результаты научно-исследовательских работ // Горное оборудование и электромеханика. 2018. № 2(136). С. 3–7.
11. Alenichev V. Geoinformational supporting of geotechnologies // Problems of Complex Development of Georesources: VII International Scientific Conference (Khabarovsk, Russia, September 25–27, 2018). P. 4. DOI: 10.1051/e3sconf/20185601017
12. Аленичев В. М., Аленичев М. В. Проблемы геоинформационного обеспечения технологий комплексного освоения месторождений и техногенных образований // ГИАБ. 2018. № 10. С. 191–199. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-10-0-191-199

**Сведения об авторах:**

**Аленичев Виктор Михайлович** – доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник Института горного дела УрО РАН. E-mail: alenichev@igduran.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-60-67

## On the possibility of water jet cutting abrasive import substitution

**Viktor M. Alenichev<sup>1</sup>**

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

### *Abstract*

**Introduction.** Garnet sand, hard metals powder and carbide oxides are basically used as an abrasive when cutting various materials with a water jet. It is proposed to study the possibility of using quartz sand instead of imported garnet sand.

**Research aim.** Water jet cutting is a process of erosion effect of a water jet with hard abrasive particles coming under ultra high pressure. It is necessary to examine the technical and technological possibility of using an abrasive made of original quartz crush (industrial waste) and natural quartz sand when cutting metal and rock with a water jet.

**Methodology.** The use of geoinformation provision, including attributive and spatial data, allowed to identify potential mining and geological objects containing raw materials meeting physical-mechanical properties and granulometric composition of a widely-accepted abrasive in the form of garnet raw material. The present article describes the experimental results of rock and metal cutting with a water jet with the use of quartz sand crush.

**Results.** Pilot testing at several machine-building and processing enterprises of the Ural region has allowed to establish technical and technological possibility of using original quartz crush of Gora Khrustalnaya deposit and natural raw material of Kichiginsky quartz sand deposit.

**Summary.** Raw material fraction size providing the required roughness of the cutting surface are recommended as an abrasive when cutting aluminum alloy and rocks (gabbro) with a water jet. The requirements for maximum permissible concentration of harmful substances in the workplace air are formulated.

**Key words:** water jet cutting; technogenic product; sand; deposit; cutting speed; cutting surface; roughness.

### REFERENCES

1. Polianskii S. N., Nesterov A. C. Technology and equipment for water jet cutting. *Vestnik mashinostroeniia = Bulletin of Mechanical Engineering*. 2004; 5; 43–46. (In Russ.)
2. Averin E. A., Zhabin A. B., Poliakov A. V., Shchegolevskii M. M. Analysis and improvement of the method for estimation of hard rock erosion when destructing with abrasive water jets. *Gornoje oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2018; 2 (136); 17–25. (In Russ.)
3. Merzliakov V. G. Application of water-jet technologies with cutting heads of roadheading machinery: Case study. *Gornaja promyshlennost = Mining Industry*. 2015; 4 (122); 81–87. (In Russ.)
4. Brenner V. A. et al. *Improvement of water-jet technology in mining*. Moscow: Gornaya kniga Publishing; 2010. (In Russ.)
5. Songyong L. J. U. et al. Rock breaking performance of a pick assisted by high-pressure water jet under different configuration modes. *Chinese Journal of Mechanical Engineering*. 2015; 28; 3; 607–617. DOI: 10.3901/CJME.2015.0305.023
6. Zuchang S., Jianmin C., Feng L. Numerical simulation for high-pressure water jet breaking rock mechanism based on SPH algorithm. *Oil Field Equipment*. 2009; 38; 12; 39–43.
7. Doroshenko M. V., Bashlykova T. V. *Technological properties of minerals. Guide for process engineers*. Moscow: Teploenergetik Publishing; 2007. (In Russ.)
8. Ivashchenko A. A. Water jet cutting technology. *Oborudovanie i instrument dlja professionalov = Equipment and Tools for Professionals*. 2002; 8.1; 20–21. (In Russ.)
9. Chillman A., Ramulu M., Hashish M. Waterjet and water-air jet surface processing of a titanium alloy: a parametric evaluation. *Journal of Manufacturing Science and Engineering*. 2010; 132 (1); 011012. DOI: 10.1115 / 1.4000837
10. Merzliakov V. G. Water-Jet Technology in Mining: The Main Results of Research Works. *Gornoje oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2018; 2 (136); 3–7. (In Russ.)
11. Alenichev V. Geoinformational supporting of geotechnologies. In: *VII International Scientific Conference "Problems of Complex Development of Georesources" E3S Web of Conferences*. Khabarovsk, Russia. 2018; 56; September 25–27. DOI.org/10.1051/e3sconf/20185601017
12. Alenichev V. M., Alenichev M. V. Problems of geoinformation support of integrated development technologies for mineral deposits and mining waste. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten*

(*nauchno-tehnicheskii zhurnal*) = *Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2018; 10: 191–199. (In Russ.) DOI: 10.25018/0236-1493-2018-10-0-191-199

Received 19 March 2019

**Information about authors:**

**Viktor M. Alenichev** – DSc (Engineering), Professor, chief researcher, Institute of Mining UB RAS.  
E-mail: alenichev@igduran.ru

**Для цитирования:** Аленичев В. М. О возможности импортозамещения абразива при гидроабразивном резании // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 60–67. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-60-67

**For citation:** Alenichev V. M. On the possibility of water jet cutting abrasive import substitution. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal* = *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 7: 60–67 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-60-67

## Framing the solution to the problem of coal seam state by the methods of the mechanics of granular materials

Nikolai V. Cherdantsev<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry SB RAS, Kemerovo, Russia

e-mail: nvch2014@yandex.ru

### Abstract

**Introduction.** It is essential to reliably estimate the geomechanical state of marginal zones at a mineable coal seam in order to ensure mining balance and safety.

**Research aim** is to build the model of the state of a coal seam in its marginal zone based on the fundamental methods of the mechanics of granular materials, make calculations within the framework of the model, analyze the results and compare them with the results obtained by the well-known methods.

**Methodology.** The problem of the stressed state of coal seam marginal zones is implemented by means of numerical solution of three boundary value problems of limit equilibrium theory for a range of typical areas situated in these zones. The criterion of limit state beginning is concurrent compliance with Coulomb–Mohr stratum condition and Mohr–Kuznetsov condition along the contact with rock wall.

**Results.** It has been shown that the components of stress field change non-monotonically along the seam roof. Sections with constant stresses are changed by sections with stresses nonlinear increase. With distance from the marginal part into the depth of the massif, the size of sections with constant stresses decreases. The obtained stress results have been compared with the results obtained with the use of voltage change exponential formula. The dimensions of seam marginal zone have been determined with rather close results of two approaches.

**Summary.** Polynomial approximation of the obtained graphs allows accurately replace the results of numerical solution to the limit state problem by analytical functions and simplify the solution to the problem of the enclosing rock stressed state.

**Key words:** rock mass; coal seam; mine; limit stress seam zones; Coulomb–Mohr and Mohr–Kuznetsov strength criteria.

**Introduction.** Evaluation of stress-strain state of the rock mass enclosing a coal seam and the mine working within it is an important and relevant scientific problem. The presence of the limit stress zones in seam marginal parts cause various geodynamic events: rockbursts, rock mass outbursts from mine faces, soil heave, and significant roof displacement [1–8].

Data on seam limit stress state in the marginal zone is essential in order to forecast the estimates of geodynamic effects. It is evident that results obtained as early as at the stage of mining enterprise design and before mining are important as soon as they make it possible to avoid expensive field experiments. Physical-mathematical simulations based on the main provisions, principles and methods of deformable solid mechanics and taking into account the fullest data on the environment under investigation [5, 9–16] can provide reliable results and forecast estimates of the geomechanical state of massifs.

From this point of view, G. L. Firsenko approach, based on the V. V. Sokolovsky fundamental methods for granular materials calculation [12], clearly reflects stress-strain state of a coal-bearing mass. Results obtained within the simulation developed by

G. L. Firsenko are in good agreement with the results of field experiments with the approach successfully applied by researches [13–15] in order to estimate the geomechanical state of a coal seam and its soft rock and in the vicinity of the geological disturbance.

A bearing pressure curve is defined approximately in the form of an exponential function, and this is the main disadvantage. It makes it possible to avoid solving nonlinear differential equations of media limit state, but it does not estimate the accuracy of the solution as soon as there was no complete solution to nonlinear equations of the limit state.

The present research states the following tasks. Firstly, calculate seam marginal zone by numerical integration of the limit-state differential equations. Secondly, fulfill the comparative analysis of the calculation results and the results obtained by G. L. Firsenko approach, and ascertain validity limits of the latter.

**Problem statement and its solution.** In the rock mass simulated by a weightless plane there is a mine working with a rectangular cross section  $b \times h$  in size at the depth of  $H$  through the coal seam with  $m$  thickness. Coal seam strength characteristic:  $C$  – the cohesion coefficient,  $\rho$  – the angle of shear resistance; they are much less than rock strength characteristic of the main mass, but they exceed the cohesion coefficient  $C'$  and the angle of shear resistance  $\rho'$  at seam contacts with the remaining mass. Coordinate system  $y0z$  is tied to the middle of the seam edge. It is believed that digging is fulfilled at the depth which causes limit stress (plastic) zones generate at seam marginal parts. The aim of solution to the problem is to obtain quantitative and qualitative results of stresses distribution in seam marginal zone.

Simultaneous survey of general and special conditions of the limit state allows obtaining a formula for an angle between the contact between the mass and the friction plane in a coal seam in the points at this contact [5, 10]

$$\theta = \frac{\pi}{4} + \frac{1}{2}(\rho - \rho') - \frac{1}{2} \arcsin \left[ \frac{\sin \rho'}{\sin \rho} \left( 1 - \frac{c}{\sigma} \right) \right], \quad (1)$$

where  $\sigma$  – mean adjusted stress;  $\sigma$  and the parameter  $c$  are determined by the formula

$$\sigma = c + \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}, \quad c = C \operatorname{ctg} \rho = \frac{(1 - \sin \rho)}{2 \sin \rho} \sigma_0, \quad (2)$$

$\sigma_0$  – compressive strength of a seam.

It is obvious that there is only vertical main stress  $\sigma_1$ , equal to  $\sigma_0$ , which acts at coal seam uncovering, while main stress  $\sigma_3$  is equal to zero. Formula (1), after substituting formulae (2) into it, accepting that  $\sigma_1 = \sigma_0$ ,  $\sigma_3 = 0$ , takes the form

$$\theta = \frac{\pi}{4} + \frac{\rho}{2} - \rho'.$$

Evaluation of the limit state of the seam itself is reduced to the solution of two differential equations obtained by means of substituting the criterion of Coulomb–Mohr limit state into the system of differential equation of equilibrium, complying with the conditions at the edges of the area.

The obtained system of equations is nonlinear and refers to hyperbolic equations. In this system, mean adjusted stress  $\sigma$  and angle  $\varphi$  between the direction of the main stress  $\sigma_1$  and  $y$  axis are unknown.

Main stresses  $\sigma_1$  and  $\sigma_3$  are tied with  $\sigma$  and angle  $\varphi$  by the following ratios [5, 10, 12]:

$$\begin{aligned}\sigma_y &= \sigma[1 + \sin(\rho)\cos(2\varphi)] - c; \\ \sigma_z &= \sigma[1 - \sin(\rho)\cos(2\varphi)] - c; \\ \tau_{yz} &= \sigma\sin(\rho)\sin(2\varphi) - c.\end{aligned}\quad (3)$$

When solving hyperbolic equations, a method of characteristics (characteristic curves) is used, significantly simplifying differential equations. They physically coincide with glide lines – directed lines in the medium where lateral faulting is maximum [12].

Despite the fact that at glide lines the system of equation simplifies, in general, it is integrated only numerically, its solution reducing to some table completion with the use of recurrent relations obtained at differential relations substitution for their finite-difference expressions [12].

Depending on boundary conditions there are three boundary value problems of limit state.

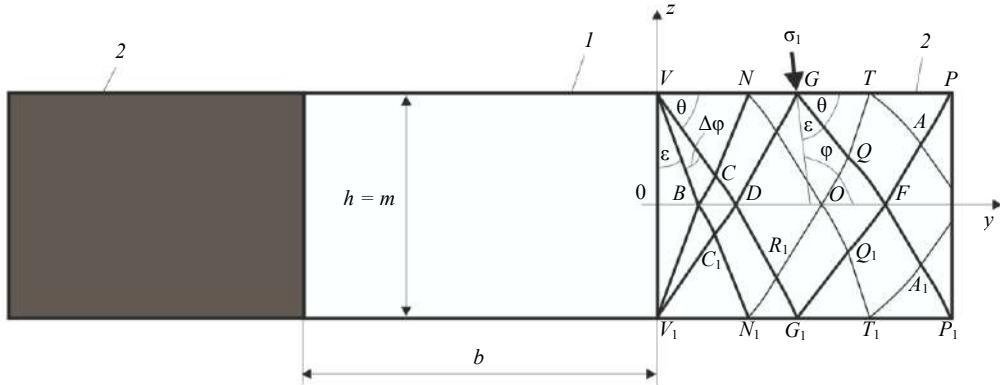


Fig. 1. The scheme of a mine working and limit stress zones in a coal seam:

1 – mine working, 2 – limit stress zones of a seam

Рис. 1. Схема выработки и предельно напряженных зон в угольном пласте:

1 – выработка, 2 – предельно напряженные зоны пласта

At the first boundary value problem, there are point coordinates  $y, z$  specified at the boundary of the area, as well as stress  $\sigma$  and angle  $\varphi$ . According to these values and recurrent ratios, a slip-line network is built, and  $\sigma, \varphi$  in its nodes are determined.

At the second boundary value problem, boundary conditions are specified at two boundaries of the area, and its solution, just like at the first boundary value problem, is carried out in accordance with the recurrent relations.

At the third boundary value problem, there are coordinates of glide line of one family and values  $\sigma$  and  $\varphi$  specified at one boundary. At the other boundary, two finite or differential relations between the coordinates of the second system of glide lines are known, as well as  $\sigma$  or  $\varphi$ , belonging to other system of glide lines. The development of a slip-line network and other values calculation is carried out by the same recurrent formulae.

If boundary conditions in the first and second boundary value problems are simple enough, for example,  $\sigma$  is constant, then they can be solved in closed (analytical) form:

So, for example, at the uncovering of the seam, the following boundary conditions are specified  $-h/2 \leq z \leq h/2; y = 0; \sigma_1 = \sigma_0; \sigma_3 = 0; \varphi = 90^\circ$ . Consequently, the problem

is a boundary value problem. The solution to the problem is quite simple. It is rather evident that glide lines of this area make up the network of isogonal lines which deviate from the vertical line to the angle of  $\pm\epsilon$  (fig. 1), and the section itself represents the triangle prism  $VBV_1$ , where stresses are constant and equal to the stresses at the boundary.

Sections adjoining  $VBV_1$  area represent two symmetrical triangle prisms,  $VCB$  and  $V_1C_1B_1$ , they are called Prandtl zones. The problem of building up a stress field in Prandtl zones refers to the second boundary value problem, and the solution can also be represented in a closed form. Glide lines within them consist of a cone of rays going out of the angular points  $V$  and  $V_1$ , and logarithmic spirals. Stresses along the radial glide lines are constant, while stresses along the logarithmic spirals change exponentially.

In  $VCN(V_1C_1N_1)$  area situated between two rectilinear boundaries,  $VN$  and  $VN_1$ , the third boundary value problem is solved. As soon as the boundaries are rectilinear, the solution is closed and simple: a network of glide lines consists of two systems of isogonal lines with constant stresses.

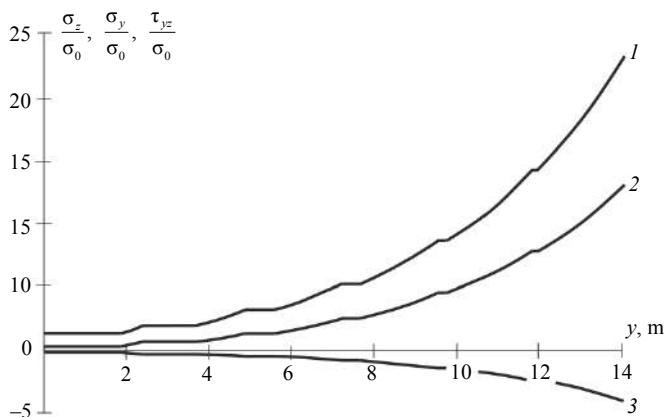


Fig. 2. Curves of stresses along the seam roof  
Рис. 2. Эпюры напряжений вдоль кровли пласта

In a curvilinear rectangle  $BCDC_1$  the problem is the second boundary value problem and is solved in a closed form with a network of glide lines consisting of logarithmic spirals along which stresses change exponentially.

In symmetrical sectors  $CDRN$  and  $C_1DR_1N_1$ , the problem is referred to the second boundary value problem and has a closed solution. Glide lines along  $CN$  and  $DR$  boundaries consist of the radial line segments each possessing constant stresses. Along curvilinear segments  $CN$  and  $DR$  glide lines are logarithmic spirals where stresses change exponentially.

In triangle sections  $NRG$  and  $N_1R_1G_1$  the system of differential equations is no longer integrated in a closed form. In this case, it is solved numerically and refers to the third boundary value problem of limit state. At a line  $NR$ , boundary conditions are known, as soon as it is a junction line at  $CDRN$  area; at  $NG$  boundary, the coordinates of each point and the value of an undulating gradient  $\varphi$  are known, being easily determined from fig. 1 by formula

$$\varphi = \pi - (\theta + \epsilon) = \frac{\pi}{2} + \frac{1}{2}\rho' + \frac{1}{2}\arcsin\left[\frac{\sin\rho'}{\sin\rho}\left(1 - \frac{c}{\sigma}\right)\right].$$

Thereby, areas  $VCDR_1G_1N_1C_1B$  and  $V_1C_1DRGNBC$  as sectors represent the aggregate of sections with individual features of glide lines and stresses distribution in each section.

These areas border on the other rectangular area  $DG_1FG$  along  $DG$  and  $DG_1$  lines. Being nonuniform in the areas of the sectors, the network of glide lines is also nonuniform in  $DG_1FG$  area. Boundary line  $DG$  actually consists of the rectilinear segment  $DR$  and a curvilinear segment  $RG$ . It follows from above that inside of  $DROR_1$  with rectilinear boundaries  $DR$  and  $DR_1$  within  $DG_1FG$  area under consideration, the network of glide lines consists of the isogonal lines, and stresses in its nodes are constant everywhere.

$RG$  boundary of  $RGQO$  section, which is another section of the upper half of the given area, is curvilinear, and  $RO$  boundary is rectilinear. It follows from above that glide lines within the section consist of rectilinear and curvilinear segments. Stresses are constant along the straight lines, and alternating along the curvilinear segments. Within  $OQFQ_1$  section of the same area, the network of glide lines will be curvilinear, as soon as boundaries  $OQ$  and  $OQ_1$  of the section are curvilinear. Therefore, stresses within the section are alternating.

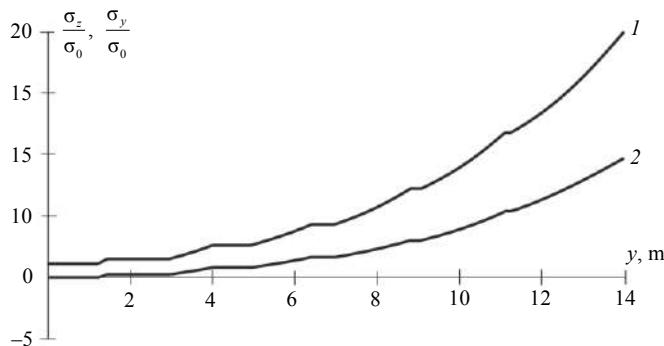


Fig. 3. Curves of stresses along the midline of a seam  
Рис. 3. Эпюры напряжений вдоль средней линии пласта

The character of glide lines and stresses distribution in  $FGP$  area and the symmetrical  $FG_1P_1$  area is possible to be determined in the same manner. Thus, at section  $GTQ$  of this area, the network of glide lines is isogonal, and stresses are constant. At  $QTAF$  section, the network of glide lines consists of rectilinear and curvilinear sections with alternating stresses. At  $ATP$  section, the network of glide lines is curvilinear, it means that the stresses within are alternating.

The speculations above result in the conclusion on the character of stresses distribution along the mid-seam (along  $y$  axis) and along the seam roof ( $VP$  line). So, for instance, along  $OB$ ,  $DO$ ,  $VN$ ,  $GT$  segments the stresses are constant, and along  $BD$ ,  $OF$ ,  $NG$ ,  $TP$  segments they are alternating.

**Problem solution results and their analysis.** Here're the results of solving the problem of seam marginal part limit state. The results are obtained in the course of numerical solution of boundary value problems of limit state theory in a number of typical areas of seam marginal zone. The following parameters of a massif and a seam are accepted as source information:  $\sigma_0 = 10$  MPa;  $\rho = 20^\circ$ ;  $C' = 0$ ;  $\rho' = 10^\circ$ ;  $h = m = 3$  m.

Fig. 2 shows distribution graphs (curves) of normal stress  $\sigma_z$  (curve 1),  $\sigma_y$  (curve 2) and shear stresses  $\tau_{yz}$  (curve 3) along the seam roof. They are built based on ratios (3), where  $\sigma$  and  $\varphi$  are determined during boundary value problems solution for the areas of the limit stress zone.

The character of changes in stress curves proves the earlier speculations on stresses behaviour in the areas and at the sections of seam limit stress zone. Stresses along the roof actually do not change steadily. Sections with constant stress interchange with sections with nonlinear buildup of stress, and with distance from the edge of the seam, the intensity of stresses buildup grows, and the length of sections with constant stresses reduces. Curves are built according to the results of boundary value problems for eight areas, the length of the limit stress zone being 14 m.

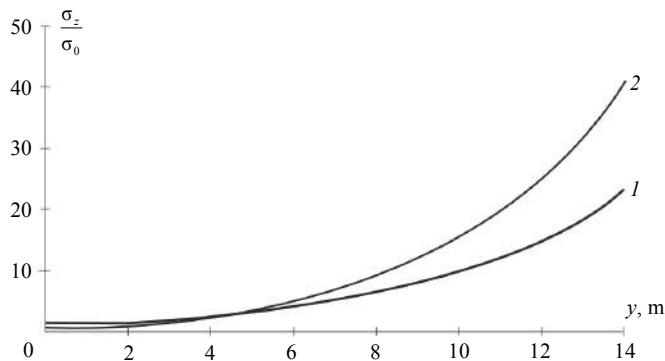


Fig. 4. Curves of  $\sigma_z$  stresses along the seam roof by two approaches

Рис. 4. Эпюры напряжений  $\sigma_z$  вдоль кровли пласта по двум подходам

Fig. 3 shows the graphs of normal stresses  $\sigma_z$  (curve 1),  $\sigma_y$  (curve 2) along the mid-seam, which coincides with axis  $y$ . Shear stresses are absent as soon as at the symmetry axis shear stresses are equal to zero. It follows from fig. 3 that the values of stresses along the mid-seam are insignificant, but they are lower than the values of stresses along the roof of the seam at fig. 2.

When solving the elastoplastic problem, the use of the stress curves which have been obtained directly will result in the more complicated formulation of boundary conditions as compared to the analytical functions.

The obtained stress curves are approximated by the polynomials where the number of members is equal to the number of typical sections of the limit stress zone. In order to determine the coefficients of each polynomial, the system of algebraic equations is solved with the number equal to the number of the sections, equations right parts corresponding to the values of the determined stresses at the margins of the sections.

Fig. 4 presents two curves of vertical stresses distribution. Curve 1 – a polynomial which approximates stresses  $\sigma_z$ , curve 2 is built by formulae (3) for  $\sigma_z$ , where the reduced stress  $\sigma$  is determined by G. L. Fisenko exponential dependence [5]

$$\sigma = \frac{\sigma_0}{2\sin\rho} e^{ky}, \quad \text{where } k = \frac{2}{m} \cdot \frac{1 + \sin\rho}{1 - \sin\rho} \operatorname{tg}\rho'.$$

It follows from the analysis of fig. 4 that the curve ordinates are close to each other within the limit stress section of about 4 m length. With a greater length of the section the difference in the ordinates grows, and with 14 m (4.44m) long limit zone it is about 76.5%.

**Summary.** A rigorous solution to the problem of seam limit stress zone calculation by the methods of the mechanics of granular materials. The solution consists in the successive numerical solution of nonlinear differential equations of limit state boundary problems for a range of typical areas in this zone.

The graphs of normal stresses distribution along the seam roof, which have been built in the course of the problem solution, represent the aggregate of sections; sections with constant stresses are changed by sections with nonlinear increase. With the growth of abscissa, the length of the sections with constant stress reduces, and the intensity of stress growth at the sections of their nonlinear growth rises sharply.

Graphs of stress distribution in seam limit stress zone, obtained through the proposed solution, are close enough to the graphs built by G. L. Fisenko exponential formula, only a small section having zones not more than one third of the seam height size. At the distance from the seam edge of four and a half seam heights, the difference between the results is significant and exceeds 75%.

#### REFERENCES

1. Petukhov I. M., Linkov A. M. *The mechanics of rockbursts and outbursts*. Moscow: Nedra Publishing; 1983. (In Russ.)
2. Chernov O. I., Puzyrev V. N. *The forecast of coal and gas outbursts*. Moscow: Nedra Publishing; 1979. (In Russ.)
3. Zhang C., Canbulat I., Tahmasebinia F., Hebblewhite B. Assessment of energy release mechanisms contributing to coal burst. *Int. J. Rock Min. Sci. Technol.* 2017; 27: 3–7.
4. Shadrin A. V. Static and dynamic outburst hazard of coal seams. *Bezopasnost truda v promyshlennosti = Occupational Safety in Industry*. 2018; 4: 42–48. (In Russ.)
5. Fisenko G. L. Limit state of rock around mine workings. Moscow: Nedra Publishing; 1976. (In Russ.)
6. Napier J. A. L., Malan D. Simulation of tabular mine face advance rates using a simplified fracture zone model. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 2018; 109: 105–114.
7. Guo H., Yuan L. An integrated approach to study of strata behaviour and gas flow dynamics and its application. *International Journal of Coal Science & Technology*. 2015; 2 (1): 12–21.
8. Guo W., Xu F. Numerical simulation of overburden and surface movements for Wongawilli strip pillar mining. *Int. J. Min. Sci. Technol.* 2016; 26: 71–76.
9. Khristianovich S. A. *Continuum mechanics*. Moscow: Nauka Publishing; 1981. (In Russ.)
10. Ruppeneit K. V. *Some issues of rock mechanics*. Moscow: Ugletekhnizdat; 1954. (In Russ.)
11. Gao W. Study on the width of the non-elastic zone in inclined coal pillar for strip mining. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 2014; 72: 304–310.
12. Sokolovskii V. V. *Granular materials statics*. Moscow: Nauka Publishing; 1990. 272 c.
13. Cherdantsev N. V., Cherdantsev S. V. The analysis of the state of a coal mass with an in-seam working and fracture. *Izvestiya RAN. Mekhanika tverdogo tela = Mechanics of Solids*. 2018; 2: 110–121. (In Russ.)
14. Cherdantsev N. V. Solution to the problem of soil rock layer heaving in the in-coal working. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2016; 8: 32–39. (In Russ.)
15. Cherdantsev N. V. Solving a problem on ejection of a dirt seam from the coal seam floor in the in-seam working. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 5: 369–381. (In Russ.)
16. Klishin V. I., Klishin S. V. Mineral mining technology: Coal extraction from thick flat and steep seams. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh = Journal of Mining Science*. 2010; 2: 69–81. (In Russ.)

Received 16 May 2019

#### Information about authors:

**Nikolai V. Cherdantsev** – DSc (Engineering), leading researcher, Laboratory of Geomechanics and Geometrisation of Coal Fields, Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry SB RAS. E-mail: nvch2014@yandex.ru

## Построение решения задачи о состоянии угольного пласта методами механики сыпучей среды

**Черданцев Н. В.<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения РАН, Кемерово, Россия.

### *Реферат*

**Введение.** Для обеспечения ритмичности и безопасности ведения горных работ необходимы надежные прогнозные оценки геомеханического состояния приконтурных зон отрабатываемого угольного пласта.

**Цель работы.** Построение модели состояния угольного пласта в его краевой зоне на основе фундаментальных методов механики сыпучих сред, проведение в ее рамках вычислений, анализ полученных результатов и их сравнение с результатами, полученными известными методами.

**Методология.** Задача о напряженном состоянии краевых зон угольного пласта реализуется путем численного решения трех краевых задач теории предельного равновесия для ряда характерных областей, расположенных в этих зонах. Критерием наступления предельного состояния является одновременное соблюдение условий Кулона–Мора по пласту и Мора–Кузнецова по его контакту с боковыми породами.

**Результаты.** Показано, что компоненты поля напряжений изменяются вдоль кровли пласта немонотонно. Участки, на которых напряжения постоянны, сменяются участками нелинейного их возрастания, и по мере удаления от краевой части в глубь массива размеры участков с постоянными напряжениями уменьшаются. Приведены сравнительные оценки полученных результатов напряжений с результатами, полученными с использованием экспоненциальной формулы изменения напряжений. Установлены размеры приконтурной зоны пласта, в которых результаты по двум подходам достаточно близки друг другу.

**Выходы.** Аппроксимация полученных графиков полиномами позволяет с высокой степенью точности заменить результаты численного решения задачи предельного состояния аналитическими функциями и упростить решение задачи о напряженном состоянии вмещающего массива.

**Ключевые слова:** массив горных пород; угольный пласт; горная выработка; предельно напряженные зоны пласта; критерии прочности Кулона–Мора и Мора–Кузнецова.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Петухов И. М., Линьков А. М. Механика горных ударов и выбросов. М.: Недра, 1983. 280 с.
2. Чернов О. И., Пузырев В. Н. Прогноз внезапных выбросов угля и газа. М.: Недра, 1979. 296 с.
3. Zhang C., Cambulat I., Tahmasebinia F., Hebblewhite B. Assesment of energy release mechanisms contributing to coal burst // Int. J. Rock Min. Sci. Technol. 2017. No. 27. P. 3–7.
4. Шадрин А. В. Статическая и динамическая выбросоопасность угольных пластов // Безопасность труда в промышленности. 2018. № 4. С. 42–48.
5. Фисенко Г. Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. М.: Недра, 1976. 272 с.
6. Napier J. A. L., Malan D. Simulation of tabular mine face advance rates using a simplified fracture zone model // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 2018. No. 109. P. 105–114.
7. Guo H., Yuan L. An integrated approach to study of strata behaviour and gas flow dynamics and its application // International Journal of Coal Science & Technology. 2015. No. 2 (1). P. 12–21.
8. Guo W., Xu F. Numerical simulation of overburden and surface movements for Wongawilli strip pillar mining // Int. J. Min. Sci. Technol. 2016. No. 26. P. 71–76.
9. Христианович С. А. Механика сплошной среды. М.: Наука, 1981. 484 с.
10. Руппенейт К. В. Некоторые вопросы механики горных пород. М.: Углетеиздат, 1954. 384 с.
11. Gao W. Study on the width of the non-elastic zone in inclined coal pillar for strip mining // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 2014. No. 72. P. 304–310.
12. Соколовский В. В. Статика сыпучей среды. М.: Наука, 1990. 272 с.
13. Черданцев Н. В., Черданцев С. В. Анализ состояния углепородного массива, вмещающего пластовую выработку и геологическое нарушение // Известия РАН. Механика твердого тела. 2018. № 2. С. 110–121.
14. Черданцев Н. В. Решение задачи о пучении породного слоя почвы выработки, пройденной по угльному пласту // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 8. С. 32–39.
15. Черданцев Н. В. Построение решения задачи о выпирании в пластовую выработку породного слоя, расположенного в почве угольного пласта // ГИАБ. 2017. № 5. С. 369–381.
16. Клишин В. И., Клишин С. В. Исследование процессов выпуска угля при отработке мощных пологих и крутых угольных пластов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2010. № 2. С. 69–81.

**Сведения об авторах:**

**Черданцев Николай Васильевич** – доктор технических наук, главный научный сотрудник лаборатории геомеханики и геометризации угольных месторождений Федерального исследовательского центра угля и углехимии Сибирского отделения РАН. E-mail: nvcch2014@yandex.ru

**Для цитирования:** Черданцев Н. В. Построение решения задачи о состоянии угольного пласта методами механики сыпучей среды // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 68–76 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-68-76

**For citation:** Cherdantsev N. V. Framing the solution to the problem of coal seam state by the methods of the mechanics of granular materials. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2019; 7: 68–76. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-68-76

## Оценка влияния параметров внутреннего отвалообразования на геомеханическое состояние подземной отработки месторождения «Восток-2»

Потапчук М. И.<sup>1\*</sup>, Рассказов И. Ю.<sup>1</sup>, Корнеева С. И.<sup>1</sup>, Ломов М. А.<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

\*e-mail: potapchuk-igd@mail.ru

### Реферат

**Введение.** Внутреннее отвалообразование становится все более актуальным и применяется на месторождениях, ведущих отработку как открытым, так и комбинированным способом. В связи с этим комплексные исследования, направленные на оценку изменения геомеханического состояния окружающего массива месторождения «Восток-2» при условии размещения пустых пород в карьерной выемке, являются наиболее актуальными.

**Цель работы.** Геомеханическая оценка влияния внутреннего отвалообразования на состояние горного массива месторождения вольфрамсодержащих руд «Восток-2», ведущего отработку рудных запасов комбинированным способом.

**Методология.** Исследования включали лабораторное изучение физико-механических свойств горных пород, расчет устойчивости с применением современных программных средств, численное моделирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород методом конечных элементов.

**Результаты.** Комплексная оценка влияния внутреннего отвалообразования на геомеханическое состояние окружающего массива позволила установить, что размещение пустых пород в центральной части карьера не окажет значительного влияния на геодинамическую обстановку глубоких горизонтов. При этом в процессе формирования отвал сохранит устойчивость с достаточным запасом.

**Выводы.** Результаты выполненных комплексных исследований на месторождении «Восток-2» могут быть использованы на других объектах, ведущих отработку в схожих горно-геологических условиях.

**Ключевые слова:** месторождение; внутреннее отвалообразование; физико-механические свойства; горный массив; сдвижжение; карьерная выемка; устойчивость.

**Введение.** Схема размещения вскрышных пород в карьерной выемке обосновывается рядом преимуществ, среди которых сокращение расстояния транспортировки и экономия площадей для размещения отвалов, и используется на многих предприятиях, ведущих отработку месторождений как открытым, так и комбинированным способом [1–5]. Так, на месторождении вольфрамсодержащих руд «Восток-2», отработку которого ведет ОАО «Приморский ГОК», в результате возможной переработки внешних отвалов возникла необходимость формирования в карьерной выемке отвала пустых пород. Таким образом был поставлен вопрос об установлении степени устойчивости внутреннего отвала в процессе его формирования, а также оценке влияния его размещения на геодинамическую обстановку глубоких горизонтов при дальнейшей отработке залежи.

**Краткая геологическая и горнотехническая характеристика отрабатываемого месторождения.** Месторождение «Восток-2» относится к скарново-гидротермальному типу. Основная вольфрамовая минерализация месторождения сосредоточена в главной рудной залежи (ГРЗ) и сопутствующем рудном теле (СРТ) № 1. ГРЗ представляет собой пластообразную залежь северо-восточного

простирания, падающую под углом  $70^{\circ}$ – $80^{\circ}$  на юго-западном фланге, под углом  $90^{\circ}$  на северо-запад. Мощность рудного тела изменяется от 1,3 до 27 м. СРТ отмечено только на юго-западном фланге месторождения, расположено в висячем боку от ГРЗ и по своим морфоструктурным особенностям и вещественному составу аналогично ГРЗ. Простирание рудных тел субпараллельное, падение на северо-запад под углом  $80^{\circ}$ – $90^{\circ}$ . Мощность рудных тел от 6 до 32 м, в среднем – 13 м. На глубину рудные тела прослеживаются до гор. +60 м.

Месторождение расположено в местности с крупносопочным рельефом со значительным колебанием абсолютных высотных отметок дневной поверхности. Выходы рудной залежи на поверхность располагались в районе отметок +870 м от уровня моря, отметки долины между соседними сопками (руслы ключей Амональный и Восток-2) колеблются в пределах +640...+540 м. Сложностью рельефа обусловлена комбинированная схема вскрытия месторождения с помощью штольен и вертикальных стволов. Оруденение прослеживается на глубину более 800 м (до гор. +60 м) [6–8].

**Таблица 1. Физико-механические свойства пород и руд месторождения «Восток-2»  
(по данным институтов ВНИМИ и Унипромедь)**

**Table 1. Physical and mechanical properties of rock and ore at Vostok-2 deposit  
(according to the data from VNIMI and Uniprommed)**

Породы	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Предел прочности на сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Модуль упругости, МПа, $10^4$	Коэффициент Пуассона
Известняки	2640	73,0	1,8	5,8	0,36
Гранит-порфиры	2610	151,0	10,0	7,21	0,24
Гранодиориты	2700	142,0	9,2	6,0	0,22
Песчаники ороговикованные	2730	180,0	10,8	7,0	0,24
Ороговикованные алевролиты	2630	76,0	7,0	7,2	0,27
Руда шеелит-сульфидная	3330	170,0	6,8	9,0	0,18

Верхняя часть месторождения отработана открытым способом (отметка дна карьера около +720 м), ниже дна карьера рудное тело вскрыто штольнями «Вспомогательная» (гор. +720 м) и «Капитальная» (гор. +560 м). Вертикальные стволы «Главный» и «Вспомогательный» пройдены до глубины разведанного промышленного оруденения с проходкой части выработок околоствольного двора.

В настоящее время месторождение «Восток-2» отрабатывается в этаже +360...+260 м с применением системы разработки подэтажными штреками со скважинной отбойкой и торцевым выпуском руды без поддержания выработанного пространства. Высота подэтажа составляет 14–16 м. Количество рабочих подэтажей в блоке определяется в основном высотой рабочего горизонта и составляет 3–4 подэтажа при высоте блока по падению 60 м. Отработка рудных тел осуществляется в нисходящем порядке без оставления межблочных и потолочных целиков. Размеры очистных блоков по простирианию: длина до 60 м, ширина от 3 до 30 м (в среднем 6–10 м) [2].

Вскрышные породы, формируемые при открытой разработке месторождения, которая началась в 1969 г., а также в результате дальнейшей отработки подземным способом были складированы вдоль южной границы существующего карьера в отвалы общим объемом 5 млн м<sup>3</sup>. При разборке отвалов в случае возможной переработки части отвалов был рассмотрен вариант размещения пустых пород в выработанном пространстве карьера. Остальная часть будет использована для отсыпки

берм низовой плотины и ограждающей дамбы хвостохранилища с целью повышения их устойчивости при осуществлении проекта «Наращивание ограждающих дамб секции хвостов хвостохранилища обогатительной фабрики до отм. 534 м».

Комплексная оценка влияния формирования внутреннего отвала на геомеханическое состояние окружающего массива была выполнена в следующем порядке: детальное изучение прочностных свойств пород приоткосного массива, расчет устойчивости поэтапного формирования внутреннего отвала, оценка безопасности размещения техники при ведении отвальных работ в прогнозируемых зонах сдвижения от подземной отработки и изменение геомеханического состояния в процессе дальнейшей отработки глубоких горизонтов месторождения.

**Уточнение физико-механических свойств горных пород.** Проведенными ранее исследованиями (*Заключение о склонности двух участков месторождения «Восток-2» к проявлению горных ударов в местах заложения шахт: отчет о НИР, рук. Бич Я. А., Минин Ю. Я. Л.: ВНИМИ. 1983; Оценить напряженное состояние и удароопасность массива горных пород месторождения «Восток-2»: отчет о НИР, рук. Дорошенко В. И., Вотинцев В. А. Екатеринбург: Унипромедь, 1985.*) установлено, что в литологическом разрезе месторождения преобладают высоко-модульные породы с достаточно высокими прочностными характеристиками – до 180 МПа (табл. 1).

Для оценки степени устойчивости размещаемого внутреннего отвала дополнительно было выполнено детальное изучение прочностных свойств горных пород приоткосного массива. Для этого специалистами ИГД ДВО РАН были отобраны образцы (рис. 1) и выполнен комплекс лабораторных исследований с применением испытательной машины ToniNORM, позволяющей определить прочностные характеристики горных пород путем нагружения образцов правильной формы плоскими плитами (ГОСТ 21153.0-75, ГОСТ 21153.2-84) (*Техническая документация по оценке влияния параметров внутреннего отвалообразования на геомеханическое состояние окружающего массива горных пород месторождения «Восток-2». Хабаровск: ИГД ДВО РАН, 2014. 44 с.*). Результаты определения прочностных свойств горных пород в лабораториях ИГД ДВО РАН приведены в табл. 2 и 3.

Результаты лабораторных исследований позволили сделать вывод, что прочностные свойства вмещающих пород приоткосного массива, которые представлены преимущественно гранодиоритами и ороговикованными алевролитами имеют достаточно высокие значения, предел прочности на сжатие – от 118,5 до 195,3 МПа, на растяжение 9,5–12,0 МПа соответственно.

**Расчет устойчивости при поэтапном формировании внутреннего отвала.** В случае размещения внутреннего отвала (отм. +715...+820 м) на месторождении «Восток-2» предполагается формировать его в несколько этапов при последовательном складировании вскрытых пород в выработанное пространство центральной части карьера. На начальном этапе отвал будет формироваться путем заполнения карьерной выемки с отм. +715 м до +740 м пустыми породами с помощью консольного отвалообразователя. Следующим этапом будет постепенное заполнение берм безопасности и формирование разгрузочной площадки на отм. +820 м (рис. 2).

На конечном этапе формирования параметры внутреннего отвала будут следующие: максимальная высота – 80 м, длина по верху – 60 м, по низу – 350 м; ширина по верху – 100 м, по низу – 160 м. В районе сечения I–I отвал будет формироваться под углом 48°, в районе сечения II–II под углом 51° (рис. 1 и 2).

Основанием для отвала служат борт и дно карьерной выемки, сложенное скальным массивом, преимущественно гранодиоритами и песчаниками. Свой-

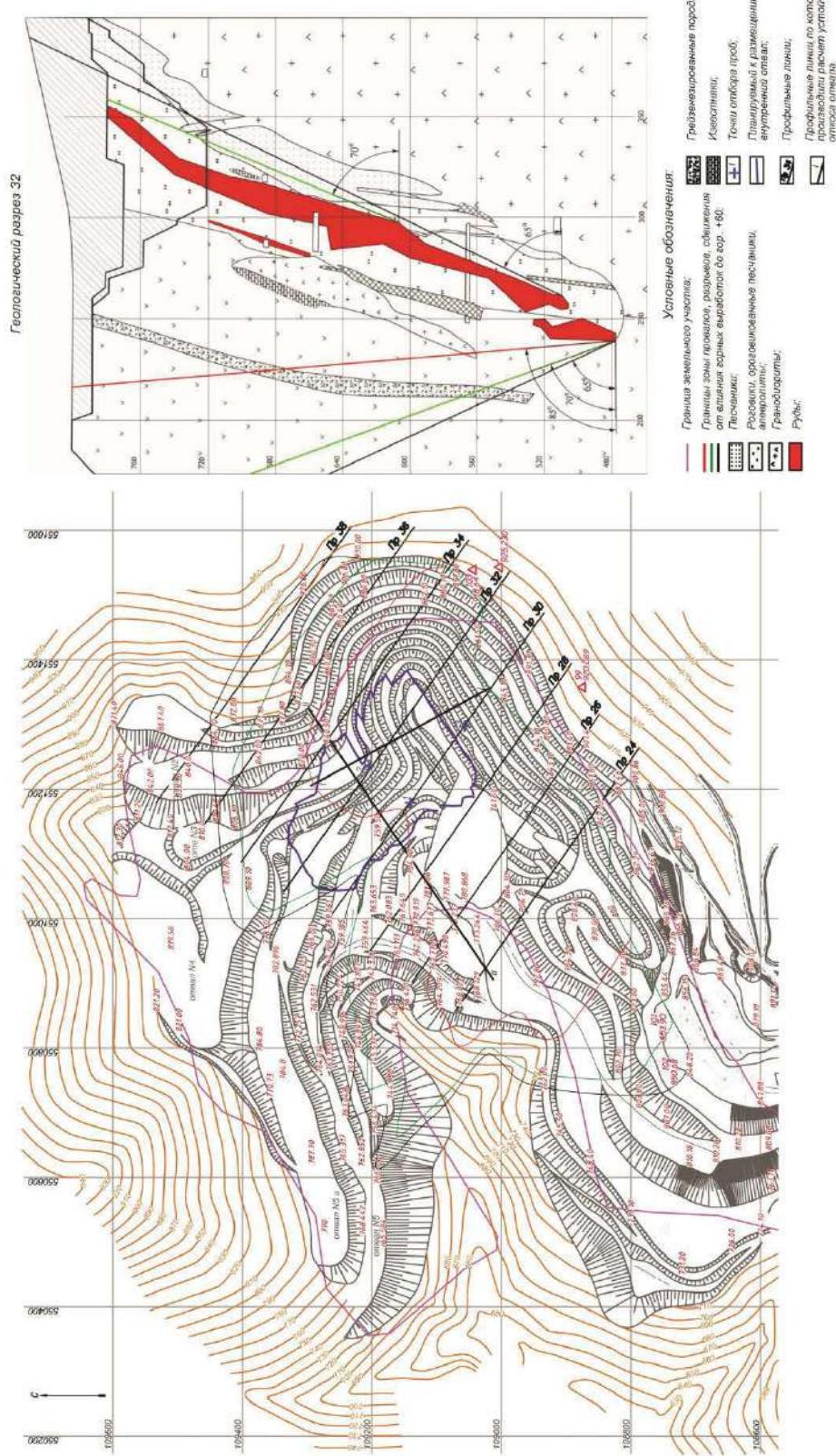


Рис. 1. План и разрез по профильной линии 32 месторождения вольфрамсодержащих руд «Восток-2»  
Fig. 1. Plan and section of profile of Vostok-2 tungsten ore deposit

ства вмещающих пород, необходимые для расчета устойчивости откоса отвала, были приняты исходя из результатов ранее проведенных исследований (табл. 1) и дополнительных лабораторных испытаний (табл. 2).

При расчете устойчивости применяются как общепризнанные методики, так и численные методы с применением современных программных средств (*Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. СПб: ВНИМИ, 1998. 207 с.; Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Одобрено и рекомендовано к применению Госстроем СССР. Л: ВНИМИ, 1972. 164 с.*), [9].

**Таблица 2. Результаты определения прочностных характеристик горных пород прибортового массива месторождения «Восток-2»**

**Table 2. Results of rock strength characteristics determination at the marginal mass of Vostok-2 deposit**

Идентификатор образца	Предел прочности на сжатие, МПа	Средний предел прочности на сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Средний предел прочности на растяжение, МПа
<i>Темно-серый алевролит ороговикованный</i>				
T1-1(1)	214,4	195,3	9,7	12,0
T1-1(2)	176,2		13,9	
T1-1(3)			10,9	
T1-5			13,6	
<i>Крупнозернистый кварц-полевошпатовый песчаник</i>				
T1-3	34,8	34,8	3,4	3,4
<i>Сульфидная руда по дробленным к/з гранодиоритам</i>				
T2-3	102,5	102,5	2,8	2,8
<i>Гранодиорит с вкрапленностью сульфидов</i>				
T3-1(1)	143,9	118,5	9,9	9,5
T3-1(2)	86,6			
T3-2(1)	76,0		8,7	
T3-2(2)	167,3		9,8	
<i>Кварциты скарнированные</i>				
T1-4	–	–	4,2	4,3
T2-1	–		3,5	
T2-2	–		5,2	

Расчет устойчивости борта отвала по мере заполнения берм и бортов уступов породами вскрыши необходимо вести по средневзвешенным значениям характеристик объемного веса  $\gamma$ , сцепления  $C$  и угла внутреннего трения  $\varphi$  всей толщи пород, слагающих борт, определяемых согласно требованиям п. 2.8 (*Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. СПб: ВНИМИ, 1998. 207 с.*).

Нормативная величина коэффициента запаса устойчивости откоса отвала была установлена в соответствии с Методическими указаниями (*Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Одобрено и рекомендовано к применению Госстроем СССР. Л: ВНИМИ, 1972. 164 с.*) и равна 1,2. Однако Методические указания разрабатывались для районов с сейсмичностью не более 6 баллов. Согласно *СНиП II-7-81. Строительство в сейсмических районах* сейсмическая интенсивность района месторождения определена в 7 баллов для карт ОСР-97-А и ОСР-97-В и в 8 баллов для карты ОСР-97-С. В результате расчета сейсмической

нагрузки в соответствии с СП 14.13330.2011 установлено, что необходимо увеличение коэффициента запаса на 0,03. Таким образом, нормативный коэффициент запаса устойчивости отвала составит 1,23. Далее выполнялся расчет устойчивости откоса внутреннего отвала по мере его формирования в выработанном пространстве карьерной выемки (табл. 3).

**Таблица 3. Расчет степени устойчивости формирования внутреннего отвала на различных этапах его формирования**

**Table 3. Calculation of the stability level of internal dump development at various stage of its development**

Последовательность отработки	Исходные данные			Средневзвешенные величины			Величины для расчета устойчивости			Угол откоса, град	Коэффициент запаса устойчивости
	$H$ , м	$C_m$ , МПа	$C_{отв}$ , МПа	$C_o$ , МПа	$\phi_o$ , град	$\gamma_o$ , Т/м <sup>3</sup>	$C$ , МПа	$\phi$ , град	$\gamma$ , Т/м <sup>3</sup>		
<i>Сечение I–I<sup>1</sup></i>											
1 этап <sup>2</sup>	105	43,6	—	43,6	39,6	2,73	35,4	34,0	2,73	64	Нет ни одной опасной поверхности скольжения
2 этап	80	50,2	0,02	37,7	39,0	2,52	30,7	33,4	2,52	63	
3 этап	105	50,2	0,02	0,02	37,0	1,95	0,016	35,0	1,95	49	
<i>Сечение II–II</i>											
3 этап	45	50,2	0,02	0,02	37,0	1,95	0,016	35,0	1,95	51	1,54

<sup>1</sup> Сечения I–I и II–II (рис. 1); <sup>2</sup> 1-й этап – до начала отсыпки внутреннего отвала, 2-й этап – заполнение карьерной выемки до отм. +740 м и частично бerm безопасности (рис. 2, а), 3-й этап – после полного формирования отвала (рис. 2, б).

Результаты расчета коэффициента запаса устойчивости показали, что по самому опасному сечению II–II коэффициент запаса устойчивости составляет 1,54, что значительно превышает нормативный и указывает на то, что запроектированные параметры отвала являются устойчивыми. Однако работы техники должны производиться в соответствии с *Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых»*, а также должны выполняться регулярные наблюдения за устойчивостью откосов отвала [10].

**Расчет границ зон сдвижения подземных разработок на земной поверхности.** Для обеспечения безопасности отсыпки отвала на всех этапах формирования были определены и отстроены параметры сдвижения и деформации горных пород и земной поверхности месторождения «Восток-2» (углы сдвижения, разрывов и обрушения) на основании *Временных правил охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород. Л.: ВНИМИ, 1986. 76 с. (табл. 4, рис. 1).*

На рис. 1 видно, что частично внутренний отвал и площадка на гор. +820 м, с которой предполагается его отсыпать, попадает в зону провалов, но учитывая тот факт, что граница отстроена от балансовых запасов после полной их отработки (до отм. +60 м), а существующее положение горных работ находится на гор. +340 м, безопасность его отсыпки обеспечена.

**Геомеханическая оценка влияния размещения внутреннего отвала на геодинамическую обстановку глубоких горизонтов.** Для оценки возможного влияния размещения в выработанном пространстве пустых пород на геомеханическое состояние окружающего массива горных пород месторождения «Восток-2», в том числе и на глубоких горизонтах, было выполнено численное моде-

лирование напряженно-деформированного состояния массива до и после формирования внутреннего отвала методом конечных элементов (МКЭ) в объемной постановке задачи [2, 11, 12].

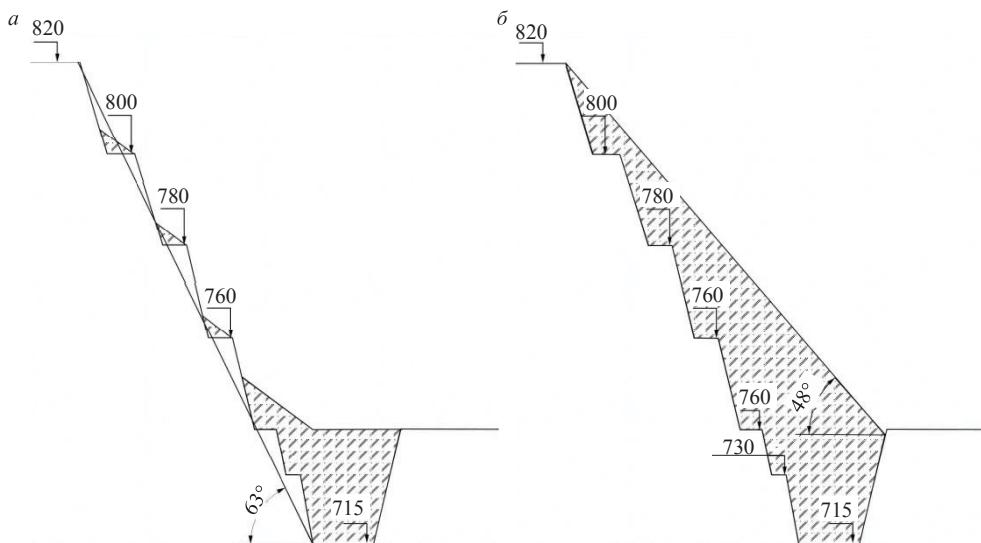


Рис. 2. Конфигурация борта карьера после заполнения берм безопасности – *а* и на заключительном этапе формирования отвала по сечению I–I – *б*

Fig. 2. Pit edge configuration after safety berms backfilling – *a* and at the final stage of dump development by section I–I – *b*

Анализ результатов моделирования показал, что последовательное заполнение выработанного пространства центральной части карьера пустыми породами приводит к перераспределению напряжений на отдельных участках массива горных пород. Максимальное снижение напряжений более чем в 2 раза наблюдается в бортах карьера, заполненного пустыми породами. В районе безрудного участка

**Таблица 4. Расчетные углы сдвижения при полной подработке земной поверхности на месторождении «Восток-2» при его полной отработке до гор. +60 м**

**Table 4. Computational angles of displacement at complete underworking of the earth's surface at Vostok-2 deposit at its full development to hor. +60 m**

Тип месторождения	Коэффициент крепости пород	Углы падения рудных тел, град	Углы сдвижения, град			Углы разрывов, град			Углы обрушения, град		
			$\delta$	$\beta$	$\beta_1$	$\delta''$	$\beta''$	$\beta_1''$	$\delta'''$	$\beta'''$	$\beta_1'''$
Тип II грубослоистое и неслоистое строение пород	8 и более	30–90	70	65	65	75	70	70	85	85	85

в отм. +630...+680 м, где на начальных стадиях была область повышенных напряжений (среднего давления и интенсивности касательных напряжений 15 МПа и 17 МПа) также происходит снижение напряжений, но незначительное. Незначительный рост напряжений (в 1,2–1,3 раза) происходит преимущественно на участке между рудными телами в отм. +720...+750 м ниже дна карьера. В результате можно сделать вывод, что зона влияния размещаемого внутреннего отвала на напряженно-деформированное состояние окружающего массива составит не более 80 м на глубину от дна карьера и не окажет влияния на геодинамическую обстановку глубоких горизонтов.

**Выводы.** Выполненная в работе комплексная оценка влияния формирования внутреннего отвала на геомеханическое состояние окружающего массива и глуб-

боких горизонтов месторождения «Восток-2» позволила сделать вывод о том, что размещение пустых пород в центральной части карьера не окажет значительного влияния на геодинамическую обстановку глубоких горизонтов. При этом в процессе формирования отвал сохранит устойчивость с достаточным запасом.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Саканцев Г. Г. Ресурсосберегающие технологии при разработке рудных месторождений с использованием выработанного пространства // ГИАБ. 2015. № 2. С. 29–37.
2. Rasskazov I. Yu., Kursakin G. A., Potapchuk M. I., Freidin A. M. Selection of deep level geotechnology in terms of the "Vostok-2" orebody // Journal of Mining Science. 2012. Vol. 48. No. 1. P. 114–122.
3. Рассказов И. Ю., Потапчук М. И., Соболев А. А., Сайфулин В. В., Курсакин Г. А. Совершенствование технологии отвалообразования на Хаканджинском золоторудном месторождении // Вестник ТОГУ. 2016. № 2 (41). С. 99–106.
4. Габитов Р. М., Гавришев С. Е., Бондарева А. Р., Кузнецова Т. С., Литвинов А. М. Влияние горнотехнических условий разработки крутопадающих месторождений на формирование внутренних отвалов при доработке и реконструкции карьеров // Вестник магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2009. № 1 (25). С. 5–9.
5. Мартыненко В. П. Обоснование рациональных параметров горных работ глубоких карьеров при внутреннем отвалообразовании // ГИАБ. 1998. № 3. С. 146–150.
6. Гвоздев В. И. Месторождения Восток-2 и Лермонтовское // Крупные и суперкрупные месторождения полезных ископаемых. М.: ОНЗ РАН, 2006. Т. 3. Кн. 2. С. 627–662.
7. Рассказов И. Ю. Контроль и управление горным давлением на рудниках Дальневосточного региона. М.: Горная книга, 2008. 329 с.
8. Соловьев С. Г., Кривошеков Н. Н. Скарновое золото-полиметально-вольфрамовое месторождение Восток-2 (Центральный Сихотэ-Алинь, Россия) // Геология рудных месторождений. М.: Наука, 2011. № 6. С. 543–568.
9. Eberhardt E. Rock slope stability analysis – utilization of advanced numerical techniques. University of British Columbia, Vancouver, Canada, 2003. 41 p.
10. Григорьев А. А., Лушпей В. П., Костылев Ю. В. Результаты наблюдений за устойчивостью откосов бортов угольных разрезов в сложных горно-геологических условиях // Сборник трудов конференции «Международная научная конференция «Современные технологии и развитие политехнического образования», Владивосток, 14–18 сентября 2015 г. С. 183–185.
11. Dhahanjai V. A. Finite element approach of stability analysis of internal dump slope in coal field // Mining Journal. 2014. No. 5. P. 11–16.
12. Rasskazov I. Yu., Kursakin G. A., Potapchuk M. I., Miroshnikov V. I., Freidin A. M., Osadchy S. P. Geomechanical assessment of deep-level mining conditions in the "Yuzhnoe" complex ore deposit // Journal of Mining Science. 2012. Vol. 48. No. 5. P. 874–881.

Поступила в редакцию 25 июня 2019 года

#### Сведения об авторах:

**Потапчук Марина Игоревна** – кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института горного дела ДВО РАН. E-mail: potapchuk-igd@mail.ru

**Рассказов Игорь Юрьевич** – доктор технических наук, врио директора Института горного дела ДВО РАН. E-mail: rasskazov@igd.khv.ru

**Корнеева Светлана Ивановна** – кандидат технических наук, научный секретарь Института горного дела ДВО РАН. E-mail: s\_korneeva@mail.ru

**Ломов Михаил Андреевич** – младший научный сотрудник Института горного дела ДВО РАН. E-mail: 9241515400@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-77-85

#### Evaluation of internal dumping impact on the geomechanical state of Vostok-2 deposit underground mining

**Marina I. Potapchuk<sup>1</sup>, Igor Yu. Rasskazov<sup>1</sup>, Svetlana I. Korneeva<sup>1</sup>, Mikhail A. Lomov<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Institute of Mining FEB RAS, Khabarovsk, Russia.

#### Abstract

**Introduction.** Internal dumping is becoming more relevant, it is used at both opencast deposits and combined deposits. Therefore, an integrated study aimed at estimating the geomechanical state of the surrounding mass of Vostok-2 deposit is becoming more relevant in case waste rock is in the borrow cut.

**Research aim.** Geomechanical estimation of internal dumping impact on the state of rock mass at Vostok-2 tungsten ore deposit, which mines ore by the combined method.

**Methodology.** The research included laboratory study of physical and mechanical properties of rock, stability calculation with the use of modern software, numerical modeling of the stress-strained state of rock mass with the finite element method.

**Results.** Full assessment of the impact of internal dumping on the geomechanical state of the surrounding mass has made it possible to state that waste rock disposal in the central part of an open pit will not significantly influence the geodynamic condition of deep horizons. At that, in the course of development, the dump will keep ample stability.

**Summary.** The results of the integrated research at Vostok-2 can be applied at other facilities which mine in similar mine and geological conditions.

**Key words:** deposit; internal dumping; physical and mechanical properties; rock mass; displacement; borrow cut; stability.

#### REFERENCES

1. Sakantsev G. G. Resource-saving technologies in the development of ore deposits using goaf. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 2: 29–37. (In Russ.)
2. Rasskazov I. Yu., Kursakin G. A., Potapchuk M. I., Freidin A. M. Selection of deep level geotechnology in terms of the “Vostok-2” orebody. *Journal of Mining Science*. 2012; 48 (1): 114–122.
3. Rasskazov I. Yu., Potapchuk M. I., Sobolev A. A., Saifulin V. V., Kursakin G. A. Improvement of piling technology for Hakandzhinskoe gold-ore deposit. *Vestnik TOGU = Bulletin of PNU*. 2016; 2 (41): 99–106. (In Russ.)
4. Gabitov R. M., Gavrishev S. E., Bondareva A. R., Kuznetsova T. S., Litvinov A. M. The impact of mine engineering conditions of the steeply pitching deposits on internal dumps formation at the final extraction and reconstruction of open pits. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta im. G. I. Nosova = Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2009; 1 (25): 5–9. (In Russ.)
5. Martynenko V. P. Deep pits rational parameters substantiation at internal dumping. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 1998; 3: 146–150. (In Russ.)
6. Gvozdev V. I. Vostok-2 and Lermontovskoye deposits. In: *Large and major mineral deposits*. Moscow: ESS RAS Publishing. 2006; 3 (2): 627–662. (In Russ.)
7. Rasskazov I. Yu. *Rock pressure control and management at the ore fields of the Far East region*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2008. (In Russ.)
8. Soloviev S. G., Krivoshchekov N. N. Vostok-2 gold-base-metal-tungsten skarn deposit, Central Sikhote-Alin, Russia. *Geologija rudnykh mestorozhdenii = Geology of Ore Deposits*. Moscow: Nauka Publishing. 2011; 6: 543–568. (In Russ.)
9. Eberhardt E. *Rock slope stability analysis — utilization of advanced numerical techniques*. University of British Columbia, Vancouver, Canada, 2003. 41 p.
10. Grigoriev A. A., Lushpei V. P., Kostylev Iu. V. The results of observations of the stability of face slopes of coal mines in the difficult mining and geological conditions. In: *Proceedings of the International scientific conference “Modern technologies and the development of polytechnic education”, Vladivostok, September 14th–18th, 2015*. p. 183–185. (In Russ.)
11. Dhananjai V. A. Finite element approach of stability analysis of internal dump slope in coal field. *Mining Journal*. 2014; 5: 11–16.
12. Rasskazov I. Yu., Kursakin G. A., Potapchuk M. I., Miroshnikov V. I., Freidin A. M., Osadchy S. P. Geomechanical assessment of deep-level mining conditions in the “Yuzhnoe” complex ore deposit. *Journal of Mining Science*. 2012; 48 (5): 874–881.

Received 25 June 2019

#### Information about authors:

**Marina I. Potapchuk** – PhD (Engineering), senior researcher, Institute of Mining FEB RAS. E-mail: potapchuk-igd@mail.ru

**Igor Yu. Rasskazov** – DSc (Engineering), acting director, Institute of Mining FEB RAS. E-mail: rasskazov@igd.khv.ru

**Svetlana I. Korneeva** – PhD (Engineering), scientific secretary, Institute of Mining FEB RAS. E-mail: s\_korneeva@mail.ru

**Mikhail A. Lomov** – junior researcher, Institute of Mining FEB RAS. E-mail: 9241515400@mail.ru

**Для цитирования:** Потапчук М. И., Рассказов И. Ю., Корнеева С. И., Ломов М. А. Оценка влияния параметров внутреннего отвалообразования на геомеханическое состояние подземной отработки месторождения «Восток-2» // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 77–85. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-77-85

**For citation:** Potapchuk M. I., Rasskazov I. Yu., Korneeva S. I., Lomov M. A. Evaluation of internal dumping impact on the geomechanical state of Vostok-2 deposit underground mining. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 7: 77–85 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-77-85

## О проблемах экспресс-метода определения прочности горных пород

Харисов Т. Ф.<sup>1\*</sup>, Панжин А. А.<sup>1</sup>, Харисова О. Д.<sup>1</sup>

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

\*e-mail: *timur-ne@mail.ru*

### Реферат

**Введение.** Неоднородность массива горных пород обуславливает необходимость постоянного и оперативного контроля его изменяющегося состояния и характеристик в процессе ведения горных работ. Одним из основных параметров массива, исследование которого выполнено в данной работе, является предел прочности на сжатие. Основным способом определения прочностных свойств горных пород в настоящее время являются лабораторные испытания подготовленных образцов с помощью прессов. Одним из альтернативных способов оперативного измерения предела прочности геоматериалов является метод упругого отскока с применением склерометра (молоток Шмидта).

**Методика проведения исследований.** Объектом исследования являются породы прибортового массива Джетыгаринского карьера, где был отобран штуфовый материал для испытаний. Определение предела прочности производилось основным и альтернативным методами.

**Результаты исследований.** Результаты лабораторных испытаний, выполненных на прессах, показали некоторое расхождение полученных значений с показаниями молотка Шмидта. Однако стоит отметить, что результаты, полученные в лабораторных условиях, являются наиболее точными и достоверными. Расхождение разными методами полученных данных обусловлено наличием неоднородности структуры и текстуры исследуемых скальных пород. После сравнительного анализа и статистической обработки данных для различных типов пород Джетыгаринского массива установлены градуировочные зависимости и выделены коэффициенты перехода прочности на сжатие от результатов показаний склерометра к лабораторным значениям.

**Ключевые слова:** предел прочности пород на сжатие; молоток Шмидта; склерометр; массив; образцы; штуф; лабораторные испытания.

**Введение.** Неоднородность горно-геологических, геомеханических, гидрогеологических и других условий массива обуславливает необходимость постоянного оперативного контроля его изменяющегося состояния и характеристик в процессе ведения горных работ [1–5].

Одним из основных параметров массива горных пород, характеризующих его состояние и устойчивость, в том числе в рамках рейтинговых систем оценки (GSI, RMR, MRMR и др.), является предел прочности при одноосном сжатии [6–8].

**Методика проведения исследований.** Основным способом определения прочностных свойств горных пород в настоящее время являются лабораторные методы. Однако они характеризуются трудоемкостью, невозможностью быстрого получения результатов, особенно в постоянно меняющихся горно-геологических условиях, необходимостью наличия большого количества сложного и дорогостоящего оборудования.

Одним из альтернативных способов оперативного измерения предела прочности геоматериалов является метод упругого отскока с применением склерометра (молоток Шмидта). Данный метод широко используется для контроля прочности бетона в промышленном и гражданском строительстве. В последнее время он нашел применение в горном деле для контроля прочности скальных и полускальных пород [9–10].

Применение данного экспресс-метода позволяет существенно снизить общие затраты, облегчить и ускорить контроль прочности пород, слагающих массив. Этот метод позволяет производить оперативные измерения в процессе ведения горных работ и тем самым подтверждать или корректировать результаты инженерно-геологических изысканий и проектно-технических решений. Однако проблема точности и достоверности полученных результатов является актуальной и требует дополнительных исследований.

Сравнительный анализ результатов лабораторного и натурного экспресс-метода (молоток Шмидта) был произведен в рамках научно-исследовательской работы по определению и актуализации физико-механических свойств пород участка прибортового массива Джетыгаринского карьера АО «Костанайские минералы».

Отбор штуфового материала производился на бермах восточного и западного бортов (рис. 1). На основании анализа геологического строения массива месторождения был определен список пород, подлежащих лабораторным испытаниям, состоящий из 11 различных разновидностей перidotитов и серпентинитов, а также сланца и родингита.

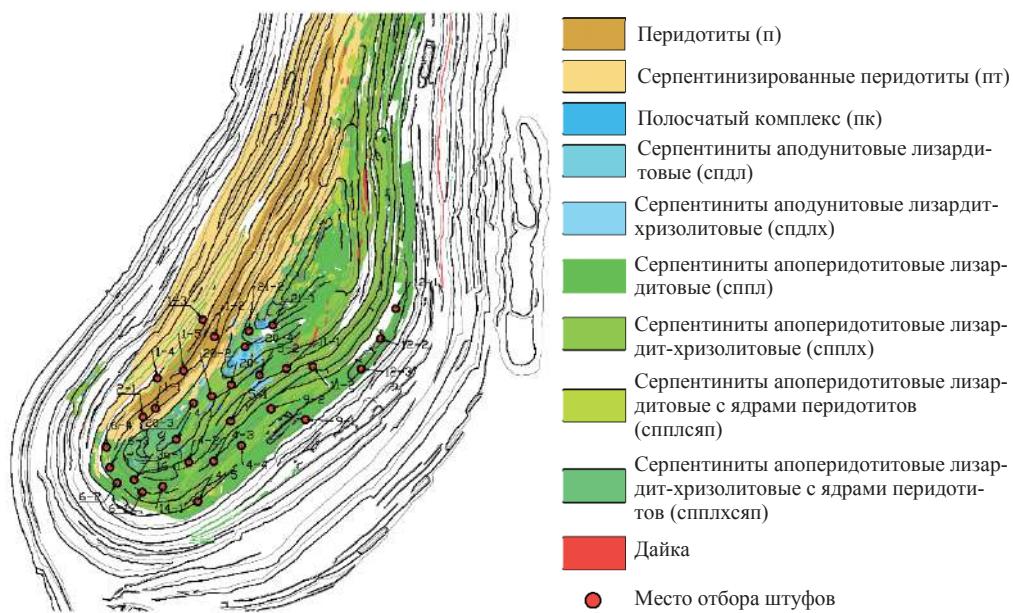


Рис. 1. Места отбора проб на Джетыгаринском карьере хризотил-асбеста  
Fig. 1. Sampling sites at Dzhetygarinsky serpentine asbestos open pit

В процессе отбора штуфового материала также производились измерения предела прочности пород на сжатие с помощью склерометра (молоток Шмидта) Proceq RockShmidt Тип N.

Замеры выполнялись по международной методике ASTM (American Society for Testing and Materials) на локальных участках обнаженного массива согласно петрографическим особенностям отобранного штуфового материала. Сущность методики заключается в выполнении серии замеров (не менее 10) на выбранном локальном участке массива площадью 2–3 м<sup>2</sup>, при этом точечные замеры должны производиться на расстоянии хотя бы в ширину плунжера относительно друг друга.

Для получения наиболее достоверных значений места измерений выбирались исходя из отсутствия на них каких-либо трещин, отшелушиваний, нарушений и

заполнителя, чтобы склерометр упирался именно в монолитный скальный участок массива.

Из отобранного штуфового материала подготавливались образцы цилиндрической формы для их дальнейшего испытания на одноосное сжатие в лабораторных условиях с помощью сервогидравлической испытательной системы Wille Geotechnik в соответствии с ГОСТ 21153.2-84. Испытанию подвергались образцы в водонасыщенном состоянии и при естественной влажности [11–13].

### **Результаты определения физико-механических свойств горных пород Джетыгаринского месторождения**

### **Rock physical and mechanical properties determinations at Dzhetygarinsky deposit**

Порода	Коэффициент перехода $K_n$	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа		
		Измерение склерометром	Естественная влажность	Водонасыщенное состояние
Перидотит	1,65	60,50–79,00 67,90	68,20–157,40 112,00	58,10–117,80 95,46
Полосчатый комплекс	1,03	55,50–68,50 61,55	45,90–76,20 63,58	32,40–52,20 45,14
Родингит	2,01	59,00–69,00 61,53	74,70–150,20 123,70	55,10–181,40 118,27
Серпентинит апподунитовый хризотил-лизардитовый	0,43	55,50–68,00 62,00	20,20–30,70 26,50	7,60–40,40 21,89
Серпентинизированный перидотит	1,75	62,00–70,00 65,65	46,30–128,90 114,85	37,90–114,30 102,43
Серпентинит апподунитовый лизардитовый асбестоносность	0,38	39,00–62,50 50,45	5,90–24,00 19,08	11,40–16,10 13,69
Серпентинит аппоперидотит лизардитовый	0,72	64,00–72,00 67,75	25,70–74,50 48,66	22,80–71,10 38,93
Серпентинит аппоперидотит хризотил-лизардитовый	1,57	65,50–81,50 76,70	68,20–166,20 120,41	50,10–110,20 79,80
Серпентинит лизардитовый оталькованный	0,50	59,00–75,50 65,10	24,40–39,10 32,41	13,90–35,30 20,35
Серпентинит лизардитовый асбестоносность	0,40	50,00–62,50 57,35	14,70–29,90 23,18	15,60–64,40 21,63
Серпентинит лизардитовый	0,76	63,00–73,50 66,25	35,80–62,30 50,37	25,70–63,10 48,53
Серпентинит аппоперидотитовый	0,58	59,00–71,50 66,45	27,80–53,00 38,58	21,50–40,40 32,64
Сланец	3,66	27,50–45,50 37,75	64,80–160,50 138,24	118,80–136,40 127,23

**Результаты исследований.** Результаты измерений различными методами предела прочности горных пород Джетыгаринского месторождения в различном состоянии представлены в таблице.

При статистической обработке результатов измерений определен коэффициент вариации предела прочности на одноосное сжатие при естественной влажности и в водонасыщенном состоянии образцов, который варьируется от 20,66 до 24,27 %.

Полученные значения коэффициента вариации свидетельствуют о сравнительно небольшом расхождении результатов определения физико-механических свойств пород. Статистическая обработка значений склерометра не выполнялась, так как разброс значений минимальный. Значительные отклонения (в меньшую сторону) возникали лишь при скальвании кусков породы от штуфа при ударе или при попадании в структурные нарушенности. Такие результаты не учитывались.

Из результатов исследований можно сделать вывод, что наиболее прочными породами являются перидотиты, серпентинизированные перидотиты, родингиты и серпентиниты аппопериодитовые хризотил-лizardитовые. Их предел прочности на одноосное сжатие достигает 157–166 МПа. Особенно низкие показатели отмечены у серпентинитов с заполнителем в виде асбеста, талька и серпофита. Также стоит отметить негативное влияние воды на прочностные характеристики исследуемых пород. Предел прочности снижается в среднем на 17–18 %.

Сравнительный анализ результатов натурных измерений, выполненных с помощью склерометра Proceq RockShmidt Type N, с результатами лабораторных испытаний, выполненных на прессах, показал некоторое расхождение полученных значений. Однако стоит отметить, что результаты, полученные в лабораторных условиях, являются наиболее точными и достоверными.

Расхождение данных, полученных разными методами (лабораторные испытания и с помощью молотка Шмидта), обусловлено неоднородностью структуры и текстуры исследуемых скальных пород. На основании сравнительного анализа и статистической обработки данных для различных типов пород установлены градуировочные зависимости и выделены коэффициенты перехода для прочности на сжатие  $K_n$  от результатов показаний склерометра к лабораторным значениям для условий исследуемого массива (таблица).

**Выводы.** Таким образом, использование склерометра в горном деле возможно лишь для получения предварительных данных о прочностных характеристиках пород массива, так как его неоднородность влечет за собой большую погрешность результатов измерений по сравнению с однородными материалами. Важно также отметить, что предварительное выполнение тарировки используемого склерометра необходимо производить для конкретных условий каждого отдельного месторождения путем дополнительных лабораторных испытаний образцов пород.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Жабко А. В. Расчет устойчивости неоднородных и анизотропных откосов // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 3. С. 22–29.
2. Ефремов Е. Ю., Панжин А. А., Харисов Т. Ф., Харисова О. Д. Исследование геомеханических условий Кiemбаевского карьера и выявление потенциально опасных участков // Вестник Национальной академии горных наук. 2018. № 2(3). С. 42–53.
3. Харисов Т. Ф., Харисова О. Д., Ефремов Е. Ю., Коновалова Ю. П. Исследование устойчивости бортов и уступов карьера Кiemбаевского месторождения // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 5. С. 30–39.
4. Сашурин А. Д. Геомеханические процессы и явления, определяющие безопасность и эффективность недропользования, закономерности их развития // Проблемы недропользования. 2018. № 3(18). С. 21–31.
5. Харисов Т. Ф., Харисова О. Д. Численное моделирование устойчивости массива в процессе разработки месторождения в сложных горно-геологических условиях // Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений: труды VI Междунар. конф. Екатеринбург, 2019. С. 135–143.
6. Bieniawski Z. T. Engineering Rock Mass Classifications. John Wiley & Sons, New York, 1989. P. 240–250.
7. Laubscher D. H. and Jakubec J. The MRMR rock mass classification for jointed rock masses. In Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies (eds. W. A. Hustrulid & R. L. Bullock). Society of Mining Metallurgy and Exploration, SME. 2001. P. 475–481.
8. Hoek E., Kaiser P. K. and Bawden W. F. Support of Underground Excavations in Hard Rock. Balkema, Rotterdam, 1995. P. 91–105.

9. Прокопов А. Ю., Гергарт Ю. А. Апробация и оценка точности неразрушающего экспресс-метода определения прочностных свойств породного массива в условиях реконструкции Рокского тоннеля // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 4. С. 101–107.
10. Карташов С. А., Прокопов А. Ю. Применение экспресс-метода контроля прочности скальных пород при проходке тоннелей // Механизмы управления процессами внедрения технических новшеств: сб. ст. Междунар. науч.-практ. конф. Уфа, 2017. С. 55–57.
11. Wu B., Xia K. Dynamic brazilian test on laurentian granite under pre-stress conditions // Вестник Инженерной школы Дальневосточного федерального университета. 2016. № 2(27). С. 3–9.
12. Усольцева О. М., Семенов В. Н., Сердюков С. В., Рыбалкин Л. А. Лабораторные исследования угольных образцов. Проблемы отбора керна // ГИАБ. 2018. № S48. С. 234–242.
13. Калачев В. А., Зайцев Д. В., Кочанов А. Н., Костандов Ю. А., Панфилов П. Е. О влиянии воды на характер растрескивания горных пород при диаметральном сжатии // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. 2017. Т. 4. № 2. С. 53–57.

Поступила в редакцию 27 мая 2019 года

### **Сведения об авторах:**

**Харисов Тимур Фаритович** – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геомеханики подземных сооружений Института горного дела УрО РАН. E-mail: timur-ne@mail.ru

**Панжин Андрей Алексеевич** – кандидат технических наук, ученый секретарь Института горного дела УрО РАН. E-mail: panzhin@igduran.ru

**Харисова Ольга Дмитриевна** – младший научный сотрудник лаборатории сдвижения горных пород Института горного дела УрО РАН. E-mail: olgazheltysheva@gmail.com

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-86-91

## **Some problems of the express method of rock strength determination**

**Timur F. Kharisov<sup>1</sup>, Andrei A. Panzhin<sup>1</sup>, Olga D. Kharisova<sup>1</sup>**

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

### **Abstract**

**Introduction.** Within the course of mining, rock massif heterogeneity calls for constant operational control of its changing state and characteristics. One key parameter of the massif under investigation is the compressive strength. Main way of rock strength properties determination currently is laboratory testing of the prepared samples by means of presses. One alternative way of geomaterials' compressive strength on-line measurement is the method of elastic rebound with a sclerometer (Schmidt's hammer).

**Research methodology.** Research object are rocks of Dzhetygarinsky pit surface massif where hand specimen were selected for testing. Compressive strength was determined by the main method and the alternative method.

**Research results.** Laboratory research results at presses have shown some discrepancy between the obtained values and Schmidt's hammer readout. However, it should be noted that the results obtained in the laboratory conditions are the most exact and reliable. Data discrepancy is caused by the presence of structural and textural inhomogeneity of the hard rock under investigation. Comparative analysis and statistical data processing for various types of rock at Dzhetygarinsky massif determined calibration curves and distinguished the transition coefficients of compressive strength from sclerometer readout to laboratory values.

**Key words:** compressive strength; Schmidt's hammer; sclerometer; massif; samples; hand specimen; laboratory research.

### **REFERENCES**

1. Zhabko A. V. Stability analysis for inhomogeneous and nonisotropic slopes. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2014; 3: 22–29. (In Russ.)
2. Efremov E. Iu., Panzhin A. A., Kharisov T. F., Kharisova O. D. Study of geomechanical conditions at Kiembaevsky open pit and potentially hazardous areas detection. *Vestnik Natsionalnoi akademii gornykh nauk = Bulletin of the National Academy of Mining.* 2018; 2(3): 42–53. (In Russ.)
3. Kharisov T. F., Kharisova O. D., Efremov E. Iu., Konovalova Iu. P. Research of stability of edges and benches of the Kiyembayevsky field open-pit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2018; 5: 30–39. (In Russ.)
4. Sashurin A. D. Geomechanical processes and phenomena determining the safety and efficacy of subsoil use, regularities of their development. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use.* 2018; 3(18): 21–31. (In Russ.)
5. Kharisov T. F., Kharisova O. D. Numerical modelling of the rock mass stability in the course of mining in difficult mining-and geological conditions. In: *Design, construction and maintenance*

- of underground facilities complexes: proceedings of the 6th International conference. Ekaterinburg, 2019. p. 135–143. (In Russ.)
6. Bieniawski Z. T. *Engineering Rock Mass Classifications*. John Wiley & Sons, New York, 1989. P. 240–250.
7. Laubscher D. H. and Jakubec J. The MRMR rock mass classification for jointed rock masses. In: *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies* (eds. W. A. Hustrulid & R. L. Bullock). Society of Mining Metallurgy and Exploration, SME. 2001. P. 475–481.
8. Hoek E., Kaiser P. K. and Bawden W. F. *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. Balkema, Rotterdam, 1995. P. 91–105.
9. Prokopov A. Iu., Gergart Iu. A. Testing and accuracy evaluation of the nondestructive express method of rock mass strength properties determination in the conditions of Rokksky tunnel reconstruction. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 4: 101–107. (In Russ.)
10. Kartashov S. A., Prokopov A. Iu. The use of the express method of hard rock strength control when driving tunnels. In: *Innovation process monitoring mechanisms of: proceedings of the International research-to-practice conference*. Ufa, 2017. P. 55–57. (In Russ.)
11. Wu B., Xia K. Dynamic brazilian test on laurentian granite under pre-stress conditions. *Vestnik Inzhenernoi shkoly Dalnevostochnogo federalnogo universiteta = The FEFU: School of Engineering Bulletin*. 2016; 2(27): 3–9.
12. Usoltseva O. M., Semenov V. N., Serdiukov S. V., Rybalkin L. A. Laboratory studies of coal samples. Problems of core recovery. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2018; S48: 234–242. (In Russ.)
13. Kalachev V. A., Zaitsev D. V., Kochanov A. N., Kostandov Iu. A., Panfilov P. E. Effect of water on fracture of rocks under diametral compression. *Fundamentalnye i prikladnye voprosy gornykh nauk = Journal of Fundamental and Applied Mining Sciences*. 2017; 4 (2): 53–57. (In Russ.)

Received 27 May 2019

#### Information about authors:

**Timur F. Kharisov** – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Underground Structures Geomechanics, Institute of Mining UB RAS. E-mail: timur-ne@mail.ru

**Andrei A. Panzhin** – PhD (Engineering), scientific secretary, Institute of Mining UB RAS. E-mail: panzhin@igduran.ru

**Olga D. Kharisova** – junior researcher, Laboratory of Rock Displacement, Institute of Mining UB RAS. E-mail: olgazheltysheva@gmail.com

**Для цитирования:** Харисов Т. Ф., Панжин А. А., Харисова О. Д. О проблемах экспресс-метода определения прочности горных пород // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 86–91. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-86-91

**For citation:** Kharisov T. F., Panzhin A. A., Kharisova O. D. Some problems of the express method of rock strength determination. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 7: 86–91 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-86-91

## Существующие системы мониторинга и необходимость обновления нормативно-методологической базы для обеспечения безопасности горных работ на карьерах

Балтиева А. А.<sup>1\*</sup>, Шамганова Л. С.<sup>1</sup>, Абдыкаримова Г. Б.<sup>1</sup>, Панжин А. А.<sup>2</sup>

<sup>1</sup> Институт горного дела им. Д. А. Кунаева, г. Алматы, Республика Казахстан

<sup>2</sup> Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

\*e-mail: igd.ogm@gmail.com

### Реферат

**Введение.** Постоянное увеличение глубины разработки месторождений ставит перед специалистами и учеными всего мира все более сложные задачи по обеспечению эффективности и безопасности использования недр. Одним из мощных инструментов для решения подобных задач является система комплексного мониторинга, включающая современные технологии наблюдения, сбора и передачи информации, а также аварийного реагирования и предотвращения гибели людей.

**Цель работы** заключается в определении комплексной стратегии ведения геомониторинга при открытой разработке полезных ископаемых в современных условиях.

**Методология.** В настоящее время критерии оценки величин сдвигений и деформаций земной поверхности действующей нормативно-методологической базы в Республике Казахстан достаточно обобщены и не учитывают достижений современного контрольно-измерительного приборостроения. В работе выполнен сравнительный анализ существующих современных систем мониторинга, реализуемых для наблюдений за деформациями уступов и бортов карьеров.

**Результаты.** В статье представлены доказательства надежности применения различных систем мониторинга, приведены подтверждающие примеры из обзора мировой практики.

**Выходы.** По результатам анализа определено наиболее достоверное оборудование для краткосрочного мониторинга с системой раннего оповещения, а также приведена схема развития комплексной системы геомониторинга на месторождениях открытой разработки. Использование стратегии комплексного мониторинга бортов карьера значительно повысит безопасность ведения горных работ; предупредит аварии, связанные с геомеханическими процессами; позволит накопить данные о деформациях. Такое решение значительно снизит геомеханические риски и позволит продолжать добывчу руды в сложных условиях безопасно и экономично.

**Ключевые слова:** карьер; виды мониторинга; безопасность горных работ; оптико-электронные, лазерно- дальномерные, спутниковые навигационные/ДЗЗ, фотограмметрические, радарные и георадарные технологии; деформации.

**Введение.** Постоянное увеличение глубины разработки месторождений ставит перед специалистами и учеными всего мира все более сложные задачи по обеспечению эффективности и безопасности использования недр [1, 2]. Одним из мощных инструментов для решения подобных задач является система комплексного мониторинга, включающая современные технологии наблюдения, сбора и передачи информации, а также аварийного реагирования и предотвращения гибели людей. Данная система мониторинга должна обеспечить геомеханическую, геодинамическую и экологическую безопасность на глубоких месторождениях. Для разработки подобной системы на отечественных месторождениях необходим богатый научный опыт, соответствующий мировым стандартам.

Критерии оценки величин сдвигений и деформаций земной поверхности действующей нормативно-методологической базы в Республике Казахстан (РК) достаточно обобщены и не учитывают достижения современного контрольно-измерительного приборостроения. Утвержденные методические указания по наблюдениям за деформациями инженерных структур содержат информацию только по традиционным техникам измерений. Содержание действующих на территории РК методик, инструкций и регламентов для наблюдения за опасными деформациями, где расписаны программы измерений: интервалы времени между сериями наблюдений, количество приемов, сроки проведения повторных наблюдений, действительно только для традиционных оптических средств наблюдения. Основными недостатками при использовании оптических средств наблюдения являются: высокая трудоемкость проведения съемки, низкая информативность, зависимость от погодных условий, низкая частота возможных измерений [3]. При этом в соответствии с Экологическим кодексом (*Кодекс Республики Казахстан от 9 января 2007 года № 212-III «Экологический кодекс Республики Казахстан» (с изменениями и дополнениями по состоянию на 05.10.2018 г.)*) в Казахстане должен осуществляться эффективный мониторинг недр, который представляет собой систему наблюдений за состоянием недр для обеспечения рационального использования государственного фонда недр и своевременного выявления их изменений, оценки, предупреждения и устранения последствий негативных процессов.

В то же время, несмотря на отсутствие обновленной нормативно-методологической базы, большинство отечественных горнорудных предприятий активно использует современное геодезическое и геофизическое оборудование, в частности: электронные тахеометры, беспилотные летательные аппараты (аэрофотосъемка), GPS-оборудование, лазерные сканеры, спутниковые и радарные системы наблюдений и т. п. Данные измерения не подлежат всестороннему научному исследованию и выполняются маркшейдерскими службами организаций только для удовлетворения технологических нужд. Поэтому возникает замкнутый круг, специалисты научных организаций не могут позволить себе закуп и не имеют прямого доступа к использованию современного дорогостоящего измерительного оборудования и возможности изучения и анализа получаемых данных. На сегодняшний день обновление нормативно-методологической базы по деформационному мониторингу с учетом современного контрольно-измерительного приборостроения является актуальной задачей.

**Обзор существующих систем геомониторинга на месторождениях.** Вплоть до 2000-х гг. деформации инженерных структур на отечественных предприятиях определялись с использованием традиционных техник измерений. Достоинства таких измерений – хорошая изученность, низкая стоимость и достаточная надежность. Основные недостатки использования оптических средств наблюдения – высокая трудоемкость проведения съемки, низкая информативность, зависимость от погодных условий, низкая частота возможных измерений [3–6].

Если традиционные наблюдения основаны на «контактном» подходе, где датчики устанавливаются непосредственно на контакте с землей либо конструкцией, то мониторинг удаленных методов основан на «бесконтактном» подходе, где сбор данных основан на датчиках, которые установлены далеко от места наблюдений. Однако исходя из степени взаимодействия с поверхностью либо структурой методы удаленного мониторинга можно разделить на две основные подкатегории [7]:

– частично удаленный – методы, которые требуют установки дополнительных датчиков на наблюдаемый объект (антенны для D-GPS, призмы для роботизированных станций);

– полностью удаленный – методы, которые не требуют установки датчиков на наблюдаемом участке; в свою очередь, удаленный мониторинг классифицируется, основываясь на трех основных показателях, по типу платформы, типу волны и типу датчика.

На рис. 1 представлена общая схема мониторинга бортов карьера, включающая основные методы, используемые во всем мире [8].

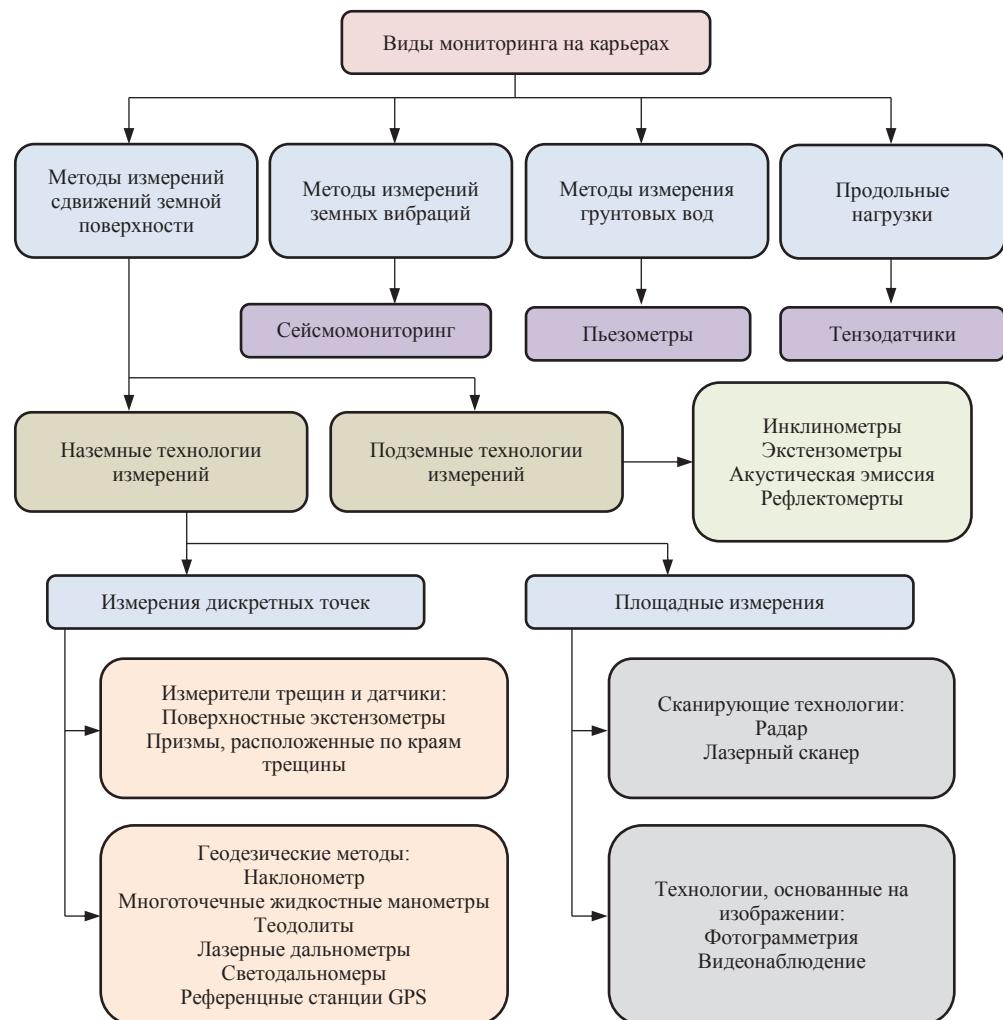


Рис. 1. Общая схема мониторинга бортов карьера  
Fig. 1. General scheme of pit edges monitoring

**Система раннего оповещения.** Раннее обнаружение и предупреждение деформаций бортов карьера играет решающую роль для принятия необходимых мер. Во многих случаях подвижки массива, засеченные радаром, переходят в обрушение в течение месяца. Время обрушения можно предсказать с помощью метода обратных скоростей, который позволит выявить тенденцию деформаций и определить критическую дату. Следует отметить, что точность предсказания является результатом правильной интерпретации данных радарной системы контроля, полученных по методу обратных скоростей.

Смещение породы и его влияние можно увидеть при радарном сканировании. Положительные скорости смещений характеризуют движение по направлению

к радару и имеют цветовую маркировку пикселей в оттенках желтого, оранжевого, красного и черного, а синие пиксели представляют собой отрицательное движение от радара, в то время как серые пиксели показывают, что смещения не происходит.

Интересны результаты радарного мониторинга, проведенного геомеханической службой карьера Багдад. Данное месторождение расположено в штате Аризона (США), предприятие, его разрабатывающее, занимается добычей медно-порфировых руд. На рис. 2 приведен результат радарной съемки северного борта и данные обратных скоростей обрушения N-2800 [9]. Отрицательные величины сдвигов на юг представлены красной линией, вертикальное сдвижение вниз показано синей линией, а нулевые значения (зеленая линия) указывают на восточное движение, начало сдвижения на юго-восток показано в середине января.

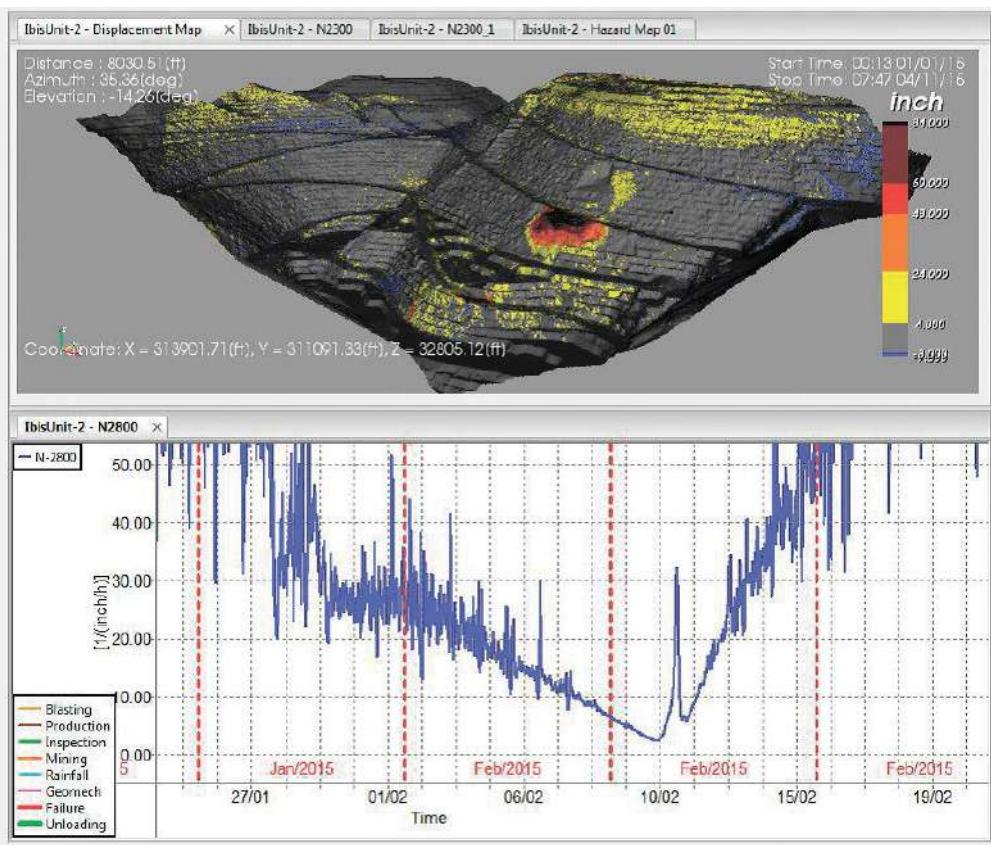


Рис. 2. Результат радарной съемки северного борта карьера Багдад и данные обратной скорости для обрушения N-2800 [8]

Fig. 2. The result of Bagdad pit northern edge radar surveying and data on reciprocal velocity to cave N-2800 [8]

Для радарных установок возможно настраивать параметры сдвигов, обозначить области, которые могут вызвать ложную тревогу (например места, где ведутся горные работы). Оператор может установить красные и оранжевые сигналы тревоги. Оранжевые сигналы тревоги направлены на предупреждение геомехаников о возможной проблеме, в то время как красный сигнал считается срочным и требует немедленной эвакуации персонала и оборудования из зоны риска. Красные сигналы тревоги устанавливаются после испытательного периода, так как качественная характеристика массива для различных карьеров индивидуальна.

**Опыт предприятия Potgietersrust Platinums Ltd. (PPRust).** Ярким примером реализованного комбинированного геомониторинга являются наблюдения, проведенные на карьере Sandsloot Южно-Африканской Республики. Данный карьер начал разработку по добыче драгоценных металлов в 1992 г. и закончил отработку в 2009 г. За это время параметры карьера достигли 2 км в длину, 600 м в ширину и 260 м в глубину (конечная глубина – 300 м). Основной проблемой, предшествующей внедрению геомониторинга, явилась быстро развивающаяся деформация из-за зоны разломов на западном борту карьера Sandsloot [10].

В итоге для более эффективного обеспечения безопасности добычи полезных ископаемых была реализована комплексная стратегия мониторинга бортов. За три года были установлены четыре новые современные системы мониторинга: система микросейсмического мониторинга; автоматическая система мониторинга с применением роботизированного тахеометра; безотражательные лазерные сканеры; радарная система.

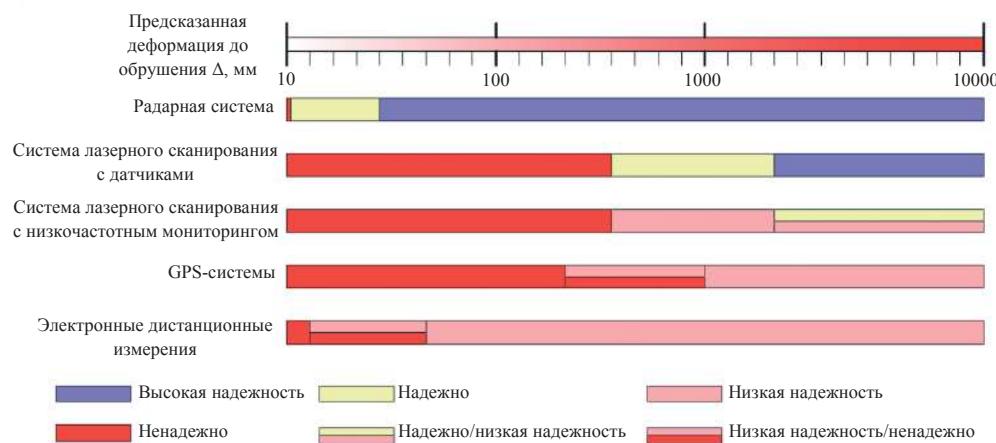


Рис. 3. Надежность систем мониторинга в областях [10]  
Fig. 3. Reliability of monitoring systems [10]

Обрушения на западном борту произошли в течение 2 ч, и мониторинг в режиме с применением отражателей не смог помочь в предупреждении опасной ситуации для своевременной эвакуации. Несмотря на то что призмы были надежно установлены и вокруг призм закреплен стальной защитный кожух, многие из них были повреждены или потеряны из-за камнепадов, осипей и т. д. В результате на карьере в феврале 2005 г. был внедрен лазерный мониторинг, чтобы заполнить области, на которых марки были потеряны или не были установлены. Потребовалось около 9 ч для сканирования всей западной стены, которая находится на расстоянии 0,5–1 км от сканера (в зависимости от угла) [10].

В ноябре 2003 г. на предприятии PPRust был запущен радар для наблюдения за западной стенкой Sandsloot. Ранее зарегистрированные обрушения составляли от десятков до нескольких тысяч тонн и, как представляется, происходили мгновенно. Радар сканирует площадь в 10 тыс. м<sup>2</sup> за одну минуту и, таким образом, может обеспечить раннее предупреждение о любом движении для эвакуации. Радар сканировал западную стену карьера с возвышенности восточного борта 24 ч в сутки при любых погодных условиях. После 2-месячного испытательного периода красные сигналы тревоги были установлены на 10 мм движения в течение 2 ч для участка площадью 80 м<sup>2</sup> [10].

С помощью радара было зарегистрировано 8 обрушений, радар менее чем за 2 ч показал, что сдвижение склона произойдет. Это действительно обеспечило

раннее предупреждение экстренной ситуации, в результате люди и оборудование были успешно эвакуированы.

**Стратегия комплексного мониторинга.** С учетом опыта наблюдений на зарубежных карьерах все геодезическое и геофизическое оборудование можно подразделить по видам наблюдений: радарные системы для краткосрочного мониторинга; станции роботизированных тахеометров с применением призм, лазерные сканеры для долгосрочного мониторинга; GPS-оборудование для обширного площадного мониторинга; спутниковая интерферометрия для ретроспективного анализа.

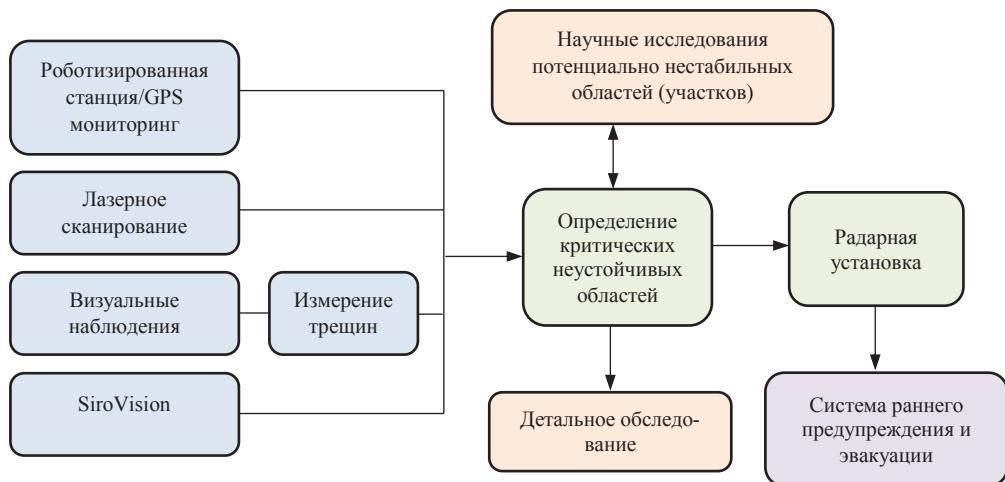


Рис. 4. Стратегия комплексного мониторинга бортов карьера [11]  
Fig. 4. Pit edges integrated monitoring strategy [11]

Для выполнения системного анализа деформационных процессов, происходящих на карьерах, необходимо выбрать оптимальные методы наблюдений и систематизировать их согласно концепции единого комплексного геомониторинга [9].

На рис. 3 [11] показана надежность различных систем мониторинга, оцененных на основе предложенных карт надежности для склонов с широким диапазоном предсказанной деформации до обрушения. Согласно источнику [11], при разработке этой диаграммы была учтена точность каждого из устройств. В большинстве случаев скорость сканирования высока, и контроль борта можно считать непрерывным. Точность этих устройств находится в диапазоне 0,1–0,4 мм, что намного меньше предсказанной деформации разрушения для большинства склонов. Поэтому эти системы являются «высоконадежными» для большинства бортов карьеров.

Надежность систем мониторинга в областях, обозначенных «надежная/низкая надежность» и «низкая надежность/ненадежная», зависит от системной частоты считывания и критической частоты считывания, указанной на рис. 3. Если частота измерения ниже критического значения, тогда следует выбрать более низкий уровень надежности (например, в случае «надежная/низкая надежность», должна быть выбрана «низкая надежность»).

Опираясь на анализ опыта наблюдений бортов и уступов карьеров стран ближнего и дальнего зарубежья [12], развитие комплексной системы геомониторинга предлагается осуществлять по следующей схеме (рис. 4).

**Заключение.** Проведенный сравнительный анализ существующих систем мониторинга показал, что наиболее достоверным оборудованием для краткосрочно-

го мониторинга с системой раннего оповещения являются радарные системы, единственный минус которых – относительно высокая стоимость. Поэтому рекомендуется комплексная система геомониторинга, учитывающая потребности как в среднесрочных, так и в краткосрочных наблюдениях.

Стратегия комплексного мониторинга бортов карьера значительно повысит безопасность ведения горных работ; предупредит аварии, связанные с геомеханическими процессами; позволит накопить данные о деформациях. Такое решение значительно снизит геомеханические риски и позволит продолжать добычу руды безопасно и экономично в сложных условиях.

Учитывая активное использование отечественными горнорудными предприятиями современного контрольно-измерительного оборудования, необходимо принять решение о замене действующей инструкции (*Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Ленинград: ВИОГЕМ Минмета СССР ВНИМИ. 1971. 193 с.*).

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мухаметкалиев Б. С., Калюжный Е. С., Съедина С. А., Абдибеков Н. К. Геомеханическое обеспечение устойчивости бортов карьера при увеличении глубины отработки // Горный журнал. 2018. № 4. С. 27–32. DOI: 10.17580 / gzh.2018.04
2. Съедина С. А. Геомеханическое обеспечение устойчивости бортов карьера при его углубке: дис. ... PhD: 6D070700: защищена 24.05.19: утв. 24.05.19. Алматы, 2019. 119 с.
3. Несмашный Е. А., Ткаченко Г. И., Болотников А. В. Обзор технологий и технических средств для геомеханического мониторинга состояния бортов карьеров и отвалов // Разработка рудных месторождений. 2010. Вып. 93. С. 1–5.
4. Кузьменко С. В., Шамганова Л. С., Ахмедов Д. Ш., Балтиева А. А. Информационно-навигационное обеспечение горных работ на карьерах Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного производственного объединения // Горный журнал. 2018. № 5. С. 72–77.
5. José C. Mura, Waldir R. Paradella, Fabio F. Gama, Athos R. Santos, Mauricio Galo, Paulo O. Camargo, Arnaldo Q. Silva, Guilherme G. Silva (2014). Monitoring of surface deformation in open pit mine using DInSAR time-series: a case study in the N5W iron mine (Carajás, Brazil) using TerraSAR-X data. Proc. SPIE 9243, SAR Image Analysis, Modeling, and Techniques XIV, 924311 (21 October 2014).
6. Гальперин А. М. Геомеханика открытых горных работ. М.: МГТУ, 2003. 473 с.
7. Erol S., Erol B., Ayan T. (2004). A general review of the deformation monitoring techniques and a case study: analysing deformations using GPS/levelling. ITU, Civil Engineering Faculty, Geodesy Division, 34469 Maslak Istanbul, Turkey (erol, bihter, ayan)@itu.edu.tr
8. Baltiyeva A. A., Shamganova L. S., Sedina S. A., Tulebayev K. K. The choice of rational and effective technical tools when conducting the uniform combined geomonitoring for the open-pit mines // 25th World Mining Congress 2018. Astana, 2018.
9. Steven E. Borron, Kumar Raut. Predicting slope failures using slope-monitoring radar. Arizona, USA. 2016.
10. Brian Klappstein, M. Sc., Gheorghe Bonci, Wayne Maston (2015). Implementation of real time geotechnical monitoring at an open pit mountain coal mine in Western Canada, World Multidisciplinary Earth Sciences Symposium. Prague (Czech Republic) 7–11 September.
11. Ashkan Vaziri, Larry Moore, Hosam Ali. Monitoring systems for warning impending failures in slopes and open pit mines. Nat Hazards (2010) 55:501–512. DOI 10.1007/s11069-010-9542-5
12. Paolo Mazzanti (2012). Remote monitoring of deformation. An overview of the seven methods described in previous GINs. 24 Geotechnical instrumentation news. December 2012. URL: <http://www.geotechnicalnews.com/> (дата обращения: 25.04.2019)

Поступила в редакцию 11 июня 2019 года

#### Сведения об авторах:

**Балтиева Аминя Абдулхамитовна** – заведующий лабораторией горного давления Института горного дела им. Д. А. Кунаева. E-mail: igd.ogm@gmail.com

**Шамганова Ляззат Саевна** – доктор технических наук, заместитель директора по научной работе Института горного дела им. Д. А. Кунаева. E-mail: shamlis@mail.ru

**Абыкарикова Гулнур Бакытбековна** – младший научный сотрудник лаборатории управления геомеханическими процессами Института горного дела им. Д. А. Кунаева. E-mail: gylxana@mail.ru

**Панжин Андрей Алексеевич** – кандидат технических наук, научный секретарь Института горного дела УрО РАН. E-mail: panzhin@igduran.ru

## Existing monitoring systems and the need to update the regulatory and methodological framework to ensure the safety of open pit mining

**Aminyam A. Baltieva<sup>1</sup>, Lyazzat S. Shamganova<sup>1</sup>, Gulnur B. Abdykarimova<sup>1</sup>, Andrey A. Panzhin<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Mining Institute after D. A. Kunaev, Almaty, Republic of Kazakhstan.

<sup>2</sup> Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

### *Abstract*

**Introduction.** Steady increase in the depth of mining poses more complex problems for specialists and scientists all over the world connected with subsoil use efficiency and safety. Complex monitoring system which includes modern observation technologies, data selection and transfer, as well as emergency response and loss of life averting is a powerful tool for the mentioned tasks solution.

**Research aim** is to define the integrate strategy of geomonitoring at opencast mining in the modern context.

**Methodology.** At the present time the earth's surface displacement and deformation assessment criteria of the existing normative-methodological framework in the Republic of Kazakhstan are rather generalized and do not take into account the achievements of modern monitoring systems implemented to observe pit benches and edges deformation.

**Results.** The article presents the proofs of reliability of various monitoring systems and gives good examples from the worldwide practice.

**Summary.** By analysis results, the most reliable equipment has been determined for short term monitoring with early warning system; the scheme of developing an integrated geomonitoring system at open cast deposits has also been presented. The introduction of pit edges integrated monitoring strategy will significantly improve the safety of mining, prevent emergency connected with geomechanical processes, will make it possible to collect data on deformations. This solution will significantly reduce geomechanical risks and allow to continue ore excavation in complex conditions in a safe and economical way.

**Key words:** pit; types of monitoring; safety of mining; optical-electronic, laser-ranging, satellite navigation/remote sensing, photogrammetric, radar and georadar technologies; deformations.

### REFERENCES

1. Mukhametkaliev B. S., Kaliuzhnyi E. S., Siedina S. A., Abdibekov N. K. Geomechanical stabilization of pit edges when increasing the depth of mining. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2018; 4: 27–32. (In Russ.) DOI: 10.17580 / gzh.2018.04
2. Siedina S. A. *Geomechanical stabilization of pit edges when increasing the depth of mining: PhD dissertation*. Almaty; 2019. (In Russ.)
3. Nesmashnyi E. A., Tkachenko G. I., Bolotnikov A. V. Review of technologies and hardware for pit edges and dumps state geomechanical monitoring. *Razrabotka rudnykh mestorozhdenii = Ore Mining*. 2010; 93: 1–5. (In Russ.)
4. Kuzmenko S. V., Shamganova L. S., Akhmedov D. Sh., Baltieva A. A. Data navigational support of mining at the open pits of Sokolov-Sarbai mining production association. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2018; 5: 72–77. (In Russ.)
5. José C. Mura, Waldir R. Paradella, Fabio F. Gama, Athos R. Santos, Mauricio Galo, Paulo O. Camargo, Arnaldo Q. Silva, Guilherme G. Silva (2014). Monitoring of surface deformation in open pit mine using DInSAR time-series: a case study in the N5W iron mine (Carajás, Brazil) using TerraSAR-X data. *Proc. SPIE 9243, SAR Image Analysis, Modeling, and Techniques XIV*, 924311 (21 October 2014).
6. Galperin A. M. *Geomechanics of opencast mining*. Moscow: MSMU Publishing; 2003. (In Russ.)
7. Erol S., Erol B., Ayan T. (2004). A general review of the deformation monitoring techniques and a case study: analysing deformations using GPS/levelling. ITU, Istanbul, Turkey.
8. Baltiyeva A. A., Shamganova L. S., Sedina S. A., Tulebayev K. K. The choice of rational and effective technical tools when conducting the uniform combined geomonitoring for the open-pit mines. *25th World Mining Congress* 2018. Astana, 2018.
9. Steven E. Borron, Kumar Raut. *Predicting slope failures using slope-monitoring radar*. Arizona, USA. 2016.
10. Brian Klappstein, M. Sc., Gheorghe Bonci, Wayne Maston (2015). Implementation of real time geotechnical monitoring at an open pit mountain coal mine in Western Canada, *World Multidisciplinary Earth Sciences Symposium. Prague (Czech Republic)* 7–11 September.
11. Ashkan Vaziri, Larry Moore, Hosam Ali. Monitoring systems for warning impending failures in slopes and open pit mines. *Nat Hazards* (2010) 55:501–512. DOI 10.1007/s11069-010-9542-5
12. Paolo Mazzanti (2012). Remote monitoring of deformation. An overview of the seven methods described in previous GINs. *24 Geotechnical instrumentation news. December 2012*. Available from: [www.geotechnicalnews.com](http://www.geotechnicalnews.com) [Accessed 25 April, 2019]

**Information about authors:**

**Aminyam A. Baltieva** – Chief of Mining Pressure Laboratory, Mining Institute after D. A. Kunaev.  
E-mail: igd.ogm@gmail.com

**Lyazzat S. Shamganova** – DSc (Engineering), Deputy Director on scientific work at Mining Institute after D. A. Kunaev. E-mail: shamls@mail.ru

**Gulnur B. Abdykarimova** – junior researcher, Geomechanical Processes Laboratory, Mining Institute after D. A. Kunaev. E-mail: gylxana@mail.ru

**Andrei A. Panzhin** – PhD (Engineering), scientific secretary, Institute of Mining UB RAS.  
E-mail: panzhin@igduran.ru

**Для цитирования:** Балтиева А. А., Шамганова Л. С., Абдыкаримова Г. Б., Панжин А. А. Существующие системы мониторинга и необходимость обновления нормативно-методологической базы для обеспечения безопасности горных работ на карьерах // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 92–100. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-92-100

**For citation:** Baltieva A. A., Shamganova L. S., Abdykarimova G. B., Panzhin A. A. Existing monitoring systems and the need to update the regulatory and methodological framework to ensure the safety of open pit mining. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2019; 7: 92–100 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-92-100

# ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

---

УДК 622.7

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-101-112

## Technological aspects of ore preconcentration with X-ray fluorescence separation

Evgenii F. Tsyplkin<sup>1</sup>, Tatiana Iu. Ovchinnikova<sup>1\*</sup>,

Tatiana A. Efremova<sup>2</sup>, Dmitrii B. Elizarov<sup>3</sup>

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

<sup>2</sup> JSC Uralmechanobr, Ekaterinburg, Russia

<sup>3</sup> Ural State University of Economics, Ekaterinburg, Russia

\*e-mail: tt2979@yandex.ru

### Abstract

**Object and aim of research.** By eliminating coarse tailings, preconcentration may increase the content of valuable components in ore at the input of the processing plant with or without throughput reduction. The output of preconcentration tailings therefore determines the reduction level of operating costs. Technological and economic benefit may be significant with high prime cost of deep processing; it is connected with the costs of power-consuming processes of crushing, grinding, dewatering, as well as for reagents and material.

**Research aims** to study main technological factors which influence the effectiveness of ore preconcentration with X-ray fluorescence separation.

**Methodology.** The present research uses technological calculation of preconcentration with X-ray fluorescence separation (XRFS) at various granulometric characteristics of Run-of-Mine Ore and crushed ore, inhomogeneity analysis of components content in a lump with material size variation, experimental research on the study of sorted classes number influence on the indicators of separation with the use of XRFS in preconcentration technologies.

**Results and the scope of results.** Technological indicators of preconcentration with X-ray fluorescence separation are calculated for various granulometric characteristics of ore which comes to concentration. The obtained data allow to recommend XRFS in maximum size. The influence is revealed of the number of the sorted sorted classes on the total yield of preconcentration tailings. Maximum size of the concentrated material should be taken into account when choosing the number of sorted classes. Research results may be applied when developing the technologies of mineral raw material preconcentration with X-ray fluorescence separation.

**Summary.** The effectiveness of ore separating system operation is largely determined by the quality of ore preparation by granulometric composition both at actual mining (drilling and blasting operations) and crushing-screening at ore separating systems. The proposed approach allows to quantitatively estimate the influence of the number of sorted classes on the effectiveness of preconcentration with X-ray fluorescence separation and explain the choice of the number and the boundaries of sorted classes sizes.

**Key words:** preconcentration; X-ray fluorescence separation; ore sorting system; technology; inhomogeneity in a lump; granulometric characteristics; the number of the sorted classes.

**Introduction.** Ore preliminary processing is a dynamically developing field of mineral processing. It is largely due to steady depletion of ore stock, mining intensification, involving ore from remote deposits into treating at the currently operating factories, transference of initial processing to pits and underground mines, increased need for feedstock of metallurgical, chemical and construction industry. In Russia [1, 2] and abroad [3–7] much attention has been recently paid to the problems

of preliminary processing of a wide variety of mineral and technogenic raw material basically aimed at creating advantageous technological, economic and ecological conditions for the mined rock treating in further deep processing [2].

Depending on the character of ore, the level of phases disclosure, the content of the principal valuable component, washability indicators, and requirements to the final product, the following technological tasks may be solved at the stage of preliminary processing: coarse final tailings (preconcentration) disposal with further grinding and deep processing of preliminary processing concentrates; ore separation into technological types which are processed according to different flowcharts after grinding; coarse sellable concentrates dressing with further grinding and deep processing of tailings (middlings) of preliminary processing [2].

Preliminary concentration is an important part of technologies at base ore processing. Current tendency towards the reduction of valuable components content in ore may be partly balanced out by the increased capacity of processing plants. Another way to improve the economy of processing technology is to use preconcentration to increase components content in ore which comes to deep processing. Preconcentration is effective when new remote deposits are involved in treating. It is relevant for the mills which exhausted deposits near the processing plant. In this case, ore sorting systems (RSS) are situated in the vicinity of new mines, thus reaching cost reduction for ore transportation to the factory. Preliminary concentration with the same effect can also be used in underground mining.

Technological and economic benefit may be significant with high prime cost of deep processing. By eliminating coarse tailings, preconcentration may increase the content of valuable components in ore at the input of the processing plant with or without throughput reduction. Preconcentration tailings output therefore determines the reduction level of operating costs. Additionally, by means of increasing the content of components, for instance, in flotation feed, technological indicators of flotation processing may improve [2].

Gravity (jigging and dense medium separation), data or sensor (X-ray fluorescence (XRF), X-ray absorption, radiometric, radio-frequency resonance, and optical) methods and washing are used for preliminary concentration [2, 8, 9].

Currently, the most promising and universal method of preliminary processing is X-ray fluorescence separation (XRFS) which allows sorting by the content of chemical elements [8]. Modern X-ray fluorescence separators fulfill the one-lump-at-a-time mode of stock feed in several parallel passes.

X-ray radiometric (X-ray fluorescence) separation is successively used in uranium [10, 11], gold-containing [8, 12], copper-zinc [2, 8] ore processing; the prospectiveness of its use for many types of mineral feedstock [8], including diamonds [13], copper-nickel [8], lead-zinc [14], polymetallic [8], manganese [8], chrome [8] ore, quartz [15] and quartzites [8].

The analysis of technological features of X-ray radiometric mineral processing provides a much more complete insight of the given process, which allows applying this method effectively.

**Research aims** to study main technological factors which influence the effectiveness of ore preconcentration with X-ray fluorescence separation.

**Methodology and results.** The present research uses technological calculation of preconcentration with X-ray fluorescence separation (XRFS) at various granulometric characteristics of Run-of-Mine Ore and crushed ore, the analysis of inhomogeneity of components content in a lump with material size variation, experimental research on the study of sorted classes number influence on the indicators of separation with the use of XRFS in preconcentration technologies.

Let us consider basic technological factors which determine the possibility for the successful application of preliminary X-ray radiometric processing of raw material with the use of X-ray fluorescence separation.

A characteristic property of preliminary concentration with the use of XRFS is Run-of-Mine Ore preparation by size. Preparation includes ore crushing up to the required maximum size, screening with division into the sorted classes and unsortable class separation. X-ray characteristics (analytical parameters), measured at sorting, serve to estimate components content in individual lumps. In various sorted classes the values of analytical parameters depend on the size of the lumps [16]. This fact should be taken into account when choosing the number and the boundaries of the sorted classes.

Preconcentration products are characterized by incomplete disclosure of mineral phases [1]. In coarse material, there are the lumps of rock minerals that are usually in the shape of the monomineral lumps, as soon as the rock phase in ore is more often represented by larger aggregates, and being the prevailing phase, it discloses at larger sizes [17].

In most instances, additional disclosure of mineral complexes does not happen at size reduction within the range of the sorted class ( $-350+20$  mm). The advantage of additional disclosure of ore mineral phases by crushing stages and at size reduction is not evident. The indicators of lump inhomogeneity of copper-bearing ore of a number of deposits may serve as an example (table 1).

**Table 1. Contrast indicators in copper-bearing ore in different classes of size**

**Таблица 1. Показатели контрастности медьсодержащих руд в различных классах крупности**

Size class, mm	Number of sample							
	1	2	3	4	5	6	7	8
+50	0.98	0.54	1.36	1.31	1.01	1.06	0.79	0.83
-50+25	1.03	0.64	1.09	1.06	1.04	1.11	0.67	0.59
-25+13	1.03	0.57	1.21	0.85	1.15	0.98	0.62	0.65

The measure of components content variation in lumps may be V. A. Mokrousov contrast indicator [18], the value of which may theoretically vary from 0 (complete absence of contrast corresponding to the equality of components content in all lumps of the sorted material) to 2 (the share of lumps with zero content tends to 1, and complete disclosure of mineral phases can be observed). Data presented in table 1 do not show significant growth of the contrast indicator with size reduction, thus proving the absence of additional disclosure of mineral phases at size reduction.

During the course of a special experiment, the sample of  $-200+100$  mm class was divided into two parts. 100 lumps of one part were analysed for valuable components content, while the lumps of the other part were crushed to  $-50$  mm size,  $-50+25$  mm class was selected from this part, and 100 lumps of this class were analysed for valuable components content. Then, the mean values of components content and RMS deviations were calculated (table 2). RMS deviations of components content in the lumps of  $-50+25$  mm class and in the lumps of  $-200+100$  mm class are almost the same.

For that reason, if there is no significant disclosure of mineral phases with size reduction of the sorted material, it is necessary to meet the principle of “no extra crushing” when preparing for X-ray radiometric processing and minimize the need to overcrush the material, then it is advisable to process the material in the size, which is most acceptable for X-ray radiometric separators (300–350 mm). Therefore, material coming to preconcentration may be of this particular size.

With proper scheme and modes of ore preparation to further separation, there is reduction in the output of the unsortable class and redistribution of the sorted materials

into coarse sorted classes. In this case, extracted ore should be crushed to 300–350 mm before X-ray radiometric separation with further screening for sorted classes and unsortable class disposal. In some instances, preliminary screening with oversize product crushing should be provided in the open cycle up to the maximum size according to technological characteristics of separators (300–350 mm). If there is the disclosure of phases in the smaller size, then maximum size may be reduced.

In the instances where there are primarily valuable components transferring into finer classes, coarse classes sorting becomes more effective, i. e. makes it possible to increase the output of coarse tailings and reduce the content of valuable components within them. This is a favourable occasion. In case the prevailing transfer is the transfer of the rock phase into the unsortable class, then only the sorting concentrate without the unsortable class may become the concentrate of the ore sorting system. In this case the conditions of sorting become complicated, as soon as the content of valuable components in its feed increases.

**Table 2. Comparison of component content inhomogeneity in the lumps of –200+100 mm class of copper-zinc ore and –50+25 mm class lumps obtained from it when crushing in a jaw crusher**

**Таблица 2. Сопоставление неоднородности содержаний компонентов в кусках класса –200+100 мм медно-цинковой руды и полученных из них кусков класса –50+25 мм при дроблении в щековой дробилке**

Size class, mm	Average content in a sample, %			RMS deviation, %		
	Copper	Zinc	Sulfur	Copper	Zinc	Sulfur
–200+100	0.90	1.84	14.00	1.44	4.81	10.69
–50+25	0.91	1.33	14.98	1.56	4.04	11.13

Granulometric characteristic of raw material coming into the ore sorting system is important for technological and economic evaluation of effective technology. Both the maximum size of a lump and the prevalence of coarse or fine size classes are the important factors. The type of characteristics is determined by physical-mechanical properties of ore and the parameters of drilling and blasting operations at rock mass breaking [19].

As soon as the granulometric composition of the separated material is influenced by the granulometric composition of the blasted rock mass, proper organization of mining (especially drilling and blasting) operations together with the optimization of the scheme and the modes of ore preparation for separation, is an important factor of ore distribution into size classes.

Granulometric characteristic of the incoming ore determines the potential output of the sorted classes and potential capital costs, the level of which largely depends on the number of the applied X-ray fluorescent separators.

In order to study the influence of the granulometric characteristic on the technological indicators of preconcentration separation, hypothetic aggregate granulometric characteristics "with the plus sign" were built and calculated with apparently different strength characteristics (fig. 1) with the following values of maximum size  $d_{\max}$ : 300, 200 and 100 mm and different output of the unsortable class. For more accuracy, relative size  $d/d_{\max}$  is accepted from 0 to 1 with spacing 0.01.

The output of the unsortable class of –25+0 mm for the calculated characteristics differs and depends both on the type of the characteristic, i. e. physical-mechanical properties of rock, and on the maximum size. For granulometric characteristic I, which corresponds to hard ore, the output of the unsortable class varies from 2.4 to 19.65% depending on the maximum size; for characteristic II, which corresponds to medium-

hard ore, it varies from 22.12 to 52.76%, and for characteristic III, which corresponds to soft ore, it varies from 40.95 to 67.92%. Fig. 1 shows the boundaries of the unsortable class for the three values of the maximum size. Depending on the maximum size, sorted classes were chosen and their output was calculated for the obtained hypothetic characteristics.

To estimate the technological indicators of preconcentration separation, the circuit inventory was calculated of the typical layout of ore sorting system (fig. 2) for various granulometric characteristics of ore coming to processing.

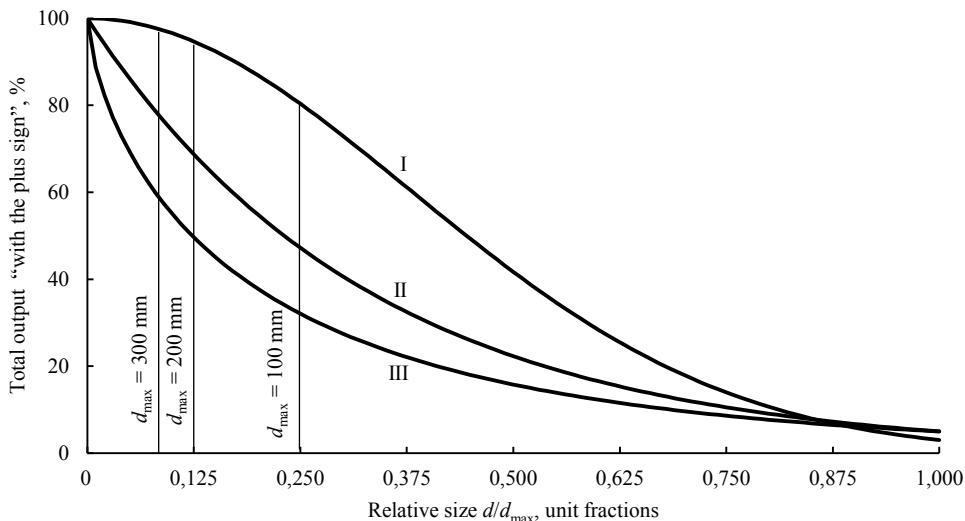


Fig. 1. Aggregate cumulative granulometric characteristics "with the plus sign"  
Рис. 1. Суммарные гранулометрические характеристики «по плюс»

When calculating the circuit inventory the following notation has been accepted:  $\gamma_{uc}$  – the output of the unsortable class, unit fractions, given by the type of granulometric characteristic;  $\gamma_s$  – the output of the sorted class, unit fractions,  $\gamma_s = 1 - \gamma_{uc}$ ;  $\gamma_c$  – the output of the separation concentrate, unit fractions;  $\gamma_c = A(1 - \gamma_{uc})$ , where  $A$  – the share of concentrate output to the output of the sorted class, unit fractions;  $\gamma_t$  – the output of separation tailings, unit fractions;  $\gamma_t = (1 - A)(1 - \gamma_{uc})$ ;  $\gamma_{OSS}$  – the output of the concentrate of the ore sorting system, unit fractions,  $\gamma_{OSS} = \gamma_{uc} + \gamma_c$ ;  $\alpha$ ,  $\alpha_{uc}$  – mass fraction of the component in the initial product and the unsortable class, given equal;  $\beta_c$  – mass fraction of the component in separation concentrate, %, directly proportional to concentration level  $k$ :  $\beta_c = k\alpha$ ;  $\vartheta$  – mass fraction of the component in separation tailings, %,  $\vartheta = (1\alpha - \gamma_{uc}\alpha_{uc} - \gamma_c\beta_c) / \gamma_t$ ;  $\beta_{OSS}$  – mass fraction of the component in the concentrate of the ore sorting system, %,  $\beta_{OSS} = (1\alpha - \gamma_t\vartheta) / \gamma_{OSS}$ .

Mass fractions of the component in separation concentrate, unsortable class and the Run-of-Mine Ore are thus similar for all variants of the circuit inventory.

In table 3, the results of the circuit inventory are presented for three values of unsortable class output (one for each type of granulometric characteristic).

As soon as the unsortable class is combined with separation concentrate, the quantity of this class in  $\gamma_s$  Run-of-Mine Ore for sorting will influence the quality of the final concentrate and the output of ore sorting system tailings  $\gamma_t$ . So, with excessive secondary crushing of the initial (III / 100 mm), the quality of OSS concentrate is 1.11%, and the output of tailings is not more than 13%, which indicates low effectiveness of preconcentration application in this case. In case the output of the unsortable class

( $I / 300$  mm) is minimal, the quality of the concentrate reaches 1.48% with tailing output more than 39%, which can point to the advisability of preconcentration application.

The choice of the analytical parameters also influences the effectiveness of separation, as soon as data obtained from a lump can be handled differently. By way of the analytical parameter, which reduces the errors of separation and to a lesser extent depends on the changing measurement geometry of lumps and positional relationship of the measuring system and the lump and lump shape, the intensity spectral ratio in two spectral domains has been chosen: the domain of the secondary characteristic X-radiation and the domain of the scattered primary X-radiation.

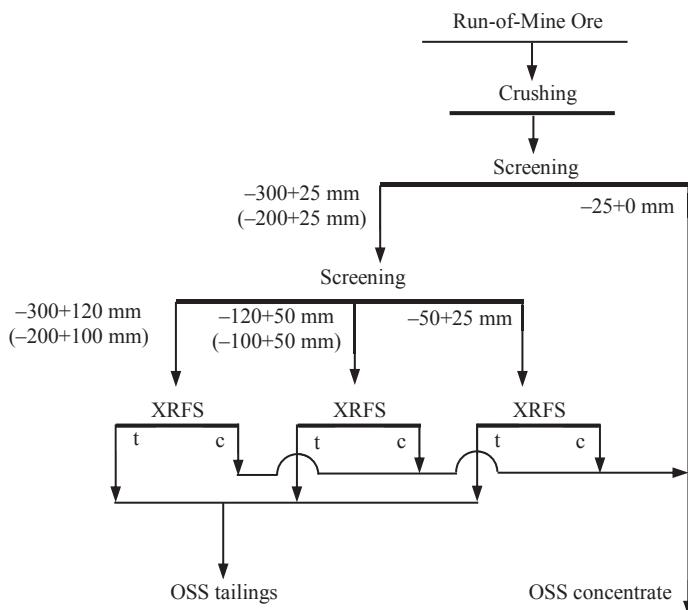


Fig. 2. Typical circuit of the ore sorting system when processing with three sorted classes

Рис. 2. Типовая схема рудосортировочного комплекса при обогащении в трех машинных классах

As far as multicomponent ore processing with the X-ray radiometric method is concerned, particularly when solving preconcentration problem, various algorithms of decision-making are possible concerning lump disposal into this or that product: the disposal algorithm in all components at once with the account of weighting factors or the algorithm with a lump disposal in any component individually. The latter algorithm is more preferable, especially when separating ore with three or more components with a big difference in valuable components mass fractions ratio.

On the other hand, the size of the sorted classes determines the required boundary value of separation parameter and, consequently, influences the effectiveness of separation. The interdependence between ore particles size and the technological indicators of separation is shown by the example of real polymetallic ore. For that purpose, three sorted classes have been singled out from the Run-of-Mine Ore polymetallic ore: -250+120; -75+50; -50+30 mm. Each sorted class has been divided into five fractions with the use of X-ray fluorescence separator SRF-100L. Fractioning has been fulfilled with subsequent variation of the boundary value of the separation parameter; in all tests the boundaries were established as similar.

By way of separation feature, analytical parameter  $H$  has been chosen, representing the spectral ratio of intensities in spectral domains: the united domain of the secondary characteristic X-radiation of copper and zinc  $N_{\text{Cu+Zn}}$ , lead  $N_{\text{Pb}}$  and the domain of the scattered primary radiation  $N_s$ , unit fractions. According to the data from X-ray radiometric fractioning, separation lines have been built; technological indicators with various boundaries of separation were determined with their help, fig. 3.

With the reduction of an average size of the sorted class lump at one and the same boundary value, mass fraction of the components in separation tailings increases for all size classes. It indicates the need to divide a wide size class into narrower classes and select individual separation thresholds for each class, the class with smaller average size of lump requiring lower boundary value of analytical parameter.

**Table 3. Circuit inventory calculation results**  
**Таблица 3. Результаты расчета технологического баланса**

Type of characteristic, $d_{\max}$	Product	Output, unit fractions	Mass share, %
III, 100 mm	Separation concentrate	0.1925	1.50
	Unsortable	0.6792	1.00
	OSS concentrate	0.8717	1.11
	OSS tailings	0.1283	0.25
	<b>Run-of-Mine Ore</b>	<b>1.0000</b>	<b>1.00</b>
II, 200 mm	Separation concentrate	0.4124	1.50
	Unsortable	0.3127	1.00
	OSS concentrate	0.7251	1.28
	OSS tailings	0.2749	0.25
	<b>Run-of-Mine Ore</b>	<b>1.0000</b>	<b>1.00</b>
I, 300 mm	Separation concentrate	0.5856	1.50
	Unsortable	0.0240	1.00
	OSS concentrate	0.6096	1.48
	OSS tailings	0.3904	0.25
	<b>Run-of-Mine Ore</b>	<b>1.0000</b>	<b>1.00</b>

The study of the influence of X-ray radiometric separation sorted classes number on the technological effectiveness of preconcentration allows to make a conclusion, that preconcentration is the more effective, the greater output of tailings is obtained at separation upholding the restrictions on the content of valuable components in tailings. This indicator is used as a criterion of effectiveness for the technology of preconcentration with X-ray radiometric separation.

Experimental research has been carried out at polymetallic ore with copper content of 0.28%, lead 1.37%, and zinc 5.37%. The sample has been divided into three parts. The first part represented a single sorted class of -120+30 mm, three classes have been obtained from the second part: -120+60 and -60+30 mm, and three classes from the third one: -120+75, -75+50 and -50+25 mm sorted classes. Each sorted class undergone fractioning at the X-ray fluorescence separator SRF-100L. Fractioning was carried out with the subsequent variation of the boundary value of separation parameter. Analytical expression for separation parameter takes the following form:

$$H = (N_{\text{Cu+Zn}} + N_{\text{Pb}}) / N_s.$$

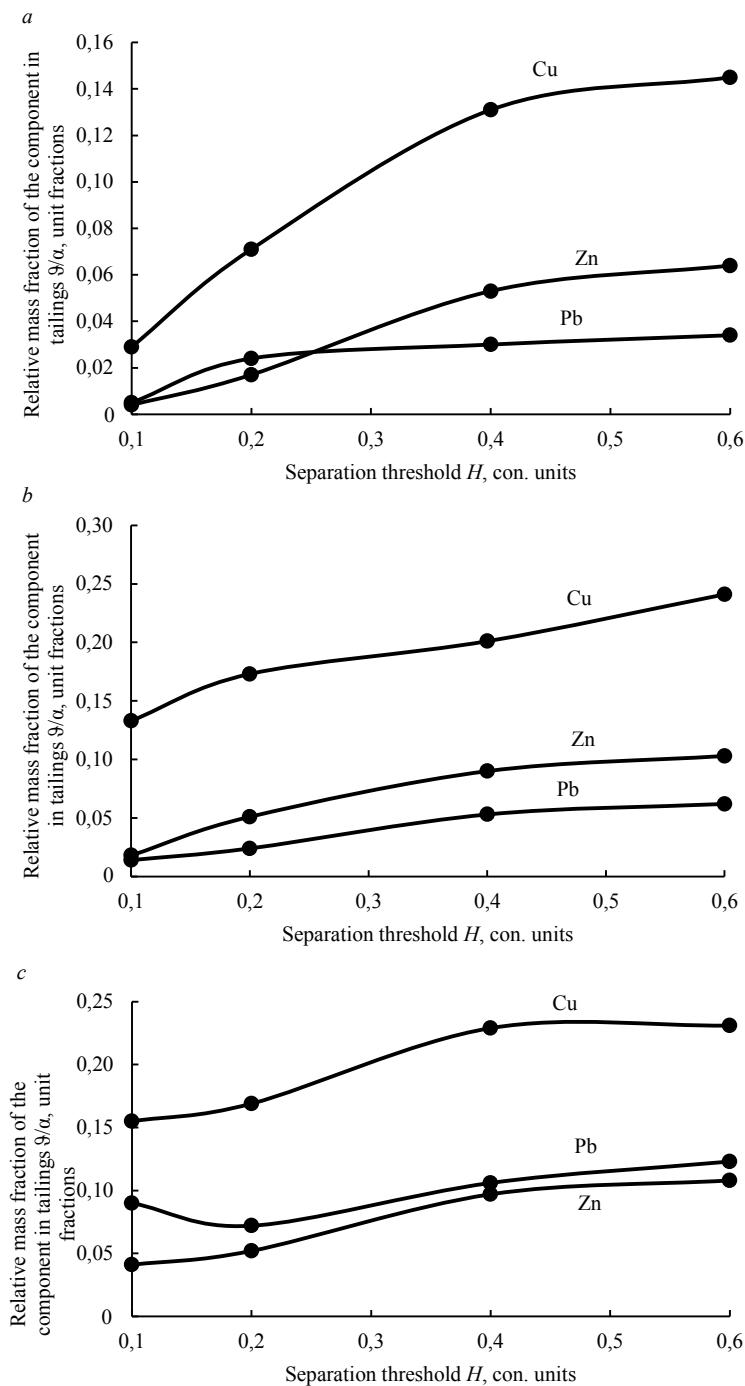


Fig. 3. The variation of the valuable component mass fraction in tailings with the growth of the separation threshold:

*a* – class  $-250+120$  mm ( $d_{av} = 185$  mm); *b* – class  $-75+50$  mm ( $d_{av} = 62,5$  mm);  
*c* – class  $-50+30$  mm ( $d_{av} = 40$  mm)

Рис. 3. Изменение массовой доли ценных компонентов в хвостах с ростом порога разделения:

*a* – класс  $-250+120$  мм ( $d_{cp} = 185$  мм); *b* – класс  $-75+50$  мм ( $d_{cp} = 62,5$  мм);  
*c* – класс  $-50+30$  мм ( $d_{cp} = 40$  мм)

Output and mass fractions of copper, lead and zinc have been determined for each fraction. For the samples, separated in two or three sorted classes with the account of each class share, the outputs of fractions, weighted average contents of components in elementary and cumulated fractions in tailings have been determined.

At fig. 4, for various number of sorted classes, separation indicators have been represented both for each component separately at various restrictions on the contents of different components in tailings, and when meeting the restrictions on the content of all three components in tailings simultaneously.

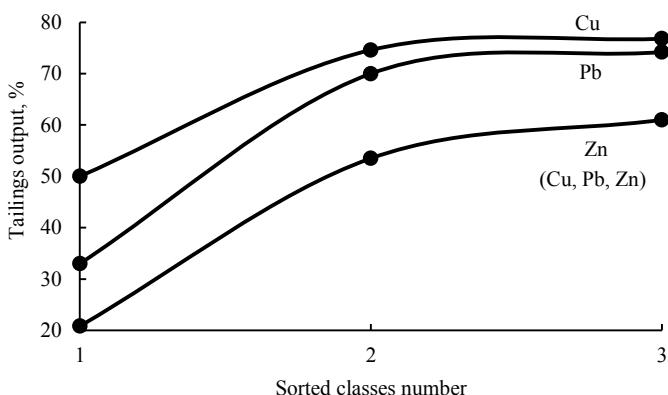


Fig. 4. Tailings output at various number of the sorted classes and equal restrictions by components content in XRFs' tailings

Рис. 4. Выход хвостов при различном числе машинных классов и равных ограничениях по содержанию компонентов в хвостах РФС

The values of components contents in flotation tailings at an operating factory, processing the studied ore, were accepted as reference by the level of restrictions in tailings of XRS.

The conformity of sorting indicators has been detected when separating by three components and separating by zinc; it is explained by the significant content of zinc compared to other components and mild content restrictions (0.5% GGS).

Run-of-Mine Ore division into two sorted classes promotes to rapid increment in the output of separation tailings; increase in the number of sorted classes from two to three also promotes to the output of tailings by to a lesser degree.

**Summary.** The effectiveness of ore separating system operation is largely determined by the quality of ore preparation by granulometric composition both at actual mining (drilling and blasting operations) and crushing-screening at ore separating complexes. If there is no significant increase in lump content inhomogeneity with the reduction of ore size, the size of the sorted material should be increased up to the maximum, which corresponds to the technical characteristics of separators.

The proposed approach allows to quantitatively estimate the influence of the number of sorted classes on the effectiveness of preconcentration with X-ray fluorescence separation, including multicomponent ore, and explain the choice of their sizes number and boundaries. The approach is especially effective at a wide range of size of the sorted material.

#### REFERENCES

1. Tsyplin E. F. Preliminary processing. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2001; 4–5: 82–104.
2. Tsyplin E. F. Dressing in the stages of ore preparation. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2015. (In Russ.)
3. Maksimov I. I. XXVII International Mineral Processing Congress. Part 1. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing.* 2015; 3: 3–11. (In Russ.)

4. Maksimov I. I. XXVII International Mineral Processing Congress. Part 2. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing*. 2015; 6: 50–58. (In Russ.)
5. Gleeson D. Preceding processing // International Mining. March, 2019. P. 82–87.
6. Moore P. Processing performance // International Mining. January, 2018. P. 66–73.
7. Härkki K. Overcoming sustainability challenges of future concentrator plants. Proceedings of the XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014. Chapter 1. Plenary Presentations. P. 2–22.
8. Fedorov Iu. O., Katser I. U., Korenev O. V., Korotkevich V. A., Tsoi V. P., Kovalev P. I., Fedorov M. Iu., Popovskii N. S. Experience and practice of X-ray radiometric ore separation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2005; 5: 21–37. (In Russ.)
9. Kolacz J. Sensor based sorting with signal pattern recognition: the new powerful tool in mineral processing // Proceedings of the XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014. Chapter 16. Classification, screening and sorting. P. 106–115.
10. Litvinenko V. G., Sukhanov R. A., Tirskii A. V., Tupikov D. G. Improvement of the technology of X-ray radiometric concentration of uranium ores. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2003; 8: 54–58. (In Russ.)
11. Kolesaev V. B., Litvinenko V. G., Kultyshev V. I. Combined technology for processing of poor uranium ore. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2008; 8: 50–53. (In Russ.)
12. Sanakulov K. S., Rudnev S. V. Complex of X-ray radiometric dressing of sulphide ore at Kokpatas deposit. *Gornyi vestnik Uzbekistana = Mining News of Uzbekistan*. 2010; 1 (40): 3–7. (In Russ.)
13. Rakhmeev R. N., Voiloshevnikov G. I., Fedorov Iu. O., Chikin A. Iu. Results of the experiments over the X-ray radiometrical separator for diamond-bearing concentrates processing. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2017; 5: 80–88. (In Russ.)
14. Sanakulov K. S., Rudnev S. V., Kantsel A. V. Regarding the possibility of mining Uchquloch deposit with the use of lead-zinc ore X-ray radiometric separation technology. *Gornyi vestnik Uzbekistana = Mining News of Uzbekistan*. 2011; 1 (44): 17–20. (In Russ.)
15. Shemiakin V. S., Skopov S. V., Mankovskii R. V., Krasilnikov P. A., Mamonov R. S. Preliminary concentration of quartz raw material at Kyshtym deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2016; 8: 74–79. (In Russ.)
16. Efremova T. A. *The influence of the size of classes on the boundary value of the analytical parameters of X-ray fluorescence separation of polymetallic ore*. In: Ural mining school to the regions: proceedings of the scientific and practical conference for young scientists and students. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2018. p. 266–267. (In Russ.)
17. Kozin V. Z. *Ore dressability research*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2016. (In Russ.)
18. Mokrousov V. A., Golbek G. R., Arkhipov O. A. *Theoretical fundamentals of radiometric dressing of radioactive ore*. Moscow: Nedra Publishing; 1968. (In Russ.)
19. Latyshev O. G. Methods and means of studying high-speed processes. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2007. (In Russ.)

Received 4 July 2019

#### **Information about authors:**

- Evgenii F. Tsypin** – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Mineral Processing, Ural State Mining University. E-mail: tsipin.e@mail.ru
- Tatiana Iu. Ovchinnikova** – PhD (Engineering), Associate professor, associate professor of the Department of Mineral Processing, Ural State Mining University. E-mail: tt2979@yandex.ru
- Tatiana A. Efremova** – researcher, Processing Department, Laboratory of Nonferrous Metal Ore and Technogenic Raw Material Processing, JSC Uralmechanobr. E-mail: efremova\_ta@umbr.ru
- Dmitrii B. Elizarov** – PhD (Engineering), Associate professor, associate professor of the Department of Business IT, Ural State University of Economics. E-mail: elizarovdb@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-101-112

#### **Технологические аспекты предварительной концентрации руд с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации**

**Цыпин Е. Ф.<sup>1</sup>, Овчинникова Т. Ю.<sup>1</sup>, Ефремова Т. А.<sup>2</sup>, Елизаров Д. Б.<sup>3</sup>**

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

<sup>2</sup> Научно-исследовательский и проектный институт «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия.

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

#### **Реферат**

**Предмет и цель работы.** Предварительная концентрация может позволить за счет удаления крупнокусковых хвостов повысить содержание ценных компонентов в руде на входе обогатитель-

ной фабрики при снижении либо без снижения объема переработки. Таким образом, выход хвостов предварительной концентрации определяет уровень снижения эксплуатационных расходов. Технологический и экономический эффект может быть весьма значительным при высокой себестоимости глубокого обогащения, что связано с затратами на энергоемкие процессы дробления, измельчения, обезвоживания, на реагенты и материалы.

**Целью данной работы является изучение основных технологических факторов, влияющих на эффективность предварительной концентрации руд с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации.**

**Методология.** В работе использованы расчеты технологических показателей предварительной концентрации с применением рентгенофлуоресцентной сепарации (РФС) при различных гранулометрических характеристиках исходной и дробленой руды, анализ неоднородности покусовых сортирований компонентов с изменением крупности материала, экспериментальные исследования по изучению влияния числа машинных классов сортировки на показатели разделения при использовании РФС в технологиях предварительной концентрации.

**Результаты и область применения результатов.** Рассчитаны технологические показатели предварительной концентрации с применением РФС для различных гранулометрических характеристик руды, поступающей на обогащение. Полученные показатели позволяют рекомендовать проведение РФС в максимальной крупности. Также выявлено влияние числа сортируемых машинных классов на суммарный выход хвостов предварительной концентрации. В принятии решения по выбору числа машинных классов следует учитывать максимальную крупность обогащаемого материала. Результаты исследований могут быть использованы при разработке технологий предварительной концентрации минерального сырья с применением рентгенофлуоресцентной сепарации.

**Выводы.** Эффективность работы рудосортировочного комплекса в значительной степени определяется качеством подготовки руды по гранулометрическому составу как при обычных (буровзрывных) работах, так и при организации дробления-грохочения в рудосортировочных комплексах. Изложенный подход позволяет количественно оценить влияние числа машинных классов на эффективность предварительной концентрации с использованием рентгенорадиометрической сепарации и обосновать выбор числа и границ крупности машинных классов.

**Ключевые слова:** предварительная концентрация; рентгенофлуоресцентная сепарация; рудосортировочный комплекс; технология; покусовая неоднородность; гранулометрическая характеристика; число сортируемых классов.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4–5. С. 82–104.
2. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки. Екатеринбург: УГГУ, 2015. 303 с.
3. Максимов И. И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых (часть 1) // Обогащение руд. 2015. № 3. С. 3–11.
4. Максимов И. И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых (часть 2) // Обогащение руд. 2015. № 6. С. 50–58.
5. Gleeson D. Preceding processing // International Mining. March, 2019. P. 82–87.
6. Moore P. Processing performance // International Mining. January, 2018. P. 66–73.
7. Härkki K. Overcoming sustainability challenges of future concentrator plants. Proceedings of the XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014. Chapter 1. Plenary Presentations. P. 2–22.
8. Федоров Ю. О., Кацер И. У., Коренев О. В., Короткевич В. А., Цой В. П., Ковалев П. И., Федоров М. Ю., Поповский Н. С. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21–37.
9. Kolacz J. Sensor based sorting with signal pattern recognition: the new powerful tool in mineral processing // Proceedings of the XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014. Chapter 16. Classification, screening and sorting. P. 106–115.
10. Литвиненко В. Г., Суханов Р. А., Тирский А. В., Тупиков Д. Г. Совершенствование технологии радиометрического обогащения урановых руд // Горный журнал. 2003. № 8. С. 54–58.
11. Колесаев В. Б., Литвиненко В. Г., Култышев В. И. Комбинированная технология переработки бедных урановых руд // Горный журнал. 2008. № 8. С. 50–53.
12. Санакулов К. С., Руднев С. В. Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатаас» // Горный вестник Узбекистана. 2010. № 1(40). С. 3–7.
13. Рахмеев Р. Н., Войлошников Г. И., Федоров Ю. О., Чикин А. Ю. Результаты испытаний рентгенорадиометрического сепаратора для обогащения алмазосодержащих концентратов // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 5. С. 80–88.
14. Санакулов К. С., Руднев С. В., Канцель А. В. О возможности отработки месторождения «Учкулач» с использованием технологии рентгенорадиометрического обогащения свинцово-цинковых руд // Горный вестник Узбекистана. 2011. № 1(44). С. 17–20.
15. Шемякин В. С., Скопов С. В., Маньковский Р. В., Красильников П. А., Мамонов Р. С. Предварительное обогащение кварцевого сырья // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 8. С. 74–79.

16. Ефремова Т. А. Влияние крупности классов на граничное значение аналитического параметра рентгенофлуоресцентной сепарации полиметаллической руды // Уральская горная школа – регионам: матер. науч.-практ. конф. молодых ученых и студентов. Екатеринбург: УГГУ, 2018. С. 266–267.
17. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость. Екатеринбург: УГГУ, 2016. 188 с.
18. Мокроусов В. А., Гольбек Г. Р., Архипов О. А. Теоретические основы радиометрического обогащения радиоактивных руд. М.: Недра, 1968. 162 с.
19. Латышев О. Г. Методы и средства изучения быстропротекающих процессов. Екатеринбург: УГГУ, 2007. 232 с.

Поступила в редакцию 4 июля 2019 года

#### Сведения об авторах:

**Цыпин Евгений Федорович** – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета. E-mail: tsipin.e@mail.ru

**Овчинникова Татьяна Юрьевна** – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета. E-mail: tt2979@yandex.ru

**Ефремова Татьяна Александровна** – научный сотрудник отдела обогащения лаборатории обогащения руд цветных металлов и техногенного сырья Научно-исследовательского и проектного института «Уралмеханобр». E-mail: efremova\_ta@umbr.ru

**Елизаров Дмитрий Борисович** – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры бизнес-информатики Уральского государственного экономического университета. E-mail: elizarovdb@yandex.ru

**Для цитирования:** Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А., Елизаров Д. Б. Технологические аспекты предварительной концентрации руд с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 101–112 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-101-112

**For citation:** Tsypin E. F., Ovchinnikova T. Iu., Efremova T. A., Elizarov D. B. Technological aspects of ore preconcentration with X-ray fluorescence separation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2019; 7: 101–112. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-101-112

## Сырьевая база молибдена

Алешин Д. С.<sup>1\*</sup>, Халезов Б. Д.<sup>1</sup>, Крашенинин А. Г.<sup>1</sup>

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

\*e-mail: dmitriy.aleshin1@yandex.ru

### Реферат

**Введение.** Производство молибдена является важной отраслью для развития экономики Российской Федерации. Приблизительно 80 % получаемого металла используется при производстве специальных сталей.

**Цель работы.** На основании данных о запасах, добыче и производстве молибдена выявить мировых лидеров данного рынка. Показать и охарактеризовать основные месторождения молибденового сырья на территории Российской Федерации. Проанализировать динамику производства молибденовых концентратов и ферромолибдена за последние годы с указанием основных предприятий-производителей в России.

**Методология.** Применялись в основном теоретические методы исследования, а именно обзор и анализ различных информационных источников.

**Результаты.** В предлагаемой статье представлен краткий аналитический обзор мирового рынка молибденового сырья, указаны основные производители и потребители концентратов. Определены мировые лидеры по запасам молибденового сырья. Представлена динамика мирового производства молибденовых концентратов с 2012 по 2018 г. Охарактеризована минерально-сырьевая база и показаны основные месторождения молибдена на территории России. Отражена динамика производства молибденового концентратов в 2012–2017 гг. с указанием предприятий-производителей. Приведена динамика производства ферромолибдена. Показано изменение импорта-экспорта молибденовых концентратов и ферромолибдена.

**Ключевые слова:** молибден; молибденовые руды; производство; экспорт-импорт.

**Введение.** Молибден является малораспространенным элементом. К основным минералам, в состав которых входит молибден, относятся: молибошерлит, ферримолибдит, вульфенит, повелит и молибденит. Важное место среди минералов, используемых в промышленности, занимает молибденит ( $\text{MoS}_2$ ), который содержит 90 % молибдена.

Молибденовые руды по составу можно разделить на медно-молибденовые, вольфрамомолибденовые и собственно молибденовые. Молибден применяется в черной металлургии в качестве легирующего элемента, примерно 80 % производимого в мире молибдена в виде ферромолибдена используется при производстве стали.

**Характеристика мирового рынка молибдена. Сырьевая база, добыча.** По данным Геологической службы США (USGS), подтвержденные запасы молибдена в мире на 01.01.2018 г. составляли 20 млн т [1]. Наибольшими запасами молибдена обладает КНР, далее следуют США и Чили.

Основными производителями являются КНР, США, Чили, Перу, на долю которых суммарно приходится 85–90 % мирового объема добычи молибденовых руд. Стоит отметить, что за последние годы Китай, Перу и Чили существенно наращивали добычу руд. По сравнению с предыдущими годами добыча молибденовых руд увеличивалась и в 2018 г. достигла 300 тыс. т (рис. 1) [1].

Согласно данным ООН, на первом месте по экспорту молибденовых концентратов находится Чили, страна увеличила экспорт с 48,8 тыс. т в 2013 г.

до 74,5 тыс. т в 2017 г. (40,9 % от мирового экспорта) [2]. Крупные экспортные поставки также осуществляют Нидерланды (20 %, или 23,6 тыс. т) и США (17,8 %, или 17,8 тыс. т). Самыми крупными странами-импортерами молибденового концентратра являются Япония, Корея, Англия. Импортные поставки молибденового концентрата в 2017 г. составили: в Японию – 38 тыс. т, в Корею – 19,6 тыс. т, в Англию – 15,8 тыс. т [2].

**Российский рынок молибдена.** Российская Федерация располагает значительной сырьевой базой молибдена: запасы металла, учитываемые Государственным балансом, превышают 2,1 млн т. По качеству руд месторождения, входящие в сырьевую базу, сопоставимы с зарубежными, но в ее структуре доминируют собственно молибденовые штокверковые объекты (молибден-порфироные руды) [3]. В России на их долю приходится 85 % запасов молибдена и практически вся его добыча.

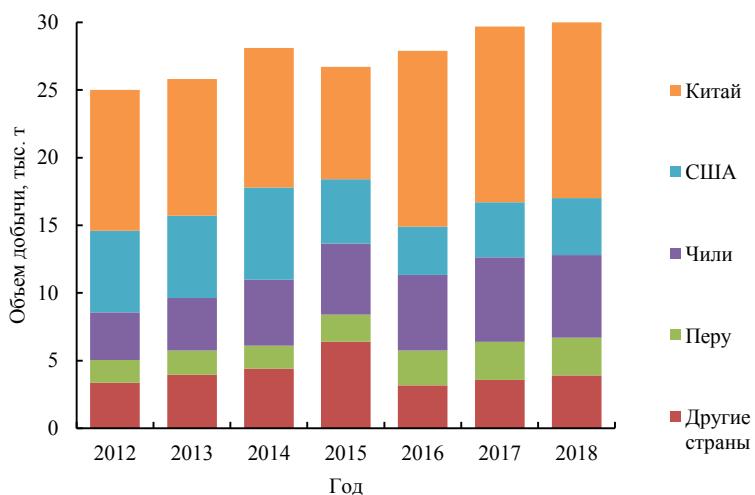


Рис. 1. Динамика мирового производства молибденовых концентратов (в пересчете на молибден) в 2012–2018 гг. (по данным USGS)

Fig. 1. Dynamics of molybdenum concentrates global production (terms of molybdenum) in 2012–2018 (according USGS data)

Основные запасы молибдена распределились следующим образом: запасы категории  $P_1$  – 233,7 тыс. т,  $P_2$  – 858,4 тыс. т,  $P_3$  – 2460 тыс. т,  $A + B + C_1$  – 1409 тыс. т,  $C_2$  – 726,9 тыс. т [4]. По предварительным подсчетам, при существующем темпе добычи молибденовая отрасль обеспечена на 40 лет [5]. Потенциал наращивания запасов молибдена в стране значителен, но большая часть прогнозируемых ресурсов относится к наименее изученной категории  $P_3$ .

В Государственном балансе запасов полезных ископаемых Российской Федерации числятся 34 месторождения молибдена, из них только 4 с забалансовыми запасами (рис. 2). В распределенном фонде находятся 23 объекта [4].

Российская сырьевая база молибдена в большей части сосредоточена на территории Сибирского федерального округа, где находятся 22 месторождения, 7 из них – штокверковые. Недра Сибирского федерального округа содержат около 80 % запасов категории  $A + B + C_1$  и приблизительно 70 % запасов категории  $C_2$  [6]. Основные крупные месторождения штокверкового типа находятся и на территории Республики Хакасия: Сорское (0,06 % Mo), Агаскырское (0,05 %) и Ипчульское (0,061 % Mo) [6]. В Республике Тыва разведано молибден-медно-порфировое Ак-Сугское месторождение, заключающее 78 тыс. т металла со средним

содержанием в руде 0,015 % Mo [7]. Запасы молибдена категории Р<sub>1</sub> в количестве 150,9 тыс. т, локализованы на Джетском штокверковом рудопроявлении в Красноярском крае.

В Забайкальском крае расположено два штокверковых (молибден-порфировых) месторождения: Бугдаинское, руды которого (0,08 % Mo) содержат 600 тыс. т молибдена, или 28 % запаса металла страны, и Жирекенское (0,105 % Mo). Кроме того, на территории края расположены мелкие месторождения собственно молибденовых руд – Аманан-Макитское и Сыргичинское, а также урановые месторождения Стрельцовской группы с попутным молибденом [4–8].



Рис. 2. Основные месторождения молибдена и распределение его запасов и прогнозных ресурсов категории Р<sub>1</sub> по субъектам Российской Федерации, млн т

Fig. 2. Main deposit of molybdenum and reserves and Р<sub>1</sub> resources distribution by RF constituent entities, mn tons

На территории Республики Бурятия находятся месторождения штокверкового типа: Мало-Ойногорское (0,051 % Mo), Жарчихинское (0,086 % Mo) и Орекитканское (0,099 % Mo).

Около 6 % российских запасов молибдена заключено в недрах штокверкового месторождения Лобаш (0,069 % Mo) в Республике Карелия.

Высокими перспективами прироста запасов молибдена обладает Уральский федеральный округ. На его территории находится Коклановское (0,082 % Mo) штокверковое собственно молибденовое месторождение в Курганской области. В Свердловской области расположено Южно-Шамейское штокверковое месторождение с содержанием молибдена в рудах 0,07 % Mo, и заключающее 60,5 тыс. т металла. На его флангах локализованы ресурсы категории Р<sub>1</sub> в количестве 40 тыс. т. В расположенным поблизости Партизанском рудопроявлении сосредоточено 20 тыс. т прогнозных ресурсов категории Р<sub>1</sub> [9]. Небольшое количество запасов молибдена категории С<sub>2</sub> (12,4 тыс. т) подсчитано на Михеевском медно-порфировом месторождении в Челябинской области, руды данного месторождения являются бедными (0,004 % Mo).

Запасы молибдена разведаны также в Чукотском АО – месторождение Песчанка (0,023 % Mo). В Амурской области находится Иканское медно-порфировое месторождение. В Республике Саха (Якутия) – урановое месторождение Дружное. На всех данных месторождениях молибден присутствует в качестве попутного металла.

В Кабардино-Балкарской республике находятся два скарновых месторождения с попутным молибденом, основным компонентом выступает вольфрам. Первое – Тырныаузское месторождение – крупное, с содержанием 0,041 % Mo, его запасы оцениваются в 140 тыс. т. Второе – Гитче-Тырныауз (0,065 % Mo) с запасами молибдена около 26 тыс. т.

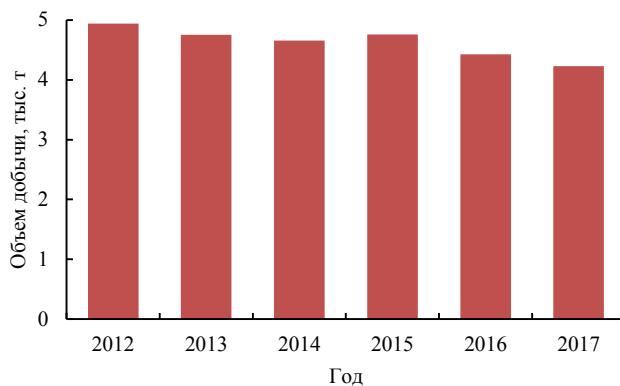


Рис. 3. Динамика добычи молибденового концентрата в 2012–2017 гг.

Fig. 3. Dynamics of molybdenum concentrate production in 2012–2017

В 2016–2018 гг. работы по подготовке к эксплуатации штокверковых собственно молибденовых месторождений фактически не проводились [4].

В связи с падением цен на молибден в 2014 г. компания ООО «Сорский ГОК», входящая в холдинг Группа «Базовый элемент», подготавливающая к отработке открытым способом Агаскырское месторождение, отложила реализацию проекта, в 2016 г. действие лицензии было приостановлено на три года. Компания ООО «Бугдаинский рудник», входящая в состав холдинга ПАО «ГМК «Норильский никель», владеющая правом на добычу молибдена на Бугдаинском месторождении, приостановила действие лицензии с 2014 до 2022 г. [10]. В 2016 г. компания ООО «Прибалтийский ГОК», которая планировала ввести в эксплуатацию Жарчихинское месторождение, на пять лет приостановила лицензию на право пользования недрами. Добыча молибдена на Жирикенском месторождении не ведется с 2013 г., предприятие законсервировано.

Работы по освоению велись только на комплексном молибденосодержащем Ак-Сугском месторождении медно-порфирового типа в Республике Тыва. Компания ООО «Голевская ГРК» планирует ввести в строй карьер годовой мощностью 18,5 млн т руды в 2022 г. На обогатительной фабрике, помимо медного концентрата с золотом и серебром, планируется получать молибденовый концентрат с рением.

Молибденовые концентраты получают способом флотации, различия в технологии переработки руды зависят только от природы слагающих минералов. Технологические схемы большинства действующих фабрик основаны на коллективной медно-молибденовой флотации с последующим циклом селекции с получением разноименных концентратов. В настоящее время основным направ-

лением научных исследований в области обогащения молибденсодержащих руд является совершенствование реагентного режима [11, 12].

По предварительным данным, в 2017 г. в России добыто 4226 т молибдена, на 14 % меньше, чем в 2012 г. (рис. 3) [4]. Приблизительно 85 % металла добывает компания ООО «Сорский ГОК» на одноименном месторождении в Республике Хакасия, за 2017 г. на данном месторождении было добыто 3771 т молибдена. Полученный концентрат перерабатывается на ООО «Сорский ферромолибденовый завод». Остальной объем добычи молибдена обеспечивали АО «Михеевский ГОК» на медно-порфировом Михеевском месторождении (приблизительно 534 т) и ПАО «Приаргунское ПГХО» на Стрельцовском урановом месторождении (6 т), молибден из руд этих объектов не извлекался.

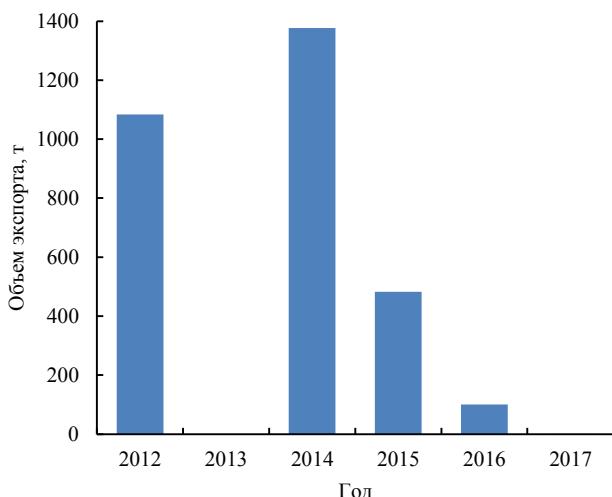


Рис. 4. Динамика экспорта молибденового концентрата в 2012–2017 гг.

Fig. 4. Dynamics of molybdenum concentrate export in 2012–2017

Экспорт молибденовых концентратов из России в 2017 г. практически сошел на нет (рис. 4). Для сравнения: в 2016 г. экспорт составил 100 т, сырье поставляли в Эстонию и Беларусь [2].

Отсутствие на внутреннем рынке отечественных молибденовых концентратов обусловило их импорт (рис. 5). В 2017 г. объем закупки концентрата вырос более чем в полтора раза и составил 3822 т. Больше половины этого количества было приобретено в Чили, значительными поставщиками явились также Нидерланды и Монголия [2].

Внутреннее потребление молибденовых концентратов в России в 2016 и 2017 г. оценивается примерно в 10 тыс. т [3].

Основная доля производства молибденсодержащей продукции приходится на ферромолибден, который используется при легировании стали, чугуна и сплавов [13]. На территории Российской Федерации ферромолибден производят по силикотермической технологии, имеющей ряд недостатков [14]. Из главных – необходимость дорогостоящих газоочистных сооружений и безвозвратная потеря ценных металлов, таких как рений. По предварительным данным, всего в 2017 г. в стране было выпущено 4900 т ферромолибдена, это на 27 % меньше, чем в предыдущем 2016 г. К основным производителям ферромолибдена из собственных концентратов относятся: ОАО «Челябинский электрометаллургический комби-

нат» и ООО «Сорский ферромолибденовый завод». Импортные концентраты перерабатываются на таких предприятиях, как ООО «Рязанский завод ферросплавов и лигатур», ЗАО «ПО Зубцовский машиностроительный завод», ООО «Молирен» и ООО «Предприятие Кристалл». Резкий спад производства ферромолибдена произошел в связи с приостановкой производства ферромолибдена на заводе ЗАО «Камышинский литейно-ферросплавный завод» в Волгоградской области, который перерабатывал импортные концентраты [15].

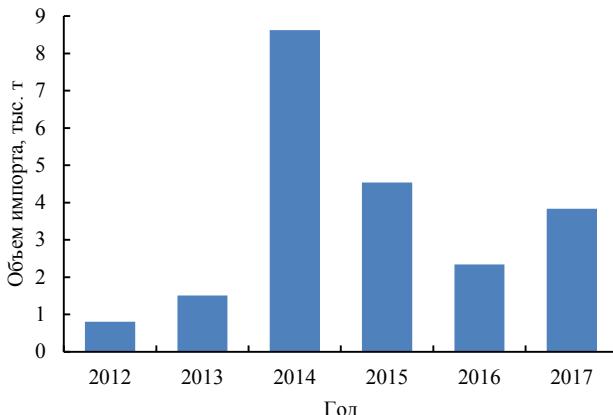


Рис. 5. Динамика импорта молибденового концентрата в 2012–2017 гг.

Fig. 5. Dynamics of molybdenum concentrate import in 2012–2017

По данным ООН, Российский экспорт ферромолибдена вследствие сокращения производства ферромолибдена в стране в 2017 г. составил всего 4432 т (рис. 6). Продукция в основном была направлена в Нидерланды. Импорт ферромолибдена, который в 2016 г. составил всего 88 т, в 2017 г. вырос до 504 т [2]. Главным поставщиком ферромолибдена в 2017 г. являлась Армения.

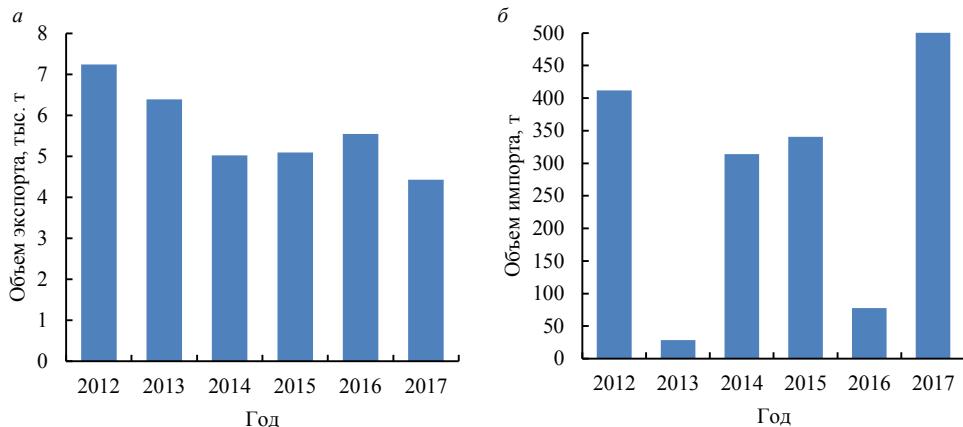


Рис. 6. Экспорт – а и импорт – б ферромолибдена в 2012–2017 гг.  
Fig. 6. Export – a and import – b of ferromolybdenum in 2012–2017

Внутреннее потребление в стране в 2017 г. находилось на уровне ~800 т.

В России также существуют мощности по производству металлического молибдена и изделий из него. ОАО «Полема» производит молибденовый прокат, ОАО «Уралпредмет» – молибденсодержащие лигатуры, ОАО «Победит» – порошок.

Вместе с тем необходимо отметить, что на сегодняшний день потребность российского рынка в молибденовой продукции покрывается за счет импорта.

**Вывод.** Месторождения молибдена, формирующие основу российской сырьевой базы, соответствуют зарубежным аналогам. Кроме того, наиболее крупные собственно молибденовые месторождения расположены в районах с развитой инфраструктурой, что значительно облегчает процесс их ввода в эксплуатацию. Однако освоение этих объектов напрямую зависит от мировых цен на молибден. После продолжительного кризиса цены на молибден так и не поднялись до прежнего уровня. Рост цен на молибден может повлиять на реализацию ряда крупных запланированных проектов по освоению месторождений молибдена и позволит расконсервировать уже существующий Жирекенский горно-обогатительный комбинат.

На сегодняшний день внутреннее потребление молибдена перекрывается в основном за счет импорта. Необходимо расширять производство молибдена в России, но, к сожалению, переработка молибденовых концентратов по известным схемам экономически нецелесообразна при существующей цене на молибден. Необходимы новые экологически чистые и экономически целесообразные технологии переработки. В Институте металлургии УрО РАН проводятся исследования по разработке новых способов производства молибдена.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Геологическая служба США // Molybdenum Statistics and Information. URL: <https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/molybdenum> (дата обращения 10.01.19).
2. Сайт ООН // База данных ООН. URL: <http://www.un.org/ru> (дата обращения 10.01.19).
3. Тигунов Л. П., Пикалов В. С., Быховский Л. З. Легирующие металлы России. Минерально-сырьевая база: состояние, использование, перспективы развития // Черная металлургия. 2017. № 12. С. 3–10.
4. Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2016 и 2017 годах. Москва: Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации, 2018. 341 с.
5. Козловский Е. А. Минерально-сырьевой комплекс и национальная безопасность России // Пространство и время. 2011. № 7. С. 115–119.
6. Неволько А. И., Эрнст В. А. Состояние и использование минерально-сырьевой базы Сибирского ФО // Разведка и охрана недр. 2012. № 9. С. 33–39.
7. Спрызкина Л. В., Акимова А. В., Данилин М. В. Состояние минерально-сырьевой базы цветных металлов (олово, вольфрам, молибден, сурьма и алюминиевое сырье) // Минеральные ресурсы России. 2017. № 4. С. 19–24.
8. Авдеев П. Б., Овешников Ю. М. Минерально-сырьевая база Забайкальского края и ее освоение в современных условиях // Известия Сибирского отделения Секции наук о Земле РАН. 2014. № 5. С. 50–57.
9. Лаптева А. М. Минеральное сырье от недр до рынка: черные легирующие металлы и некоторые неметаллы. М.: Научный мир, 2011. 611 с.
10. Елсукова М. А. Рынок молибдена в мире и России // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2014. № 4. С. 78–81.
11. Бобркова А. А. Обоснование реагентного режима сульфидной флотации молибденсодержащих руд алюмосиликатного состава // ГИАБ. 2013. № 12. С. 298–301.
12. Костромина И. В., Храмов А. Н. Математическое моделирование как метод обоснования применения модифицированного собирателя для флотации окисленного молибдена // Вестник Забайкальского государственного университета. 2017. № 8. С. 41–53.
13. Лаптева А. М., Митрофанов Н. П., Тигунов Л. П. Минерально-сырьевая база легирующих металлов: состояние, проблемы и перспективы освоения // Горный журнал. 2017. № 7. С. 10–16.
14. Зеликман А. Н. Молибден. М.: Металлургия, 1970. 420 с.
15. ЗАО «Камышинский литейно-ферросплавный завод». URL: <https://www.zaoklfz.ru/docs/index.html> (дата обращения 27.02.19).

Поступила в редакцию 6 июня 2019 года

#### Сведения об авторах:

**Алешин Дмитрий Сергеевич** – младший научный сотрудник, аспирант Института металлургии УрО РАН. E-mail: dmitriy.aleshin1@yandex.ru

**Халезов Борис Дмитриевич** – доктор технических наук, главный научный сотрудник Института металлургии УрО РАН. E-mail: bd-chalezov@yandex.ru  
**Крашенинин Алексей Геннадиевич** – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник Института металлургии УрО РАН. E-mail: agkrash@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-113-121

## Molybdenum mineral base

**Dmitrii S. Aleshin<sup>1</sup>, Boris D. Khalezov<sup>1</sup>, Aleksei G. Krasheninin<sup>1</sup>**

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

### Abstract

**Introduction.** Molybdenum production is important for Russia's economic development. About 80% of the produced metal is used in special steel manufacture.

**Research aim.** Based on the data about reserves, extraction and production of molybdenum, the researches aim is to identify world leaders in the market, show and describe basic molybdenum deposits at the territory and the Russian Federation, analyse production dynamics of molybdenum concentrates and ferromolybdenum within recent years, specifying main manufacturing enterprises in Russia.

**Methodology** basically included theoretical research methods, particularly review and analysis of various sources of information.

**Results.** The present article displays brief analytical review of molybdenum world market and indicates main manufacturers of consumers of the concentrate. World leaders in molybdenum reserves are determined. The dynamics of molybdenum concentrates global production is presented for the period from 2012 to 2018. Mineral raw material base is described and main deposits of molybdenum at the territory of Russia are shown. The dynamics of molybdenum concentrate production in 2012–2017 is reflected with the list of manufacturing enterprises. Ferromolybdenum production dynamics is given. Change in molybdenum concentrates and ferromolybdenum import-export is shown.

**Key words:** molybdenum; molybdenum ores; production; export-import.

### REFERENCES

1. USGS. *Molybdenum Statistics and Information*. Available from: <https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/molybdenum> [Accessed 10th January 2019].
2. UN. UN database. Available from: <http://www.un.org/ru> [Accessed 10th January 2019]. (In Russ.)
3. Tigunov L. P., Pikalov V. S., Bykhovskii L. Z. The alloying metals in Russia. The mineral and raw materials base in Russia: the status, utilization, prospects for the development. *Chernaya metallurgiya = Ferrous Metallurgy*. 2017; 12: 3–10. (In Russ.)
4. State report of the state and use of mineral resources in the Russian Federation in 2016 and 2017. Moscow: Ministry of Natural Resources and Environment of the Russian Federation Publishing; 2018. (In Russ.)
5. Kozlovskii E. A. Mineral and raw complex and the national security of Russia. *Prostranstvo i vremia = Space and Time*. 2011; 7: 115–119. (In Russ.)
6. Nevolko A. I., Ernst V. A. Status and employment mineral-raw base of Siberian Federal District. *Razvedka i okhrana nedr = Prospect and Protection of Mineral Resources*. 2012; 9: 33–39. (In Russ.)
7. Sporykhina L. V., Akimova A. V., Danilin M. V. Current state of the mineral resource base of nonferrous metals (tin, tungsten, molybdenum, antimony and aluminum raw materials). *Mineralnye resursy Rossii = Mineral Resources of Russia*. 2017; 4: 19–24. (In Russ.)
8. Avdeev P. B., Oveshnikov Iu. M. Transbaikal region mineral resources base and its development in modern conditions. *Izvestiya Sibirskego otdeleniya Sektsii nauk o Zemle RAEN = Bulletin of the Siberian Branch of the Section on the Earth's Sciences RANS*. 2014; 5: 50–57. (In Russ.)
9. Lapteva A. M. Mineral raw material from subsoil to the market: ferrous alloying metals and some nonmetals. Moscow: Nauchnyi mir Publishing; 2011. (In Russ.)
10. Elsukova M. A. Molybdenum markets in the world and Russia. *Mineralnye resursy Rossii. Ekonomika i upravlenie = Mineral Resources of Russia. Economics and Management*. 2014; 4: 78–81. (In Russ.)
11. Bobrakova A. A. Rationale reagent equipment regime of sulfide flotation of molybdenum ores aluminosilicate composition. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2013; 12: 298–301. (In Russ.)
12. Kostromina I. V., Khramov A. N. Mathematical modeling as a method of justifying the use of modified collector for oxygenated molybdenum flotation. *Vestnik Zabaikalskogo gosudarstvennogo universiteta = Bulletin of Transbaikal State University*. 2017; 8: 41–53. (In Russ.)
13. Lapteva A. M., Mitrofanov N. P., Tigunov L. P. Mineral base of alloying metals: state, problems and prospects of exploitation. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2017; 7: 10–16. (In Russ.)
14. Zelikman A. N. *Molybdenum*. Moscow: Metallurgiya Publishing; 1970. (In Russ.)
15. Kamyshev ferroalloy plant and foundry ZAO. Available from: <https://www.zaoklfz.ru/docs/index.html> [Accessed 27th February 2019].

**Information about authors:**

**Dmitrii S. Aleshin** – junior researcher, PhD student, Institute of Metallurgy UB RAS.  
E-mail: dmitriy.aleshin1@yandex.ru

**Boris D. Khalezov** – DSc (Engineering), senior researcher, Institute of Metallurgy UB RAS.  
E-mail: bd-chalezov@yandex.ru

**Aleksei G. Krasheninin** – PhD (Engineering), leading researcher, Institute of Metallurgy UB RAS.  
E-mail: agkrash@mail.ru

## Анализ влияния сырьевых цен на возможность управления рыночной капитализацией компании нефтегазодобывающего сектора

Подкорытов В. Н.<sup>1</sup>, Мочалова Л. А.<sup>1\*</sup>

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

\*e-mail: lyudmila.mochalova@mt.ursmu.ru

### Реферат

**Цель работы.** Исследование посвящено анализу влияния сырьевых цен на процесс управления рыночной капитализацией компании на примере наиболее крупных публичных акционерных обществ нефтегазодобывающего сектора, в большом количестве представленных на отечественном рынке акций.

**Объект исследования.** Объектом исследования являются цены на сырье (нефть, природный газ) и цены акций ПАО «Газпром», ПАО «Новатэк», ПАО «Роснефть», ПАО «Лукойл», ПАО «Татнефть», ПАО «Сургутнефтегаз».

**Методика и инструменты исследования.** В рамках проведенного авторами регрессионного анализа в качестве факторного показателя принята цена 1 барреля нефти марки Brent и 1 Mmbtu природного газа (фьючерсные ежемесячные цены закрытия) в долларах США. Результирующим же показателем явилась цена 1 акции компаний нефтегазодобывающего сектора (ежемесячные цены закрытия) в долларах США.

**Результаты.** Проведенный регрессионный анализ показал следующее: во-первых, зависимость цен акций нефтедобывающих компаний от цен на нефть существует; при наличии других, как внешних, так и внутренних стоимостных факторов, данная связь для ряда предприятий представляется достаточно весомой; во-вторых, зависимость цен на акции газодобывающих компаний от цен на природный газ не очевидна, что, возможно, связано со спекулятивными краткосрочными скачками на фондовом рынке и приводит к необходимости использования ежемесячных медианных цен; в-третьих, независимость цен на акции ПАО «Сургутнефтегаз» от сырьевых цен может говорить о том, что задача привлечения инвестиций путем реализации на фондовом рынке ценных бумаг данной компании не является приоритетной.

**Область применения результатов.** Результаты исследования могут быть применены инвесторами, желающими вкладывать деньги в акции компаний нефтегазодобывающего сектора, а также менеджерами данных компаний в процессе управления их стоимостью.

**Выводы.** Итоги проведенного авторами исследования заключаются в следующем. Во-первых, компании нефтегазодобывающего сектора различны и требуют не общего, а индивидуального подхода к построению стоимостных факторных моделей. Во-вторых, использование в расчетах только одного фактора стоимости представляется не вполне корректным, поэтому в рамках управления стоимостью компании рекомендуется построение многофакторных регрессионных моделей.

**Ключевые слова:** предприятие нефтегазодобывающего сектора; рыночная капитализация компаний; цена на нефть; цена на природный газ; цена акции; факторы стоимости; управление стоимостью компаний.

**Введение.** Минерально-сырьевой комплекс до сих пор продолжает играть ведущую роль в экономике России [1]. Эффективное функционирование входящих в него сырьевых компаний тесно связано с процессом инвестирования в их акти-



Рис. 1. Динамика цен в период с начала 2007 по июнь 2019 г. [10]:

*a* – нефть марки Brent; *б* – природный газ

Fig. 1. Price movement in the period from the beginning of 2007 to June 2019 [10]:

*a* – Brent oil; *б* – natural gas

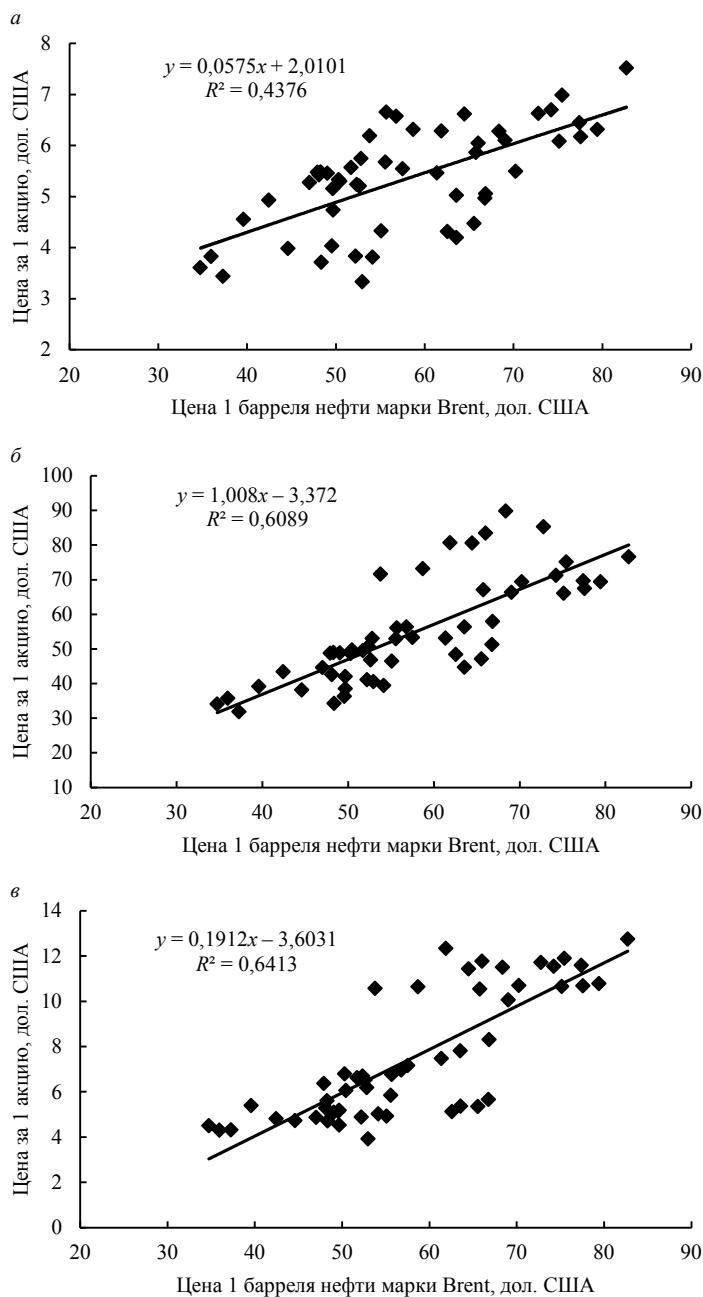


Рис. 2. Диаграммы зависимости цены акции компании от цены 1 барреля нефти марки Brent:  
ПАО «Роснефть» – а; ПАО «Лукойл» – б; ПАО «Татнефть» – в

Fig. 2. A dependency diagram between 1 barrel of Brent oil and the price of a stock item of the following companies:  
PJSC Rosneft – a; PJSC LUKOIL – б; PJSC Tatneft – в

вы, в первую очередь с покупкой акций. В свою очередь повышению инвестиционной привлекательности публичных сырьевых компаний способствует рост их рыночной капитализации, которая рассчитывается как сумма обыкновенных акций, находящихся в обращении, умноженная на их текущую рыночную цену.

В общем смысле рыночная капитализация компании отражает взгляд рынка на выгоды от приобретения ее обыкновенных акций. Рыночная капитализация зависит от множества внешних и внутренних факторов, которые нужно учитывать при управлении стоимостью компании [2–5]. Внутренними (управляемыми) факторами стоимости компании выступают: прибыльность компаний, объемы реализации продукции, уровень собственного капитала, инвестиционные проекты компаний и пр. Внешними (в большей мере неуправляемыми) факторами являются: макроэкономические показатели, состояние отрасли в целом, цены на продукцию, уровень процентных ставок и пр.

При выделении факторов стоимости сырьевых компаний специалисты обращают внимание на существенную зависимость стоимости компаний от объемов и качества запасов полезных ископаемых, а также от цен на добываемое сырье (нефть, природный газ, металлы) [6–9]. Последний стоимостной фактор является внешним по отношению к предприятию и, следовательно, управление им либо имеет весьма ограниченный характер, либо не представляется возможным. При этом резкие ценовые движения на рынке (рост и падение цен) оказывают негативное влияние на возможности планирования деятельности сырьевых компаний, повышают риски и неопределенность при реализации их инвестиционных проектов.

**Цель работы.** Исследование посвящено анализу влияния сырьевых цен на процесс управления рыночной капитализацией компании на примере наиболее крупных публичных акционерных обществ нефтегазодобывающего сектора, в большом количестве представленных на отечественном рынке акций.

**Объект исследования.** Объектом исследования являются цены на сырье (нефть, природный газ) и цены акций ПАО «Газпром», ПАО «Новатэк», ПАО «Роснефть», ПАО «Лукойл», ПАО «Татнефть», ПАО «Сургутнефтегаз».

На рис. 1, *a* содержатся данные по изменению цен на нефть в период с 2007 г. по настоящее время, по которым видно, что цена на нефть за короткие промежутки времени подвергалась значительным изменениям. Так, например, с начала 2007 до середины 2008 г. цена на нефть (фьючерсный контракт) возросла с 61 дол. США/барр. до более, чем 140 дол. США/барр., т. е. в 2,3 раза, и далее, к концу 2008 г., опустилась до 46 дол. США/барр. В последующие годы вплоть до настоящего времени «скакки» цен на нефтяном рынке стали обыденным явлением [10].

Также можно наблюдать ценовые «качели» на рынке природного газа (рис. 1, *b*). В 2008 г. цена на природный газ (фьючерсный контракт) достигала 13,448 дол. США за 1 Mmbtu (один миллион британских термических единиц (1 Mmbtu) соответствует 27,93 м<sup>3</sup>) и впоследствии снизилась до 2,692 дол. США за 1 Mmbtu в августе 2009 г. С середины 2009 г. просматриваются циклы роста и снижения цены с нисходящей в целом тенденцией.

**Инструменты исследования.** В рамках проведенного авторами регрессионного анализа в качестве факторного показателя принята цена 1 барреля нефти марки Brent и 1 Mmbtu природного газа (фьючерсные ежемесячные цены закрытия) в долларах США в период с 01.01.2015 г. по 01.05.2019 г. Результирующим же показателем явилась цена 1 акции компаний нефтегазодобывающего сектора (ежемесячные цены закрытия) в долларах США.

Несмотря на наличие множества внешних и внутренних стоимостных факторов, анализ показал достаточно высокую связь между ценами акций ПАО «Рос-

нефть», ПАО «Лукойл», ПАО «Татнефть» и ценами на нефть (рис. 2). При этом наиболее высокий коэффициент детерминации оказался у компаний ПАО «Татнефть» ( $R^2 = 0,64$ ) и ПАО «Лукойл» ( $R^2 = 0,61$ ), что указывает на существенную взаимосвязь рассматриваемых показателей.

На рис. 3, 4 приведены диаграммы зависимости цен акций ПАО «Газпром» и ПАО «Новатэк» от цены на природный газ, а также цены на нефть.

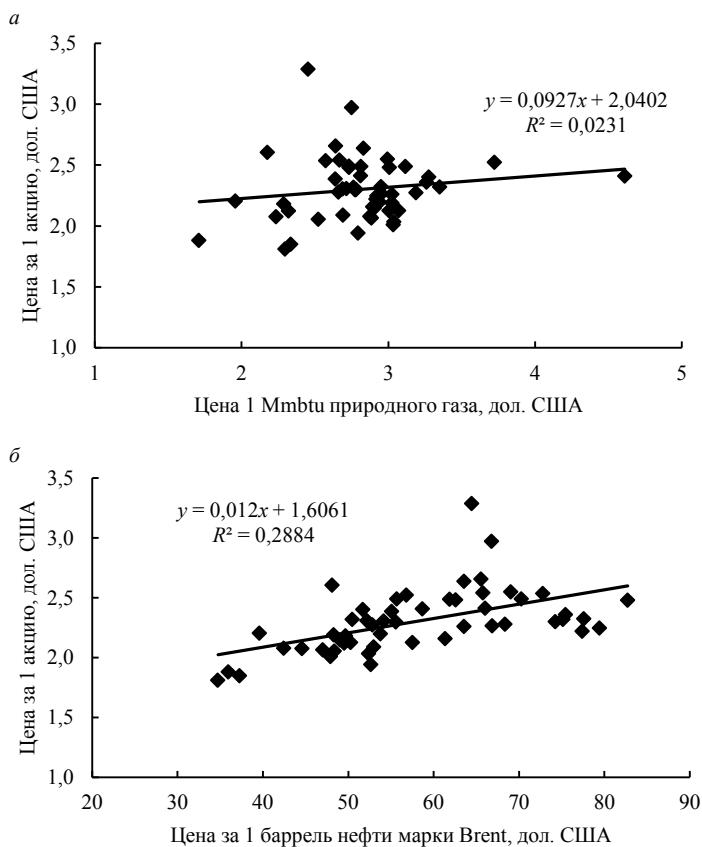


Рис. 3. Диаграммы зависимости цены 1 акции ПАО «Газпром» от цены:

*a* – 1 Mmbtu природного газа; *б* – 1 барреля нефти марки Brent

Fig. 3. Dependency diagrams between the price for 1 stock item of PJSC Gazprom and the price of:

1 Mmbtu of natural gas – *a*; 1 barrel Brent oil – *б*

Как видно из рис. 3, цена на природный газ оказывает весьма низкое влияние на цену акции ПАО «Газпром» ( $R^2 = 0,02$ ), основной сферой деятельности которого является добыча и реализация природного газа (доля в выручке от продаж – 75 % по состоянию на 1-й квартал 2019 г.). Ситуация представляется парадоксальной. При этом цена на нефть демонстрирует большее воздействие на цены акций предприятия ( $R^2 = 0,29$ ).

Если рассматривать указанные зависимости в отношении нефтегазодобывающей компании ПАО «Новатэк» (рис. 4), то и в этом случае просматривается схожая тенденция с той лишь разницей, что коэффициенты детерминации выше и составляют  $R^2 = 0,14$  в отношении природного газа и  $R^2 = 0,41$  для нефти.

Низкие коэффициенты детерминации могут объясняться спекулятивными факторами в формировании цен как сырья, так и акций ПАО «Газпром»

и ПАО «Новатэк». Кроме того, государственная поддержка ПАО «Газпром» и реализация крупных инвестиционных проектов компании в настоящее время привлекают инвесторов и трейдеров перспективами роста в будущем ценных бумаг предприятия, что также может создавать дополнительный спекулятивный ажиотаж. По мнению авторов статьи, использование ежемесячных медианных цен может позволить сгладить необоснованные краткосрочные ценовые скачки, тем самым выявить большую зависимость рассматриваемых ценовых факторов.

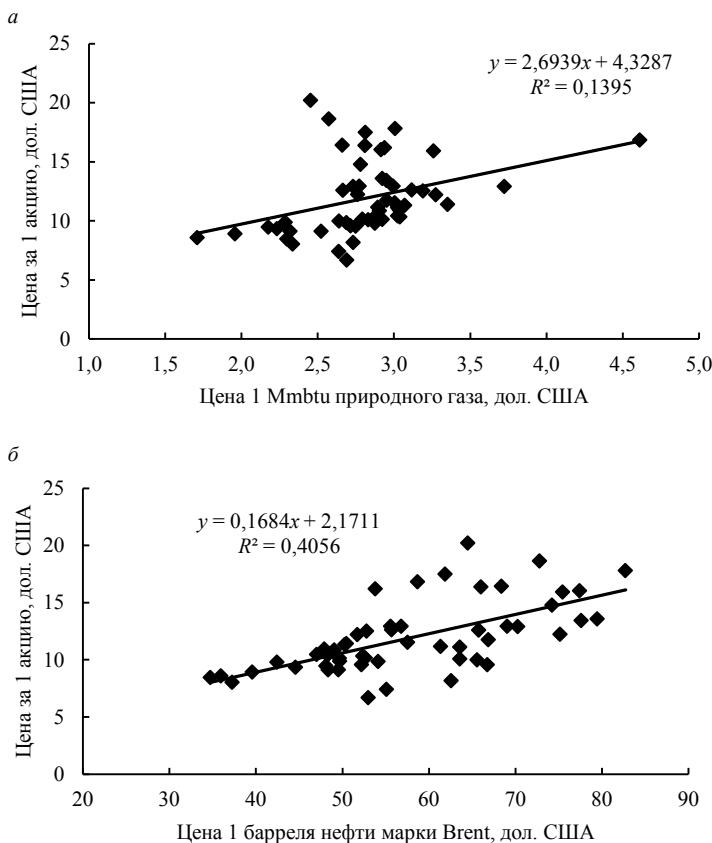


Рис. 4. Диаграммы зависимости цены акции ПАО «Новатэк» от цены:  
а – 1 Mmbtu природного газа; б – 1 барреля нефти марки Brent

Fig. 4. Dependency diagrams between the price for 1 stock item  
of PAO Novatek and the price of:  
1 Mmbtu of natural gas – а; 1 barrel Brent oil – б

Исключительной представляется ситуация с ПАО «Сургутнефтегаз». Анализ цен акций этой компании показал полную независимость от цен на нефть и природный газ. Более того, с учетом данных, представленных на рис. 5, можно заключить следующее: с увеличением цен на нефть и природный газ цена акций компании уменьшается. Такая ситуация возможна из-за непрозрачности планов и перспектив предприятия. Объяснением может являться и то, что на фондовом рынке обращаются слишком малые пакеты акций, а цены на них формируются «техническими», как бы «живут своей жизнью».

**Результаты.** Проведенный регрессионный анализ показал следующее:  
– зависимость цен акций нефтедобывающих компаний от цен на нефть существует; при наличии других, как внешних, так и внутренних стоимостных факторов, данная связь для ряда предприятий представляется достаточно весомой;

– зависимость цен на акции газодобывающих компаний от цен на природный газ не очевидна, что, возможно, связано со спекулятивными краткосрочными скачками на фондовом рынке и приводит к необходимости использования ежемесячных медианных цен;

– независимость цен на акции ПАО «Сургутнефтегаз» от сырьевых цен может говорить о том, что задача привлечения инвестиций путем реализации на фондовом рынке ценных бумаг данной компании не является приоритетной.

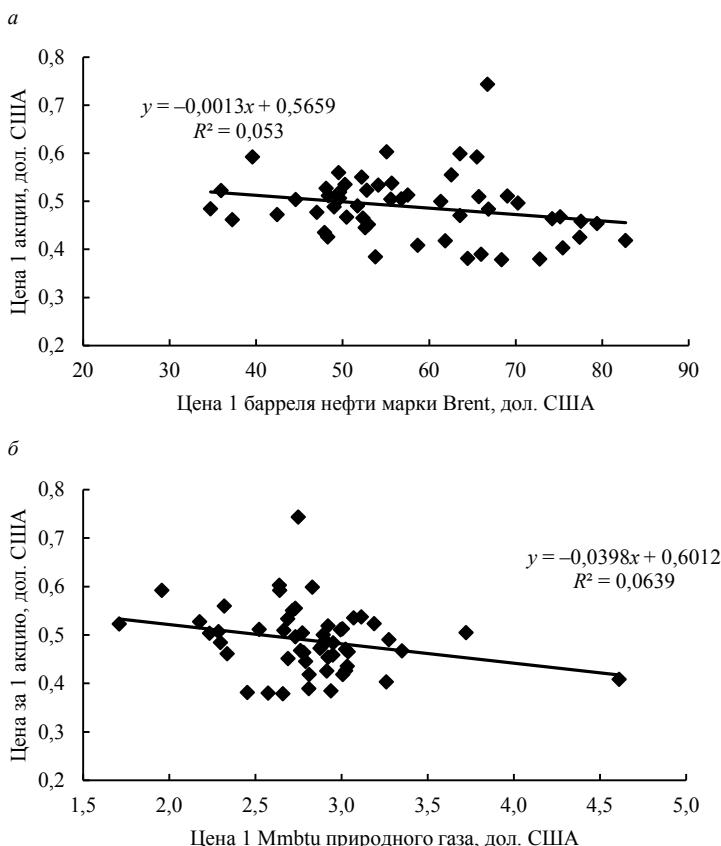


Рис. 5. Диаграммы зависимости цены акции ПАО «Сургутнефтегаз» от цены:

*a* – 1 барреля нефти марки Brent; *б* – 1 Mmbtu природного газа

Fig. 5. Dependency diagrams between the price for 1 stock item of PJSC Surgutneftegas and the price of:  
1 Mmbtu of natural gas – *a*; 1 barrel Brent oil – *b*

**Область применения результатов.** Результаты исследования могут быть применены инвесторами, желающими вкладывать деньги в акции компаний нефтегазодобывающего сектора, а также менеджерами данных компаний в процессе управления их стоимостью.

Как было указано ранее, динамика рыночных цен акций публичного акционерного общества отражает изменение его рыночной капитализации, которая, в сущности, является индикатором стоимости предприятия на биржевом рынке и отражает взгляд рынка на выгоды от инвестирования в ценные бумаги того или иного эмитента [11–15]. В свою очередь такой внешний фактор, как цены на сырье, оказывает существенное влияние на цены акций и, соответственно, на рыночную капитализацию эмитента и, в конечном итоге, определяет возможности

управления стоимостью компании. Тем не менее один фактор не в полной мере учитывает стоимость компании (во всех случаях коэффициент детерминации  $R^2 < 0,7$ ), поэтому, по мнению авторов статьи, в целях моделирования и управления стоимостью компании необходим более полный учет и внешних, и внутренних стоимостных факторов путем построения многофакторных регрессионных моделей.

Следует отметить, что до настоящего времени различными авторами были предложены одно-, двух- и многофакторные стоимостные модели сырьевых компаний [16–20]. Например, И. В. Дьячковым были построены прогнозные однофакторные модели цен акций 11 нефтедобывающих отечественных и зарубежных компаний-эмитентов в зависимости от цены на нефть [16]. В. С. Липатников и К. А. Кирсанова предложили многофакторную модель стоимости компаний нефтегазодобывающего сектора, учитывающую среднеквартальные цены на нефть, суммарный объем доказанных, вероятных и возможных запасов нефти для нефтедобывающих компаний, суммарный объем доказанных, вероятных, возможных запасов природного газа, а также показатель долговой нагрузки (Netdebt/EBITDA) для газодобывающих компаний [17]. При этом полученные расчетные уравнения являются обобщенными, имеющими значение скорее для прогнозирования перспектив нефтегазодобывающего сектора в целом и не касаются отдельных компаний.

**Выводы.** Компании нефтегазодобывающего сектора различны и требуют не общего, а индивидуального подхода к построению стоимостных факторных моделей. Использование в расчетах только одного фактора стоимости представляется не вполне корректным, поэтому в рамках управления стоимостью компаний рекомендуется построение многофакторных регрессионных моделей.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Podkorytov V. N., Mochalova L. A. Market capitalization of the largest enterprises of Russian mineral resources sector in the conditions of a resource export economic model. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2019; 1: 87–94. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-87-94
2. Управление стоимостью инвестиционных проектов в разведке и добыче полезных ископаемых / И. Б. Сергеев [и др.]. Уфа: Нефтегазовое дело, 2017. 197 с.
3. Кононыхин М. А. Управление стоимостью горной компании в условиях высокой изменчивости цен на сырье // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых: матер. Седьмой междунар. науч. школы молодых ученых и специалистов, посвященной Году России во Франции и Франции в России. М.: Институт проблем комплексного освоения недр РАН, 2010. С. 482–484.
4. Карлина Е. П., Тарасова А. Н. Функционально-стоимостной анализ как метод повышения эффективности бизнес-процессов нефтегазодобывающих компаний // Вестник Астраханского государственного технического университета. Серия: Экономика. 2018. № 4. С. 36–44.
5. Тишко Р. В. Анализ факторов рыночной капитализации российских публичных компаний в посткризисный период // Науковедение. 2016. Т. 8. № 5(36). С. 62.
6. Петрушина А. А. Анализ рыночной капитализации и справедливой рыночной стоимости бизнеса // Молодежный научный вестник. 2017. № 11(24). С. 234–238.
7. Патраев Г. В. Существенное влияние рыночных факторов на капитализацию компаний // Наука, инновации, технологии и образование: сб. ст. Междунар. науч.-практ. конф. Саратов: СГАУ, 2017. С. 338–341.
8. Куликов В. С., Бабаханянц А. А. Факторы рыночной капитализации компаний // Современные экономические и информационные технологии. 2018. № 2. С. 31–36.
9. Шимко О. В. Динамика капитализации компаний нефтегазового сектора после мирового финансового кризиса // Экономика и предпринимательство. 2016. № 7(72). С. 559–564.
10. Инвестирование. URL: [www.investing.com](http://www.investing.com) (дата обращения: 01.07.2019).
11. Apergis N., Ewing B. T., Payne J. E. A time series analysis of oil production, rig count and crude oil price: Evidence from six US oil producing regions. Energy. 2016; (97): 339–349. DOI: 10.1016/j.energy.2015.12.028
12. Dong G., Chen P. A review of the evaluation methods and control technologies for trapped annular pressure in deepwater oil and gas wells. Journal of Natural Gas Science and Engineering. 2017; (37): 85–105. DOI: 10.1016/j.jngse.2016.11.042
13. Ewing B. T., Thompson M. A. The role of reserves and production in the market capitalization of oil and gas companies. Energy Policy. 2016; (98): 576–581. DOI: 10.1016/j.enpol.2016.09.036

14. Castaneda L. C., Munoz J. A. D., Ancheyta J. Current situation of emerging technologies for upgrading of heavy oils. *Catalysis Today*. 2014; (220): 248–273. DOI: 10.1016/j.cattod.2013.05.016
15. Dayanandan A., Donker H. Oil prices and accounting profits of oil and gas companies. *International Review of Financial Analysis*. 2011; 20(5): 252–257. DOI: 10.1016/j.irfa.2011.05.004
16. Дьячков И. В. Исследование динамики курсов акций нефтяных компаний в зависимости от цен на нефть // Вестник современных исследований. 2018. № 5. 4(20). С. 115–121.
17. Липатников В. С., Кирсанова К. А. Оценка влияния неблагоприятной экономической и геополитической ситуации на стоимость российских нефтегазовых компаний // Управленческие науки. 2018. Т. 8. № 2. С. 30–43.
18. Белова Т. А. Эконометрический анализ зависимости динамики курсов акций компаний от курса доллара и цен на нефть // Инновационное развитие российской экономики. М.: РЭУ – Российский гуманитарный научный фонд, 2016. С. 223–224.
19. Rajesh Kumar, Sujit K Sukumaran. Value drivers in oil companies: an application of variance based structure equation model. *Contemporary Management Research*. 2017. Vol. 13. No. 1. P. 31–52. DOI:10.7903/cmr.16165
20. Rim Ayari. Impact of corporate governance on value creation and corporate productivity: evidence from Tunisian context. *Research Gate*. 2018. DOI: 10.5539/ijef.v10n3p215

Поступила в редакцию 18 июля 2019 года

#### **Сведения об авторах:**

**Подкорытов Владимир Николаевич** – кандидат экономических наук, доцент кафедры экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: s.p.a.r.k.s@rambler.ru  
**Мочалова Людмила Анатольевна** – доктор экономических наук, доцент, заведующий кафедрой экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: lyudmila.mochalova@m.ursmu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-122-131

### **Analysis of commodity prices impact on the manageability of market capitalization of an oil and gas company**

Vladimir N. Podkorytov<sup>1</sup>, Liudmila A. Mochalova<sup>1</sup>

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

#### **Abstract**

**Research aim.** The research is focused on the analysis of commodity prices impact on the manageability of company's market capitalization by the example of the largest public joint stock companies of oil and gas producing industry abundant at the national stock market.

**Research object** is prices for commodity (oil and natural gas) and stock prices of PJSC Gazprom, PAO Novatek, PJSC Rosneft, PJSC LUKOIL, PJSC Tatneft, PJSC Surgutneftegas.

**Research methodology and tools.** Within the framework of the regression analysis carried out by the authors, the price of 1 barrel of oil and 1 Mmbtu of natural gas were accepted as a factor indicator (closing monthly futures) expressed in US dollars. The price of 1 stock item of an oil and gas company (monthly closing prices) expressed in US dollars.

**Results.** The regression analysis has shown the following. Firstly, there is some dependence between oil and gas companies stock prices and oil prices, with other external and internal cost factors the given connection is rather strong for several enterprises. Secondly, dependence between stock prices of gas producing companies and prices for natural gas is unobvious which is probably connected with speculative short term spikes in the stock market and results in the need to use monthly median prices. Thirdly, PJSC Surgutneftegas stock prices independence from commodity prices may indicate that attracting investment by means of securities realization in the stock market is not a priority task.

**Scope of research.** Research results may be used by the investors willing to invest in shares of oil and gas companies and by these companies' managers when controlling their cost.

**Summary.** The outcome of the research is the following. Firstly, oil and gas companies differ and require not general, but individual approach to cost factor models development. Secondly, when calculating, the use of only one cost factor is not very reasonable, therefore multifactor regression model development is required when managing the cost of a company.

**Key words:** oil and gas company; company's market capitalization; price for oil; price for natural gas; price for a stock item; cost factors; company's cost management.

#### **REFERENCES**

1. Podkorytov V. N., Mochalova L. A. Market capitalization of the largest enterprises of Russian mineral resources sector in the conditions of a resource export economic model. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 87–94. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-87-94

2. Sergeev I. B. et al. *Cost management of investment projects in mineral prospecting and extraction*. Ufa: Neftegazovoe delo; 2017. (In Russ.)
3. Konyukhin M. A. Mining company cost management in the conditions of commodity price high variability. In: *Problems of subsoil exploration in the 20th century as seen by the eyes of young scientists: proceedings of the 7th international scientific conference for young scientists and professionals dedicated to the Year of Russia in France and the Year of France in Russia*. Moscow: IPKIN RAS Publishing; 2010. p. 482–484. (In Russ.)
4. Karlina E. P., Tarasova A. N. *Value analysis as a method of increasing the efficiency of business processes of oil companies*. *Vestnik Astrakhanskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta. Seriya: Ekonomika = Bulletin of Astrakhan state Technical University. Economics*. 2018; 4: 36–44. (In Russ.)
5. Tishko R. V. Analysis of Russian public companies' market capitalization factors in the post-crisis period. *Naukovedenie = Science Studies*. 2016; 8 (5, 36): 62. (In Russ.)
6. Petrushina A. A. Analysis of market capitalization and fair market value of the business. *Molodezhnyi nauchnyi vestnik = Youth Science Bulletin*. 2017; 11 (24): 234–238. (In Russ.)
7. Patraev G. V. Significant influence of market factors on the company's capitalization. In: *Science, innovations, technologies and education: proceeding of international science to practice conference*. Saratov: SSAU named after N. I. Vavilov Publishing; 2017. p. 338–341. (In Russ.)
8. Kulikov V. S., Babakhanians A. A. Factors of company market capitalization. *Sovremennye ekonomicheskie i informatsionnye tekhnologii = Modern Economic and Information Technologies*. 2018; 2: 31–36. (In Russ.)
9. Shimko O. V. The dynamics of capitalization of oil and gas sector after the global financial crisis. *Ekonomika i predprinimatelstvo = Journal of Economy and Entrepreneurship*. 2016; 7(72): 559–564. (In Russ.)
10. *Investing*. Available from: [www.investing.com](http://www.investing.com) [Accessed 1st July 2019] (In Russ.)
11. Apergis N., Ewing B. T., Payne J. E. A time series analysis of oil production, rig count and crude oil price: Evidence from six US oil producing regions. *Energy*. 2016; (97): 339–349. DOI: 10.1016/j.energy.2015.12.028
12. Dong G., Chen P. A review of the evaluation methods and control technologies for trapped annular pressure in deepwater oil and gas wells. *Journal of Natural Gas Science and Engineering*. 2017; (37): 85–105. DOI: 10.1016/j.jngse.2016.11.042
13. Ewing B. T., Thompson M. A. The role of reserves and production in the market capitalization of oil and gas companies. *Energy Policy*. 2016; (98): 576–581. DOI: 10.1016/j.enpol.2016.09.036
14. Castaneda L. C., Munoz J. A. D., Ancheyta J. Current situation of emerging technologies for up grading of heavy oils. *Catalysis Today*. 2014; (220): 248–273. DOI: 10.1016/j.cattod.2013.05.016
15. Dayanandan A., Donker H. Oil prices and accounting profits of oil and gas companies. *International Review of Financial Analysis*. 2011; 20(5): 252–257. DOI: 10.1016/j.irfa.2011.05.004
16. Diachkov I. V. The study of oil companies' stock dynamics depending on oil prices. *Vestnik sovremennoykh issledovanii = Bulletin of Modern Research*. 2018; 5 (4, 20): 115–121. (In Russ.)
17. Lipatnikov V. S., Kirsanova K. A. Assessment of the Impact of the Adverse Economic Geopolitical Environment on the Worth of Russian Oil and Gas Companies. *Upravlencheskie nauki = Management Science*. 2018; 8 (2): 30–43. (In Russ.)
18. Belova T. A. Econometric analysis of the dependence between the company's stock pricing dynamics and dollar exchange rate and oil prices. In: *Innovation development of Russian economy*. Moscow: Plekhanov RUE Publishing; Russian Scientific Fund for the Humanities; 2016. p. 223–224. (In Russ.)
19. Rajesh Kumar, Sujit K Sukumaran. Value drivers in Oil Companies: An Application of Variance Based Structure Equation Model. *Contemporary Management Research*. March 2017; 13 (1): 31–52. DOI: 10.7903/cmr.16165
20. Rim Ayari. Impact of Corporate Governance on Value Creation and Corporate Productivity: Evidence from Tunisian Context. *Research Gate*. February 2018. DOI: 10.5539/ijef.v10n3p215

Received 18 July 2019

#### Information about authors:

**Vladimir N. Podkorytov** – PhD (Economics), associate professor of the Department of Economy and Management, Ural State Mining University. E-mail: s.p.a.r.k.s@rambler.ru

**Liudmila A. Mochalova** – DSc (Economics), Associate professor, Head of the Department of Economy and Management, Ural State Mining University. E-mail: lyudmila.mochalova@m.ursmu.ru

**Для цитирования:** Подкорытов В. Н., Мочалова Л. А. Анализ влияния сырьевых цен на возможность управления рыночной капитализацией компаний нефтегазодобывающего сектора // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 122–131. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-122-131

**For citation:** Podkorytov V. N., Mochalova L. A. Analysis of commodity prices impact on the manageability of market capitalization of an oil and gas company. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 7: 122–131 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-122-131

## Обоснование конструктивных и режимных параметров рычажно-гидравлических механизмов карьерного гидравлического экскаватора

Телиман И. В.<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия  
*e-mail: ir4ik87\_telbez@mail.ru*

### **Реферат**

**Предмет исследования.** Показано, что главные исполнительные механизмы карьерного гидравлического экскаватора (механизмы поворота стрелы, поворота рукояти и поворота ковша) представляют собой гидромеханические агрегаты, в которых двигатели (гидроцилиндры) являются составной частью рычажно-гидравлических механизмов.

**Цель исследования** – повышение энергоэффективности функционирования гидравлических экскаваторов.

**Методология проведения исследований.** Наличие кинематической связи между двигателем (штоком гидроцилиндра) и звеньями рычажно-гидравлического механизма обуславливает определенные соотношения между параметрами двигателя и энергосиловыми параметрами, реализуемыми на ведомом звене (стреле, рукояти и ковше), – кинематические и динамические передаточные функции. На основе имитационной модели функционирования главных механизмов получены выражения для определения передаточных функций.

**Результаты.** Установлено, что существуют рациональные значения динамических передаточных функций главных механизмов, при которых достигается соответствие между энергосиловыми параметрами, реализуемыми на ведомых звеньях, и режимом нагружения ведомых звеньев.

**Выводы.** Синтез конструктивных схем главных механизмов с рациональными значениями динамических передаточных функций позволит исключить перегрузку двигателей и, в конечном счете, повысить энергоэффективность функционирования гидравлического экскаватора.

**Ключевые слова:** карьерный гидравлический экскаватор; главные исполнительные механизмы; кинематические и динамические передаточные функции механизмов.

**Введение.** В условиях конкурентного развития горнодобывающей отрасли экономики проблема повышения качества технологических машин, в частности энергоэффективности оборудования, приобретает первостепенное значение.

Научные основы и основные принципы эффективного функционирования гидравлических экскаваторов как основного типа экскавационного оборудования были разработаны и сформулированы в трудах Н. Н. Мельникова, А. В. Ранева, Б. И. Сатовского, В. М. Штейнцайга и др. Дальнейшее развитие теории гидравлических экскаваторов нашло отражение в работах [1–11].

В общем случае предварительная оценка энергоэффективности оборудования может быть выполнена при сравнении удельного (отнесенного к производительности экскаватора) расхода энергии с теоретической энергоемкостью рабочего процесса.

Однако при этом установить степень использования энергетических ресурсов не представляется возможным без установления динамики формирования энергосиловых параметров, реализуемых на рабочем органе.

**Цель и задачи исследования.** Цель исследования – повышение энергоэффективности функционирования гидравлических экскаваторов.

Задачи, решаемые в данной работе:

- выявление динамики формирования энергосиловых параметров, реализуемых на ведомых звеньях (ковше, рукояти, стреле) главных механизмов;
- определение передаточных функций главных механизмов;
- синтез конструктивных схем механизмов с рациональным значением динамической передаточной функции.

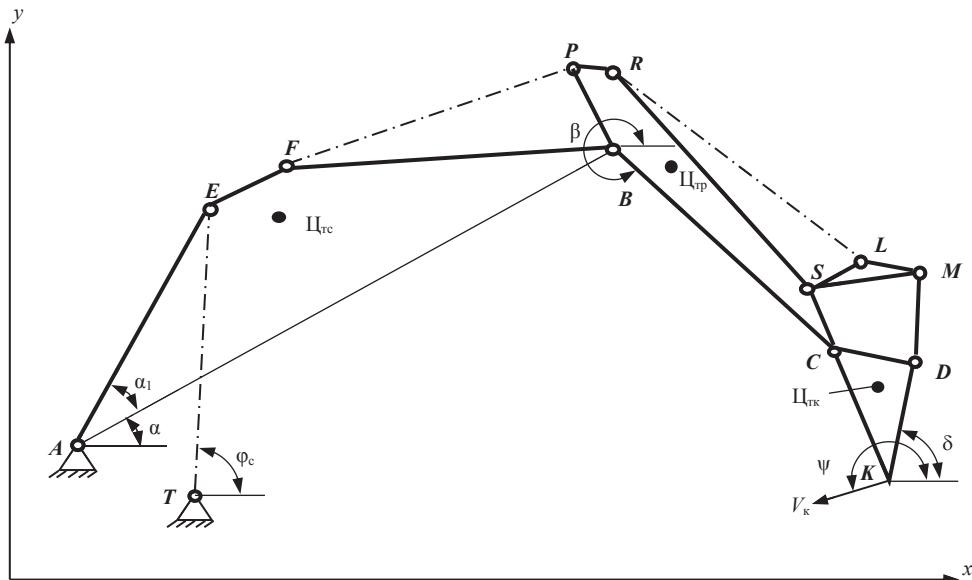


Рис. 1. Схема рабочего оборудования  
Fig. 1. Implement scheme

**Решение задачи исследования.** Объектом исследования являются главные механизмы рабочего оборудования (механизмы поворота стрелы, поворота рукояти и поворота ковша) гидравлического экскаватора (рис. 1, где  $\Pi_{tc}$  – центр тяжести стрелы;  $\Pi_{tk}$  – центр тяжести ковша;  $\Pi_{tp}$  – центр тяжести рукояти;  $V_k$  – скорость перемещения зубьев ковша, м/с;  $\alpha$ ,  $\alpha_1$ ,  $\phi_c$ ,  $\beta$ ,  $\delta$ ,  $\psi$  – углы для расчета координат точек элементов рабочего оборудования, град).

Предмет исследования – установление зависимостей для определения кинематической и динамической передаточных функций главных механизмов, определяющих соотношения между параметрами двигателей (гидроцилиндров) и энергосиловыми параметрами, реализуемыми на ведомых звеньях механизмов (стреле, рукояти и ковше).

Методы исследования – методы теории машин и механизмов, имитационное моделирование и вычислительный эксперимент.

Особенностью главных механизмов гидрофицированного рабочего оборудования является наличие кинематической связи между гидродвигателями (гидроцилиндрами) и звеньями механизмов, так как сами гидродвигатели (собственно цилиндр и поршень со штоком) являются звеньями механизмов.

При этом соотношения между параметрами механической энергии гидродвигателей и энергосиловыми параметрами, реализуемыми на ведомых звеньях (стреле, рукояти и ковше), зависят как от вида механической характеристики гидродвигателей, так и от типа структурной схемы механизмов.

На основе кинематического и силового анализа главных механизмов гидравлического экскаватора [12–14] получены аналитические выражения для расчета кинематической  $\Pi\Phi_V$  и силовой  $\Pi\Phi_F$  передаточных функций.

Зависимости для определения передаточных функций главных механизмов имеют вид:

$$\Pi\Phi_V = \frac{V_{B,3B}}{V_{шт}} = f_1(l_i, \alpha_j);$$

$$\Pi\Phi_F = \frac{F_{B,3B}}{F_{шт}} = f_2(l_i, \alpha_j, G_i),$$

где  $V_{B,3B}$  – скорость ведомого звена механизма, т. е. скорости точки  $B$  стрелы, точки  $C$  рукояти и точки  $K$  ковша (скорость копания) соответственно;  $V_{шт}$  – скорость перемещения штока гидроцилиндра;  $l_i$  – размеры (длины) звеньев механизма;  $\alpha_j$  – углы, определяющие положения звеньев при перемещении штока гидроцилиндра;  $F_{B,3B}$  – усилие, действующее на ведомом звене, т. е. усилие в точке  $B$ ,

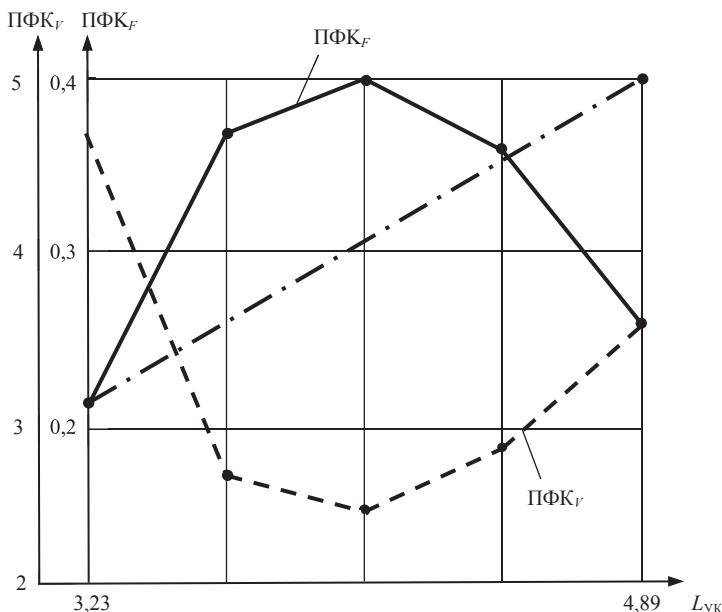


Рис. 2. График передаточных функций механизма поворота ковша:  
 $\Pi\Phi_K_F = 0,21; 0,38; 0,40; 0,36; 0,27$ ;  $\Pi\Phi_K_V = 4,8; 2,6; 2,5; 2,75; 3,7$ ; штрих-пунктирной линией показана рациональная силовая передаточная функция

Fig. 2. Bucket turning mechanism transfer function plot:  
 $\Pi\Phi_F = 0,21; 0,38; 0,40; 0,36; 0,27$ ;  $\Pi\Phi_V = 4,8; 2,6; 2,5; 2,75; 3,7$ ; dashed line indicates rational transfer potential

точке  $C$  и точке  $K$  соответственно, направленное перпендикулярно радиусам-векторам  $AB$ ,  $BC$  и  $CK$ ;  $F_{шт}$  – усилие, действующее на штоке гидроцилиндра;  $G_i$  – силы тяжести звеньев механизмов поворота стрелы, рукояти и поворота ковша.

На рис. 2 приведена рабочая характеристика механизма поворота ковша в виде графиков изменения относительных значений силовых параметров, реализуемых на ковше, в течение рабочего хода ( $L_{УК}$  – относительная величина выдвижения штока гидроцилиндра).

Как видно из рис. 2, относительные значения силовых параметров (усилия на зубьях ковша) возрастают при выдвижении штока гидроцилиндра примерно на половину рабочего хода, а затем уменьшаются.

Следовательно, рабочая характеристика рассматриваемого механизма поворота ковша не обеспечивает соответствия между значениями силовых параметров, реализуемых на ковше, и режимом нагружения ковша, характеризующимся ростом величины внешних нагрузок в процессекопания. Следовательно, при экскавации породы в конце рабочего хода гидродвигатель будет перегружаться, что может привести к срабатыванию предохранительного клапана и прекращению рабочего процесса.

Таким образом, номинальный режим работы гидродвигателя механизма поворота ковша при полном использовании установленной мощности двигателя может быть реализован при идеальной рабочей характеристике механизма поворота ковша в виде монотонно возрастающей функции.

**Заключение.** Анализ рабочих характеристик механизмов рабочего оборудования позволит оценить степень влияния кинематических схем механизмов на эффективность функционирования механизмов и гидравлического экскаватора в целом.

Синтез идеальных рабочих характеристик механизмов рабочего оборудования позволит повысить степень использования установленной мощности приводных двигателей и, в конечном счете, обеспечить высокие технико-экономические показатели функционирования гидравлических экскаваторов.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Борщ-Компониец Л. В. Методика оперативной оценки карьерных гидравлических экскаваторов // Горная промышленность. 1996. № 1. С. 29–37.
2. Виницкий К. Е. Освоение гидравлических экскаваторов нового поколения в практике открытых горных работ // Горная промышленность. 1998. № 1. С. 30–36.
3. Комиссаров А. П., Лаутеншлейгер А. А., Суслов Н. М. Оценка энергетических параметров рабочего оборудования гидравлических экскаваторов // Тяжелое машиностроение. 1991. № 8. С. 25–29.
4. Булес П. Эффективность эксплуатации карьерных экскаваторов с электромеханическим и гидравлическим приводом основных механизмов // Горная промышленность. 2014. № 6 (118). С. 36–37.
5. Висбек Р., Казаков В. А., Удачина Т. Е., Хаспеков П. Р. Об эффективности применения карьерных гидравлических экскаваторов // Горная промышленность. 1998. № 5. С. 25–29.
6. Dudczak A. Excavators: theory and design. Warsaw: PWN, 2000.
7. Geu Flores F., Kecskemethy A., Pottker A. Workspace analysis and maximal force calculation of a face-shovel excavator using kinematical transformers. 12th IFToMM World Congress, Besancon, June 18–21, 2007. 6 p.
8. Frimpong S., Hu Y., Chang Z. Performance simulation of shovel excavators for earthmoving operations // Summer in computer simulation conference (SCSC/03). 2003. P. 133–138.
9. Hall A. Characterizing the operation of a large hydraulic excavator. Master Diss. School of Engineering the University of Queensland, Brisbane, Australia, 2002. 150 p.
10. Park B. Development of a virtual reality excavator simulator: a mathematical model of excavator digging and a calculation methodology. PhD Diss. Virginia Polytechnic Institute and State University. Blacksburg, Virginia. USA, 2002. 223 p.
11. Rath H. Development of Hydraulic for Quarrying Applications. Pt. 1 // Mine & Quarry. 1987. P. 26–30.
12. Комиссаров А. П., Шестаков В. С. Имитационная модель функционирования рабочего оборудования гидравлического экскаватора // Горное оборудование и электромеханика. 2013. № 8. С. 20–24.
13. Комиссаров А. П., Лагунова Ю. А., Шестаков В. С. Взаимосвязь конструктивных и режимных параметров гидрофицированного рабочего оборудования экскаваторов // Горное оборудование и электромеханика. 2014. № 11. С. 9–14.
14. Побегайло П. А. Мощные одноковшовые гидравлические экскаваторы. Выбор основных геометрических параметров рабочего оборудования на ранних стадиях проектирования. М.: Ленианд, 2014. 296 с.

**Сведения об авторах:**

**Телиман Ирина Викторовна** – аспирант кафедры горных машин и комплексов Уральского государственного горного университета. E-mail: ir4ik87\_telbez@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-132-137

## **Rationale for pit hydraulic excavator design and operating parameters-lever hydraulic mechanisms**

**Irina V. Teliman<sup>1</sup>**

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

### *Abstract*

**Introduction.** It is shown that the main executive mechanisms of the pit hydraulic excavator (mechanisms for turning the boom, turning the handle and turning the bucket) are hydro-mechanical units in which the engines (hydraulic cylinders) are an integral part of the lever-hydraulic mechanisms.

**Research aim** is to improve the efficiency of hydraulic excavator operation.

**Research methodology.** The presence of a kinematic connection between the engine (hydraulic cylinder rod) and the links of the lever-hydraulic mechanism determines certain relations between the parameters of the engine and the power parameters implemented on the driven link (boom, handle and bucket) – kinematic and dynamic transfer functions. On the basis of the main mechanisms functioning simulation model, expressions for definition of transfer functions are received.

**Results.** It is established that there are rational values of the dynamic transfer functions of the main mechanisms at which the correspondence between the energy-power parameters realized at the driven links and the mode of loading of the driven links is achieved.

**Summary.** Synthesis of design schemes of the main mechanisms with rational values of dynamic transfer functions will allow to exclude an overload of engines and, finally, to increase energy efficiency of hydraulic excavator functioning.

**Key words:** quarry hydraulic excavator; main executive mechanisms; kinematic and dynamic transfer functions of mechanisms.

### REFERENCES

1. Borshch-Komponiets L. V. The method of pit hydraulic excavators efficient assessment. *Gornaya promyshlennost = Mining Industry Journal*. 1996; 1: 29–37. (In Russ.)
2. Vinitskii K. E. The exploitation of new-generation hydraulic excavators at opencast mining. *Gornaya promyshlennost = Mining Industry Journal*. 1998; 1: 30–36. (In Russ.)
3. Komissarov A. P., Lautenschleiger A. A., Suslov N. M. Estimation of hydraulic excavator implements power parameters. *Tiazheloe mashinostroenie = Heavy Engineering*. 1991; 8: 25–29. (In Russ.)
4. Bules P. Operating efficiency of pit excavators with hydraulic drive of main mechanisms. *Gornaya promyshlennost = Mining Industry Journal*. 2014; 6 (118): 36–37. (In Russ.)
5. Visbek R., Kazakov V. A., Udachina T. E., Khaspekov P. R. On the effective use of hydraulic excavators. *Gornaya promyshlennost = Mining Industry Journal*. 1998; 5: 25–29. (In Russ.)
6. Dudeczak A. Excavators: theory and design. Warsaw: PWN, 2000.
7. Geu Flores F., Kecskemethy A., Pottker A. Workspace analysis and maximal force calculation of a face-shovel excavator using kinematical transformers. In: *12th IFToMM World Congress, Besancon, June 18–21, 2007*. 6 p.
8. Frimpong S., Hu Y., Chang Z. Performance simulation of shovel excavators for earthmoving operations. In: *Summer in computer simulation conference (SCSC/03)*. 2003. P. 133–138.
9. Hall A. Characterizing the operation of a large hydraulic excavator. *Master Diss.* School of Engineering the University of Queensland, Brisbane, Australia, 2002. 150 p.
10. Park B. *Development of a virtual reality excavator simulator: a mathematical model of excavator digging and a calculation methodology*. *PhD Diss.* Virginia Polytechnic Institute and State University. Blackburg, Virginia, USA, 2002. 223 p.
11. Rath H. Development of Hydraulic for Quarrying Applications. Pt. 1. *Mine & Quarry*. 1987. P. 26–30.
12. Komissarov A. P., Shestakov V. S. A simulation model operation working equipment hydraulic shovel. *Gornoe oborudovanie i electromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2013; 8: 20–24. (In Russ.)
13. Komissarov A. P., Lagunova Yu. A., Shestakov V. S. Between constructive and regime parameters hydraulic operating equipment excavators. *Gornoe oborudovanie i electromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2014; 11: 9–14. (In Russ.)
14. Pobegailo P. A. Powerful single-bucket hydraulic excavators. *Implements basic geometric parameters selection at the early stages of design*. Moscow: Lenand Publishing; 2014. (In Russ.)

**Information about authors:**

**Irina V. Teliman** – PhD student, Department of Mining Machines and Complexes, Ural State Mining University. E-mail: ir4ik87\_telbez@mail.ru

**Для цитирования:** Телиман И. В. Обоснование конструктивных и режимных параметров рычажно-гидравлических механизмов карьерного гидравлического экскаватора // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 7. С. 132–137. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-132-137

**For citation:** Teliman I. V. Rationale for pit hydraulic excavator design and operating parameters-lever hydraulic mechanisms. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2019; 7: 132–137 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-7-132-137

---

---

**Редакция**

Главный редактор Е. Ф. Цыпин

Зам. главного редактора Ю. И. Лель, М. Г. Бабенко

Ответственный секретарь Л. А. Решеткина

Редакторы Л. Г. Соколова, Л. Ю. Парамонова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

---

**Подп. в печать 30.10.2019. Дата выхода в свет 11.11.2019**

**Формат 70 х 108 1/16. Печать офсетная**

**11,9 усл. печ. л., 11,3 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ 6765**

**Цена свободная**

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

**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  
E-mail: [gornij\\_jurnal@ursmu.ru](mailto:gornij_jurnal@ursmu.ru)  
<http://www.mining-science.ru>**

**Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»  
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2**

**ЖУРНАЛ ПУБЛИКУЕТ СТАТЬИ В СЛЕДУЮЩИХ РАЗДЕЛАХ:**

- Геотехнология: подземная, открытая, строительная
- Геомеханика. Разрушение горных пород
- Физические и химические процессы горного производства.  
Аэрогазодинамика
- Горнопромышленная и нефтегазовая геология, геофизика
- Маркшейдерское дело, геодезия и кадастр
- Геоинформатика
- Обогащение полезных ископаемых
- Экономика и управление горным производством
- Геоэкология, рациональное природопользование
- Горная механика. Горные машины и транспорт
- Электрификация и автоматизация горных предприятий
- Безопасность горного производства
- Высшее горное образование
- История. Информация. Рецензии

Требования к оформлению статей размещены на официальном сайте журнала: <http://www.mining-science.ru>

**Индекс 70367**

**ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 7, 2019.**