

ISSN 0536-1028

**IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII
GORNUI ZHURNAL
ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ
ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ**

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

2

2019



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

Журнал включен в Российский индекс научного цитирования (РИНЦ), индексируется в
Международной базе 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 ВИНТИ 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).

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)

Тел: (343) 257-65-59

E-mail: gornij_journal@ursmu.ru

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года

Выходит 8 раз в год

№ 2, 2019

Учредитель и издатель

УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Главный редактор

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

Заместитель главного редактора

О. Г. ЛАТЫШЕВ, 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*
Каргозия 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*

Иностранцы 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 «Днепропетровская политехника», г. Днепр, Украина*
Топалов С. Й. *Университет горного дела и геологии Св. Иоанна Рыльского, 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. 2, 2019

Founder and publisher

URAL STATE MINING UNIVERSITY

Editor-in-chief

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

Deputy editor-in-chief

O. G. LATYSHEV, 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*
Kartozhina B. A. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Kashnikov Iu. A. *Perm State Technical 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*
Strovskii 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>Стетюха В. А.</i> Расчет основания штабеля кучного выщелачивания (In English)	5
<i>Шишлянников Д. И., Максимов А. Б.</i> Исполнительный орган агрегата для проходческих и очистных работ.....	13
<i>Журавлев А. Г., Буднев А. Б.</i> Влияние грузоподъемности автосамосвалов на себестоимость горных работ по мере углубки карьера.....	20
<i>Смирнов Ю. Г., Орлов А. О.</i> Принципы строительства подземных атомных станций малой мощности при современном подходе к освоению российской Арктики.....	32
<i>Кантемиров В. Д., Титов Р. С., Яковлев А. М.</i> Анализ эксплуатационных показателей горнодобывающего оборудования ведущих железорудных карьеров России.....	40
<i>Мажитов А. М., Волков П. В., Красавин А. В., Аллабердин А. Б.</i> Разработка технологии формирования искусственного массива с заданными геотехническими характеристиками	51

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА

<i>Шестаков А. Ф.</i> О методе сопротивлений на переменном токе с применением установки Шлюмберже (In English)	59
--	----

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО, ГЕОДЕЗИЯ И КАДАСТР

<i>Ефремов Е. Ю.</i> Погрешности измерения конвергенции поперечного сечения горных выработок (In English).....	70
--	----

ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ

<i>Косолапов О. В., Игнатъева М. Н.</i> Экологически устойчивое недропользование: понятие, основополагающие принципы	79
<i>Бутко Г. П.</i> Особенности управления горным предприятием как эколого-экономической системой.....	90
<i>Даваадорж Д., Соколова О. Г.</i> Интегральный подход к управлению товарно-материальными запасами горного предприятия.....	99

ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

<i>Бовин К. А., Гилев А. В., Плотников И. С., Герасимова Т. А.</i> Исследование нагруженности и напряженного состояния бурового инструмента с зубчато-дисковыми фрезами на стадии его проектирования	110
<i>Макаров В. Н., Макаров Н. В., Угольников А. В., Свердлов И. В.</i> Энергоэффективная технология локализации техногенных аварий в шахтах на базе математической модели гидровихревой коагуляции	118
<i>Юдин А. В., Попов А. Г., Шестаков В. С.</i> Бункерные системы комплексов комбинированного транспорта в карьерах.....	128

ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

<i>Лапин С. Э., Леонов Р. Е.</i> Выделение значимых факторов при моделировании горных объектов.....	140
---	-----

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY: UNDERGROUND, OPEN, CONSTRUCTIONAL

<i>Stetjukha V. A.</i> Calculation of the base of a heap leach pile (In English).....	5
<i>Shishliannikov D. I., Maksimov A. B.</i> The executive body of the heading and stoping unit.....	13
<i>Zhuravlev A. G., Budnev A. B.</i> The influence of dump trucks payload capacity on the prime cost of mining with the increase in the depth of an open pit	20
<i>Smirnov Iu. G., Orlov A. O.</i> Underground small nuclear power plants construction principles on the basis of the modern approach to the Russian Arctic development.....	32
<i>Kantemirov V. D., Titov R. S., Iakovlev A. M.</i> The analysis of mining equipment performances in the leading iron-ore open pits of Russia	40
<i>Mazhitov A. M., Volkov P. V., Krasavin A. V., Allaberdin A. B.</i> Developing the technology for the formation of an artificial array with specified geotechnical characteristics.....	51

MINING AND OIL-AND-GAS GEOLOGY, GEOPHYSICS

<i>Shestakov A. F.</i> On the alternating current resistivity technique with the use of the Schlumberger array (In English).....	59
--	----

MINE SURVEYING, GEODESY AND CADASTRE

<i>Efremov E. Iu.</i> Mine workings cross section convergence measurement errors (In English).....	70
--	----

ECONOMICS AND MINING PRODUCTION CONTROL

<i>Kosolapov O. V., Ignatieva M. N.</i> Environmentally sustainable subsoil use: notion and basic principles.....	79
<i>Butko G. P.</i> Features of management of a mining company as an ecological-economic system	90
<i>Davaadorzh D., Sokolova O. G.</i> Integral approach to inventory control at the mining enterprise	99

ROCK GEOMECHANICS. MINING MACHINERY AND TRANSPORT

<i>Bovin K. A., Gilev A. V., Plotnikov I. S., Gerasimova T. A.</i> Studying the loading and stressed state of the drilling tool with toothed disk milling cutters at the design stage	110
<i>Makarov V. N., Makarov N. V., Ugol'nikov A. V., Sverdlov I. V.</i> Energy-efficient technology of technogenic accidents containment in mines based on a numerically simulated model of hydro vortex coagulation	118
<i>Iudin A. V., Popov A. G., Shestakov V. S.</i> Bunker systems of combined open-pit transport complexes	128

ELECTRIFICATION AND AUTOMATION OF MINING ENTERPRISES

<i>Lapin S. E., Leonov R. E.</i> Selecting significant factors when simulating mining facilities	140
--	-----

Calculation of the base of a heap leach pile

Vladimir A. Stetjukha¹

¹ Transbaikal State University, Chita, Russia

e-mail: stetjukha_chita@mail.ru

Abstract

Introduction. Violation of the integrity of the impervious pad at the base of the pile creates a threat to the safety of the adjacent territories and the population living on them.

The aim of the paper is to solve the actual problem of determining the stresses and deformations in the elements of the heap leach pile base, taking into account the change of pile height.

Methodology. The finite element method is used as a method of estimating stresses and deformations in the pile base. For rocks with nonlinear properties, the relationships between stresses and deformations are established using an elastoplastic model. In this case, during compression, the maximum allowable stress is calculated on the basis of the Coulomb criterion, and when stretched, it is determined by the yield strength. The algorithm is based on the method of initial stresses.

Results. A number of numerical experiments have been performed for several versions of the pile bases. The conditions for the appearance of dangerous stresses and deformations in the elements of the base, depending on the materials used in its composition and the magnitude of the piling load are established. The conditions for the integrity of the constituent elements of the considered base variants, which have clay layers, are determined. According to the analysis of calculations, the signs of destruction of the contour part of the base are revealed.

Summary. The permissible height of the heap leach pile according to the criteria for ensuring a reliable waterproofing of the base with an impervious pad is established. The proposed forecasting method has a scientific and practical significance in substantiating the choice of constructive solutions in the projects being developed.

Key words: heap leaching; model of pile base; base deformations; stresses; numerical experiments; finite element method.

Introduction. Heap leaching remains the cheapest method of metals extraction from mineral raw material. The expenses may be 20–40 % as compared to the traditional methods. Economic efficiency is the highest with low-grade ores. Heap leach technology advantages, prospects of use and the experience of its use in Transbaikal, the Russian Federation, and abroad are presented in papers [1–4]. Heap leaching observes the tendency of increasing the height of a pile, which ensures better economic indicators, reducing costs on its formation. However, with the pile height increase, the load on impervious pads and pile base in general increases creating the threat of their destruction. As long as heap leaching is environmentally hazardous, pile base must not be subject to extreme deformations and destruction, but it must keep tightness which is ensured by impervious pads.

One-, two-, and three-layer base structures can include layers of clay, asphalt, concrete, polyethylene film, geotextiles, and soil-polymer blends as insulating pad elements [5, 6]. Regardless of the composition of insulating materials, pad elements should be checked for strength and deformability. The substantiation of the main

parameters of an impervious pad and a base as a whole is a relevant issue as soon as the analysis of such facilities condition makes it possible to detect weaknesses in their elements. Geomechanical calculations on the assessment of dump slopes stability are basically fulfilled without taking into account the distinctive features of deformations and stresses in dump bases [7–9]. Papers [10, 11] recommend using the finite element method in geomechanical calculations.

Issues, connected with high deformability of rocks within dumps, with landslides, temperature variations, and shear deformations in the presence of clay layers, are considered in papers [12–15]. The influence of the structure of a base on the stability of a pile and on the film strength at the base of a pile is estimated according to simplified methods in papers [16, 17]. As long as base structures with such insulating elements as clay are subject to significant deformations, the value of deformations should be determined at the stage of design. Because of practical significance of the problem, deeper mathematical simulation of geomechanical processes in a pile base is required. The research aim is to determine the character of stresses and deformations in the base of a pile with preset parameters depending on the height of a pile and the structural elements used.

Methods and methodology. For reliable estimate of stress-strain state of heap leach pile base it is proposed to use the following methods. The calculation of bases is fulfilled with the finite element method. If the stresses within the rock mass do not reach certain critical values, linear dependence between stresses and deformations is established. Otherwise, the dependence between stresses and deformations is established based on the elastoplastic model [18]. If higher stresses in rocks reach yield strength, equal-volume plastic flow is implemented in a computational model. During compression, the maximum allowable stress is calculated on the basis of the Coulomb criterion

$$\sigma_{\max} = 2C \operatorname{ctg}(\pi/4 - \varphi/2) + [\operatorname{ctg}^2(\pi/4 - \varphi/2)] \sigma_{\min}, \quad (1)$$

where C is the specific cohesion; φ is the internal friction angle; σ_{\max} and σ_{\min} are main stresses.

Ultimate stress during stretch deformations is limited by the yield strength R :

$$\sigma_{\min} = -R. \quad (2)$$

In cases where rock mass transfers to plastic condition, rupture in a separate element is observed. During further calculations, rock strength in such element is set to zero.

Algorithm [18] is based on the method of initial stresses and iteration procedure implementation. At every step of iteration, $\{F\}$ nodal forces vector is adjusted in the elements where stresses increase up to the value of yield strength. $\{\delta\}$ vector displacements are determined out of the expression in matrix form

$$\{\delta\} = [\mathbf{K}]^{-1} \{F\}, \quad (3)$$

where $[\mathbf{K}]$ is the stiffness matrix for a complete computation model.

With the account of $\{\delta\}$ displacements detected, elastic deformations are calculated. After that, the system of equations with the account of linear dependences between stresses and deformations is solved, and the stresses are calculated. The iteration process is completed under the condition of convergence with respect to each finite element or in the moment when the conditions of ultimate state in the massif are being formed.

Results. Analysis and discussion. Based on the presented algorithm, stresses and deformations in heap leach pile base were determined for three variants of a base:

– in variant 1, on top of the 0.5 m width clay layer a film is laid protected by sand covering from above; then a 0.5 m layer of gravel is filled (fig. 1, a);

– in variant 2 on top of the 0.5 m width clay layer, 0.8 m layer of gravel is filled; then a film protected by sand layers from two sides is laid; a 0.8 m layer of gravel is filled on top (fig. 1, б);

– in variant 3 the width of all the layers coincides with variant 2, but unlike the latter, the layer of clay near the edge of the base is placed into the membrane of geotextile (fig. 1, в); the present variant provides for the use of a geotextile in the structure of a pad with the following characteristics: surface density 500 g/m²; breaking load not less than 16 kN/m; breaking elongation 60–110 %; width 0.005 m; elastic modulus $E = 2\text{--}10$ MPa.

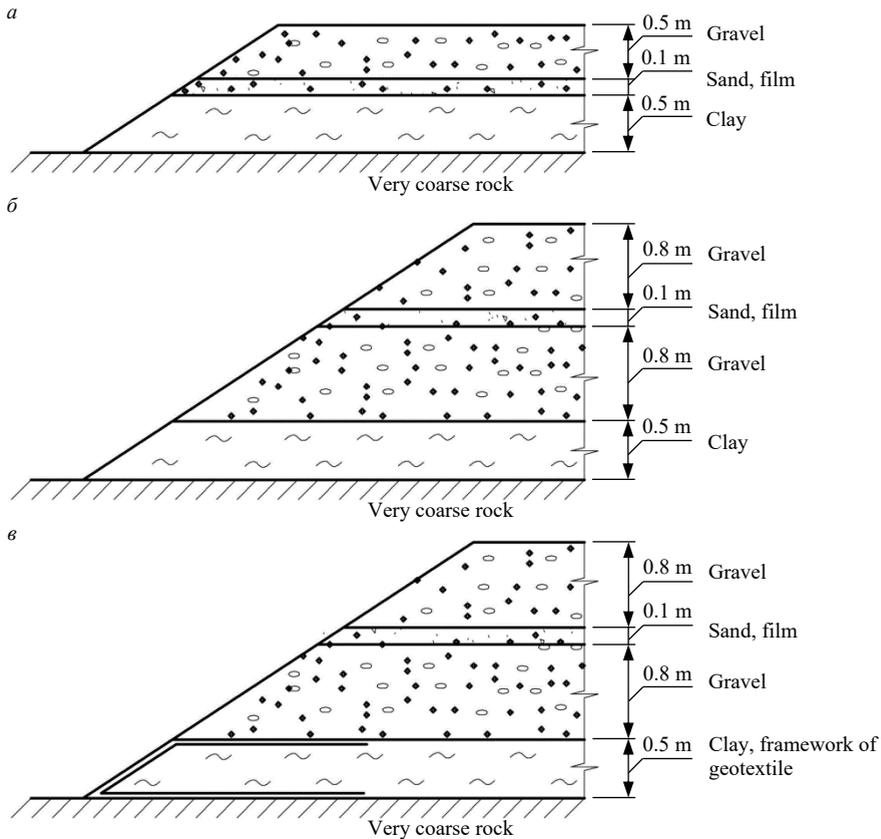


Fig. 1. Variants of heap leach pile bases

Рис. 1. Варианты оснований штабеля кучного выщелачивания

Design characteristics of base materials, as well as clay properties, used at the calculation of the mentioned base variants are presented in the table. In line 3 of the table the properties of clay are presented with low bearing capacity and higher plasticity. Clay with high plasticity ensures low water permeability of a pad and is used at calculations as a comparison with the main variants.

Fig. 2 introduces a design diagram of ore pile slope. Pile material density $\rho = 1.4$ t/m³. The tasks were solved under the condition of uniform formation of a pile.

To determine base stresses and deformations for each of the mentioned variants, base calculations have been fulfilled for the preset load applied in the following succession:

- load from the weight of the lower tier;
- load from the weight of the lower and middle tiers;

– load from the weight of three tiers.

As a result of the fulfilled calculations it has been stated that in none of the considered pile base variants the filling of an ore pile of 7 m height leads to the appearance of significant stresses and deformations in the base.

In variants 1, 2, and 3 additional filling of the second layer of 7 m height leads to the formation of a horizontal crack 2 m length between the layers of gravel and clay near the slope of a base. As a result, layers shift relative to each other. Relative horizontal displacements of clay layers at such shifts reach 0.01 m.

Design characteristics of base materials
Расчетные характеристики материалов оснований

Material of a base	Density ρ , kN/m ³	Cohesion C , kPa	Internal friction angle ϕ , degrees	Deformation modulus E , kPa	Poisson's ratio ν
Gravel	20	30	45	190 000	0.2
Clay ($e = 0.75$; $0.25 \leq I_L \leq 0.5$)	20	50	17	18 000	0.3
Very coarse rock	20	5	42	90 000	0.3
Clay ($e = 0.95$; $0.5 \leq I_L \leq 0.75$)	20	33	10	9000	0.3

I_L – liquidity index; e – porosity coefficient.

At the same time, the elements of gravel filling and clay layer in the middle part of the mound base transfer into the plastic condition, when stresses in the elements exceed ultimate ones. Here, relative horizontal displacements of the elements in clay layer at shift exceed 0.01 m. For variants 2 and 3 the zone of plastic deformation at the central part of the base extends from the center to the edge of a pile base and reaches 20 m. Maximum vertical displacements in the center of a base reach 0.01 m.

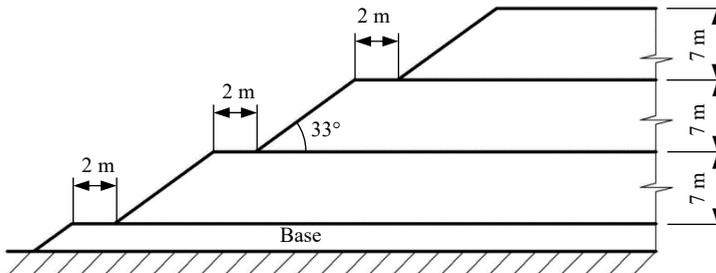


Fig. 2. Heap leach pile layers formation
Рис. 2. Формирование ярусов штабеля кучного выщелачивания

The filling of the third tier of 7 m height for variants 1 and 2 (if total height of a pile of 21 m is reached) leads to further increase in the horizontal crack between the layers of gravel and clay near the edge of the base. The length of the crack reaches 4 m in variant 1 and 6 m in variant 2. A section near the edge of a pile base of 5 m width transfers to plastic condition. Boundary section of a base up to 5 m width destructs as a result of clay's extrusion from under the pile. Mutual horizontal displacements of layers near the edge of a base make up: 0.02 m for variant 1 and 0.01 m for variant 2.

As a result, with the total height of a pile being 21 m, the condition of pile base edge for variant 2 takes the form presented at fig. 3. Hatching marks the zone of plastic deformations. Cross-hatching corresponds to the zone of ruptures, where mutual displacement of layers occurs. Thus, the wholeness of a pad is broken.

At the same time, during the third tier filling, the zone of plastic deformations expands in the central part of the pile base as well. Here the mutual displacement of the layers in horizontal direction exceeds 0.05 m. Clay layer reduction even under the single load case exceeds 0.04 m.

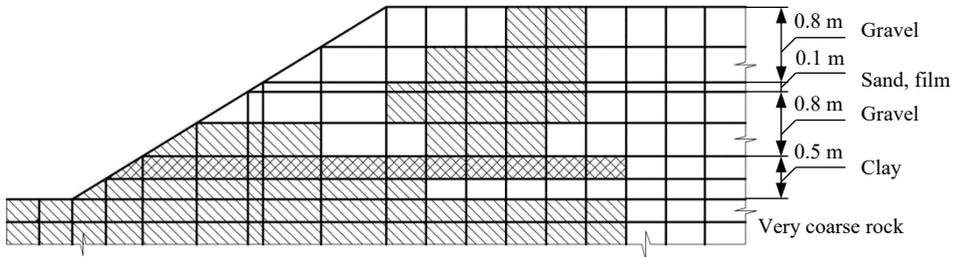


Fig. 3. Zones of ruptures and plastic deformations in the base of a pile under maximum load
 Рис. 3. Зоны разрывов и пластических деформаций в основании штабеля при максимальной нагрузке

In the availability of geotextile in the form of a membrane near the edge of a base in variant 3, tucked 3–4 m inwards (fig. 1, ϵ), the filling of the third tier of 7 m height leads to the same crack development and displacements near the edge of the pile base as in variant 2. Intensive extrusion of clay from under the pile of ore and the displacement of the upper boundary of a base near the edge up is not reduced because of the geotextile presence due to extremely high deformability of the latter. The central part of the pile base transfers to plastic state the same as before. The influence of geotextile in this zone is not detected as well.

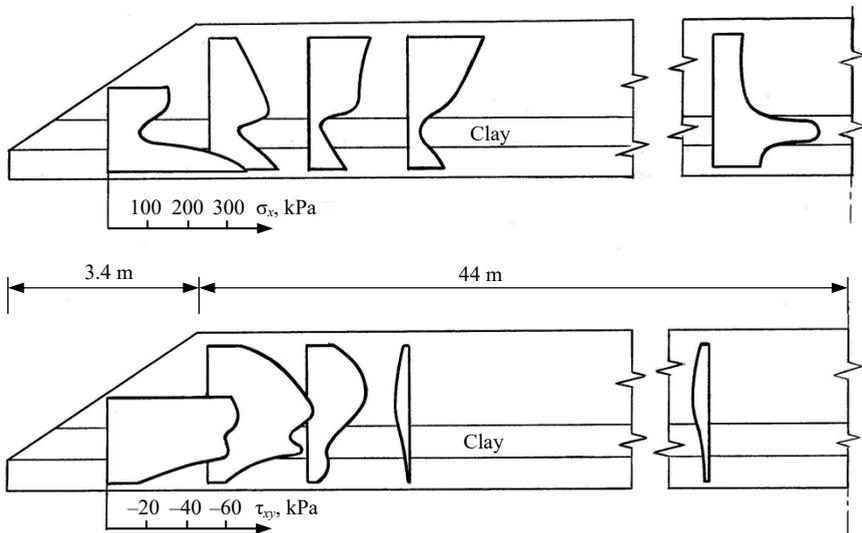


Fig. 4. Stresses in heap leach pile base
 Рис. 4. Напряжения в основании штабеля кучного выщелачивания

With the use of a clay layer in the impervious pad with the characteristics as in the line 3 of a table, all described displacements of layers multiply by several times due to clay plasticity growth.

Normal and shear stresses diagram in the pile base is presented at fig. 4 under the pile height of 21 m for variant 2 of a base. Maximum horizontal normal stresses occur in the impervious pad made of clay under the center of a pile. Maximum values near

the pile base edge are reached by the horizontal stresses σ_x in the upper zone of the base, minimum – in clay layer. Significant growth in the shear stresses is observed near the slopes of a pile base which leads to shear deformations and layers destruction.

The proposed method for forecasting of stresses and deformations in heap leaching pile bases has a scientific and practical significance in substantiating the choice of constructive solutions in the projects being developed.

Summary. The formation of a pile up to the height of 7 m does not lead to significant stresses and deformations in its base. Filling of the further layers of a pile 14 and 21 m high is accompanied by deformations where the marginal part of a base destructs, protective pad made of clay gets thinner, and clay is extruded from under the mould.

At the presence of the membrane made of geotextile (variant 3) positive influence connected with significant stress or displacements reduction in pile base has not been detected because the characteristics of the geotextile do not correspond to piling load degree.

Increased layer of gravel filling up to 1.6 m creates additional load on clay and does not give any positive effect for the compared variant.

The proposed methods of substantiating pile base parameters solve an important task of ensuring efficiency and environmental safety of heap leaching. The analysis of the results obtained shows that each particular case requires pad's operation conditions testing under the pile at different variants of its loading. Poor structure substantiation may lead to its wholeness and operation destruction and drastic environmental consequences. As a result of numerical experiments, the allowable height of a pile has been determined which ensures the reliability of waterproofing.

REFERENCES

1. Kashuba S. G., Leskov M. I. Heap leaching in Russian practice – experience review and prospects analysis. *Zoloto i tekhnologii = Gold and Technologies*. 2014; 1(23): 10–14. (In Russ.)
2. Avdeev P. B., Oveshnikov Iu. M. Experience of on heap leach ore mines transbaikalia. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2014; 4: 154–161. (In Russ.)
3. Miazin V. P., Shesternev D. M. Prospects of gold heap leaching at cryolithic zone of the Zabaikalye territory. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2011; 3: 70–74. (In Russ.)
4. Karaganov V. V., Uzhkenov B. S. (eds.) *Gold heap leaching – international experience and prospects: reference book*. Moscow–Almaty; 2002. (In Russ.)
5. Fazlullin M. I. (ed.) *Heap leaching of precious metals*. Moscow: Akademiia gornykh nauk Publishing; 2001. (In Russ.)
6. Chappel M. J., Rowe R. K., Brachman R. W. I., Take W. A. A comparison of geomembrane wrinkles for nine field cases. *Geosynthetics International*. 2012; 6: 453–469.
7. Zhabko A. V. Theory of calculation of the stability of slopes and bases. Stability of dumps. *Izvestiya uralskogo gosudarstvennogo gornogo Universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2016; 3(43): 67–69. (In Russ.)
8. Babello V. A., Stetjukha V. A., Oveshnikov Iu. M., Galinov V. Iu. Dump stabilization when increasing its height. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2001; 8: 10–13. (In Russ.)
9. Waldo Huallanca, Renzo Ayala, Anddes Asociados. Cost analysis of block failure stabilization in heap leach pads. *Proceedings of Heap Leach Solutions, September 14–16. 2015*. Reno, Nevada, USA. Published by InfoMine, 2015. p. 181–193.
10. Rabie M. Comparison study between traditional and finite element methods for slopes under heavy rainfall. *HBRC Journal*. 2014; 10: 160–168.
11. Neves M., Cavaleiro V., Pinto A. Slope stability assessment and evaluation of remedial measures using limit equilibrium and finite element approaches. *Procedia Engineering*. 2016; 143: 717–725.
12. Dey R., Hawlader B., Phillips R., Soga K. Progressive failure of slopes with sensitive clay layers. *Proceedings of the 18th International Conference on Soil Mechanics and Geotechnical Engineering*. Paris; 2013. p. 2177–2180.
13. Stetjukha V. A. *Forecasting the influence of mining processes on the state of cryolithic zone rocks*. Chita: ChitSTU; 2003. (In Russ.)
14. Stetjukha V. A. Defining optimal parameters of dumps and moulds filling when controlling temperature fields in them. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2005; 6: 157–159. (In Russ.)
15. Rengifo K., Herrera F. & de la Cruz L. Geotechnical characterization of a heterogeneous unsuitable stockpile. *Proceedings of the ISC'5, Gold Coast, Queensland, Australia, September 5–9. 2016*; 1. p. 729–735.

16. Bagazeev V. K., Lushnikov Ia. V. Estimating the influence of weakened contact in the base on the stability of a heap leach pile. In: *Innovative technologies under the development of ore and nonmetallic deposits: Proceedings 4th International Research-to-Practice Conference*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2015. p. 25–27. (In Russ.)

17. Bagazeev V. K., Lushnikov Ia. V. Estimating the strength of plastic film in the base of a pile of heap leaching. *Izvestiia Kyrgyzskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Journal of Kyrgyz State Technical University*. 2014; 33: 343–346. (In Russ.)

18. Fadeev A. B. *Method of finite elements at geomechanics*. Moscow: Nedra Publishing; 1987. (In Russ.)

Received 6th September, 2018

Сведения об авторах:

Vladimir A. Stetjukha – D. Sc. in Engineering sciences, Associate Professor, professor of Strength of Materials and Mechanics Department, Transbaikal State University. E-mail: stetjukha_chita@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-5-12

Расчет основания штабеля кучного выщелачивания

Стетюха В. А.¹

¹ Забайкальский государственный университет, Чита, Россия.

Реферат

Введение. Нарушение целостности противофильтрационного экрана в основании штабеля может создавать угрозу безопасности прилегающих территорий и проживающего на них населения. Достоверная оценка напряжений и деформаций в конструкциях экрана обеспечивает выполнение его технологических функций.

Целью работы является решение актуальной проблемы определения напряжений и деформаций в элементах основания штабеля кучного выщелачивания с учетом изменения высоты штабеля.

Методология. В качестве метода оценки напряжений и деформаций в основании штабеля используется метод конечных элементов. Для пород с нелинейными свойствами зависимости между напряжениями и деформациями устанавливаются с использованием упругопластической модели. В этом случае при сжатии предельное допускаемое напряжение вычисляется на основе критерия Кулона, при растяжении – определяется пределом текучести. Алгоритм основан на методе начальных напряжений.

Результаты. Проведены численные эксперименты для нескольких вариантов оснований штабеля. Установлены условия появления опасных напряжений и деформаций в элементах основания в зависимости от используемых материалов в его составе и величины нагрузки со стороны штабеля. Определены условия целостности составных элементов рассматриваемых вариантов оснований, имеющих в составе слои глины. По анализам расчетов выявлены признаки разрушения приконтурной части основания.

Выводы. Установлена допустимая высота штабеля кучного выщелачивания по критериям обеспечения противофильтрационным экраном надежной гидроизоляции основания. Предлагаемая методика прогнозирования имеет научное и практическое значение при обосновании выбора конструктивных решений в разрабатываемых проектах.

Ключевые слова: кучное выщелачивание; модель основания штабеля; деформации основания; напряжения; численные эксперименты; метод конечных элементов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кашуба С. Г., Лесков М. И. Кучное выщелачивание в российской практике – обзор опыта и анализ перспектив // Золото и технологии. 2014. № 1(23). С. 10–14.
2. Авдеев П. Б., Овешников Ю. М. Опыт применения кучного выщелачивания на рудных карьерах Забайкалья // ГИАБ. 2014. № 4. С. 154–161.
3. Мязин В. П., Шестернев Д. М. Перспективы кучного выщелачивания золота в криолитозоне Забайкалья // Горный журнал. 2011. № 3. С. 70–74.
4. Кучное выщелачивание золота – зарубежный опыт и перспективы развития: справочник / под ред. В. В. Караганова, Б. С. Ужкенова. Москва–Алматы, 2002. 260 с.
5. Кучное выщелачивание благородных металлов / под ред. М. И. Фазлуллина. М.: Академия горных наук, 2001. 647 с.
6. Chappel M. J., Rowe R. K., Brachman R. W. I., Take W. A. A comparison of geomembrane wrinkles for nine field cases // Geosynthetics International. 2012. No. 6. P. 453–469.
7. Жабко А. В. Теория расчета устойчивости откосов и оснований. Устойчивость отвалов // Известия УГТУ. 2016. № 3(43). С. 67–69.

8. Бабелло В. А., Стетюха В. А., Овешников Ю. М., Галинов В. Ю. Обеспечение устойчивости отвала при наращивании его высоты // Горный журнал. 2001. № 8. С. 10–13.
9. Waldo Huallanca, Renzo Ayala, Anddes Asociados. Cost analysis of block failure stabilization in heap leach pads // Proceedings of Heap Leach Solutions, September 14–16. 2015. Reno, Nevada, USA. Published by InfoMine, 2015. P. 181–193.
10. Rabie M. Comparison study between traditional and finite element methods for slopes under heavy rainfall // HBRC Journal. 2014. No. 10. P. 160–168.
11. Neves M., Cavaleiro V., Pinto A. Slope stability assessment and evaluation of remedial measures using limit equilibrium and finite element approaches // Procedia Engineering. 2016. Vol. 143. P. 717–725.
12. Dey R., Hawlader B., Phillips R., Soga K. Progressive failure of slopes with sensitive clay layers // Proceedings of the 18th International Conference on Soil Mechanics and Geotechnical Engineering. Paris, 2013. P. 2177–2180.
13. Стетюха В. А. Прогнозирование влияния процессов горного производства на состояние пород криолитозоны. Чита: ЧитГТУ, 2003. 192 с.
14. Стетюха В. А. Определение оптимальных параметров отсыпки отвалов и насыпей при регулировании в них полей температуры // ГИАБ. 2005. № 6. С. 157–159.
15. Rengifo K., Herrera F. & de la Cruz L. Geotechnical characterization of a heterogeneous unsuitable stockpile // Proceedings of the ISC'5, Gold Coast. Queensland, Australia. September 5–9. 2016. Vol. 1. P. 729–735.
16. Багазеев В. К., Лушников Я. В. Оценка влияния ослабленного контакта в основании на устойчивость штабеля кучного выщелачивания // Инновационные технологии при разработке рудных и нерудных месторождений: сб. докл. IV Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: УГГУ, 2015. С. 25–27.
17. Багазеев В. К., Лушников Я. В. Оценка прочности полиэтиленовой пленки в основании штабеля кучного выщелачивания // Известия Кыргызского государственного технического университета. 2014. № 33. С. 343–346.
18. Фадеев А. Б. Метод конечных элементов в геомеханике. М.: Недра, 1987. 221 с.

Сведения об авторах:

Стетюха Владимир Алексеевич – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры сопротивления материалов и механики Забайкальского государственного университета.
E-mail: stetjukha_chita@mail.ru

Для цитирования: Стетюха В. А. Расчет основания штабеля кучного выщелачивания // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 5–12. (In Eng.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-5-12

For citation: Stetiukha V. A. Calculation of the base of a heap leach pile. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2019; 2: 5–12. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-5-12

Исполнительный орган агрегата для проходческих и очистных работ

Шишлянников Д. И.^{1*}, Максимов А. Б.¹

¹ Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь, Россия

*e-mail: 4varjag@mail.ru

Реферат

Введение. Повышение эффективности использования выемочных и проходческих машин возможно посредством совершенствования существующих и разработки новых перспективных конструкций исполнительных органов горных комбайнов, обеспечивающих разрушение массивов наименее энергоемкими способами.

Методология исследования. Выполнен анализ особенностей процесса разрушения горных пород рабочим инструментом проходческих и добычных комбайнов. Указаны основные критерии выбора рациональных параметров режущих исполнительных органов горных машин. Перечислены факторы, оказывающие влияние на эффективность процесса резания горных пород. Отмечено, что основной недостаток способа разрушения горных массивов резанием заключается в том, что отделение последовательных элементарных сколов породы происходит преимущественно под действием сжимающих нагрузок. При этом геометрические параметры последовательных сколов, составляющих срез, характеризуются случайными величинами, а значительные затраты энергии расходуются на дробление и переизмельчение породы. Указывается, что наименее энергозатратным способом разрушения горных пород является способ, предусматривающий разрушение горных массивов преимущественно под действием растягивающих нагрузок, т. е. отрывом.

Результаты. Предложена перспективная конструкция, представляющая собой комбинированный исполнительный орган проходческо-очистного агрегата, включающий в себя баровый исполнительный орган и двусторонние гидроцилиндры-отрывники, установленные внутри балки бара. Описан принцип действия и порядок работы предлагаемого исполнительного органа.

Выводы. Использование предлагаемого исполнительного органа позволит разрушать горный массив наименее энергозатратным способом, обеспечивающим высокую производительность и наименьший удельный расход режцов.

Ключевые слова: комбинированный исполнительный орган; разрушение горных пород; режцы; гидроотрывники; повышение эффективности использования горных комбайнов.

Введение. Для предприятий, осуществляющих добычу твердых полезных ископаемых, проведение горностроительных и проходческих работ подземным способом, актуальными остаются задачи повышения эффективности использования выемочных и проходческих машин механизированных комплексов, снижения удельных энергозатрат процесса разрушения забоя и уменьшения количества мелких пылевидных классов в продуктах отбойки. Решение данных задач возможно посредством совершенствования существующих и разработки новых перспективных конструкций исполнительных органов горных комбайнов, обеспечивающих разрушение массивов наименее энергоемкими способами.

Основные представления о процессе разрушения горных пород механизированным способом. В настоящее время для механизированной проходки выработок и очистной выемки горных пород крепостью до $f = 6$ по шкале М. М. Протодяконова наиболее часто используются горные комбайны с исполнительными органами режущего типа. Известно, что разрушение горных пород режцовым инструментом представляет собой многофакторный случайный про-

цесс чередования фаз контактного дробления и образования последовательных элементарных сколов породы, характеризующихся случайными значениями их геометрических параметров [1–3]. Воздействие на массив одиночного резца обуславливает возникновение высоких контактных напряжений, сконцентрированных в малом объеме горного массива. По мере нарастания усилия резания напряжения достигают предельных значений, после чего в зоне контакта начинаются процессы неупругой деформации и местного дробления породы на весьма мелкие фракции с образованием ядра мелкодисперсной объемно-сжатой породы. При дальнейшем движении резца в направлении резания в соприкосновение с передней гранью входят все более значительные участки породы и усилия, необходимые для ее деформации и дробления, растут. Нарастание сил резания не носит плавного характера, а отличается случайными спадами, обусловленными отделением от массива мелких сколов породы. Скол крупного элемента породы происходит по плоскостям наименьшего сопротивления и сопровождается развитием магистральной трещины. Усилия резания падают от максимальных значений до нуля или близких к нулю величин. При неблагоприятных условиях могут раньше возникнуть предельные напряжения сдвига (излишне большие углы резания, весьма вязкие породы) [4–7].

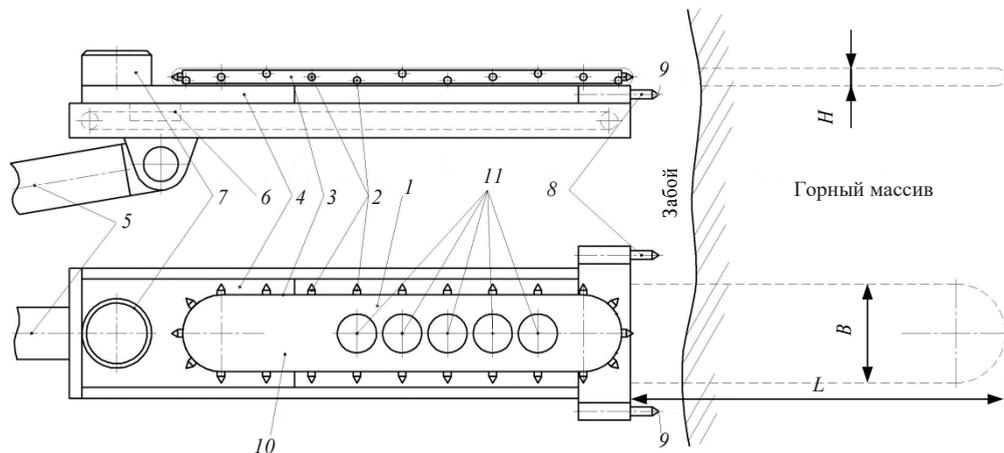


Рис. 1. Схема исполнительного органа агрегата для проходческо-очистных работ:

1 – плоский режущий бар; 2 – резцы; 3 – режущая цепь бара; 4 – каретка; 5 – силовой манипулятор; 6 – податчик каретки; 7 – приводной двигатель бара; 8 – распорные гидроцилиндры; 9 – пики распорных гидроцилиндров; 10 – корпус режущего бара; 11 – цилиндрические гидроотрывники

Fig. 1. The scheme of an executive body of the heading and stopping unit:

1 – flat cutting bar; 2 – cutters; 3 – cutting chain of a bar; 4 – slide; 5 – power manipulator; 6 – feeder of a slide; 7 – drive motor of a bar; 8 – strut hydrocylinders; 9 – pikes of strut hydrocylinders; 10 – cutting bar body; 11 – cylindrical hydraulic splitters

При выборе рациональных параметров режущих исполнительных органов комбайнов наиболее важным критерием является минимальный путь резания, отнесенный к единице объема разрушаемого массива, что обуславливает достижение наименьших значений удельной энергоемкости процесса разрушения горных массивов, количества пылевидных классов в продуктах отбойки, износа режущего инструмента. Минимальный путь резания обеспечивается при максимальном значении толщины стружки. В то же время увеличение толщины стружки обуславливает повышение нагрузок на породоразрушающий инструмент и приводы исполнительных органов горных машин, что определяет необходимость увеличения стойкости резцов, увеличения металлоемкости и установленной мощности приводов исполнительных органов горных комбайнов [8, 9].

Следует также отметить, что на эффективность процесса резания оказывают влияние такие факторы, как абразивные и адгезионные свойства разрушаемых массивов. Высокая абразивность горных пород определяет ускоренный износ резцов и, как следствие, увеличение материальных и временных затрат на замену рабочего инструмента комбайнов. Разрушение глинистых пород, характеризующихся высокими адгезионными свойствами, зачастую сопровождается заштыбкой исполнительных органов горных машин, что обуславливает снижение их производительности и увеличение удельных затрат энергии на разрушение массивов [10–12].

Существенным недостатком способа разрушения горных массивов резанием является то, что при осуществлении этого процесса зарождение и развитие магистральных трещин, отделяющих от массива элементарные сколы, происходит преимущественно под действием сжимающих нагрузок. Вместе с тем известно, что предел прочности на сжатие твердых горных пород, как правило, на порядок выше величины предела прочности на растяжение [13, 14]. Таким образом, наименее энергозатратным способом разрушения горных пород является способ, предусматривающий разрушение горных массивов преимущественно растягивающими нагрузками, т. е. отрывом.

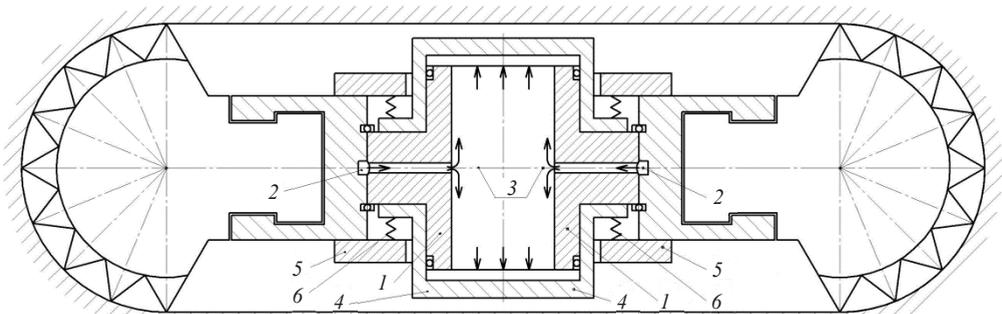


Рис. 2. Поперечный разрез гидроотрывника исполнительного органа:

1 – корпус гидроотрывника; 2 – каналы; 3 – поршневая полость; 4 – поршень; 5 – упор; 6 – пружина

Fig. 2. Cross section view of executive body hydraulic splitter:

1 – hydraulic splitter body; 2 – channels; 3 – head end; 4 – piston; 5 – prop; 6 – spring

Идея предлагаемого технического решения. Предложена конструкция, представляющая собой исполнительный орган проходческо-очистного агрегата, включающий в себя баровый исполнительный орган и двусторонние гидроцилиндры-отрывники, установленные внутри балки бара [15]. Исполнительный орган монтируется на каретке, которая крепится на оголовке универсального силового манипулятора, который в свою очередь монтируется на ходовой части проходческо-очистного агрегата. Баровый исполнительный орган разрушает горный массив резанием, внедряясь в него торцевой частью на всю его полезную длину. После заглупления бара в массив двусторонние гидроцилиндры-отрывники воздействуют на боковые поверхности прорезанной баром щели, осуществляя тем самым отделение от массива объема горной породы (подрезанного целика) путем отрыва в сторону свободной поверхности.

Предлагаемый исполнительный орган агрегата для проходческо-очистных работ (рис. 1) состоит из плоского режущего бара 1 с резцами 2, установленными на режущей цепи 3. Режущий бар 1 смонтирован на каретке 4 универсального силового манипулятора 5. Податчик 6 каретки 4 обеспечивает внедрение режущего бара 1 своей торцевой частью в массив и прорезание в массиве щели

размером $B \times L \times H$. Вращающий момент на приводную звездочку бара 1 передается от привода 7 . Фиксация исполнительного органа проходческо-очистного агрегата относительно плоскости забоя осуществляется посредством силового манипулятора 5 и распорных гидроцилиндров 8 , пики 9 которых внедряются в массив при зарубке бара 1 и выводятся из контакта с забоем при осуществлении отрыва целика. Внутри корпуса 10 исполнительного органа установлен ряд цилиндрических гидроотрывников 11 .

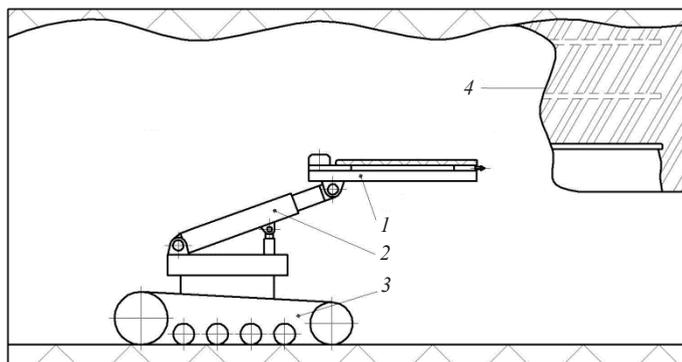


Рис. 3. Общий вид агрегата для проходческо-очистных работ (вид сбоку):

1 – каретка; 2 – универсальный силовой манипулятор; 3 – ходовая часть агрегата; 4 – забой

Fig. 3. General view of the heading and stopping unit (side view):

1 – slide; 2 – universal power manipulator; 3 – the running gear of the unit; 4 – face

Цилиндрические гидроотрывники предназначены для воздействия на боковые поверхности щелей, прорезаемых баром, с целью отделения от массива подрезанного целика горной породы посредством отрыва.

Цилиндрические гидроотрывники (рис. 2) содержат корпус 1 с каналами 2 , поршневую полость 3 , поршень 4 , перемещение которого ограничено упором 5 . При подаче рабочей жидкости по каналам 2 , выполненным в корпусе 1 , в поршневой полости 3 цилиндра создается избыточное давление, под действием которого перемещаются поршни 4 . Величина перемещения поршней ограничивается упорами 5 . Пружины 6 обеспечивают возврат поршней в исходное положение при подключении каналов 2 к сливным трубопроводам (не показаны на рисунке).

На рис. 3 представлен общий вид предлагаемого агрегата для проходческих и очистных работ. Каретка 1 исполнительного органа монтируется на универсальный силовой манипулятор 2 , который в свою очередь устанавливается на ходовой части 3 агрегата. В зависимости от условий работы ходовая часть может быть выполнена на колесно-рельсовом, пневмоколесном или гусеничном ходу. Универсальный силовой манипулятор 2 обеспечивает ориентирование исполнительного органа (перемещение в вертикальной и горизонтальной плоскости, поворот вокруг оси симметрии на 360°), а также жесткую фиксацию устройства по всему сечению проходческого или очистного забоя 4 .

Работа устройства осуществляется следующим образом. После установки и фиксации ходовой части перед забоем исполнительный орган с помощью универсального силового манипулятора подводят к поверхности забоя и с помощью распорных гидроцилиндров фиксируют относительно поверхности забоя. После этого включают привод плоского режущего бара. С помощью податчика режу-

ший бар торцевой частью подают в горный массив, прорезая в нем щель размерами $H \times B \times L$, которые определяются конструктивными параметрами устройства.

С целью образования свободных поверхностей внутри массива щели прорезают по различным схемам (рис. 4). Посредством скалывания объемов породы между соседними щелями формируются так называемые первоначальные врубы l . Расстояние между боковыми поверхностями первоначальных врубов составляет не менее $2H$.

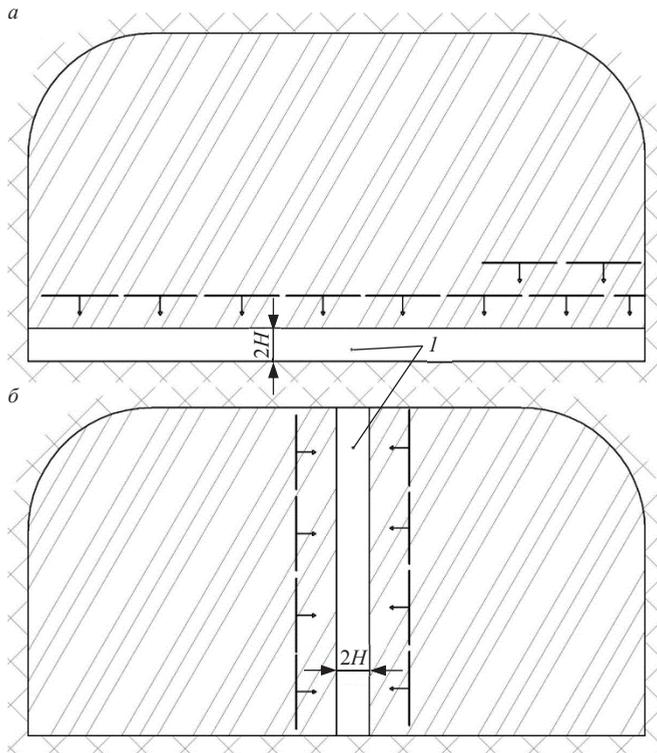


Рис. 4. Схемы врубов, реализуемых исполнительным органом:
 а – отрыв объемов горной породы в сторону свободной поверхности (первоначального вруба) внизу забоя; б – отрыв объемов горной породы в сторону вертикального первоначального вруба; l – расположение первоначального вруба

Fig. 4. Schemes of kerfs implemented by the claimed executive body:
 а – rock splitting towards the free surface (initial kerf) at the bottom of the face; б – rock splitting towards the vertical initial kerf; l – the position of the initial kerf

После прорезания первоначальных врубов по заданной схеме осуществляют разрушение остального массива за счет последовательных операций прорезания щели баром и дальнейшего отрыва большого объема породы подрезанного целика от массива с помощью цилиндрических гидроотрывников.

Выводы. Поскольку при использовании предлагаемого устройства отделение от массива существенных объемов горной породы будет производиться путем отрыва, большая часть горного массива будет разрушаться наименее энергоемким способом, обеспечивающим высокую производительность и наименьший удельный расход резцов. Отсутствие излишнего дробления горной породы при отделении ее от массива позволит существенно снизить количество мелких пылевидных классов в отделяемой горной массе.

Использование универсального силового манипулятора обеспечивает перемещение исполнительного органа с кареткой вдоль плоскости забоя, надежную фиксацию каретки в неподвижном состоянии при заглублении торцевой части бара в массив, что позволяет проходить горные выработки различных конфигураций и сечений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Позин Е. З., Меламед В. З., Тон В. В. Разрушение углей выемочными машинами. М.: Недра, 1984. 288 с.
2. Старков Л. И., Харламова Н. А. Исследование схемы перекрестного резания // Известия вузов. Горный журнал. 1997. № 7–8. С. 121–123.
3. Харламова Н. А. Исследование механизма разрушения соляных горных пород резцовым инструментом: дис. ... канд. техн. наук. Пермь: ПГТУ, 1998. 173 с.
4. Laskowski J. S. From amine molecules adsorption to amine precipitate transport by bubbles: a potash ore flotation mechanism // Minerals Engineering. 2013. Vol. 45. P. 170–179.
5. Yangeng Zhou, Wu Zhang, Isaac Gamwo, Jeen-Shang Lin. Mechanical specific energy versus depth of cut in rock cutting and drilling // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2017. Vol. 100. P. 287–297.
6. Sadílek M., Dubský J., Sadílková Z., Poruba Z. Cutting forces during turning with variable depth of cut // Perspectives in Science. 2016. Vol. 7. P. 357–363.
7. Комбайны проходческо-очистные для добычи калийных руд. Выбор показателей назначения и расчет параметров разрушения горных пород. Отраслевая методика. Л.: ВНИИГ, 1986. 54 с.
8. Режимы работы комбайнов для добычи калийных руд / В. А. Бреннер [и др.]. М.: Недра, 1978. 216 с.
9. Солод В. И., Гетопанов В. Н., Рачек В. М. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов. М.: Недра, 1982. 350 с.
10. Лавренко С. А., Труфанова И. С. Экспериментальные исследования процесса разрушения кембрийских глин режущим инструментом // ГИАБ. 2015. № 5. С. 113–119.
11. Трифанов Г. Д., Князев А. А., Чекмасов Н. В., Шишлянников Д. И., Трифанов Г. Д. Исследование нагруженности и возможности прогнозирования энергоресурса приводов исполнительных органов комбайна «Урал-20Р» // Горное оборудование и электромеханика. 2013. № 2. С. 41–44.
12. Чекмасов Н. В., Шишлянников Д. И., Трифанов М. Г. Оценка эффективности процесса разрушения калийного массива резцами исполнительных органов комбайнов «Урал-20Р» // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 6. С. 103–107.
13. Проскуряков Н. М., Пермяков Р. С., Черников А. К. Физико-механические свойства соляных пород. Л.: Недра, 1973. 271 с.
14. Позин Е. З., Меламед В. З., Азовцева С. М. Измельчение углей при резании. М.: Наука, 1977. 139 с.
15. Исполнительный орган агрегата для проходческо-очистных работ: пат. 2652778 Рос. Федерация, № 2017113633; заявл. 19.04.2017; опубл. 28.04.2018. Бюл. № 13. 10 с.

Поступила в редакцию 2 ноября 2018 года

Сведения об авторах:

Шишлянников Дмитрий Игоревич – кандидат технических наук, доцент кафедры горной электромеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: 4varjag@mail.ru

Максимов Алексей Борисович – аспирант кафедры горной электромеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: maksimov.aleksey.9858975@gmail.com

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-13-19

The executive body of the heading and stoping unit

Dmitrii I. Shishliannikov¹, Aleksei B. Maksimov¹

¹ Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russia.

Abstract

Introduction. Improving the efficiency of using winning and heading machines is possible through the improvement of existing and the development of new promising designs of mining machines executive bodies, providing arrays destruction using the least energy-intensive ways.

Research methodology. The features of rock destruction by the working tool of heading and mining machines are analyzed. The main criteria for selecting rational parameters of mining machines cutting executive bodies are indicated. The factors influencing the efficiency of rocks cutting process are listed. It is noted that the main

drawback of the method of destructing rock massifs by cutting is that separation of successive elementary rock chips occurs mainly under the action of compressive loads. Besides, geometric parameters of successive chips forming the cut are characterized by random variables, while considerable energy is spent on rock crushing and overgrinding. It is indicated that the least energy-intensive way of rock destruction is a method that involves rock massifs destruction mainly under the influence of tensile loads, that is, by a split.

Results. An advanced design is proposed representing a combined executive body of the heading-stopping unit, which includes a bar executive and two-sided hydrocylinders-splitters installed inside the bar beam. The operation principle and the work order of the proposed executive body are described.

Summary. The use of the proposed executive body will allow to destroy the rock massif in the least energy-intensive way, ensuring high productivity and the lowest specific consumption of cutters.

Key words: combined executive body; destruction of rocks; cutters; hydraulic splitters; improving the efficiency of mining machines.

REFERENCES

1. Pozin E. Z., Melamed V. Z., Ton V. V. *The destruction of coal with winning machines*. Moscow: Nedra Publishing; 1984. (In Russ.)
2. Starkov L. I., Kharlamova N. A. Study of the cross-cutting scheme. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1997; 7–8: 121–123. (In Russ.)
3. Kharlamova N. A. *Research of the mechanism of salt rocks destruction by the cutting tool*. PhD in Engineering sciences dissertation. Perm: PSTU Publishing; 1998. (In Russ.)
4. Laskowski J. S. From amine molecules adsorption to amine precipitate transport by bubbles: a potash ore flotation mechanism. *Minerals Engineering*. 2013; 45: 170–179.
5. Yaneng Zhou, Wu Zhang, Isaac Gamwo, Jeen-Shang Lin. Mechanical specific energy versus depth of cut in rock cutting and drilling. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2017; 100: 287–297.
6. Sadílek M., Dubský J., Sadiłková Z., Poruba Z. Cutting forces during turning with variable depth of cut. *Perspectives in Science*. 2016; 7: 357–363.
7. Heading and stopping machines for potash ore extraction. Purpose indicators selection and rock destruction parameters calculation. Industry technique. *VNIIG*. Leningrad; 1986. 54 p. (In Russ.)
8. Brenner V. A. et al. (ed.) *Operation modes of mining machines for potash ore extraction*. Moscow: Nedra Publishing; 1978. (In Russ.)
9. Solod V. I., Getopanov V. N., Rachek V. M. *Design and construction of mining machines and complexes*. Moscow: Nedra Publishing; 1982. (In Russ.)
10. Lavrenko S. A., Trufanova I. S. Experimental studies of Cambrian clay cutting tool. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 5: 113–119. (In Russ.)
11. Trifanov G. D., Kniazev A. A., Chekmasov N. V., Shishliannikov D. I., Trifanov G. D. Load research and forecasting resources load executive combine "Ural-20R". *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2013; 2: 41–44. (In Russ.)
12. Chekmasov N. V., Shishliannikov D. I., Trifanov M. G. Evaluation of the effectiveness of mass destruction of potash massif by the cutters of executive parts of heading-shearers "Ural-20R". *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2013; 6: 103–107. (In Russ.)
13. Proskuriakov N. M., Permiakov R. S., Chernikov A. K. *Physical and mechanical properties of saliferous rocks*. Leningrad: Nedra Publishing; 1973. (In Russ.)
14. Pozin E. Z., Melamed V. Z., Azovtseva S. M. *Coal grinding at cutting*. Moscow: Nauka Publishing; 1977. (In Russ.)
15. Starkov L. I., Shishliannikov D. I., Maksimov A. B., Lavrenko S. A. *The executive body of the heading and stopping unit*. Patent RF 2652778, 2018. (In Russ.)

Received 2nd November, 2018

Information about authors:

Dmitrii I. Shishliannikov – PhD in Engineering sciences, associate professor of the Department of Mining Electromechanics, Perm State Research Polytechnic University. E-mail: 4varjag@mail.ru

Aleksei B. Maksimov – PhD student of the Department of Mining Electromechanics, Perm State Research Polytechnic University. E-mail: maksimov.aleksey.9858975@gmail.com

Для цитирования: Шишляников Д. И., Максимов А. Б. Исполнительный орган агрегата для проходческих и очистных работ // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 13–19. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-13-19

For citation: Shishliannikov D. I., Maksimov A. B. The executive body of the heading and stopping unit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 13–19. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-13-19

Влияние грузоподъемности автосамосвалов на себестоимость горных работ по мере углубки карьера

Журавлев А. Г.^{1*}, Буднев А. Б.¹

¹ Институт горного дела Уральского отделения РАН, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: juravlev@igduran.ru

Реферат

Введение. В рамках концепции динамического развития транспортных систем карьеров важным вопросом является развитие методик адаптации их параметров к изменяющимся по мере развития горных работ условиям функционирования. Один из способов адаптации автотранспортных систем – выбор рациональной грузоподъемности применяемых самосвалов для минимизации полных затрат на добычу полезного ископаемого с учетом изменения себестоимости перевозок и разноса бортов карьера.

Методика проведения исследований. В статье изложены результаты исследований влияния грузоподъемности автосамосвалов на себестоимость горных работ по мере углубки карьера. Учтено влияние изменения грузоподъемности на себестоимость транспортирования, а также на дополнительный объем вскрыши, формируемый за счет изменения ширины транспортных берм. Расчет проводился при погоризонтном горногеометрическом анализе, дано соответствующее технико-экономическое обоснование.

Результаты и их анализ. Изложенный алгоритм применим для карьеров округлой или эллипсоидной формы с углубочной системой разработки, имеющих конструктивные углы откоса бортов меньше либо равные устойчивым углам. Алгоритм применим для оценки полных затрат за весь срок отработки карьера.

Выводы. По итогам исследований сделаны выводы о рациональной грузоподъемности карьерных автосамосвалов для разных групп карьеров. Установлено, что имеется резерв для оптимизации массогабаритных параметров типоразмерных рядов карьерных автосамосвалов, которая обеспечит приемлемое увеличение ширины машин, а вслед за этим и расширение транспортных берм при возрастании грузоподъемности.

Ключевые слова: карьерный автосамосвал; грузоподъемность; транспортная берма; объем карьера; себестоимость горных работ и транспорта.

Введение. Транспортные системы карьеров, как и системы карьеров в целом, переживают в процессе жизненного цикла целый ряд изменений, которые в теоретическом плане могут быть описаны как переходные процессы [1]. Переходные процессы характеризуются изменением структуры и параметров транспортной системы в ответ на изменяющиеся внешние и внутренние факторы (повышение себестоимости вслед за углублением карьера, рост цен на энергоресурсы и т. п.). Одним из вариантов адаптации к повышающейся себестоимости является переход на применение автосамосвалов большей или меньшей грузоподъемности, что приводит как к изменению себестоимости транспортирования ($p./т \cdot км$), так и к корректировке контуров карьера. Актуальность этих вопросов отражается в отечественной и зарубежной литературе [2–8].

Объем конечного контура карьера во многом определяется углом погашения его бортов. Чем меньше этот угол, тем больше разнос бортов и, соответственно, больше объем дополнительно извлекаемой вскрыши, что влечет за собой дополнительные затраты на ее извлечение. Если в рабочей зоне на параметры бортов карьера влияют параметры основного горного оборудования и технология ведения вскрышных и добычных работ, то при постановке бортов в конечное положение

ние ведущее влияние оказывают параметры транспортных берм (ширина и уклон), а значит параметры применяемого транспорта.

В связи со все расширяющимся применением карьерного автомобильного транспорта актуален вопрос установления его рациональных параметров, обеспечивающих экономичную отработку месторождения открытым способом. Решение этой задачи возможно в укрупненном виде путем нахождения такого типоразмера автосамосвалов, который будет соответствовать минимуму затрат на отработку месторождения.

С увеличением грузоподъемности карьерных автосамосвалов, с одной стороны, снижается себестоимость перевозок (в расчете на $1 \text{ т} \cdot \text{км}$), с другой стороны, увеличивается ширина транспортных берм, а значит и объемы вскрыши.

Ранее авторами статьи показано [9], что для модельного ряда автосамосвалов определенной марки (БелАЗ, Komatsu и др.) с увеличением грузоподъемности закономерно изменяется их ширина, а значит меняется и ширина транспортных берм, что влечет изменение угла откоса борта карьера и объема карьера.

Решению этой задачи посвящены работы многих авторов. Анализ наиболее близких к данному исследованию приведен в табл. 1. Практически все исследования при доработке и актуализации исходных данных могут быть использованы, а их преимущество – в апробированности при решении практических задач проектирования карьеров. Однако в работах отсутствует математическая модель изменения затрат на транспортирование горной массы от грузоподъемности автосамосвалов, в лучшем случае приводятся регрессионные зависимости для отдельных моделей. Кроме того, табличные данные и графики приведены для устаревших к настоящему времени моделей автосамосвалов, не установлены закономерности в широком диапазоне горнотехнических условий, характерных для современных открытых горных работ, поэтому их применение в современных автоматизированных расчетах в исходном виде невозможно.

Следовательно, новым вкладом в развитие теории будет установление закономерностей изменения уровня затрат на добычу полезных ископаемых с глубиной карьера при различных его параметрах в зависимости от типоразмера применяемых для технологических перевозок карьерных автосамосвалов.

На рис. 1 показан разнос борта карьера при увеличении ширины транспортной бермы под самосвал большей грузоподъемности (красным обозначен контур борта для автосамосвалов большей грузоподъемности/ширины). Транспортная берма Π_1 соответствует поперечному сечению карьера, эксплуатирующему меньший по грузоподъемности автосамосвал, Π_2 – больший. Углы погашения бортов $\alpha_1 > \alpha_2$.

Существуют две взаимно противоречащие тенденции при увеличении грузоподъемности технологических автосамосвалов: с глубиной погоризонтный разнос бортов карьера уменьшается, а себестоимость доставки руды увеличивается.

Кроме того, как правило, автосамосвалы большей грузоподъемности обеспечивают меньшие затраты на $1 \text{ т} \cdot \text{км}$, что показано в исследовании [16].

В качестве примера на рис. 2 приведены расчеты дополнительного разноса борта и сокращения затрат на транспортирование при сопоставлении вариантов отработки карьера на полную глубину автосамосвалами грузоподъемностью 55 и 130 т (на примере автосамосвалов БелАЗ). Видно, что погоризонтный объем разноса бортов с глубиной убывает, а сокращение затрат на транспорт увеличивается.

Следовательно, для принятия обоснованных решений при выборе грузоподъемности карьерных автосамосвалов необходимо установить соответствующие зависимости изменения себестоимости горных работ с глубиной при различных параметрах карьера с учетом как себестоимости $1 \text{ т} \cdot \text{км}$, так и разноса бортов.

Таблица 1. Анализ литературы по учету влияния типоразмера автосамосвала на параметры карьера

Table 1. The analysis of literature on the influence of dump truck size on the parameters of an open pit

Публикация	Ключевой вопрос	Преимущества	Недостатки при обосновании рационального типоразмера карьерного автосамосвала
<i>Институт «Унипромедь»</i>			
А. Г. Сисин, В. А. Берсенева, М. Д. Вознесенский. Влияние вида транспорта на объем карьера, 1977 [10]	Номограммы для определения объема дополнительной вскрыши в зависимости от грузоподъемности карьерного автосамосвала	Достаточно простая в использовании номограмма, отражающая основную закономерность изменения объема карьера	<ol style="list-style-type: none"> 1. Данные представлены для ограниченного количества вариантов карьера и не охватывают современные мощные карьеры глубиной до 650 м 2. Нет методики технико-экономической оценки наилучшего варианта
Ю. Г. Лукин, М. Г. Саканцев. Выбор параметров автомобильных дорог при проектировании открытых горных работ, 1977 [11]	Методика выбора уклона и ширины карьерных автодорог с учетом модели эксплуатируемых автосамосвалов по критерию минимума затрат на добычу полезного ископаемого	Применима для практических расчетов при проектировании. Может быть адаптирована при определенной доработке для выбора грузоподъемности автосамосвалов	<ol style="list-style-type: none"> 1. Методика содержит устаревшие данные о себестоимости транспортирования и добычи. Отсутствуют современные критерии экономической оценки на основе ЧДД 2. Объем развоза борта карьера оценивается укрупненно, с погрешностью в виде призматической «ленты», «навитой» на усеченный конус карьера
А. Г. Сисин, Г. А. Тимофеев, Ю. Г. Лукин, М. Г. Саканцев, Г. И. Милеева. Техничко-экономическое обоснование ширины карьерных автодорог при внедрении автосамосвалов особо большой грузоподъемности, 1973 [12]	Методика технико-экономического обоснования ширины карьерных автодорог при внедрении автосамосвалов большой грузоподъемности	Применима для практических расчетов при проектировании. Может быть адаптирована при определенной доработке для выбора грузоподъемности автосамосвалов	<ol style="list-style-type: none"> 1. Методика разработана для реконструкции уже действующих карьеров и не охватывает вариант выбора оптимальной грузоподъемности автосамосвалов для вновь осваиваемого месторождения 2. Отсутствуют современные критерии экономической оценки на основе ЧДД
<i>ИГД им. Скочинского</i>			
В. Н. Любимов. Влияние роста грузоподъемности автосамосвалов на параметры карьера, 1984 [13]	Расчет изменения ширины автодорог и рабочих площадок при увеличении грузоподъемности самосвалов БелАЗ с 40 до 180 т	Даны результаты в широком диапазоне изменения грузоподъемности автосамосвалов	<ol style="list-style-type: none"> 1. Не представлены данные изменения объема карьера 2. Нет методики технико-экономического обоснования выбора наилучшего варианта
<i>Свердловский горный институт</i>			
А. Ю. Макеев. Учет дополнительного объема вскрыши при выборе грузоподъемности автосамосвала, 1987 [14]	Методика выбора рациональной грузоподъемности автосамосвала для разработки месторождения	В методике присутствует оригинальный подход определения с учетом безразмерных величин соотношения удельных приведенных затрат и соотношения годовой производительности	<ol style="list-style-type: none"> 1. Методика рассматривает частный случай, когда пророст грузоподъемности автосамосвалов используется для повышения годовой производительности карьера 2. Результаты приведены для устаревших к настоящему времени моделей карьерных автосамосвалов 3. Отсутствуют современные критерии экономической оценки на основе ЧДД

Криворожский технический университет

Ю. Г. Вилкул,
В. К. Слободянюк,
И. И. Максимов.
Теоретические
основы определения
объемов горно-
капитальных работ
при вскрытии глубо-
ких карьеров трасса-
ми спиральной фор-
мы, 2007 [15]

Аналитические
формулы для рас-
чета объема гор-
нокапитальных
работ при соору-
жении транспорт-
ной автомобиль-
ной бермы спи-
ральной формы

Выведена аналити-
ческая формула,
удобная для теоре-
тических расчетов

1. Объем разноса борта карьера под размещение транспортных берм оценивается укрупненно, с погрешностью в виде призматической «ленты», «навитой» на усеченный конус карьера
2. Отсутствуют технико-экономические критерии

Методика проведения исследований. Расчеты выполнялись для модельных карьеров, общие параметры которых приведены далее.

Общие для всех расчетных карьеров параметры

Параметр	Значение
Высота уступов, м.....	15
Угол откоса уступов, град.....	75
Тип трассы.....	Спиральная
Руководящий уклон трассы, %.....	8
Длина площадок примыкания автомобильной трассы, м.....	50
Форма дна карьера.....	Круг

С целью изучения переходных явлений, возникающих при различных глубинах, рассматривались несколько разных по глубине и размерам в плане карьеров.

Влияние грузоподъемности автосамосвалов на разнос бортов карьера оценивалось через ширину транспортных берм, рассчитанных по нормам СП37.13330.2012 для категории автодорог Пк (основная автомобильная дорога предприятия открытой горной разработки с расчетным объемом перевозок от 5,0 до 15,0 млн т нетто/год), которая, в свою очередь, зависит от ширины автосамосвалов (табл. 2). Более подробно этот вопрос описан в исследовании [9].

Расчет объема карьеров по вариантам проводился с использованием аналитической методики [17], доработанной авторами статьи [18] для снижения погрешности расчетов с 10–18 % до 2–4 %.

Структура затрат на ведение горных работ принята следующим образом:

$$C_{\text{огр}} = Z_{\text{тр}}(\text{var}) + Z_{\text{бвр}}(\text{const}) + Z_{\text{экс}}(\text{const}) + Z_{\text{проч}}(\text{const}), \quad (1)$$

где $C_{\text{огр}}$ – полная себестоимость добычи товарной руды, р./т; $Z_{\text{тр}}$ – затраты на транспортирование руды и вскрыши, р./т; $Z_{\text{бвр}}$, $Z_{\text{экс}}$, $Z_{\text{проч}}$ – затраты соответственно на буровзрывные работы (БВР), экскавацию и прочие общекарьерные расходы на весь объем вскрышных и добычных работ, р./т; var – переменная величина; const – постоянная величина.

Поскольку основная цель исследований связана с влиянием транспорта на суммарные затраты, принято допущение, что $Z_{\text{бвр}}$, $Z_{\text{экс}}$, $Z_{\text{проч}}$ одинаковы для всех горизонтов.

Себестоимость транспортирования горной массы зависит от расстояния, а при постоянном руководящем уклоне – от высоты подъема, поэтому все расчеты проводились погоризонтно. Вывоз горной массы рассчитан до точки выхода автомобильной трассы на дневную поверхность.

Для каждого конкретного горизонта себестоимость, р., принималась как величина постоянная с учетом средневзвешенного расстояния доставки по горизонту и рассчитывалась по формуле:

$$C_{\text{тр}} = C_{\text{ткм}} L_i V_i \gamma_{\text{ГМ}}, \quad (2)$$

где $C_{\text{ткм}}$ – себестоимость перевозки карьерным автосамосвалом данной грузоподъемности при данном руководящем уклоне съездов (принимался 8 %), р./т · км; L_i – дальность транспортирования с i -го горизонта, км; V_i – объем горной массы на i -м горизонте карьера, м³; $\gamma_{\text{ГМ}}$ – средняя плотность горной массы, т/м³.

Тоннокилометровая себестоимость $C_{\text{ткм}}$ принималась на основе выполненных ранее с применением компьютерного моделирования исследований [16] в виде регрессионных моделей и рассчитывалась для каждой грузоподъемности автосамосвала индивидуально.

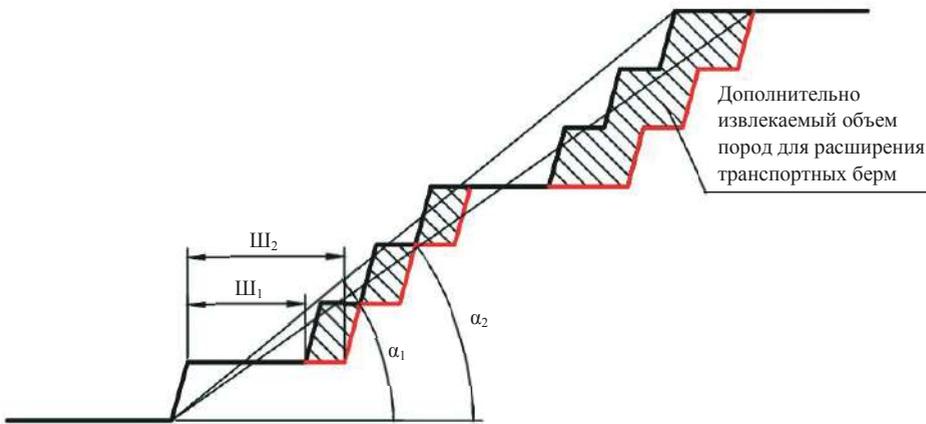


Рис. 1. Поперечные сечения бортов карьеров, эксплуатирующих разные по грузоподъемности автосамосвалы

Fig. 1. Cross section of open pit edges using dump trucks of diverse payload capacity

Капитальные затраты учитывались через амортизационные отчисления, включенные в себестоимость всех основных процессов горных работ и транспорта.

В рамках данной статьи будем называть полными затратами на извлечение горной массы сумму затрат на транспортирование, БВР, экскавацию и общекарьерные расходы согласно формуле (1).

Результаты и их анализ. На рис. 3 представлены результаты расчета изменения полных затрат между вариантами отработки карьера с применением автосамосвалов БелАЗ грузоподъемностью 90 и 136 т. Рассматривалось погоризонтное изменение глубины до проектной отметки 600 м при высоте уступа 15 м.

У карьера с расширенными транспортными бермами (применение автосамосвалов большей грузоподъемности) полные затраты на разработку верхних горизонтов будут выше, чем у карьера с узкими бермами. Это происходит в силу того, что на верхних горизонтах даже при небольшом изменении угла разноса борта концентрируется большая часть дополнительной вскрыши. С глубиной объемы дополнительной вскрыши уменьшаются, протяженность автодорог возрастает и все большее влияние оказывают расходы на транспорт. Полные затраты при этом уменьшаются и на каком-то горизонте становятся равны затратам для автосамосвалов меньшей грузоподъемности («переходная глубина» на рис. 3).

Переходная глубина для варианта *a* составляет 330 м, для варианта *b* – 165 м. Также примечателен объем экономии денежных средств ниже переходной глубины (площадь под графиком). В случае *b* он не только больше, чем в *a*, он также больше, чем дополнительные затраты на разработку вышележащих горизонтов, что говорит о целесообразности такого перехода для данного карьера.

На нижележащих горизонтах наблюдается устойчивая экономия затрат, которая достигает пиковых значений выше проектной отметки дна карьера и затем несколько снижается из-за резкого уменьшения объемов горной массы и уменьшения доли расходов на транспорт. Стоит также сказать, что отметка переходной глубины будет тем меньше, а общая экономия тем больше, чем больше разница в себестоимости транспортирования между рассматриваемыми вариантами и чем больше объем карьера.

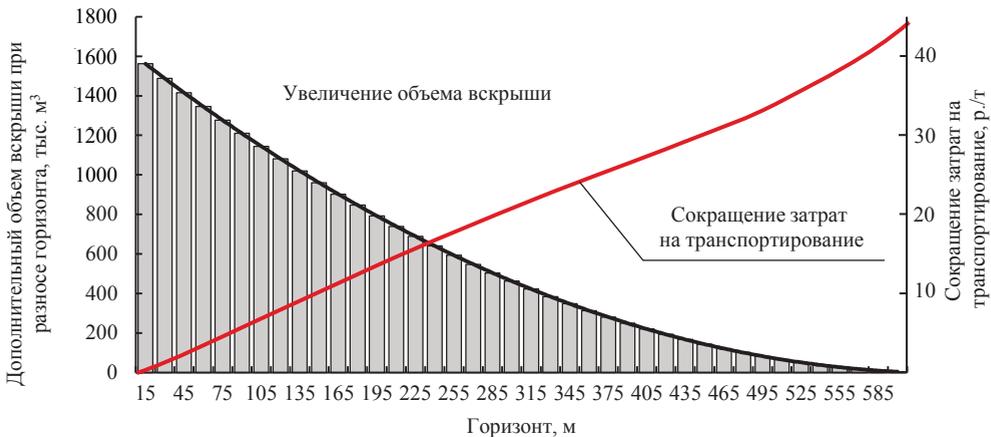


Рис. 2. Распределение дополнительных объемов вскрыши по горизонтам для карьера глубиной 600 м и сокращение себестоимости транспортирования при увеличении грузоподъемности автосамосвалов с 55 до 130 т (диаметр дна 100 м)

Fig. 2. Distribution of additional overburden along the horizons for an open pit of 600 m depth and the reduction of transportation prime cost under the growth of dump trucks payload from 55 to 130 t (diameter of pit bottom 100 m)

О целесообразности перехода на автосамосвал большей грузоподъемности можно говорить, если суммарная экономия превысит дополнительные затраты, которые можно рассчитать как площадь под графиком функции изменения полных затрат от глубины карьера.

Рассмотрим влияние конечной глубины карьера на разницу полных затрат за весь срок его отработки при смене грузоподъемности автосамосвалов с большей на меньшую. Актуальность этого вопроса определяется необходимостью отработки глубинных запасов для ограниченных в плане месторождений при сохранении экономической эффективности [2]. Одно из решений – переход на последней стадии отработки на автосамосвалы меньшей грузоподъемности и уменьшение ширины транспортных берм в нижней части карьера. В литературе представлены методики для определения конкретного момента перехода и расчета экономического эффекта, например [8].

Графики на рис. 4 показывают целесообразную конечную глубину карьера, при которой в рамках всего временного интервала разработки выгодно использовать меньший по грузоподъемности автосамосвал. Видна общая для всех переходов тенденция: с ростом конечной глубины (объема) карьера наблюдается нарастание экономии (положительного эффекта) до некоторого максимального значения и далее ее спад до нулевых или отрицательных значений. Это же харак-

терно и для переходов 180–220 м и 220–360 м, однако экстремум теоретически находится при глубинах 2000 м и более (за пределами представленного графика).

Это говорит о том, что даже при существенной экономии на разnose бортов карьера значительное возрастание глубины, а значит и расстояния транспортирования сводит эффективность малых автосамосвалов к минимуму. Следовательно, при большой глубине необходимо применять схемы с перегрузкой из малых автосамосвалов, работающих в нижней части карьера, в автосамосвалы большей грузоподъемности для магистральной доставки руды на поверхность. Так можно найти баланс между частичной экономией вскрыши и экономией на себестоимости перевозок. Это справедливо для тех горнотехнических и регионально-инфраструктурных условий, где рассматривается применение только автомобильного технологического транспорта.

Таблица 2. Автосамосвалы и соответствующая им ширина транспортных берм
Table 2. Dump trucks and transport berms width corresponding to them

Автосамосвал	Грузоподъемность, т	Ширина транспортной бермы, м
БелАЗ-7540А	30	19,5
БелАЗ-75450	45	20,9
БелАЗ-7555В	55	23,1
БелАЗ-75570	90	26,1
БелАЗ-7513	136	29,5
БелАЗ-75170	160	31,2
БелАЗ-7518	180	31,8
БелАЗ-75302	220	35,0
БелАЗ-75602	360	41,0

По рис. 4 следует также отметить интересную закономерность. Для различных переходов максимальная экономия наблюдается при неодинаковых конечных глубинах карьера. Также они не расположены в каком-либо определенном порядке, а для ряда переходов эффективность перехода отрицательная во всем диапазоне глубин. Это объясняется следующим.

Теоретически ширина транспортной бермы изменяется непрерывно и плавно в зависимости от изменения грузоподъемности автосамосвала [9]. Однако поскольку модельный ряд автосамосвалов дискретен, то и ширина бермы при изменении грузоподъемности по моделям меняется скачкообразно и неравномерно. При этом изменение себестоимости транспортирования вслед за изменением грузоподъемности не согласуется с изменением ширины, что связано с особенностями массогабаритных параметров моделей каждой конкретной марки самосвалов. Характерный пример – замена 45-тонных автосамосвалов на 30-тонные: увеличение себестоимости за счет изменения грузоподъемности в 1,5 раза превосходит экономию на разнос бортов во всех случаях, а потому выгоднее применять 45-тонные самосвалы.

Также отметим, что приведенные на рис. 4 закономерности характерны для карьеров с относительно узким дном (диаметр 100 м). Увеличение размеров карьеров в плане приводит к перераспределению затрат в сторону большего влияния себестоимости транспортирования и уменьшения значимости сокращения объемов вскрыши в общем объеме горной массы в контурах карьера.

Приведенные результаты исследований справедливы для тех карьеров, где форма бортов жестко связана с шириной транспортных берм. Это в большинстве своем карьеры, обрабатываемые по углубочной системе разработки с относительно небольшими размерами в плане, спиральной формой трассы автодорог и конструктивными углами откоса бортов меньше, чем устойчивые по геомеханическим параметрам. На рис. 4 приведены результаты для соседних пар грузоподъемности из модельного ряда автосамосвалов БелАЗ, тем не менее разработанная в ИГД УрО РАН методика может применяться для расчета любых других сочетаний параметров автосамосвалов и параметров карьеров. Одним из таких параметров может быть уклон транспортных берм.

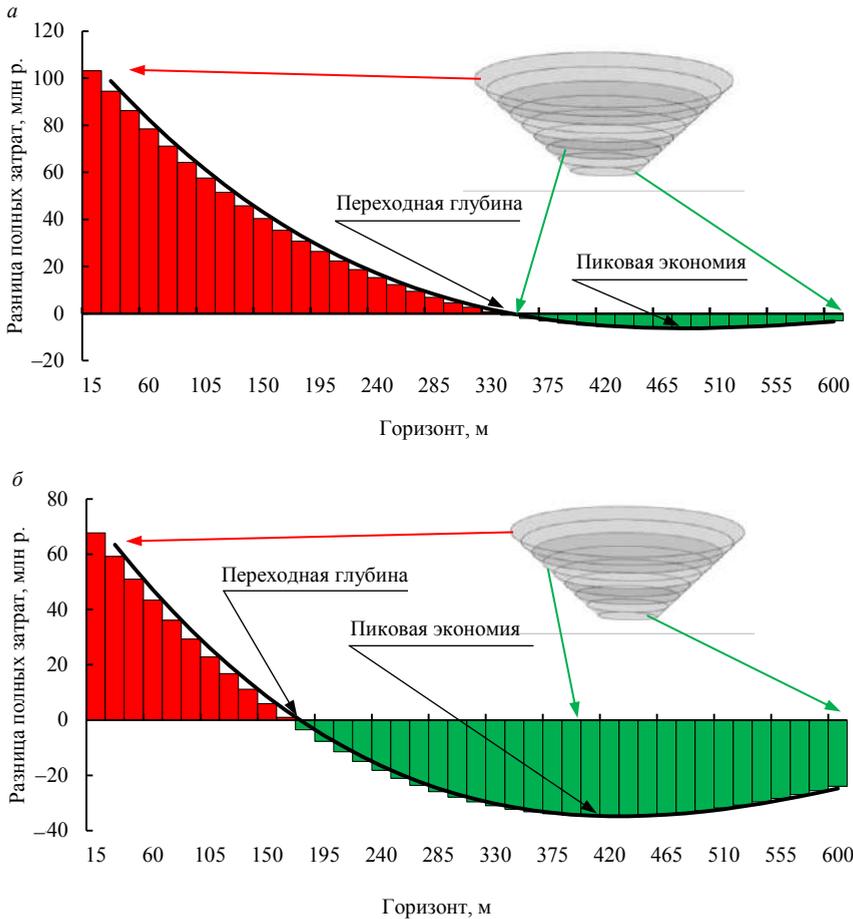


Рис. 3. Погоризонтное распределение разницы в полных затратах на горные работы между вариантами с карьерными автосамосвалами грузоподъемностью 136 и 90 т: *a* – карьер с диаметром дна 100 м; *б* – карьер с диаметром дна 300 м (стрелками показано соответствие характерных горизонтов карьера точкам на графике)

Fig. 3. Horizon-oriented distribution of mining total cost differences between the variants including open-pit dump trucks with payload 136 and 90 t: *a* – open pit with bottom diameter 100 m; *б* – open pit with bottom diameter 300 m (arrows indicate the correspondence of specific pit horizons to the points on curve)

Выводы. Разработан алгоритм оценки влияния типоразмера карьерных автосамосвалов на стоимостные показатели открытых горных работ, базирующийся на математических моделях изменения затрат на технологический транспорт и изменения объемов карьера (вскрыши) в зависимости от параметров технологи-

ческих автосамосвалов, горнотехнических условий и параметров карьера. Область применения алгоритма – карьеры округлой или эллипсовидной формы с углубочной системой разработки, имеющие конструктивные углы откоса бортов меньше либо равные устойчивым углам. Алгоритм применим для оценки полных затрат за весь срок отработки карьера.

Выявлена закономерность изменения затрат на ведение горных работ по мере понижения горных работ в проектных контурах карьера для различных типоразмеров (грузоподъемности) применяемых карьерных автосамосвалов с учетом допущения, что все затраты за исключением технологического транспорта являются неизменными.

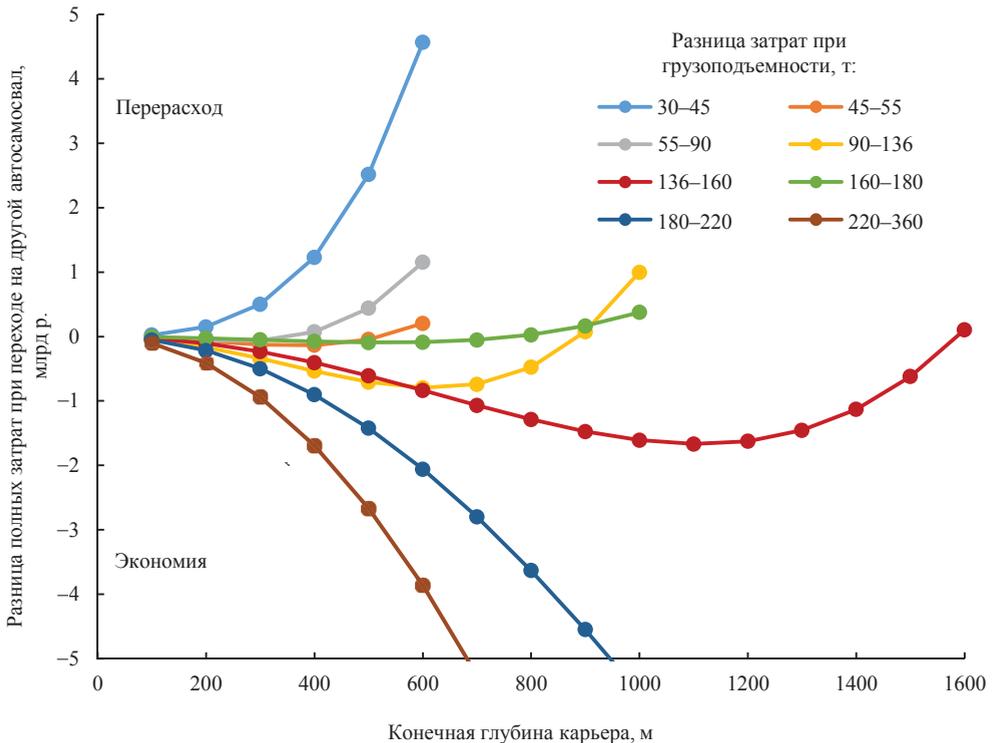


Рис. 4. Изменение с ростом глубины карьера полных затрат на горные работы в результате смены автосамосвала с большей на меньшую грузоподъемность (карьер округлой формы с диаметром дна 100 м)

Fig. 4. Change of mining full costs with the increase in the depth of an open pit as a result of changing a dump truck with higher payload to a dump truck with lower payload (circular pit with bottom diameter 100 m)

Установлены общие тенденции изменения затрат при замене автосамосвалов большей грузоподъемности на автосамосвалы меньшей грузоподъемности:

- с ростом глубины карьера экономический эффект от замены автосамосвалов на меньшие по типоразмеру возрастает до максимума, а затем падает до «0» и отрицательных значений; таким образом, для каждого конкретного карьера может быть определен оптимальный типоразмер автосамосвалов, обеспечивающий минимум затрат, а также обоснована стратегия технического перевооружения карьера по мере развития, направленная на снижение затрат за счет изменения грузоподъемности машин;

- для автосамосвалов из группы малой грузоподъемности (30–45 т) выгоднее применять самосвалы большей грузоподъемности ввиду значительного сокращения себестоимости транспортирования при увеличении грузоподъемности, которое превышает негативный эффект от дополнительного разноса бортов карьера.

Результаты исследований могут быть положены в основу разработки стратегии оптимизации массогабаритных параметров модельных рядов карьерных автосамосвалов, обеспечивающих для смежных групп такое соотношение ширины и грузоподъемности, которое даст снижение затрат на добычу полезного ископаемого при смене типоразмера самосвалов или по крайней мере минимизирует их увеличение.

Статья подготовлена с использованием результатов исследований по конкурсному проекту фундаментальных исследований УрО РАН № 18-5-5-10 «Обоснование методов и этапов адаптации горнотехнологических систем к изменяющимся условиям разработки сложноструктурных глубокозалегающих месторождений».

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Яковлев В. Л., Кармаев Г. Д., Берсенов В. А., Сумина И. Г., Яковлев В. А. Исследование влияния переходных процессов на эксплуатационные показатели транспортных систем глубоких карьеров // Проблемы недропользования. 2016. № 4. С. 51–60. DOI: 10.18454/2313-1586.2016.04.051
2. Акишев А. Н., Бахтин В. А., Бондаренко Е. В., Бабаскин С. Л. Управление развитием рабочей зоны кимберлитовых карьеров // Горная промышленность. 2004. № 1. С. 53–58.
3. Burmistrov K. V., Osintsev N. A., Shakhshakpaev A. N. Selection of open-pit dump trucks during quarry reconstruction // International Conference on Industrial Engineering, ICIE 2017. Procedia Engineering. 206 (2017). P. 1696–1702.
4. Mahambetov D., Rakishev B., Samenov G., Śladkowski A. Efficient using of automobile transport for the deep open-pit mines. Transport Problems. 8 (2013). P. 25–32.
5. Samwel Victor Manyele. Analysis of waste-rock transportation process performance in an open-pit mine based on statistical analysis of cycle times data // Engineering. 2017. Vol. 9. P. 649–679.
6. Jorge Puell Ortiz. Methodology for a dump design optimization in large-scale open pit mines // Cogent Engineering, October 2017, Cogent. DOI: 10.1080/23311916.2017.1387955
7. Baek J. A. New method for haul road design in open-pit mines to support efficient truck haulage operations // Appl. Sci. 2017. No. 7(7). P. 747.
8. Лель Ю. И., Глебов А. В., Ильбульдин Д. Х., Мусихина О. В., Дунаев С. А. Технологические схемы перехода на новые модели автосамосвалов при доработке глубоких карьеров // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 8. С. 4–12.
9. Журавлев А. Г., Буднев А. Б. Влияние типоразмера автосамосвала на разнос бортов карьера // Проблемы недропользования. 2018. № 2. С. 20–29.
10. Сисин А. Г., Берсенов В. А., Вознесенский М. Д. Влияние вида транспорта на объем карьера // Труды института Унипромедь. 1977. Вып. XX. С. 36–40.
11. Лукин Ю. Г., Саканцев М. Г. Выбор параметров автомобильных дорог при проектировании открытых горных работ // Труды института Унипромедь. 1977. Вып. XX. С. 41–44.
12. Сисин А. Г., Тимофеев Г. А., Лукин Ю. Г., Саканцев М. Г., Милеева Г. И. Техничко-экономическое обоснование ширины карьерных автодорог при внедрении автосамосвалов особо большой грузоподъемности // Горный журнал. 1973. № 3. С. 29–31.
13. Любимов В. Н. Влияние роста грузоподъемности автосамосвалов на параметры карьеров // Научные сообщения ИГД им. А. А. Скочинского. 1984. Вып. 226. С. 73–76.
14. Макеев А. Ю. Учет дополнительного объема вскрыши при выборе грузоподъемности автосамосвала // Горный журнал. 1987. № 4. С. 25–28.
15. Вилкул Ю. Г., Слободянок В. К., Максимов И. И. Теоретические основы определения объемов горнокапитальных работ при вскрытии глубоких карьеров трассами спиральной формы // ГИАБ. 2007. № 7. С. 17–23.
16. Журавлев А. Г. Выбор рациональной грузоподъемности карьерных автосамосвалов для конкретных условий транспортирования // Транспорт Урала. 2014. № 4. С. 96–101.
17. Горшков Э. В. Обоснование рациональных параметров технологического автотранспорта при повышенных уклонах карьерных автодорог: дис. ... канд. техн. наук. Свердловск, 1984. 178 с.
18. Буднев А. Б., Журавлев А. Г. Оценка погрешностей некоторых аналитических методов расчета объема карьера // Проблемы недропользования. 2017. № 4. С. 20–29. DOI: 10.18454/2313-1586.2017.04.061

Поступила в редакцию 28 сентября 2018 года

Сведения об авторах:

Журавлев Артем Геннадиевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией транспортных систем карьеров и геотехники Института горного дела УрО РАН. E-mail: juravlev@igduran.ru

Буднев Алексей Борисович – лаборант лаборатории транспортных систем карьеров и геотехники Института горного дела УрО РАН. E-mail: a.budnev@igduran.ru

The influence of dump trucks payload capacity on the prime cost of mining with the increase in the depth of an open pit

Artem G. Zhuravlev¹, Aleksei B. Budnev¹

¹ Institute of Mining, Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. Within the framework of open pit transport systems dynamic development conception, the problem of developing the methods of their parameters adaptation to the operation conditions change with the development of mining is important. One method of transport systems adaptation is the selection of rational payload capacity of dump trucks in use in order to minimize full costs of mining with the account of changes in the prime cost of transportation and open pit edges spread.

Research methodology. The article reveals the results of dump trucks payload capacity influence on the prime cost of mining with the increase in the depth of an open pit. The influence of changes in payload on the transportation prime cost and on additional overburden amount formed due to transport berms width variation is taken into account. The calculation was carried out under the horizon-oriented geometric analysis and corresponding technical-economic calculations.

Results and their analysis. The given algorithm can be used for the open pits of circular and elliptical shape with sinking development system possessing structural slope angles of edges which are smaller or equal to stability angles. The algorithm is applicable to estimate full costs over the whole period of open pit mining.

Summary. According to the investigations the conclusions have been made on the rational payload of open-pit dump trucks for various groups of open pits. It has been stated that there is a reserve for the optimization of mass-dimensional parameters of open-pit dump trucks dimension ranges, which will provide acceptable increase in the width of machines, and then, transport berms widening under the increase in the payload capacity.

Key words: open-pit dump truck; payload capacity; transport berm; open pit dimensions; mining and transport prime cost.

Acknowledgements: the article has been prepared based on research results for the competitive project of UB RAS Program for basic research no. 18-5-5-10 "Substantiating methods and stages of mining-technological systems adaptation to changing conditions of deep complex structured deposits exploitation".

REFERENCES

1. Iakovlev V. L., Karmaev G. D., Bersenev V. A., Sumina I. G., Iakovlev V. A. Investigation the influence of transient processes on the performance of transport systems in deep open pits. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2016; 4: 51–60. DOI: 10.18454/2313-1586.2016.04.051 (In Russ.)
2. Akishev A. N., Bakhtin V. A., Bondarenko E. V., Babaskin S. L. Controlling the development of kimberlite open pits working area. *Gornaia promyshlennost = Mining Industry Journal*. 2004; 1: 53–58. (In Russ.)
3. Burmistrov K. V., Osintsev N. A., Shakhshakpaev A. N. Selection of open-pit dump trucks during quarry reconstruction. In: *International Conference on Industrial Engineering, ICIE 2017. Procedia Engineering*. 2017; 206: 1696–1702.
4. Mahambetov D., Rakishev B., Samenov G., Sladkowski A. Efficient using of automobile transport for the deep open-pit mines. *Transport Problems*. 2013; 8: 25–32.
5. Samwel Victor Manyele. Analysis of waste-rock transportation process performance in an open-pit mine based on statistical analysis of cycle times data. *Engineering*. 2017; 9: 649–679.
6. Jorge Puell Ortiz. Methodology for a dump design optimization in large-scale open pit mines. *Cogent Engineering*, October 2017, Cogent. DOI: 10.1080/23311916.2017.1387955
7. Baek J. A. New method for haul road design in open-pit mines to support efficient truck haulage operations. *Appl. Sci*. 2017; 7(7): 747.
8. Lel Iu. I., Glebov A. V., Ilbuldin D. Kh., Musikhina O. V., Dunaev S. A. Flowsheets of transition to new models of haulage trucks when cleaning-up deep open pits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 8: 4–12. (In Russ.)
9. Zhuravlev A. G., Budnev A. B. Influence of the dump truck type and size on the diversity of the quarry sides. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2018; 2: 20–29. (In Russ.)
10. Sisin A. G., Bersenev V. A., Voznesenskii M. D. The influence of transport type on the dimensions of the open pit. *Trudy instituta Unipromed = Proceeding of Unipromed Institute*. 1977; XX: 36–40. (In Russ.)
11. Lukin Iu. G., Sakantsev M. G. The selection of automobile roads parameters when planning opencast mining. *Trudy instituta Unipromed = Proceeding of Unipromed Institute*. 1977; XX: 41–44. (In Russ.)
12. Sisin A. G., Timofeev G. A., Lukin Iu. G., Sakantsev M. G., Mileeva G. I. Technical-economic substantiation of the width of open pit automobile roads when introducing dump trucks with extra heavy payload. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 1973; 3: 29–31. (In Russ.)
13. Liubimov V. N. The influence of dump trucks payload growth on the parameters of open pits. *Nauchnye soobshcheniia IGD im. A. A. Skochinskogo = Proceeding of A. A. Skochinsky Institute of Mining*. 1984; 226: 73–76. (In Russ.)

14. Makeev A. Iu. Calculating additional overburden when selecting the payload of a dump truck. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 1987; 4: 25–28. (In Russ.)
15. Vilkul Iu. G., Slobodianiuk V. K., Maksimov I. I. Theoretical fundamentals of capital mining operations volume determination when stripping deep open pits of spiral form. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2007; 7: 17–23. (In Russ.)
16. Zhuravlev A. G. Choice of rational capacity of haul trucks for specific transportation conditions. *Transport Urala = Transport of the Urals*. 2014; 4: 96–101. (In Russ.)
17. Gorshkov E. V. *Industrial automobile transport rational parameters substantiation under increased inclinations of open pit roads. PhD in Engineering sciences dissertation*. Sverdlovsk; 1984. (In Russ.)
18. Budnev A. B., Zhuravlev A. G. The estimate of errors of some analytical methods of pit volume calculation. *Problemy nedropol'zovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2017; 4: 20–29. DOI: 10.18454/2313-1586.2017.04.061 (In Russ.)

Received 28th September, 2018

Information about authors:

Artem G. Zhuravlev – PhD in Engineering sciences, the Head of the Laboratory of Open Pit Transport Systems and Geotechnics, Institute of Mining, Ural Branch of RAS. E-mail: juravlev@igduran.ru
Aleksei B. Budnev – laboratory assistant of the Laboratory of Open Pit Transport Systems and Geotechnics, Institute of Mining, Ural Branch of RAS. E-mail: a.budnev@igduran.ru

Для цитирования: Журавлев А. Г., Буднев А. Б. Влияние грузоподъемности автосамосвалов на себестоимость горных работ по мере углубки карьера // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 20–31. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-20-31

For citation: Zhuravlev A. G., Budnev A. B. The influence of dump trucks payload capacity on the prime cost of mining with the increase in the depth of an open pit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 20–31. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-20-31

Принципы строительства подземных атомных станций малой мощности при современном подходе к освоению российской Арктики

Смирнов Ю. Г.^{1*}, Орлов А. О.¹

¹ Горный институт Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия

*e-mail: smirnov@goi.kolasc.net.ru

Реферат

Введение. Устойчивое развитие арктических регионов связано, в первую очередь, с освоением перспективных месторождений углеводородного сырья и твердых полезных ископаемых. Для условий надежного энергоснабжения промышленных объектов одним из перспективных направлений может стать использование атомных станций малой мощности при подземном их размещении.

Цель работы. Обеспечение безопасности при строительстве и эксплуатации подземных комплексов в условиях криолитозоны.

Методология. Рассмотрены основные концептуальные положения при создании подземных комплексов для атомных станций малой мощности (АСММ) в арктических регионах России. Концепция создания подземной АСММ базируется на идее использования защитных и изолирующих свойств породного массива, который в сочетании с инженерными барьерами позволит обеспечить комплексную безопасность атомного энергетического объекта.

Результаты. Разработка методических подходов к созданию безопасных подземных комплексов в многолетнемерзлых породах на основе инженерных защитных систем и приемлемых технико-экономических показателей в условиях российской Арктики.

Выводы. На всех этапах строительства и эксплуатации подземных комплексов принимаемые инженерные решения должны быть направлены на сохранение защитных свойств породного массива и первоначальных тепловых характеристик.

Ключевые слова: атомные станции малой мощности; подземный комплекс; скальный массив; многолетнемерзлые породы; подземное строительство; установленная мощность реактора; технико-экономические показатели.

Введение. Главные цели, стратегические приоритеты и механизмы реализации государственной политики Российской Федерации в Арктике, а также система мер по планированию социально-экономического развития арктической зоны России определены «Основами государственной политики Российской Федерации в Арктике на период до 2020 года и дальнейшую перспективу» [1]. Данный документ и другие законодательные акты определяют основные способы и средства достижения долгосрочных целей социально-экономического развития арктической зоны Российской Федерации и обеспечения национальной безопасности [2].

В условиях сложных природно-климатических условий Арктики в высокой степени проявляется актуальность проблемы энергетической безопасности удаленных и труднодоступных территорий, которая не может быть в полной мере обеспечена централизованным энергоснабжением. На современном этапе в решении задачи надежного энергообеспечения объектов социального, промышленного и военно-стратегического назначения решающая роль принадлежит локальным и местным энергосистемам малой энергетики.

Устойчивое развитие арктических регионов связано, в первую очередь, с освоением перспективных месторождений углеводородного сырья и твердых полез-

ных ископаемых, разработка которых сопряжена с высокими энергетическими затратами. При наличии уникальных богатств недр регион характеризуется неразвитостью энергетической системы, а также высокой себестоимостью как генерации, так и транспортировки электроэнергии. Поэтому одной из приоритетных задач государственной политики в Арктике является модернизация энергетики и создание альтернативных источников энергии. Как показывает практика, централизованное энергоснабжение в экстремальных природно-климатических условиях удаленных и труднодоступных районов не всегда может обеспечить энергетическую безопасность.

Для условий надежного энергоснабжения промышленных объектов одним из перспективных направлений может стать использование атомных станций малой мощности (АСММ) при подземном их размещении, которые могут сделать разработку месторождений полезных ископаемых высокорентабельной. Создание подземных комплексов для энергетических установок малой мощности, особенно в арктических регионах, обуславливает постановку ряда задач, связанных с их проектированием и строительством. Подземное размещение АСММ позволяет получить защиту от любых внутренних (аварии на станции) и внешних воздействий (техногенных, военных и террористических действий) [3, 4].

В принципе размещение в горных выработках реакторов АЭС, которые должны заменить наземные сооружения массивной конструкции с толстыми бетонными стенами и одновременно ограниченным сроком эксплуатации, считается вполне целесообразным. Первая промышленная подземная атомная электростанция сооружена в Швеции, недалеко от Стокгольма. Ее мощность невелика – всего 10 МВт, но сам факт строительства данной станции показал, что это вполне технически осуществимый проект. Подземные АЭС действуют также в Швейцарии, Франции, Норвегии, США [5].

С точки зрения экономической целесообразности размещение АСММ вблизи от потребителей энергетической продукции способствует повышению эффективности использования автономных энергоисточников. Освоение Арктики на современном этапе ставит вопрос о создании инженерной инфраструктуры в регионах многолетней мерзлоты. Комфортное проживание человека в суровых арктических районах весьма затруднительно, при этом использование подземного пространства в условиях многолетнемерзлых пород является актуальной и важной задачей.

Основные принципы подземного строительства в условиях Арктики. Россия имеет наибольшую в мире территорию, более 60 % которой занимают многолетнемерзлые породы. Особенностью мерзлоты является то, что сезонные колебания температуры затухают на глубине 10–15 м, а на более низких глубинных отметках температура мерзлого массива постоянна с колебаниями в пределах около $\pm 0,1^\circ\text{C}$ [6].

Мерзлота практически непроницаема для жидкостей и газов. Опыт строительства тоннелей в условиях многолетней мерзлоты показывает, что существует дилемма: вечная мерзлота сохраняет устойчивость подземных сооружений, но снижает эффективность строительства, так как возникают проблемы при ведении, например, бетонных работ (выдержка бетона, использование воды и т. д.) [7, 8].

Строительство и эксплуатация подземных хранилищ различного назначения в Арктике известны и осуществляются с далеких времен. За последние несколько десятилетий в мире построены уникальные сооружения в условиях многолетней мерзлоты – транспортный тоннель «Свеа» (Шпицберген), Всемирное хранилище семян в Свальбарде, тоннель под водной преградой (Анадырь, Россия), рудник «Блэк-Ангел» (Гренландия), ряд тоннелей, расположенных на высокогорной железной дороге «Цинхай–Тибет» (Qinghai–Tibet Railway) в Китае и др. [9]. Кроме

того, подземные выработки в арктических регионах используются как сооружения промышленного и военно-стратегического назначения (рис. 1).

В настоящее время новые объекты в арктических территориях возводятся на основании полученных научных знаний и передовых технологий. Для таких сооружений существуют особые требования к проектированию и инженерно-изыскательским работам. Вопросами строительства в многолетнемерзлых породах занимается целая научная отрасль – инженерная геокриология. Причем Россия более полувека является лидером в этой области.



Рис. 1. Использование подземного пространства Арктики для промышленных – *а* и военных целей – *б*
Fig. 1. Use of the underground space of the Arctic for industrial purposes – *a* and military purposes – *b*

Работы в многолетней мерзлоте имеют свою специфику, предполагающую применение современных технологий и наличие высококвалифицированных профессиональных специалистов. Сложные климатические условия определяют не только выбор технических решений, но и правила производства работ. Например, доставка строительных материалов и оборудования осуществляется в основном в период навигации. При этом любая корректировка проекта ведет к его удорожанию и увеличению сроков строительства.

Попытки минимизировать объемы инженерно-геологических изысканий могут способствовать существенным ошибкам в проектной документации, неправильному выбору техники и технологии работ. Поэтому проблема качества инженерных изысканий в строительстве важна для любых климатических районов, но для северных широт особенно актуальна. Разрабатываемые проекты должны быть направлены на сохранение первоначальных свойств породного массива в герметичном состоянии, включая меры по изоляции окружающих грунтов от воздействия теплого воздуха, а также восстановление мерзлого состояния пород после его нарушения, например в процессе ведения проходческих работ.

Причинами таяния грунта может являться высвобождение энергии во время взрывных работ, а также теплообразование при работе тяжелой техники, используемой при сооружении выработок, и другого технологического оборудования. Строительство подземных комплексов для размещения АСММ в скальных массивах российской Арктики в сложных инженерно-геологических условиях многолетнемерзлых пород требует применения специальных методов ведения работ [10].

Обеспечение устойчивости подземных сооружений в многолетнемерзлых породах. При создании подземных комплексов в арктических условиях необходимо принимать во внимание целый ряд специфических факторов, связанных как с климатическими особенностями, так и с особенностями эксплуатации самого подземного объекта, основными из которых являются:

- техногенные воздействия, способные изменять физико-механические свойства вмещающего массива и строительных конструкций;
- повышенный температурный режим внутри камерных выработок, влияющий на напряженно-деформированное состояние горных пород;
- знакопеременный температурный режим на контактах строительных конструкций и породного массива;
- наличие многолетней мерзлоты;
- краткосрочное воздействие высоких давлений и температур при возможных аварийных ситуациях, способных вызвать снижение несущей способности и противодиффузионной стойкости окружающего породного массива и инженерных сооружений.

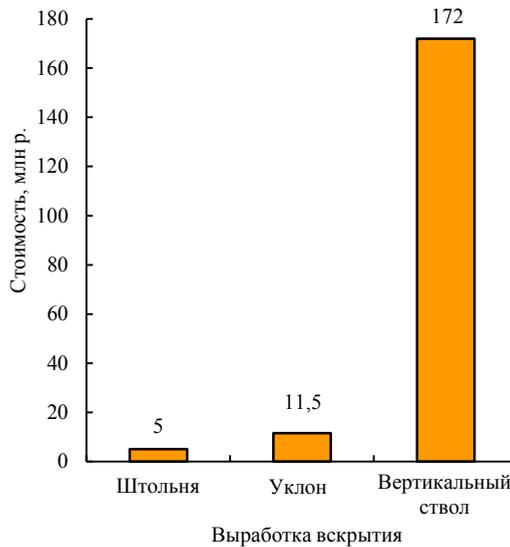


Рис. 2. Стоимость горно-строительных работ при разных вариантах вскрытия
Fig. 2. Cost of mining and construction operations under different overburden options

Для обеспечения устойчивости горных выработок в многолетней мерзлоте используют различные термозащитные системы, основными из которых являются следующие:

- теплоизоляция;
- поддержание отрицательной температуры в породном массиве;
- искусственное охлаждение;
- принудительное замораживание при строительстве и аварийных ситуациях;
- использование систем отвода тепла;
- применение специальных технологий, оборудования и конструкционных материалов для снижения влияния как положительных, так и отрицательных температур на горные породы и бетонные конструкции;
- установка изолирующих систем сразу после проходки выработки, чтобы образуемое тепло не успело оказать большого негативного воздействия на вмещающий массив.

В основе общих принципов проектирования и строительства подземных объектов АСММ лежит комплексный подход и единая концепция, которая реализуется как в процессе проектирования, так и на стадии осуществления проектных решений. В основу концепции положена идея максимального использования несущих и

защитных свойств скального массива и принципов передовых технологий в области подземного строительства [11, 12]. В сочетании с защитными инженерными барьерами это позволяет обеспечить комплексную безопасность атомного энергетического объекта, включая задачи физической защиты от внешних воздействий техногенного и природного характера. В этом случае скальные породы используются в качестве основного защитного барьера в подземном комплексе.

Ориентировочный объем вынимаемой горной массы при строительстве подземного комплекса, м³
Reference volume of excavated rock mass during the construction of an underground complex, m³

Выработки	Мощность, МВт			
	50–100	20–50	5–15	1–3
Выработки вскрытия	13 000	15 000	13 000	3500
Транспортные выработки	3000	1000	1000	3500
Вентиляционные выработки	4000	4000	1100	1000
Камера реактора	5000	8500	3200	200
Турбинное отделение	7300	11 000	4600	0
Вспомогательная камера	1000	1000	600	200
Камера хранения отработавшего ядерного топлива	1100	1100	500	0
Камера хранения радиоактивных отходов	0	400	800	0
Бассейн выдержки	0	1000	1000	0
Технологические выработки	1200	3000	1200	600
<i>Всего</i>	35 500	46 000	27 000	9000
Неучтенные объемы, 10 %	3500	5500	2700	900
<i>Итого</i>	74 600	51 500	29 700	9900

Сравнительная оценка основных технико-экономических показателей.

Начало строительства связано с выбором способа доступа к подземному комплексу через главную вскрывающую выработку. Определяющими факторами в выборе способа доступа (вскрытия) являются горно-геологические условия и рельеф местности. Существуют основные способы доступа: при помощи вертикальных (шахтный ствол), наклонных (уклон, спиральный съезд) и горизонтальных выработок (штольня, тоннель), а также возможны различные их комбинации.

Вскрытие вертикальной выработкой применяется в основном при равнинном рельефе местности и является одним из сложных и трудоемких в горном строительстве. При гористом рельефе предпочтительнее использование горизонтальных выработок. Это наиболее удобный и экономичный способ строительства и эксплуатации. Вскрытие наклонными выработками используется практически при любом рельефе. Экономически целесообразно проводить вскрытие до глубины 100 м, так как при большой протяженности вскрывающих выработок существенно повышается объем работ и стоимость строительства [13, 14].

На рис. 2 показан график стоимости горно-строительных работ при различных вариантах вскрытия подземного комплекса до глубины от поверхности 100 м.

Сравнительная технико-экономическая оценка строительства АСММ проводилась по концептуальным моделям подземных комплексов для различных типов реакторных установок в диапазонах мощностей 3–100 МВт. В конструкциях подземного комплекса рассматривалось вскрытие горизонтальными выработками при различных компоновочных схемах основных и вспомогательных выработок.

Основной объем горнокапитальных работ приходится на строительство вскрывающих, транспортных и камерных выработок. Проходка всех горных выработок оценивалась по буровзрывной технологии с использованием самоходного оборудования.

Ориентировочный объем вынимаемой горной массы при строительстве подземного комплекса для реакторных установок различной мощности представлен в таблице.

Исходя из принятых параметров выработок подземного комплекса рассчитывались основные технико-экономические характеристики строительства. Оценка объемов горно-строительных работ подземного комплекса проводилась по показателям, имеющим наибольший удельный вес при строительстве объекта: объем вынимаемой горной породы, количество укладываемого бетона на крепление и возведение различных конструкций, масса используемого металла, теплоизоляция выработок. Экономическая оценка объемов строительных работ выполнена по укрупненным показателям в ценах 2017 года.

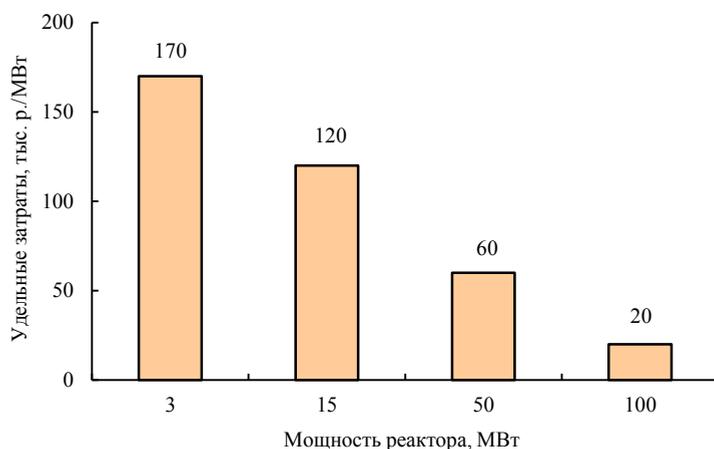


Рис. 3. Зависимость удельных капитальных затрат на строительство от мощности реакторных установок

Fig. 3. Dependence of specific capital expenditures for construction on capacity of reactor assemblies

График зависимости удельных капитальных затрат от мощности подземной АСММ приведен на рис. 3. Как показывает выполненный технико-экономический анализ, удельные капитальные затраты на горно-строительные работы для подземной АСММ с увеличением мощности реакторной установки уменьшаются.

Выводы. Таким образом, строительство подземных комплексов АСММ в сложных климатических и геокриологических условиях Арктики базируется на следующих основных принципах:

- на всех этапах строительства и эксплуатации принимаемые инженерные решения должны быть направлены на сохранение защитных свойств породного массива и первоначальных тепловых характеристик;
- сохранение мерзлого состояния является положительным фактором для стабильного состояния всех конструктивных элементов подземного комплекса;
- удельные капитальные затраты на строительство АСММ с различными реакторными установками в значительной степени зависят от установленной мощности реактора.

Работа выполнена в рамках темы 0226-2018-0008 государственного задания Горного института КНЦ РАН.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Стратегия развития Арктической зоны Российской Федерации и обеспечения национальной безопасности на период до 2020 года: утв. Указом Президента РФ от 8.02.2013 г. № Пр-232. URL: <http://government.ru/news/432/> (дата обращения: 21.05.2018).
2. Государственная программа «Социально-экономическое развитие Арктической зоны Российской Федерации на период до 2020 года». Утв. Постановлением Правительства РФ № 366 от 21 апреля 2014 г. URL: <http://government.ru/media/files/AtEYgOHutVc.pdf> (дата обращения: 21.05.2018).
3. Duffaut P. Safe nuclear power plants shall be built underground / 11th ACUUS Conference, Underground Space, Expanding the Frontiers. Athens, Greece, September 11–13. 2007.
4. Первая подземная атомная станция. URL: <https://www.iucn.ru/pervaya-podzemnaya-atomnaya-elektrostantsiya/> (дата обращения: 25.05.2018).
5. Kunze J. F., Mahar J. M., Giraud K. M., Myers C. W. Underground siting of nuclear power plants – enhancing safety and reducing construction cost / Proc. of the 22th International Conference on Nuclear Engineering. Prague, Czech Republic, July 7–11, 2014.
6. The Arctic – Regional analysis. URL: <http://www.nitpa.org/topik-po-anglijskomu-the-arctic-regional-analysis/> (дата обращения 25.06.2018).
7. Ремнев В. В. Специальные цементы для возведения бетонных и железобетонных обделок тоннелей при отрицательной температуре. URL: http://www.ard-center.ru/home/publ/ts_1_2013/srpecement/ (дата обращения: 05.06.2018).
8. Башлыков В. Н., Сиротин П. Н. Специальные цементы для производства работ в зимнее время // Строительные материалы. 2010. № 2. С. 49–52.
9. Эвинд Грев. Международный опыт строительства и эксплуатации тоннелей в условиях вечной мерзлоты. Презентация. Москва. Апрель 2011. URL: http://https://itk-mdl.asutk.ru/upload/iblock/62c/cusdprkq_wwil_zqverijfhxiec_c_phggwpyu_bfifwivinvlov_rukemiq.pdfitk-mdl.asutk.ru/.../cusdprkq%20wwi...20rukemiq.pdf (дата обращения 06.06.2018).
10. Шувалов Ю. В., Галкин А. Ф. Теория и практика оптимального управления тепловым режимом подземных сооружений криолитозоны // ГИАБ. 2010. № 8. С. 365–370.
11. Картозия Б. А., Корчак А. В. Методология проектирования строительства подземных сооружений как составная часть строительной геотехнологии // Горный журнал. 2000. № 4. С. 5–8.
12. Maejima T., Morioka H., Mori T., Aoki K. Evaluation of loosened zones on excavation of a large underground rock cavern and application of observational construction techniques // Tunnelling and Underground Space Technology. 2003. No. 18. P. 223–232.
13. Орлов А. О., Смирнов Ю. Г. Оценка конструктивно-компоновочных решений подземных комплексов для атомных станций малой мощности в арктических регионах России // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 4. С. 29–34. DOI: 10.21440/0536-1028-2018-4-29-34
14. Смирнов Ю. Г., Орлов А. О. Многобарьерная система безопасности при строительстве и эксплуатации подземных атомных станций малой мощности в условиях Российской Арктики // Вестник Кольского научного центра РАН. 2017. № 1. С. 92–98.

Поступила в редакцию 22 октября 2018 года

Сведения об авторах:

Смирнов Юрий Геннадьевич – научный сотрудник Горного института КНЦ РАН.
E-mail: smirnov@goi.kolasc.net.ru
Орлов Александр Орестович – научный сотрудник Горного института КНЦ РАН.
E-mail: aleor@goi.kolasc.net.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-32-39

Underground small nuclear power plants construction principles on the basis of the modern approach to the Russian Arctic development

Iurii G. Smirnov¹, Aleksandr O. Orlov¹

¹ Mining Institute, Kola Science Centre RAS, Apatity, Russia.

Abstract

Introduction. Sustainable development of the Arctic region is linked, first of all, with prospective hydrocarbon and mineral deposits exploration. To provide the conditions of industrial facilities reliable energy supply, the use of underground small nuclear power plants can be considered one promising direction. **Research aims** to ensure safe construction and exploitation of underground facilities in the conditions of a cryolithic zone.

Methodology. The paper considers the key conceptual conditions for constructing the underground complexes for small nuclear power plants (SNPP) in the Arctic regions of Russia. The concept of the underground SNPP construction is based on the idea of using the protective and isolating properties of a rock mass, which jointly with engineering barriers will allow providing an integrated safety of a power asset.

Results. The development of methodological approaches to safe underground complexes construction in permafrost rocks based on engineering protective systems and acceptable engineering and economic indicators in the conditions of the Russian Arctic.

Summary. At all stages of underground complexes construction and exploitation engineering decisions have to be directed at the maintenance of rock mass protective properties and initial thermal characteristics.

Key words: small nuclear power plants; underground complex; solid rock mass; permafrost rocks; underground construction; installed reactor power; engineering and economic indices.

Acknowledgements: research has been carried out under the Mining Institute KSC RAS government contract theme 0226-2018-0008.

REFERENCES

1. Strategy for the development of the Arctic zone of the Russian Federation and ensuring national security for the period until 2020. Approved by the President of the Russian Federation on February 8, 2013. No. Pr-232. Available from: <http://government.ru/news/432> [Accessed 21th May 2018]. (In Russ.)
2. RF governmental program. *Social and Economic Development of the Arctic Zone of the Russian Federation for the Period until 2020*. Approved by the RF Governmental Edict of April 21, 2014. No. 366. Available from: <http://government.ru/media/files/AtEYgOHutVc.pdf> [Accessed 21th May 2018]. (In Russ.)
3. Duffaut P. Safe nuclear power plants shall be built underground In: *11th ACUUS Conference, Underground Space, Expanding the Frontiers. Athens, Greece, September 11–13. 2007*.
4. IUCN. *The first underground nuclear power plant*. Available from: <https://www.iucn.ru/pervaya-podzemnaya-atomnaya-elektrostantsiya> [Accessed 21th May 2018]. (In Russ.)
5. Kunze J. F., Mahar J. M., Giraud K. M., Myers C. W. Underground siting of nuclear power plants – enhancing safety and reducing construction cost. In: *Proc. of the 22th International Conference on Nuclear Engineering, Prague, Czech Republic, July 7–11, 2014*.
6. The Global Heritage of Literature, History, and Painting. *The Arctic – Regional analysis*. Available from: <http://www.nitpa.org/topik-po-anglijskomu-the-arctic-regional-analysis> [Accessed 25th June 2018]. (In Russ.)
7. Remnev V. V. *Special cements for the construction of concrete and reinforced concrete lining of tunnels at negative temperatures*. Available from: http://www.ard-center.ru/home/publ/ts_1_2013/speccement [Accessed 5th June 2018]. (In Russ.)
8. Bashlykov V. N., Sirofin P. N. Special cements for the winter works. *Stroitel'nye materialy = Building Materials*. 2010; 2: 49–52. (In Russ.)
9. Eivind Grøv. *International experience in the construction and operation of tunnels in permafrost conditions*. [Presentation]. Moscow. April 2011. Available from: <http://https://itk-mdl.asutk.ru/upload/iblock/62c/cusdpkq%20wwil%20zqvepijfhxiec%20phggwpyy%20bfifwivinlov%20rukemiq.pdf> [Accessed 6th June 2018].
10. Shuvalov Iu. V., Galkin A. F. Theory and practice of optimal control of thermal mode of underground constructions of a cryolite zone. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2010; 8: 365–370. (In Russ.)
11. Kartozia B. A., Korchak A. V. Design methodology for the construction of underground facilities as an integral part of building geotechnology. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2000; 4: 5–8. (In Russ.)
12. Maejima T., Morioka H., Mori T., Aoki K. Evaluation of loosened zones on excavation of a large underground rock cavern and application of observational construction techniques. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2003; 18: 223–232.
13. Orlov A. O., Smirnov Iu. G. Assessment of design-layout solutions of underground complexes for small nuclear power plants in Russian Arctic regions. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 4: 29–34. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2018-4-29-34
14. Smirnov Iu. G., Orlov A. O. Multi-barrier safety system for construction and exploitation of underground small nuclear power plants under the Russian Arctic conditions. *Vestnik Kolskogo nauchnogo tsentra RAN = Herald of the Kola Science Centre RAS*. 2017; 1: 92–98. (In Russ.)

Received 22nd October, 2018

Information about authors:

Iurii G. Smirnov – researcher, Mining Institute KSC RAS. E-mail: smirnov@goi.kolasc.net.ru
Aleksandr O. Orlov – researcher, Mining Institute KSC RAS. E-mail: aleor@goi.kolasc.net.ru

Для цитирования: Смирнов Ю. Г., Орлов А. О. Принципы строительства подземных атомных станций малой мощности при современном подходе к освоению российской Арктики // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 32–39. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-32-39

For citation: Smirnov Iu. G., Orlov A. O. Underground small nuclear power plants construction principles on the basis of the modern approach to the Russian Arctic development. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 32–39. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-32-39

Анализ эксплуатационных показателей горнодобывающего оборудования ведущих железорудных карьеров России

Кантемиров В. Д.^{1*}, Титов Р. С.¹, Яковлев А. М.¹

¹ Институт горного дела Уральского отделения РАН, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: ukrkant@mail.ru

Реферат

Введение. Эффективность горных работ во многом определяется показателями работы горнодобывающего оборудования в составе основных технологических звеньев открытой добычи.

Цель работы. На основании оценки эксплуатационных показателей основного технологического оборудования на открытых горных работах ведущих горно-обогатительных комбинатов рассмотреть динамику изменения парка этого оборудования и объемов производства горных работ по соответствующим технологическим процессам.

Методология. В настоящее время при технико-экономических расчетах не учитываются ошибки выбора горнодобывающего оборудования, связанные с оценкой его потребительских свойств, технического совершенства и соответствия реальным условиям эксплуатации, определяющих уровень дополнительных затрат на поддержание его производительной работы. Поэтому своевременная комплексная оценка уровня эксплуатационных свойств горнодобывающего оборудования в значительной степени может повлиять на снижении производственных рисков и привести к экономии эксплуатационных затрат.

Результаты. Установлены значительные отличия между предприятиями в удельной производительности основного технологического оборудования карьеров вследствие недостаточно интенсивной модернизации основных фондов и горнодобывающего оборудования. Отмечена получившая в последние годы развитие тенденция насыщения парка горнодобывающего оборудования импортными моделями, которые на ряде предприятий превышают 60 % парка, широкое внедрение GPS-позиционирования экскавации и навигации транспортирования, внедрение систем АСУ для автоматизированного управления грузопотоками в карьере с учетом качества сырья.

Выводы. Удельные показатели производительности и оснащенность предприятий горнодобывающим оборудованием на добычу 1 млн м³ горной массы имеют существенную вариацию между предприятиями, что объясняется недостаточными мерами по модернизации и переоснащению парка оборудования и организационными просчетами при проведении горных работ.

Ключевые слова: железная руда; горно-обогатительный комбинат; показатели производительности; объемы добычи; технологическое оборудование.

Введение. Эффективность горных работ во многом определяется показателями работы оборудования в составе основных технологических звеньев открытой добычи: буровых станков, экскаваторов, карьерного автомобильного и железнодорожного транспорта [1].

В России добыча железной руды ведется в основном открытым способом (~ 93 % от общего объема) горно-обогатительными комбинатами (ГОКами). В ряду этих предприятий выделяются восемь крупнейших ГОКов, производящих более 85 % железорудного сырья России: Качканарский, Оленегорский, Костомукшский, Ковдорский, Михайловский, Стойленский, Лебединский и Коршуновский. По многим показателям именно эти предприятия определяют лицо горной промышленности России в области открытой добычи и обогащения рудного сырья [2–5].

Проведение исследований. В настоящее время практика технико-экономической оценки показывает отсутствие учета каких-либо ошибок выбора горнодобывающего оборудования, связанных с оценкой его потребительских свойств, тех-

нического совершенства и соответствия реальным условиям эксплуатации, определяющих уровень дополнительных затрат на поддержание его производительной работы. Поэтому своевременная комплексная оценка уровня эксплуатационных свойств горнодобывающего оборудования в значительной степени может повлиять на снижение производственных рисков и привести к экономии эксплуатационных затрат. Методологически такая оценка основных эксплуатационных свойств горного оборудования может осуществляться на основе показателей, подтвержденных на доказательном этапе его эксплуатации, т. е. анализом опыта эксплуатации предшествующего оценочному периода.

Таблица 1. Объемы добычи основных железорудных карьеров России
Table 1. Production output of main iron ore open pits of Russia

Предприятие	Добыча сырой руды, млн т	Объем вскрыши, млн м ³	Добыча горной массы, млн т	Глубина карьера*, м
Качканарский ГОК	59,35	4,67	73,97	
Северный карьер	27,27	1,43	31,86	210
Главный карьер	18,89	2,56	26,74	300
Западный карьер	13,19	0,68	15,37	286
Оленегорский ГОК	12,12	13,78	49,22	
Оленегорский карьер	0,94	2,96	8,93	404
Кировогорский карьер	3,57	2,34	9,88	303
Комсомольский карьер	3,84	3,56	13,46	183
15 лет Октября	0,96	0,54	2,41	230
Карьер Куркенпахк	1,13	1,35	4,78	127
Восточный карьер	1,69	3,03	9,76	45
Костомукшский ГОК	34,69	37,82	141,71	
Костомукшский карьер	34,69	37,82	141,71	330
Ковдорский ГОК	19,58	3,13	28,81	
Ковдорский карьер	19,58	3,13	28,81	550
Михайловский ГОК	49,76	25,77	123,61	350
Михайловский карьер				
Стойленский ГОК	33,46	25,69	35,51	
Стойленский карьер	33,46	25,69	35,51	359
Лебединский ГОК	50,53	20,02	101,47	
Лебединский карьер	50,53	20,02	101,47	416
Коршуновский ГОК	9,20	14,20	44,70	
Коршуновский карьер	4,90	6,00	19,80	500
Рудногорский карьер	4,30	8,20	24,90	226

* Глубина карьера с нагорной частью.

В табл. 1 представлены показатели добычи крупных железорудных карьеров России в составе восьми ГОКов за 2015 г., в табл. 2 – распределение карьеров по группам в зависимости от объемов добычи железной руды.

Характеристики добычного технологического оборудования ведущих карьеров на 2015 г. представлены в табл. 3.

Крупные железорудные карьеры с объемами добычи руды более 10 млн т/год укомплектованы мощными экскаваторами типа прямая лопата и высокопроизводительным большегрузным автотранспортом [6, 7]. По указанной группе карье-

ров средняя грузоподъемность автосамосвала составляет 131,2 т, при этом 91 % автосамосвалов (339 ед.) имеют грузоподъемность более 100 т, а около 63 % экскаваторов (197 ед.) оборудованы ковшами емкостью 10 м³ и более.

Карьерные железнодорожные перевозки производятся с помощью тяговых агрегатов российского производства, которые в общем парке локомотивов составляют более 85 % (218 ед.).

Таблица 2. Распределение действующих карьеров России по добыче железной руды в 2015 г.
Table 2. The distribution of operating open pits in Russian in 2015 according to iron ore production

Объем добычи карьера, млн т	Группа карьеров			Удельный вес группы, %	
	Состав группы	Количество	Общая добыча руды, млн т	по количеству	по добыче
Более 20	Лебединский, Михайловский, Стойленский, Северный Качканарского ГОКа, Костомукшский	5	195,7	17,9	70,9
10–20	Ковдорский, Главный, Западный Качканарского ГОКа	3	51,7	10,7	18,7
5–10	–	–	–	–	–
1–5	Коршуновский, Рудногорский Коршуновского ГОКа; Кировогорский, Комсомольский, Куркенпахк, Восточный Оленегорского ГОКа; Малый Куйбас, Южный Тейского РУ	8	24,5	28,6	8,9
Менее 1	Оленегорский, 15 лет Октября Оленегорского ГОКа; Петлинский, Сосновский, Ново-Бакальский Бакальского РУ; Новый-1, Маргос, Мульгинский, Коварный, Центральный Евраз КГОКа; Первоуральский, Подотвальный; Тейский Тейского РУ	12	4,2	42,8	1,5
<i>Итого</i>		28	276,1	100,0	100,0

Буровое оборудование в значительной степени представлено станками российского производства типа СБШ-250 различных модификаций (85 ед., 82 % общей численности). Среди импортных буровых станков преобладают модели фирмы Atlas Copco (Швеция). Выемочно-погрузочные работы в забоях и на перегрузочных складах производятся в основном экскаваторами типа прямая лопата российского производства из семейства ЭКГ (249 ед., 85 %), остальной экскаваторный парк представлен машинами импортного производства (44 ед.) известных фирм Komatsu, Hitachi, Caterpillar.

Наиболее широко импортные модели горной техники представлены в сегменте карьерных автоперевозок автосамосвалами фирм Caterpillar и Komatsu (более 33 % парка, 114 ед.), в то же время значительную часть рабочего автопарка составляют автосамосвалы семейства БелАЗ (232 ед.).

Результаты. Представленные данные свидетельствуют о том, что карьеры в основном укомплектованы горнодобывающим оборудованием российского производства, до 76 % от общего количества задействованных в открытой добыче горных машин (с учетом железнодорожного транспорта – 82 %).

В последнее время отмечается увеличение поставок импортных горных машин на карьеры, на отдельных предприятиях (Ковдорский ГОК) количество используемой импортной горной техники достигает 60 % [8–10].

На рис. 1 представлены удельные показатели производительности основного технологического оборудования открытых горных работ восьми ведущих ГОКов России.

На рис. 2 представлено количество технологического оборудования на открытых горных работах ведущих ГОКов, необходимое для добычи 1 млн м³ горной массы.

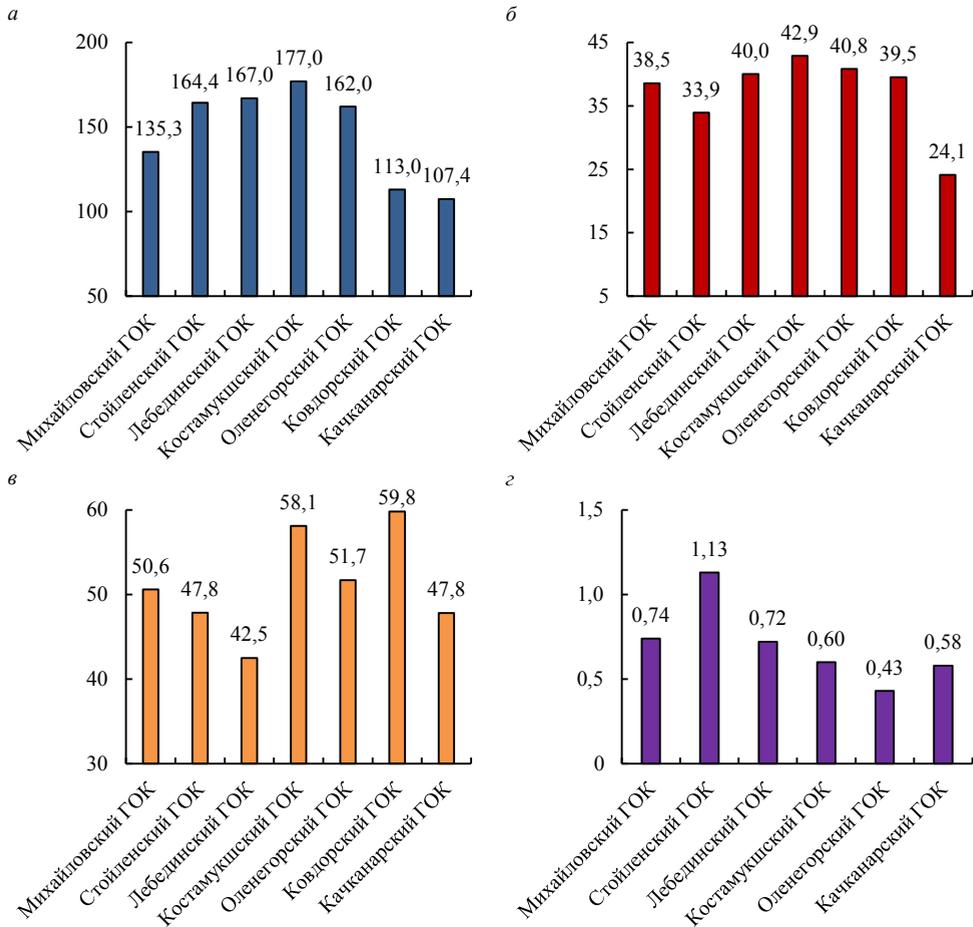


Рис. 1. Показатели производительности основного технологического оборудования карьеров крупнейших ГОКов России в 2015 г.:

а – производительность среднесписочного экскаватора в забое на 1 м³ ковша, тыс. м³/год; б – грузовая работа среднесписочного автосамосвала на 1 т его грузоподъемности, тыс. т · км/год; в – производительность среднесписочного бурового станка СБШ-250МН, тыс. м/год; г – производительность среднесписочного локомотива по горной массе, тыс. м³/год

Fig. 1. Performances of main process equipment in the open pits of the leading mining and processing plants of Russia in 2015:

а – the productivity of an average excavating machine in the face for 1 m³ of a bucket, thousand m³/yr; б – freight of an average dump truck for 1 t of its payload, thousand tkm/yr; в – производительность среднесписочного бурового станка СБШ-250МН, тыс. м/год; г – rock mass output of an average locomotive, thousand m³/yr

Оснащенность предприятий карьерным технологическим оборудованием для добычи 1 млн м³ горной массы и показатели удельной производительности оборудования отличаются на разных предприятиях довольно значительно. Более низкая производительность объясняется наличием в парке предприятий большого количества изношенных, морально устаревших машин с предельным сроком эксплуатации и недостаточно эффективной организацией горных работ.

Таблица 3. Характеристики технологического оборудования для ведения горных работ на ведущих ГОКах РФ
 Table 3. The characteristics of process equipment for mining operations in the leading mining and processing plants of RF

Горно-обогатительный комбинат (ГОК)	Буровые станки				Экскаваторы				Автосамосвалы			
	Отечественные, СНГ		Импортные		Отечественные, СНГ		Импортные		Отечественные, СНГ		Импортные	
	Модель	Количество, ед.	Модель	Количество, ед.	Модель	Количество, ед.	Модель	Количество, ед.	Модель	Количество, ед.	Модель	Количество, ед.
Михайловский	СБШ-250МН	16,1	–	–	ЭЖТ-4,6(5А); 8И; 10; 12; 15; 18; ЭШ-10/50 и 6/45	69,5	САТ-992; Hitachi; Komatsu	4,0	БелАЗ - 7522; 75131; 7547; 75172; 75180	48,8	САТ-785 и 789	8,0
Стойленский	СБШ-250 и 270/11КП	9,0	–	–	ЭЖТ-5У; 4У; 8И; 10; ЭЖТ-12К и 15М; драглайны	40,0	–	–	БелАЗ - 75121; 75131; 75145; 7555	38,0	–	–
Лебединский	СБШ-250 и 270, СВБ-2М	16,0	Atlas Copco PV-275	1,6	ЭЖТ-4,6; 5У и 4У; 6,3УС; 8И и 8УС; 10 и 10УС; 15; 20; драглайны	45,2	Hitachi 5600L	1,0	БелАЗ - 75131 и 75309	24,7	САТ-785С и 789D	8,0
Качканарский	СБШ-250 и 270, СВБ-2М	11,6	Reedmill SKS; Sandvik D-75KS; Atlas Copco ROC L8	4,0	ЭЖТ-4,6; 8И(8); 10; 12А	37,0	–	–	БелАЗ - 75131 и 7555В	24,5	Volvo	3,5
Костомукшский	СБШ-250МН и 250-КП	17,0	Reedmill	3,0	ЭЖТ-10; 12 и 12,5	18,0	Komatsu PC5500 и W-900; САТ-6060; 374Н; 992G; 993К;	26,0	БелАЗ	7,3	Komatsu 830; САТ-785С и 793D	48,0
Оленегорский	СБШ-250	10,0	–	–	ЭЖТ-10 и 12	14,0	Terex RH 120-E (diesel)	4,0	БелАЗ - 549(75131) и 75137	15,9	САТ-785С и UniRig MT3300	11,0
Ковдорский	–	–	Atlas Copco ROC L8; DML и DM-45	7,7	ЭЖТ-8И и 10	9,6	САТ-385ВL и 385FS; ВусугусRH-120E	4,4	БелАЗ - 75131-16(75139); 75131	22,3	САТ-785 и 777; Komatsu HD785	35,7
Коршунновский	СБШ-250	4,8	Atlas Copco Pit Viper 271 и Pit Viper 275	2,0	ЭЖТ-6,3УС; 8И и 10	16,0	Komatsu PC4000 и PC3000-15; Lebhertt 9350 и 994	4,8	БелАЗ - 7519; 75145, 75131	50,2	–	–

В последние годы горнодобывающими предприятиями проводится обновление парка технологического оборудования, но с разной интенсивностью. Относительно высокие показатели удельной производительности оборудования обусловлены проводимой рядом предприятий (Михайловский, Лебединский, Качканарский ГОКи) модернизацией парка оборудования, систем управления и контроля, внедрением производительных и надежных при эксплуатации машин нового поколения. Широкое внедрение получают геоинформационные технологии (ГИС) при планировании горных работ (годовом, месячном, недельно-суточном, сменном), управлении порядком взрывания обуренных блоков полезных ископаемых, GPS-позиционировании экскавации (траекторией ковша и положением экскаватора в забое) и навигации транспортирования, внедрение автоматизированных систем управления (АСУ) для управления грузопотоками в карьере с учетом качества сырья [11–15].

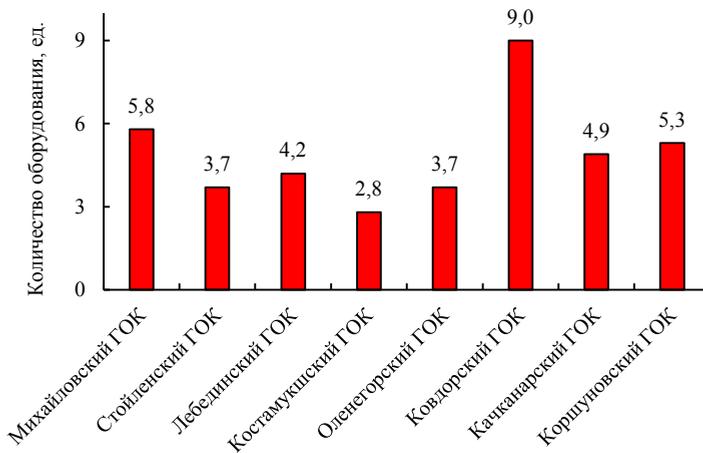


Рис. 2. Количество технологического оборудования в карьере, необходимое для добычи 1 млн м³ горной массы
Fig. 2. The quantity of process equipment in open pit required to produce 1 mln m³ of rock mass

В табл. 4 представлены показатели работы основного оборудования на добычных работах. На рис. 3 представлена динамика изменения парка горнодобывающего оборудования и объемов производства горных работ по технологическим процессам на восьми ведущих ГОКах России.

Выводы. Добыча железной руды в России в основном ведется открытым способом (~ 93 % от общего объема). Значительная часть открытой добычи (более 70 %) при этом приходится на пять карьеров с объемами более 20 млн т руды/год (Лебединский, Михайловский, Стойленский, Северный Качканарского ГОКа, Костанукшский), которые в совокупности добывают до 196 млн т руды/год.

Карьеры на 75–80 % укомплектованы горнодобывающим оборудованием российского производства. В последнее время отмечается тенденция по увеличению количества импортных горных машин на карьерах, на отдельных предприятиях количество импортной горной техники достигает 60 %.

Удельные показатели производительности основного технологического оборудования и оснащенность предприятий карьерным технологическим оборудованием на добычу 1 млн м³ горной массы имеют существенную вариацию между предприятиями, что объясняется недостаточными мерами по модернизации и переоснащению парка оборудования и организационными просчетами при проведении горных работ.

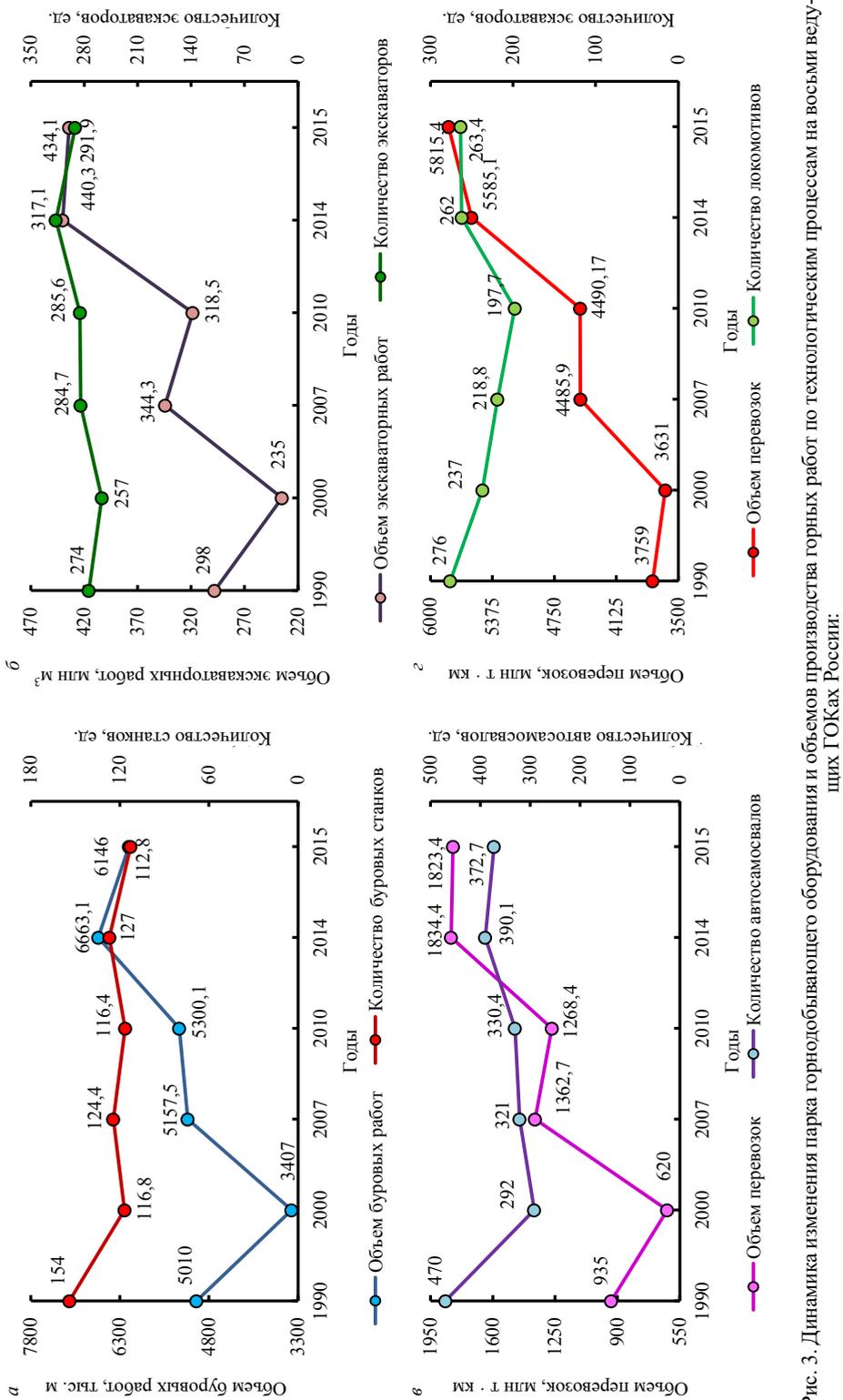


Рис. 3. Динамика изменения парка горнодобывающего оборудования и объемов производства горных работ по технологическим процессам на восьми ведущих ГОКах России:

а – буровые работы; б – экскавация; з – перевозки карьерным железнодорожным транспортом
 Fig. 3. The dynamics of equipment stock and mining output change according to the workflows in 8 leading mining and processing plants of Russia:
 а – drilling operations; б – excavation; з – carriage by road; е – carriage by pit railway

Таблица 4. Показатели работы основного оборудования на открытых добычных работах ведущих ГОКов РФ в 2015 г.
Table 4. Performances of main equipment for opencast mining in the leading mining and processing plants of RF in 2015

Горно-обогатительный комбинат	Технологическое оборудование на открытых горных работах												
	Буровое оборудование			Выемочное оборудование			Автомобильный транспорт			Железнодорожный транспорт			
	Количество буровых станков, ед.	Объем бурения, тыс. м ³	Объем бурения, тыс. м ³	Количество экскаваторов, ед.	Объем экскаваторных работ, млн м ³	В том числе в забоях, млн м ³	Количество самосвалов, ед.	Объем перевозок, млн т · км	Средневзвешенные расстояния перевозки, км	Количество локомотивов, ед.	Объем перевозок, млн т · км	Средневзвешенные расстояния перевозки, км	
Михайловский	16,1	814,6	104,6	73,6	45,95	45,95	56,8	254,3	2,3	81,2	1638,0	14,6	
Стойленский	9,0	423,2	72,9	40,0	31,2	31,2	38,0	138,7	3,0	45,6	863,8	10,8	
Лебединский	17,6	748,7	75,7	46,3	35,7	35,7	32,7	186,4	2,7	50,2	1598,4	15,2	
Костомукшский	20,0	1213,3	58,9	44,0	48,4	48,4	55,3	447,9	3,1	18,0	466,7	14,3	
Оленегорский	10,0	445,8	21,3	18,0	17,1	17,1	26,8	148,8	2,7	9,0	138,1	11,6	
Ковдорский	7,7	588,0	8,7	14,0	8,7	8,7	58,0	291,4	3,8	–	–	–	
Качканарский	15,6	1065,0	42,6	37,0	22,1	22,1	28,0	73,1	1,3	36,4	790,0	11,1	
Коршунковский*	6,8	402,0	28,0	21,1	18,1	18,1	50,2	130,5	3,0	14,0	182,3	8,6	

*Данные 2014 года.

В то же время все более широкое внедрение получают геоинформационные технологии (ГИС) при планировании горных работ, GPS-позиционировании горных машин, автоматизированном управлении грузопотоками в карьере.

Вместе с тем следует отметить недостаточно активную работу предприятий железорудной отрасли по модернизации основных фондов и повышению производительности горнотранспортного оборудования карьеров.

Статья подготовлена по материалам НИР, выполненной в рамках государственного задания 007-00293-18-00. Тема № 0405-2018-0001. Проект № 18-5-5-10. Обоснование методов и этапов адаптации горнотехнологических систем к изменяющимся условиям разработки сложноструктурных глубокозалегающих месторождений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Яковлев В. Л. Особенности методологического подхода к обоснованию стратегии освоения сложноструктурных месторождений на основе исследования переходных процессов // ГИАБ. 2015. № 7. С. 22–35.
2. Зиновьева Н. Г., Иванова Ю. В. Развитие кризисной ситуации в черной металлургии России и мира // Черная металлургия. 2018. № 4 (1420). С. 29–39.
3. Корнилков С. В., Кантемиров В. Д. Железородные месторождения Приполярного Урала как перспективная сырьевая база уральской металлургии // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 8. С. 22–28.
4. Кантемиров В. Д. Технологические особенности освоения новых сырьевых баз // ГИАБ. 2014. № 6. С. 369–373.
5. Кантемиров В. Д., Титов Р. С., Яковлев А. М. Основные тенденции производства железорудного сырья в России // Горная промышленность. 2018. № 1. С. 72–74.
6. Яковлев В. Л. Переходные процессы в технологии разработки сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // ГИАБ. 2015. № 10 (спец. вып. № 45-1). С. 65–76.
7. Зырянов И. В., Лель Ю. И., Ильбульдин Д. Х., Мартынов Н. В., Ганиев Р. С. Производительность выемочно-погрузочного оборудования // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 8. С. 11–20.
8. Лапаев В. Н., Пикалов В. А., Соколовский А. В. Организационно-технологические возможности повышения производительности основного горнотранспортного оборудования карьеров // Горный журнал. 2017. № 12. С. 74–77.
9. Подболотов С. В., Кольга А. Д. Возможности увеличения производительности экскаваторо-автомобильных комплексов на открытых горных работах // Вестник Брянского государственного технического университета. 2018. № 6 (67). С. 92–97.
10. Кондратьев В. Б. Роль горной промышленности в экономике // Горная промышленность. 2017. № 1 (131). С. 4–7.
11. Arsanjani J. J., Vaz E. Special issue editorial: Earth observation and geoinformation technologies for sustainable development // Sustainability. 2017. Vol. 9. No. 5. P. 760–764.
12. Gitis V. G., Starostin V. I. Geoinformation technology of forecasting of ore deposits // Journal of Communications Technology and Electronics. 2013. Vol. 58. No. 12. P. 1302–1313.
13. Drucker P. Innovation and entrepreneurship. Abingdon-on-Thames: Routledge, 2014. 368 p.
14. Ponomarenko M. R., Pimanov I. Y. Implementation of synthetic aperture radar and geoinformation technologies in the complex monitoring and managing of the mining industry objects // Advances in Intelligent Systems and Computing. 2017. Vol. 574. P. 291–299.
15. Conley H. A., Pumphrey D. L., Toland T. M., David M. Arctic economics in the 21st century. The benefits and costs of cold. Washington: CSIS, 2013. 67 p.

Поступила в редакцию 12 ноября 2018 года

Сведения об авторах:

Кантемиров Валерий Данилович – кандидат технических наук, заведующий сектором управления качеством минерального сырья Института горного дела УрО РАН. E-mail: ukrkant@mail.ru

Титов Роман Сергеевич – старший научный сотрудник сектора управления качеством минерального сырья Института горного дела УрО РАН. E-mail: ukrigd15@mail.ru

Яковлев Андрей Михайлович – старший научный сотрудник сектора управления качеством минерального сырья Института горного дела УрО РАН. E-mail: ukrigd15@mail.ru

The analysis of mining equipment performances in the leading iron-ore open pits of Russia

Valerii D. Kantemirov¹, Roman S. Titov¹, Andrei M. Iakovlev¹

¹ Institute of Mining, Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. The efficiency of mining depends largely on the performances of mining equipment forming a part of basic process components of open-pit mining.

Research aims to consider the dynamics of equipment stock and mining output change according to the corresponding workflows based on the estimation of the performances of main process equipment used in open-pit mining operations in the leading mining and processing plants.

Methodology. At the present time, technical-economic calculations do not account for the errors in the choice of mining equipment connected with the estimate of its consumer properties, technical excellence and correspondence to real conditions of operation which determine the level of additional costs spent to maintain its productive work. For that reason timely integrated estimate of the level of mining equipment performances can significantly affect the reduction of industrial risks and lead to operation costs economy.

Results. Significant differences have been stated between the enterprises concerning specific performance of open-pit basic process equipment due to underactive modernization of fixed assets and mining equipment. The recent tendency of saturating mining equipment stock with foreign models has been observed, which exceeds 60% of the stock at some enterprises; large-scale implementation of GPS-positioning of excavation and transportation navigation, implementation of ICS for open-pit cargo traffic automated control with the account of raw material quality.

Summary. Specific indicators of productivity and the availability of mining equipment at the enterprises for the production of 1 mln m³ of rock mass vary significantly between the enterprises, which is explained by insufficient measures taken for modernization and re-equipment of the equipment stock and the organizational miscalculations when conducting mining operations.

Key words: iron ore; mining and processing plant; productivity indicators; output; process equipment.

Acknowledgements: the article has been prepared following the scientific researches carried out under the government contract 007-00293-18-00. Theme no. 0405-2018-0001. Project no. 18-5-5-10. Substantiating methods and stages of mining-technological systems adaptation to changing conditions of deep complex structured deposits exploitation.

REFERENCES

1. Iakovlev V. L. The features of methodological approach to substantiation of strategy of mining of deposits with too high complex structure based on research of transmission processes. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 7: 22–35. (In Russ.)
2. Zinovieva N. G., Ivanova Iu. V. The development of crisis in ferrous metallurgy of Russia and worldwide. *Chernaya metallurgiya = Ferrous Metallurgy*. 2018; 4 (1420): 29–39. (In Russ.)
3. Kornilkov S. V., Kantemirov V. D. Iron ore deposits of the Nether-Polar Urals as a prospective raw materials base of the Urals metallurgy. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 8: 22–28. (In Russ.)
4. Kantemirov V. D. Technological features of development of new raw-material bases. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2014; 6: 369–373. (In Russ.)
5. Kantemirov V. D., Titov R. S., Iakovlev A. M. Main trends in iron ore production in Russia. *Gornaia promyshlennost = Mining Industry Journal*. 2018; 1: 72–74. (In Russ.)
6. Iakovlev V. L. Unsteady-state processes in geotechnology for complex-structure mineral deposits. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 10 (special edition 45-1): 65–76. (In Russ.)
7. Zyrianov I. V., Lel Iu. I., Ilbuldin D. Kh., Martynov N. V., Ganiev R. S. Capacity of winning-loading equipment. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2016; 8: 11–20. (In Russ.)
8. Lapaev V. N., Pikalov V. A., Sokolovskii A. V. Organizational and technological capabilities of increasing the productivity of the main mining and transport equipment of open pits. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2017; 12: 74–77. (In Russ.)
9. Podbolotov S. V., Kolga A. D. Efficiency increase potentialities of excavator-motor car complexes in open-pit mining. *Vestnik Brianskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Bulletin of Bryansk State Technical University*. 2018; 6 (67): 92–97. (In Russ.)
10. Kondratiev V. B. The role of mining industry in economy. *Gornaia promyshlennost = Mining Industry Journal*. 2017; 1 (131): 4–7. (In Russ.)
11. Arsanjani J. J., Vaz E. Special issue editorial: Earth observation and geoinformation technologies for sustainable development. *Sustainability*. 2017; 9 (5): 760–764.

12. Gitis V. G., Starostin V. I. Geoinformation technology of forecasting of ore deposits. *Journal of Communications Technology and Electronics*. 2013; 58 (12): 1302–1313.
13. Drucker P. Innovation and entrepreneurship. Abingdon-on-Thames: Routledge; 2014. 368 p.
14. Ponomarenko M. R., Pimanov I. Y. Implementation of synthetic aperture radar and geoinformation technologies in the complex monitoring and managing of the mining industry objects. *Advances in Intelligent Systems and Computing*. 2017; 574: 291–299.
15. Conley H. A., Pumphrey D. L., Toland T. M., David M. Arctic economics in the 21st century. The benefits and costs of cold. Washington: CSIS; 2013. 67 p.

Received 12th November, 2018

Information about authors:

Valerii D. Kantemirov – PhD in Engineering sciences, Head of the Sector of Mineral Resources Quality Management, Institute of Mining UB RAS. E-mail: ukrkant@mail.ru

Roman S. Titov – senior researcher of the Sector of Mineral Resources Quality Management, Institute of Mining UB RAS. E-mail: ukriigd15@mail.ru

Andrei M. Iakovlev – senior researcher of the Sector of Mineral Resources Quality Management, Institute of Mining UB RAS. E-mail: ukriigd15@mail.ru

Для цитирования: Кантемиров В. Д., Титов Р. С., Яковлев А. М. Анализ эксплуатационных показателей горнодобывающего оборудования ведущих железорудных карьеров России // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 40–50. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-40-50

For citation: Kantemirov V. D., Titov R. S., Iakovlev A. M. The analysis of mining equipment performances in the leading iron-ore open pits of Russia. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 40–50. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-40-50

Разработка технологии формирования искусственного массива с заданными геотехническими характеристиками

Мажитов А. М.^{1*}, Волков П. В.¹, Красавин А. В.², Аллабердин А. Б.³

¹ Магнитогорский государственный технический университет, г. Магнитогорск, Россия

² Технический университет УГМК, г. Верхняя Пышма Свердловской обл., Россия

³ Башкирский государственный университет, г. Сибай, Республика Башкортостан, Россия

*e-mail: a.mazhitov@magtu.ru

Реферат

Введение. Системы разработки с закладкой характеризуются высокими затратами на твердеющую смесь. Снизить объем вяжущего возможно за счет предлагаемого в работе варианта камерной системы разработки с инъекционным упрочнением сухого закладочного массива.

Цель работы. Обоснование параметров закладочного массива в варианте камерной системы разработки с инъекционной технологией упрочнения при требуемой прочности.

Методология. Нагнетание раствора в сыпучие среды представляет собой довольно сложный процесс и зависит от ряда факторов, изучить и увязать которые очень трудоемко. Для обеспечения необходимой надежности расчетов в работе проведено геомеханическое исследование, включающее аналитические и статистические расчеты, а также математическое моделирование напряженно-деформированного состояния массива закладки.

Результаты. Геомеханические исследования закладочного массива позволили установить необходимую толщину упрочняемого слоя при заданной требуемой прочности для эффективной и безопасной отработки запасов предлагаемым вариантом камерной системы разработки.

Выводы. Исследования и расчеты, приведенные в работе, позволяют с определенной точностью оценить эффективность инъекционного упрочнения сухого закладочного массива и его техническую осуществимость.

Ключевые слова: геомеханика; подземная разработка; восходящий порядок; бутобетонная закладка; инъекционное упрочнение.

Введение. Высокая себестоимость закладочных работ является существенным недостатком применения камерных систем разработки с искусственным поддержанием очистного пространства. В связи с этим необходимость снижения стоимости возведения искусственного массива представляет собой весьма актуальный вопрос как с теоретической, так и с практической точки зрения. Решение вопроса возможно путем частичного снижения использования дорогих вяжущих компонентов в общей массе закладочного материала. Это достигается за счет представленной конструкции нового варианта системы разработки, заключающегося в инъекционном упрочнении стенок закладочного массива и позволяющего существенно снизить себестоимость закладочных работ.

Методы исследования. С использованием геотехнологического конструирования рассмотрен вариант камерной системы разработки с инъекционным упрочнением сухого закладочного массива. Параметры закладочного массива подверглись всестороннему геомеханическому исследованию, включающему аналитические и статистические расчеты, а также математическое моделирование напряженно-деформированного состояния. В результате определены параметры устойчивого закладочного массива.

Основная часть. Анализ и обобщение опыта применения камерных систем разработки и закладочных работ на отечественных и зарубежных рудниках до-

казали возможность использования дробленой породы в качестве закладочного материала [1–9], что все чаще находит применение на практике отработки месторождений Урала, обеспечивая снижение себестоимости закладочных работ и негативного влияния отходов горного производства на окружающую среду. В частности, повышение экономической эффективности очистных работ возможно за счет снижения или полного исключения из производства высокозатратных твердеющих смесей путем инъекционного упрочнения закладочного массива из сыпучих пород [10, 11].

В результате геотехнологического конструирования создан вариант камерной системы разработки с инъекционной технологией формирования закладочного массива с учетом требуемых характеристик (рис. 1). Реализуемая технология включает проведение доставочного и вентиляционного штреков, вентиляционно-ходового восстающего, соединяющего доставочный и вентиляционный этажи, а также буродоставочных ортов, разделяющих рудное тело на камеры. Очистным камерам придают форму параллелепипеда с углом наклона контакта с рудным

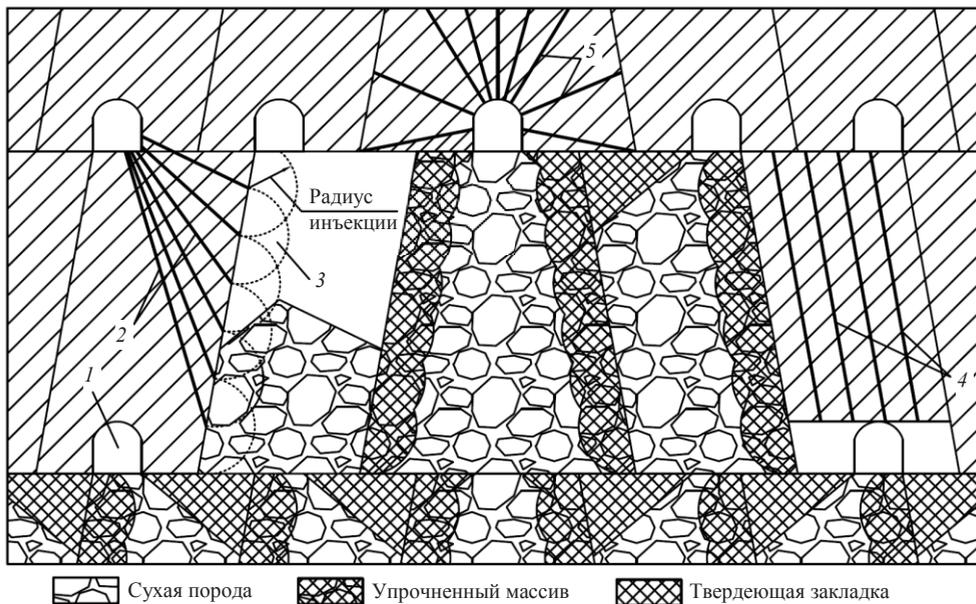


Рис. 1. Вариант камерной системы разработки с инъекционным упрочнением массива:
1 – буродоставочный орт; 2 – закладочные скважины; 3 – зона влияния инъекции; 4 – отбойные скважины;
5 – веер скважин

Fig. 1. A variant of a chamber development system with array injection hardening:
1 – drill-haulage cross-cut; 2 – backfilling wells; 3 – injection influence zone; 4 – contour-holes; 5 – well ring

массивом смежной камеры 75° – 85° и располагают вкрест простирания рудного тела. Камеры отрабатываются в сплошном порядке без оставления в выработанном пространстве несущих целиков. Развитие фронта горных работ в пределах этажа осуществляется от центра к флангам либо от одного фланга к другому при восходящем порядке разработки залежи. Оработка первой камеры начинается с проходки отрезного восстающего и формирования отрезной щели. Отбойка основных запасов камеры осуществляется на компенсационное пространство отрезной щели. Висячий бок камеры формируется под углом 75° – 85° , причем при отработке от центра к флангам центральная камера имеет форму трапеции и, соответственно, два висячих бока. Угол наклона стенок камер в сторону выработанного пространства повышает устойчивость закладочного массива. После очист-

ной выемки выработанное пространство камеры заполняется пустой породой. Далее производится упрочнение слоя породной закладки на границе с рудным массивом путем инъектирования. Подача цементного раствора производится по скважинам, пробуренным из выработок вентиляционного этажа. Количество скважин рассчитывается исходя из радиуса проникновения раствора в породу, высоты и длины камеры. Отбойка запасов последующих камер ведется в зажимающей среде, обеспечивая тем самым уплотнение не потерявшего подвижность закладочного массива сопряженной камеры [12].

Оценка устойчивых параметров элементов конструкции закладочного массива проводилась путем аналитических и статистических расчетов с подтверждением их математическим моделированием напряженно-деформированного состояния массива.

Таким образом, конструкция представленного варианта камерной системы разработки предполагает отсутствие давления от вышележащего массива на упрочненный слой в связи с неизбежным недозакладом закладочного материала под кровлю. При этом воздействие горного давления пород висячего и лежащего боков не учитывается ввиду их незначительной величины из-за небольшой толщины упрочненного слоя и работы его в зажиме. При определении параметров упрочненного слоя в качестве внешней силы, действующей на него, рассматривается только боковое активное давление, создаваемое породной закладкой, которая, в свою очередь, зависит от высоты, ширины и угла наклона камеры [13].

При определении величины бокового давления, создаваемого породой при различных углах наклона стенок камеры, рассматривался диапазон от 60° до 90° , что обусловлено конструкцией системы разработки. Расчеты показали, что уменьшение угла наклона стенок камеры вызывает снижение бокового давления. Это объясняется тем, что уменьшение угла наклона, при неизменных других параметрах камеры, приводит к изменению геометрических размеров призмы сползания за счет перемещения части веса породной закладки на вмещающие породы. Боковое давление при принятом возможном угле наклона висячего бока камеры (упрочненного слоя) 80° , ограниченного предельным пролетом обнажения рудного массива, не превышает 1,5 МПа. Данное обстоятельство позволяет прогнозировать необходимую и достаточную прочность инъектируемого слоя не менее 1,5 МПа. Расчет производился с коэффициентом запаса, равным двум. Таким образом, условие устойчивого состояния упрочненного слоя сводится к необходимости расчета его толщины при заданной необходимой прочности 1,5 МПа.

Далее при заданной прочности упрочненного слоя аналитическими расчетами на основе зависимости, приведенной в работе [14], получена необходимая ширина упрочненного слоя:

$$a = 0,007h^{0,33}(BH)^{0,66},$$

где H – глубина горных работ, м; h – высота камеры, м; B – ширина подработки, м. Согласно расчетам, средняя ширина слоя для глубины 500 м составляет 3 м.

Аналитические расчеты сопровождалось математическим моделированием напряженно-деформированного состояния массива методом конечных элементов в объемной постановке задачи. Расчеты производились при постоянной высоте камеры 25 м. Результаты моделирования по фактору сжимающих напряжений показали, что концентрация напряжений наблюдается у основания слоя, т. е. в месте его фиксации на уровне почвы камеры. При максимальной длине слоя значения напряжений достигают 1,6 МПа, что с учетом коэффициента запаса прочности свидетельствует о том, что расчетная ширина обеспечивает устойчивое состояние боков камеры. Результаты оценки напряженно-деформированного состояния упрочненного

массива приведены на рис. 2. Аппроксимацией данных получена зависимость действующих сжимающих напряжений в упрочненном слое от длины камеры.

Проведенная оценка смещений относительно вертикальной плоскости показала, что незначительный сдвиг происходит в верхней части массива, при этом основание упрочненного слоя не подвергается деформированию. Это объясняется тем, что основание твердеющего массива зацементировано под действие собственной силы тяжести, а верхняя его часть не подвержена давлению вышележащих пород. Характер изменения значений максимальных смещений искусственного массива в зависимости от длины камеры представлен на графике (рис. 3).

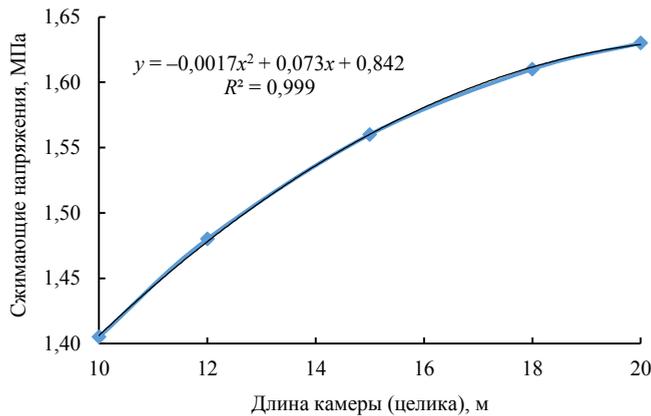


Рис. 2. Зависимость максимальных сжимающих напряжений от длины камеры

Fig. 2. Critical compressive stresses dependence on the chamber length

Зависимость снижения показателей смещения от увеличения длины камеры объясняется повышением устойчивости искусственного твердеющего массива за счет увеличения его горизонтальной площади. В целом значения смещений незначительны и недостаточны для его сдвига либо опрокидывания за счет бокового распора от давления массива пород лежащего и висячего боков.

Наиболее опасными напряжениями, возникающими в искусственном твердеющем массиве, являются растягивающие ввиду слабого сопротивления бетона растяжению [15]. Анализ геомеханической модели по данному виду напряжений, возникающих в упрочненном слое под действием породной закладки, также выявил зоны концентрации у почвы камеры и основания твердеющего массива. Однако предельное значение не превышает предел прочности упрочненного слоя. Полученные значения максимальных растягивающих напряжений при различных значениях длины камеры объединены на графике (рис. 4).

Уточнение аналитических расчетов по практической применимости технологии формирования искусственного массива путем инъекционного упрочнения сухой сыпучей породы осуществлялось путем промышленных испытаний обработки опытного участка Сафьяновского месторождения. Инъекционная технология включала приготовление растворов, установку инъекторов, транспортирование и нагнетание раствора. Для приготовления, транспортирования и нагнетания упрочняющего раствора использовался существующий поверхностный закладочный комплекс.

Инъекторы изготавливались из металлической трубы диаметром 100 мм, перфорированной выпускными отверстиями для пропуска инъекционного раствора через каждые 3–5 м по длине инъектора. В качестве вяжущего использовалось

цементное молоко при соотношении Ц/В = 1/3. Расход компонентов на 1 м³ раствора планировался следующий: цемент – 300 кг, вода – 900 л. Необходимый для испытаний объем смеси – 110 м³. В качестве заполнителя применялась сухая закладка в виде пустой породы с проходческих работ.

В процессе инъекции было израсходовано 63 м³ цементного молока, в том числе цемента 18 850 кг, воды 56 770 л. 54 м³ цементного молока ушло на пропитку толщи сухой закладки, 9 м³ слилось на почву горной выработки в процессе сброса давления и промывки закладочного трубопровода.

При последующей обработке сопряженной камеры значительных вывалов породы, влияющих на коэффициент разубоживания, не наблюдалось, что свидетельствует об устойчивости укрепленного слоя закладочного массива. Также на устойчивость вертикальной стенки повлияла рудная корка мощностью до 0,5–1 м, сформировавшаяся при ведении буровзрывных работ. При производстве очистных работ и выпуске рудной массы из камеры рудная корка обрушилась в результате отслоения от закладочного массива и не повлияла на коэффициент потерь по камере.

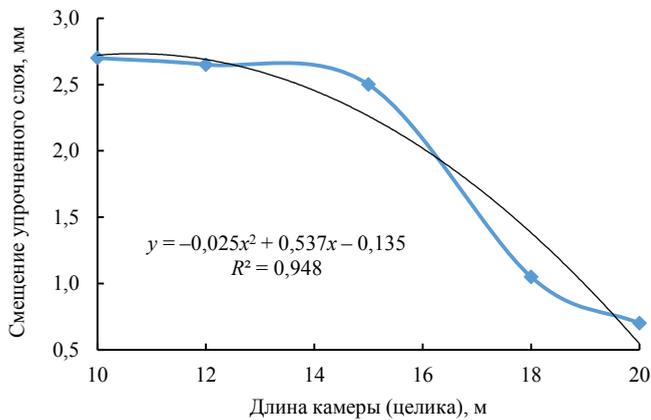


Рис. 3. Зависимость максимальных смещений укрепленного слоя от длины камеры

Fig. 3. Hardened layer critical compressive stresses dependence on the chamber length

Таким образом, предлагаемая технология с инъекционным укреплением сухого закладочного массива технически осуществима и не вызывает сомнений в ее эффективности. Кроме того, в качестве инертного компонента закладочной смеси для заполнения выработанного пространства рекомендуется применять горную породу из отвалов и горнопроходческих работ. Это позволит утилизировать до 500 тыс. т/год отвальных пород и до 100 тыс. т/год породы с горнопроходческих работ. Так у предприятия появится возможность приступить к работам по рекультивации отвалов пустой породы, что будет способствовать улучшению экологической обстановки (рациональное размещение отходов, уменьшение выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух и отвод поверхностных сточных вод).

Заключение. В работе дано решение актуальной научно-практической задачи, заключающейся в разработке и научном обосновании параметров технологии формирования закладочного массива с инъекционным укреплением, имеющей важное значение для науки и практики горнорудной промышленности.

Проведенными исследованиями установлено влияние угла наклона камеры на величину бокового давления, а также высоты камеры и глубины ведения горных работ на ширину укрепленного слоя закладочного массива. Расчеты показали, что уменьшение угла наклона камеры ведет к снижению бокового давления, ока-

зываемого породной закладкой. Боковое давление при принятом оптимальном угле 80° (по предельному пролету обнажения рудного массива) не превышает 1,5 МПа. Таким образом, прочность инжектируемого слоя (упрочненного слоя) должна быть равна 1,5 МПа.

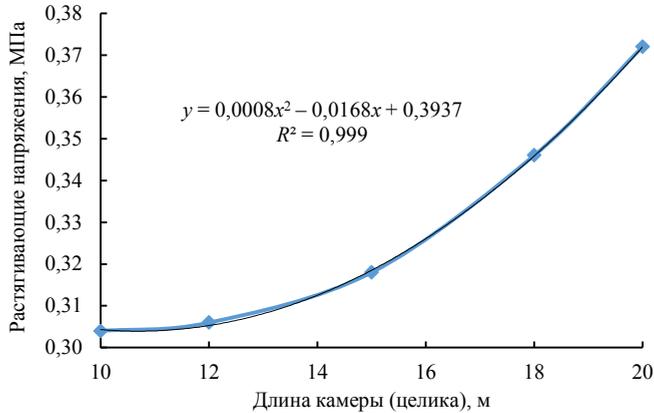


Рис. 4. Зависимость максимальных растягивающих напряжений от длины камеры

Fig. 4. Critical tension stresses dependence on the chamber length

Аналитическими расчетами получена необходимая ширина упрочненного слоя (при заданной прочности 1,5 МПа) при различной глубине и ширине камеры. Средняя ширина слоя в условиях Сафьяновского месторождения составила 3–5 м. Физическим моделированием, выполненным с использованием пород Сафьяновского месторождения, установлена возможность создания упрочненного слоя с заданными параметрами.

Результаты геомеханических исследований указывают на то, что сжимающие, растягивающие и сдвиговые напряжения, возникающие в упрочненном слое, создаваемые под действием породной закладки, не превышают заданных пределов прочности. Данный факт означает, что упрочненный слой будет находиться в устойчивом состоянии и не разрушится, что обеспечит безопасность ведения горных работ при извлечении запасов смежной камеры.

Таким образом, предлагаемая технология с инъекционным упрочнением сухого закладочного массива технически осуществима и ее эффективность не вызывает сомнений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Волков Ю. В., Камаев В. Д. Особенности подземной геотехнологии с восходящим порядком отработки месторождений // ГИАБ. 2000. № 11. С. 90–92.
2. Волков Ю. В., Соколов И. В. Подземная разработка медноколчеданных месторождений Урала. Екатеринбург: УрО РАН, 2006. 232 с.
3. Закладочные работы в шахтах: справочник / под ред. Д. М. Бронникова, М. Н. Цыгалова. М.: Недра, 1989. 400 с.
4. Хайрутдинов М. М., Шаймьярданов И. К. Подземная геотехнология с закладкой выработанного пространства: недостатки, возможности совершенствования // ГИАБ. 2009. № 1. С. 240–250.
5. Цыгалов М. Н., Зурков П. Э. Разработка месторождений полезных ископаемых с монолитной закладкой. М.: Недра, 1970. 176 с.
6. Хомяков В. И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. М.: Недра, 1984. 224 с.
7. Коновалов А. П., Аршавский В. В., Хуцишвили В. И., Сорокина Л. Н., Анфиногеев С. В. Закладочные работы на подземных рудниках и перспективы их совершенствования // Горный журнал. 2001. № 7. С. 3–7.
8. Hinton M. Pastefill operations at Echo Bay's Lupin Mine. CIM, Edmonton, 1996.
9. Coastal Development Institute of Technology (CDIT). The deep mixing method, principle, design and construction, Japan, 2002. 152 p.

10. Вьюгов А. А., Мажитов А. М., Асанов Д. А. Снижение ресурсоемкости закладочных работ при освоении крутопадающего рудного тела // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений: сб. докл. VI Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: УГГУ, 2017. С. 65–70.

11. Мажитов А. М., Асанов Д. А., Вьюгов А. А. К вопросу снижения себестоимости закладочных работ при камерных системах разработки // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2017. Т. 1. С. 18–20.

12. Мажитов А. М., Асанов Д. А. Интенсификация технологии восходящего порядка отработки крутопадающего рудного тела // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 2. С. 36–42.

13. Аллабердин А. Б. Обоснование параметров этажно-камерной системы разработки с комбинированной закладкой выработанного пространства при восходящем порядке отработки медноколчеданных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 1. С. 10–15.

14. Мажитов А. М. Обоснование параметров технологии отработки пологих медноколчеданных месторождений с обрушением руды и вмещающих пород: дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 2013. 140 с.

15. Crocker C. S. Vertical crater retreat mining at centennial mine // Mining Councngress Journal. 1979. P. 45–61.

Поступила в редакцию 17 декабря 2018 года

Сведения об авторах:

Мажитов Артур Маратович – кандидат технических наук, доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Магнитогорского государственного технического университета. E-mail: a.mazhitov@magtu.ru

Волков Павел Владимирович – кандидат технических наук, доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Магнитогорского государственного технического университета. E-mail: wolf1709@yandex.ru

Красавин Алексей Викторович – кандидат технических наук, заведующий кафедрой разработки месторождений полезных ископаемых Технического университета УГМК. E-mail: a.krasavin@tu-ugmk.com

Аллабердин Азамат Булякович – кандидат технических наук, доцент кафедры общетехнических дисциплин Башкирского государственного университета. E-mail: allaberdinazamat@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-51-58

Developing the technology for the formation of an artificial array with specified geotechnical characteristics

Artur M. Mazhitov¹, Pavel V. Volkov¹, Aleksei V. Krasavin², Azamat B. Allaberdin³

¹ Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia.

² UMMC Technical University, Sverdlovsk region, Verkhnyaya Pyshma, Russia.

³ Bashkir State University, Sibay, Republic of Bashkortostan, Russia.

Abstract

Introduction. Backfilling development systems are characterized by high costs for hardening mixture. It is possible to reduce binder volume by means of the variant of chamber development system with injection hardening of a dry backfilling array proposed in the present research.

Research aim is to substantiate the parameters of a backfilling array in the variant of chamber development system with injection hardening technology under the required strength.

Methodology. Solution injection into granular media is a complex process depending on a number of factors difficult to study and fit together. To provide the required reliability of calculations, a geomechanical investigation has been carried out including analytical and statistic calculations as well as mathematical simulation of a backfilling array stress-strain state.

Results. Geomechanical investigations of a backfilling array made it possible to determine the desired width of a hardened layer under the preset required strength for safe and efficient mining with the proposed variant of chamber development system.

Summary. Research and calculations introduced in the present work allow to estimate the efficiency of a dry backfilling array injection hardening and its engineering feasibility with the definite accuracy.

Key words: geomechanics; underground mining; ascending order; buto-concrete laying; injection hardening.

REFERENCES

1. Volkov Iu. V., Kamaev V. D. Some features of underground geotechnology with an ascending order of developing the deposits. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2000; 11: 90–92. (In Russ.)
2. Volkov Iu. V., Sokolov I. V. *Underground development of Ural copper-sulphide deposits*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2006. (In Russ.)

3. Bronnikov D. M., Tsygalov M. N. (eds.) *Backfilling operations in shafts: reference book*. Moscow: Nedra Publishing; 1989. (In Russ.)
4. Khairutdinov M. M., Shaimiardanov I. K. Underground geotechnology with stowage to mined-out areas: disadvantages and improvement feasibilities. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2009; 1: 240–250. (In Russ.)
5. Tsygalov M. N., Zurkov P. E. *Developing mineral deposits with monolithic backfilling*. Moscow: Nedra Publishing; 1970. (In Russ.)
6. Khomiakov V. I. *Foreign experience of backfilling in mines*. Moscow: Nedra Publishing; 1984. (In Russ.)
7. Konovalov A. P., Arshavskii V. V., Khutsishvili V. I., Sorokina L. N., Anfinozeev S. V. Backfilling operations in underground mines and the prospects of their improvement. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2001; 7: 3–7. (In Russ.)
8. Hinton M. *Pastefill operations at Echo Bay's Lupin Mine*. CIM, Edmonton, 1996.
9. *Coastal Development Institute of Technology (CDIT). The deep mixing method, principle, design and construction, Japan, 2002*. 152 p.
10. Viugov A. A., Mazhitov A. M., Asanov D. A. Reducing the resource intensity of backfilling operations during steeply pitching ore body exploration. In: *Innovative geotechnologies when mining ore and non-metallic fields: proceedings of the 6th International Science to Practice Conference*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2017. (In Russ.)
11. Mazhitov A. M., Asanov D. A., Viugov A. A. On the problem of reducing the prime cost of backfilling operations under chamber development systems. *Aktualnye problemy sovremennoi nauki, tekhniki i obrazovaniia = Current Problems of Modern Science, Engineering, and Education*. 2017; 1: 18–20. (In Russ.)
12. Mazhitov A. M., Asanov D. A. Intensifying the technology of steeply pitching ore body ascending mining. *Aktualnye problemy gornogo dela = Current Problems of Mining*. 2016; 2: 36–42. (In Russ.)
13. Allaberdin A. B. Rationale for the parameters of storey-chamber system of development with combined stowing in mining with ascending order at chalcopyrite deposits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 1: 10–15. (In Russ.)
14. Mazhitov A. M. *Substantiating the parameters of small dip copper-sulphide deposits with ore and enclosing rock caving mining technology. PhD dissertation*. Magnitogorsk: 2013. (In Russ.)
15. Crocker C. S. Vertical crater retreat mining at centennial mine. *Mining Councngress Journal*. 1979; 45–61.

Received 17th December, 2018

Information about authors:

Artur M. Mazhitov – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mineral Deposits Exploitation, Magnitogorsk State Technical University. E-mail: a.mazhitov@magtu.ru
Pavel V. Volkov – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mineral Deposits Exploitation, Magnitogorsk State Technical University. E-mail: wolf1709@yandex.ru
Aleksei V. Krasavin – PhD (Engineering), Head of the Department of Mineral Deposits Exploitation, UMMC Technical University. E-mail: a.krasavin@tu-ugmk.com
Azamat B. Allaberdin – PhD (Engineering), associate professor of the Basic Engineering Sciences Department, Bashkir State University. E-mail: allaberdinazamat@mail.ru

Для цитирования: Мажитов А. М., Волков П. В., Красавин А. В., Аллабердин А. Б. Разработка технологии формирования искусственного массива с заданными геотехническими характеристиками // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 51–58. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-51-58

For citation: Mazhitov A. M., Volkov P. V., Krasavin A. V., Allaberdin A. B. Developing the technology for the formation of an artificial array with specified geotechnical characteristics. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 51–58. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-51-58

On the alternating current resistivity technique with the use of the Schlumberger array

Aleksei F. Shestakov¹

¹ Bulahshevich Institute of Geophysics, Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, Russia

e-mail: alfsh@mail.ru

Abstract

Research relevance is conditioned by the need for an adequate processing of the measured data using the alternating current resistivity technique with harmonic time dependence for their further qualitative and quantitative interpretation.

Research aim is to determine the characteristics of simulation medium electrical resistivity precise values deviation from the approximate values calculated using the formulae for direct current and to propose the methods of approximate values correction by electric field intensity modular values measured with the modern production run electric exploration equipment.

Research methodology includes theoretical calculations, mathematical simulation and comparative analysis of the obtained dependences and the parameters of the simulation.

Research results. Problem statement has been substantiated under the determination of apparent electrical resistivity of a medium when it is energized by alternating current with harmonic time dependence. Analytical expression has been acquired which determines alternating electric field intensity for symmetrical four-electrode Schlumberger array located in a homogenous conductive half-space. As applied to the modular measurements of an electric field intensity, analysis and graphs have been made of electrical resistivity actual value deviations from the approximate value calculated using the formulae for direct current under various model parameters and field frequency parameters. The article proposes the methods of constructing and using the corresponding nomograms for apparent electrical resistivity approximate values correction calculated using the formulae for stationary electric field.

Summary. The obtained results can be applied when processing the data from alternating current conductive sounding to correctly interpret the frequency effect as well as in the course of studying polarization properties of a medium, particularly when investigating with the frequency dispersion method.

Key words: *electrical exploration; resistivity technique; alternating current; harmonic dependence; four-electrode Schlumberger array; apparent electrical resistivity.*

Introduction. It is well-known that electrical exploration with the alternating current resistivity technique is widely applied in geoelectric surveys. It is conditioned by the fact that the use of generator and measurement instruments at fixed frequencies makes it possible to avoid the undesirable effect of electrodes polarization when installing supplying and receiving ground as well as to eliminate noise in the received signal caused by stray voltage of natural and technogenic origin. However, the main advantage is connected with its ability to more selective excitation of a sounding electromagnetic (EM) field and desired signal reception at fixed frequencies depending on the present task character and the depth of field penetration into the earth.

In modern production run electric exploration equipment, in particular, ERA-MAX (produced by RPE ERA, St. Petersburg), a whole range of frequencies from 1.22 to

2500 Hz is used with a step of frequency doubling in low-frequency and high-frequency bands. If the band of low frequencies increases application possibilities of traditional conductive electric exploration methods with galvanic contacts with ground then the use of high frequencies has become successfully applied in electric exploration by the noncontact resistivity technique (NRS) which was developed by B. G. Sapozhnikov in the last century [1] but never became widely used because the required production run equipment was lacking at that time.

It should be noted that in most cases the methods of interpreting and processing the data from alternating current conductive soundings are based on computation structures and algorithms applied in direct current electric exploration methods.

If for low frequencies, not exceeding first dozens of herz and possessing relatively high-resistivity host medium and not too long cable for supplying ground, the static approximation is rather well-founded [2, 3], then in other cases the distortions of received desirable signal are possible conditioned by the emergence of induction currents both in the host medium and in the receiver circuit caused by the alternating current in the cable energizing the field [3, 4]. Research [4] introduces the estimates of the higher frequency value up to which induction currents influence can be neglected. According to the described calculations, these frequencies are directly proportional to medium resistivity and inversely proportional to the length of a cable.

Need for such restrictions is caused by the fact that with the increase in the frequency of the energized electromagnetic field, rock resistivity may decrease especially in rocks with ore mineralization inclusions; it opens up new possibilities to discover additional parameters in frequency domain reflecting electrophysical and petrophysical properties of a medium, in particular, polarization which has earlier been determined with the help of direct current induced polarization method [2].

To study rock polarization properties in frequency domain, the method of frequency dispersion [5] has been developed; it was widely applied in the 1970s during prospecting and exploration operations in sulphide and copper-sulphide deposits in various parts of the USSR [6].

There have been similar investigations abroad, including the study of the frequency effect or percent frequency factor PFF [7, 8]. Experimental research stated that measurements of complex electrical resistivity in wide frequency band at large North-American ore deposits reveal significant variations in the spectral indices for sulphides, magnetites, graphites and copper, which is apparently conditioned by their mineral structures diversity [9].

Despite many research projects dedicated to the method of frequency-domain induced polarization, discussion continues and a number of issues concerning measurement methods and experimental data processing as well as their further interpretation remain unresolved [10, 11].

One issue is connected with the extraction of information-bearing polarized signal contribution from measurement data with the noise of various origins as well as with the account of inductive effect at the stage of primary data processing.

Theoretical calculations in research [4] have shown that with frequency rise or host medium electrical resistivity reduction, inductive component will inevitably cause errors in the determination of apparent resistivity ρ_k calculated using stationary field formulae, as a result a need arises for calculated values correction for their further interpretation.

One method of such correction has already been proposed by A. V. Veshev at the end of the last century [3] but due to high labour intensity it never become a frequent practice in alternation current geological research. The procedure of the method's application is based on the energizing source normal EM field morphology investigation and the determination of allowable measurement range of "distance and frequencies at which the unequivocal dependence from ρ is obtained" [3].

At a fairly recent time the mentioned procedure has found application when calculating the influence of transmitter circuit EM induction on the results of measurements with the method of frequency dispersion with a middle gradient array [12].

Note that under EM field excitation with the system of prefixed sources, apart from the electric field vortex constituent, potential variable component also emerges in the earth which depends on the current electrodes array as well as on the properties of the medium and field frequency.

The analysis of a normal EM field is significantly simplified if vortex and potential components are preliminarily determined in the calculated field elements, the former of which is conditioned by induction currents in the earth and energized vortex monopoles in a power cable, and the latter is conditioned by the galvanic currents generation from alternating scalar monopoles in the areas of current ground connections [13].

The present research introduces calculation and analysis of contribution into normal EM field made by galvanic contacts with ground for a collinear four-electrode Schlumberger array [2] which is widely accepted in geoelectric surveys. The methods of apparent electrical resistivity approximate values correction is discussed calculated with the formulae for a stationary field under various array sizes, medium conductivity and field frequency.

Problem statement. Let us consider the symmetrical collinear four-electrode Schlumberger array with current-transmitting electrodes in points A (+) and B (-), measuring electrodes in points M and N . Origin of coordinates is assigned to the array center in the point O (fig. 1).

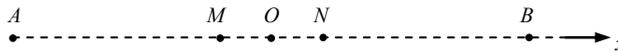


Fig. 1. A scheme of the four-electrode array
Рис. 1. Схема четырехполюсной установки

Then a well-known formula for apparent resistivity at direct current in the cable takes the form [2]:

$$\rho_k = \pi \frac{r_{AM} r_{AN}}{r_{MN}} \frac{\Delta U_{MN}}{I}$$

or

$$\rho_k = K \frac{\Delta U_{MN}}{I},$$

where r_{AM} , r_{AN} – the distances between the point of the supplying ground A and the measurement points M and N which are equal to the corresponding distances r_{BN} , r_{BM} between the point of the supplying ground B and the measurement points N and M , which determine the coefficient of the array K ; r_{MN} – the distance between the receiving ground connections M and N ; ΔU_{MN} – potential difference measured in MN ; I – electric current in the source.

The given array is called “ultimate” [14] under a sufficiently small distance between the receiving ground connections, so

$$\frac{\Delta U_{MN}}{r_{MN}} \approx E_{MN},$$

where E_{MN} – electric field intensity component along MN line.

Then ρ_k can be directly expressed in terms of the electric field intensity in the array center (point O) equidistant from the sources A and B at a distance r :

$$\rho_k = \pi r^2 \frac{E(r)}{I}. \quad (1)$$

It is known that ρ_k value calculated with this formula characterizes actual resistivity of the sounded medium only for homogenous half-space; in other cases, particularly for stratified and horizontally inhomogenous media, ρ_k is some fictitious quantity depending on the geometrical dimensions of the ground connections array and the structure and electrophysical properties of the medium [2].

While for static electric field there is a great number of methods of ρ_k calculated values data processing as well as further qualitative and quantitative interpretation and final geological interpretation of the results, then in case of alternating EM field as early as in the very beginning of results processing a range of problems emerges requiring separate explanation.

Let us turn our attention to the most important among them: 1) what $\tilde{\rho}_k$ value represents for an alternating EM field energized in harmonic mode and 2) in what cases it is possible to get the analogue of formula (1) for immediate application in the alternating current resistivity method.

On the apparent and efficient resistivity of a medium. Let us briefly consider the methods of estimating the apparent electric resistivity of a medium at its sounding with electromagnetic field energized in harmonic mode with the circular frequency ω through a ground connected cable of finite dimensions [3].

Initial data include the measured intensity of an alternating electric field E_ω or its modulus $|E_\omega|$ in the receiving line MN , electric current I in the power cable as well as the coefficient of array K depending on the position of current and receiving electrodes.

According to these data, firstly, the parameter ρ_ω is determined with the formula typical for direct current sounding arrays:

$$\rho_\omega = K \frac{E_\omega}{I}, \quad (2)$$

which only conventionally is taken as alternating current "apparent resistivity". At that, ρ_ω not at all characterizes actual resistivity of medium ρ in homogenous half-space, as compared to direct current resistivity technique. In order to establish a similar analogy for alternating field energized with cyclic frequency f , the notion of efficient resistivity ρ_{ϕ} has been introduced the calculation of which arouses real practical interest because it characterizes electrical resistivity in homogenous half-space [3].

To determine ρ_{ϕ} , dependences ρ_ω/ρ_{ϕ} on ρ_ω/R^2f have preliminarily been calculated according to analytical formulae for electrical components of an alternating EM field where R is the distance between the middle of the transmitter circuit AB and the point of observation. Firstly, according to the measured values of E_ω taking into account known R and f , ρ_ω/R^2f is found, and then using the nomogram the value of ρ_ω/ρ_{ϕ} is determined, from which the target value of ρ_{ϕ} is finally calculated [3].

Calculation and results discussion. Let us refer in detail to expression (1). As it has already been noted before, value ρ_ω calculated using the formula for direct current has a fictitious character and doesn't correspond to the notion of alternating current apparent resistivity $\tilde{\rho}_k$. The main reason is that this formula is introduced for four-electrode system for stationary electric field measurement.

On the other hand, mathematical formalism allows to transform it to:

$$E(r) = \rho \frac{I}{\pi r^2} = \frac{1}{\sigma} \frac{I}{\pi r^2} \quad (3)$$

and interpret it as an electric field of two bipolar point sources in homogenous conductive half-space with electrical conductivity σ .

Hence, if we had an expression similar to (3) but for alternating electric field, a parameter (ρ or $1/\sigma$) entering into it would allow, as a result of an inversion formula, to determine exactly the apparent resistivity of inhomogeneous medium $\tilde{\rho}_k$, which really coincides with the resistivity of a homogenous half-space.

Such expression can be obtained in keeping with the results of [15] where formulae are derived for the components of an alternating EM field energized by an electric charge in a homogenous conductive half-space with harmonic time dependence.

Let us transform the expression only for the field component complex amplitude \tilde{E}_x , neglecting displacement currents and assuming that the line of the four-electrode Schlumberger array (fig. 1) is oriented along axis x of a Cartesian coordinate system $\{x, y, z\}$. Assuming that charges (point ground connections of current electrodes) are situated on the surface of the conductive half-space in points $A(x_A, 0, 0)$ and $B(x_B, 0, 0)$, and field calculation is conducted in the point $O(x_O, 0, 0)$ corresponding with the origin of coordinates, then the expression becomes significantly simpler:

$$\text{for a charge in point } A: \quad \tilde{E}_x|_A = \frac{I}{4\pi\sigma} \left[-2 \frac{\partial}{\partial x} \left(\frac{\exp(ikr)}{r} \right) - \frac{ikx_A}{R_A^2} + \frac{ikx_A}{R_A^2} \exp(ikR_A) \right];$$

$$\text{for a charge in point } B: \quad \tilde{E}_x|_B = \frac{I}{4\pi\sigma} \left[-2 \frac{\partial}{\partial x} \left(\frac{\exp(ikr)}{r} \right) - \frac{ikx_B}{R_B^2} + \frac{ikx_B}{R_B^2} \exp(ikR_B) \right],$$

where $R_A = \sqrt{(x_A - x_O)^2} = R_B = \sqrt{(x_B - x_O)^2} = r$, $k = \sqrt{i\omega\sigma\mu}$ – the wave number in quasi-steady approximation; μ – the magnetic permeability of the medium; I – the amplitude value of electric current in the source; the remaining quantities keep former values.

Using the principle of superposition of a field from two sources taking into account that $x_A = -r$, $x_B = r$, we find the final expression for complex amplitude E_x component of the electric field energized in the harmonic mode with the circular frequency ω by point power supplying ground connections in the symmetrical four-electrode Schlumberger array:

$$\tilde{E}_{x\omega}(r) = \frac{I}{\pi\sigma} \frac{1}{r^2} \exp(ikr). \quad (4)$$

Under $\omega \rightarrow 0$ from (4) follows a know formula calculating the intensity of a stationary field energized by the same array in the homogenous conductive half-space.

A significant difference between this expression and (2) is that the quantity of electrical conductivity entering into it (and consequently, the inverse quantity of electrical resistivity) characterizes material electrophysical parameters of a medium simulation which under practical data processing from inhomogenous medium sounding with the use of (4), will make it possible to determine the target value of $\tilde{\rho}_k$ alternating current apparent resistivity.

It can also be seen from (4) that electric field intensity depends not only on the electrophysical properties of a medium directly, but also from the dimensionless wave parameter kr indirectly, which is the characteristic of alternating current electromagnetic sounding [7].

Taking into account that modern production run electric exploration equipment for conductive methods in the majority of cases does not allow to carry out phase measurements, it is possible to get the corresponding analogue for a modular component of a field from expression (4):

$$|\tilde{E}_{x\omega}(r)| = \frac{I\tilde{\rho}}{\pi} \frac{1}{r^2} \exp\left(\sqrt{\sigma\omega\mu}r \cos \frac{3\pi}{4}\right). \quad (5)$$

Electric resistivity of the medium is symbolized by ρ_ω , calculated using the formula for direct current for alternating current measured component $|\tilde{E}_{x\omega}(r)|$, i. e.

$$\rho_\omega = \frac{\pi r^2}{I} |\tilde{E}_{x\omega}(r)|. \quad (6)$$

Then from (5) follows the expression which determines electrical resistivity of homogenous conductive half-space ρ or apparent resistivity of inhomogenous medium $\tilde{\rho}_k$ determined under the alternating current sounding with the use of the symmetrical four-electrode Schlumberger array:

$$\tilde{\rho} = \rho_\omega \exp\left(\sqrt{\sigma\omega\mu}r \cos \frac{\pi}{4}\right). \quad (7)$$

Therefore, the difference between exact and approximate calculation of electrical resistivity is characterized by the exponential uniform dependence both on the field frequency and array halfspread and on the dimensionless wave parameter $\xi = |kr| = r\sqrt{\sigma\omega\mu}$.

Analyzing (5)–(7), it can be noted that the measured value of apparent resistivity using the formula for direct current is defined with a higher error for the sounded areas of increased electrical conductivity of a medium under other conditions being equal (fixed frequency of current and array dimensions). For example, fig. 2 represents the graphs of relative values of $\rho_{\text{отн}} = \rho/\rho_\omega$ if the halfspread of an array r is increased from 10 to 100 m under various ratio f/p , accepted as a code for curves, where $f = \omega/2\pi$ is a cyclic frequency of an alternating field.

Research [3] presents the analysis of expressions for the elements of an EM field of a ground connected electrical dipole and the cable of a finite length showing that “according to the value of ξ it is possible to determine only ρ_ω/ρ ratio for homogenous medium or $\rho_\omega/\tilde{\rho}$ for inhomogenous medium, and according to them, knowing ρ_ω/ρ , determine the values of ρ or $\tilde{\rho}$ ”. Such succession provides for the preliminary construction of the corresponding nomograms which determine the target quantities by the measured components of an electric field during conductive electrical sounding.

On the methodology of nomogram construction. The present research considers an alternative procedure of constructing a nomogram with regard to the data from alternating current electrical sounding with the use of the symmetrical four-electrode Schlumberger array.

Firstly, according to the preset values $\xi = r\sqrt{\sigma\omega\mu}$ of the expression is calculated

$$\frac{\rho}{\rho_\omega} = \exp\left(\sqrt{\sigma\omega\mu}r \cos \frac{\pi}{4}\right)$$

and the ratio

$$\frac{r^2 f}{\rho} = r^2 \frac{\omega}{2\pi} \sigma = \frac{|kr|^2}{2\pi\mu}. \tag{8}$$

Then $r^2 f / \rho$ is multiplied by the corresponding value ρ / ρ_ω , as a result, functional dependence appears $F = |k_\omega r|^2 / 2\pi\mu$, where $|k_\omega| = \sqrt{\omega\mu\sigma_\omega}$ is an approximate value of a wave number defined by the calculated value of the electric conductivity of the medium $\sigma_\omega = 1/\rho_\omega$ according to the formula for direct current (6).

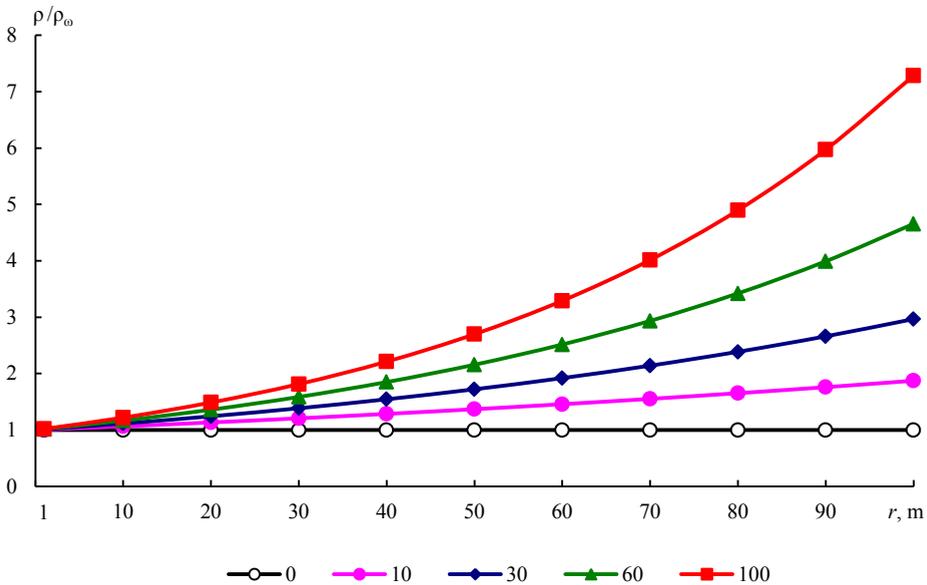


Fig. 2. Graphs of relative values of $\rho_{отн} = \rho / \rho_\omega$ under various f/ρ ratio
 Рис. 2. Графики относительных значений $\rho_{отн} = \rho / \rho_\omega$ при разном отношении f/ρ

On the other hand, the very numerical value of F is defined by the expression

$$F = \frac{r^2 f}{\rho} \frac{\rho}{\rho_\omega} = \frac{r^2 f}{\rho} \exp\left(\sqrt{\sigma\omega\mu}r \cos \frac{\pi}{4}\right) = \frac{|kr|^2}{2\pi\mu} \exp\left(|kr| \cos \frac{\pi}{4}\right),$$

where k is an actual value of a wave number depending on the material parameters of a medium. As a result, direct correspondence between approximate and exact values of a wave parameter is established

$$|k_\omega r| = |kr| \sqrt{\exp\left(|kr| \cos \frac{\pi}{4}\right)},$$

which takes part in further construction of a nomogram.

Note that the described succession in the construction of a nomogram using ratio (8) which is connected with the numerical values of abscissa makes it possible to trace change in the function from the very minor values of a wave parameter $\xi = |kr| = r\sqrt{\sigma\omega\mu}$, or from the increase in the halfspread of an array (under fixed frequency), which is more convenient than in Veshev's construction methods (which uses inverse ratio $\rho / r2f$).

By way of example a nomogram is given, which have been calculated according to the described methodology, to correct the modulus of electrical number $|e_x| = \rho_\omega / \rho$ according to the value of which, taking into account the approximate value of ρ_ω obtained from (6), it is possible to get the target value of apparent electrical resistivity (fig. 3).

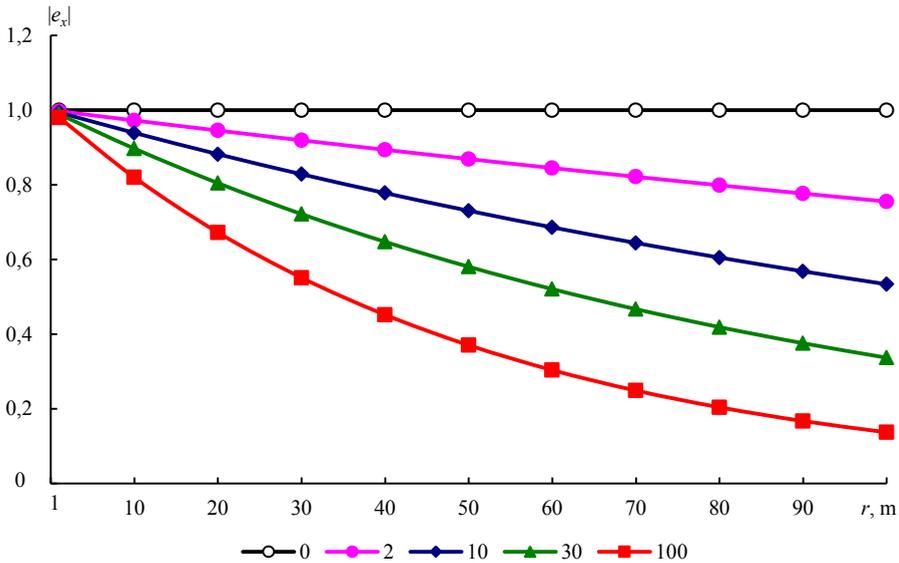


Fig. 3. Nomogram construction for a modulus of an electrical number under various f/ρ ratio
Рис. 3. Построение номограммы для модуля электрического числа при разном отношении f/ρ

The present curves are calculated for typical values of f/ρ ratio and the halfspread of an array r (stated in meters) more characteristic of shallow geoelectric survey.

The procedure for nomograms application is as follows. At first, in each sounding location according to the preset values of r, f and ρ_ω calculated from (6), a point at the corresponding approximate curve is found, which the exact value of $|k_\omega r|$ and therefore $|e_x|$ is compared with. Then, with the account of (8) the ratio

$$\frac{f}{\rho_\omega} = \frac{|k_\omega r|^2}{2\pi\mu} \frac{1}{r^2} = \frac{|k_\omega|^2}{2\pi\mu},$$

is found, allowing to establish the choice of the nearest curve according to the acquired value, according to the preset value of r the position of the point at this curve is defined concretely; the curve determines the value of ρ_ω / ρ at the axis of coordinates further finding the exact quantity of apparent electrical resistivity.

It can be seen on fig. 2 that the error of approximate formula (2) application for electrical resistivity calculation increases with the rise of f/ρ ratio and in practice it can reach very significant values. It results in the emergence of false anomalies

in section ρ_{ω} and thereby can lead to wrong geological explanation of interpretation results even for one frequency.

In the methods which use multifrequency measurements, for example the frequency dispersion method [5], calculation error of apparent ρ_{ω} using the formula for direct current will also lead to misidentification of a frequency dispersion coefficient or a percent frequency effect [7] and to inadequate estimation of geological terrain sounded area polarization properties.

Summary. The notion of apparent resistivity is defined concretely; it is determined directly from the data from electrical component measurement of an alternating EM field energized in a harmonic mode with the use of the collinear four-electrode Schlumberger array applied in electrical exploration research methods.

From the earlier solution to the problem of electrical charge in homogenous conductive half-space with harmonic time dependence, an analytical expression for electric component of an alternating EM field intensity has been derived, energized by point ground connections in the symmetrical ultimate Schlumberger array.

With regard to modular measurements of electric field intensity, the analysis has been made and graphs have been constructed for the errors of an actual value of electrical resistivity from approximate one, calculated using the formulae for direct current under various parameters of the array, half-space conductivity, and field frequency.

An alternative methodology has been proposed for construction and application of corresponding nomograms to correct approximate values of apparent resistivity calculated using the formulae for static electric field.

The present results and the alternative methodology can be applied in alternating current conductive electrical sounding data processing for correct interpretation of a percent frequency effect as well as in the course of estimating polarization properties of a medium, in particular, when investigating with the method of frequency dispersion. There are reasons to expect that this method, which has successfully proved itself in prospecting and exploration operations at sulphide and copper-sulphide deposits, will be applied in ecological investigations as well.

REFERENCES

1. Nakhabtsev A. S., Sapozhnikov B. G., Iabluchanskii A. I. (eds.) Electric profiling with ungrounded operating lines. Leningrad: Nedra Publishing; 1985. (In Russ.)
2. Zaborovskii A. I. *Electric exploration*. Moscow: Gostoptekhizdat Publishing; 1963. (In Russ.)
3. Veshev A. V. Direct and alternating current electric profiling. Leningrad: Nedra Publishing; 1980. (In Russ.)
4. Gurevich Iu. M., Kormiltsev V. V., Ulitin R. V. Physical-theoretical fundamentals of the method of alternating current induced polarization. In: *Phase and amplitude measurements of polarization in ore deposits: collected papers*. Sverdlovsk: USC AS USSR Publishing; 1973: 35–55. (In Russ.)
5. Kononenko I. I., Rodionov P. F., Ulitin R. V., Chelovechkov A. I. Methods and technique of field works and office study in the method of alternating current IP. In: *Phase and amplitude measurements of polarization in ore deposits: collected papers*. Sverdlovsk: USC AS USSR Publishing; 1973: 71–85. (In Russ.)
6. Kononenko I. I., Rodionov P. F., Chelovechkov A. I. The application of a method of alternating current IP in ore deposits. In: *Phase and amplitude measurements of polarization in ore deposits: collected papers*. Sverdlovsk: USC AS USSR Publishing; 1973: 86–112. (In Russ.)
7. Hallof P. G. A comparison of the various parameters employed in the variable-frequency induced-polarization method. *Geophysics*. 1964; 29 (3): 425–433.
8. Bertin J., Joeb J. *Experimental and theoretical aspects of induced polarization. V.1. Presentation and application of IP method case histories*. Berlin–Stuttgart, 1976. 250 p.
9. Pelton W. H., Ward S. H., Hallof P. G., Sill W. R., Nelson P. H. Mineral discrimination and removal of inductive coupling with multifrequency IP. *Geophysics*. 1978; 43 (3): 588–609.
10. Pelton W. H., Sill W. R., Smith B. D. Interpretation of complex resistivity and dielectric data. Part I. *Geophysical Transactions*. 1983; 29 (4): 297–330.
11. André Revil. How useful is spectral induced polarization? In: *23th Symposium on the Application of Geophysics to Engineering and Environmental Problems. Keystone, Colorado, USA, 2010*. P. 937–940.

12. Tkachev A. V., Khasanov I. M. Evaluating influence of power lead's electromagnetic induction on the measurement data with frequency dispersion method and middle gradient device. *Geofizika = Geophysics*. 2014; 4: 74–79. (In Russ.)

13. Sapozhnikov B. G. Scalar and vector monopoles – elementary sources of normal electric fields. *Voprosy geofiziki = Problems of Geophysics*. 2011; 44: 114–123. (The scientific papers of SPbSU). (In Russ.)

14. Zhdanov M. S. *Electric exploration*. Moscow: Nedra Publishing; 1986. (In Russ.)

15. Shestakov A. F. The task about electric charge in the homogeneous conductive half-space with harmonious dependence on time. *Uralskii geofizicheskii vestnik = Ural Geophysical Herald*. 2016; 1(27): 58–69. (In Russ.)

Received 29th June, 2018

Information about authors:

Aleksei F. Shestakov – D. Sc. in Physics and Mathematics, the Head of the Laboratory of Ecological Geophysics UB RAS. E-mail: alfsh@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-59-69

О методе сопротивлений на переменном токе с применением установки Шлюмберже

Шестаков А. Ф.¹

¹ Институт геофизики им. Ю. П. Булашевича УрО РАН, Екатеринбург, Россия.

Реферат

Актуальность работы обусловлена необходимостью адекватной обработки измеренных данных методом сопротивлений на переменном токе с гармонической зависимостью от времени для последующей качественной и количественной их интерпретации.

Цель работы – установить характерные особенности в отклонении точных значений электросопротивления модельной среды от приближенных, вычисляемых по формулам для постоянного тока, и предложить методику корректировки приближенных значений по модульным значениям напряженности электрического поля, измеряемым современной серийной электроразведочной аппаратурой.

Методы исследования: теоретические расчеты, математическое моделирование и сравнительный анализ полученных зависимостей от параметров модели.

Результаты исследования. Обоснована постановка задачи при определении кажущегося электросопротивления среды при ее возбуждении переменным током с гармонической зависимостью от времени. Получено аналитическое выражение, определяющее напряженность переменного электрического поля для симметричной четырехполюсной установки Шлюмберже, расположенной на однородном проводящем полупространстве. Применительно к модульным измерениям напряженности электрического поля проведен анализ и построены графики отклонений реального значения удельного электрического сопротивления от приближенного, вычисляемого по формулам для постоянного тока, при различных параметрах модели и частоты поля. Предложена методика построения и использования соответствующих номограмм для корректировки приближенных значений кажущегося электросопротивления, вычисленных по формулам для стационарного электрического поля.

Выводы. Полученные результаты могут найти применение при обработке данных кондуктивных электроразведочных на переменном токе для корректного истолкования частотного эффекта и в процессе изучения поляризационных свойств среды, в частности при проведении исследований методом частотной дисперсии.

Ключевые слова: электроразведка; метод сопротивлений; переменный ток; гармоническая зависимость; четырехполюсная установка Шлюмберже; кажущееся электросопротивление.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Электропрофилирование с незаземленными рабочими линиями / сост. А. С. Нахабцев, Б. Г. Сапожников, А. И. Яблчанский. Л.: Недра, 1985. 96 с.
2. Заборовский А. И. Электроразведка. М.: Гостоптехиздат, 1963. 424 с.
3. Вешев А. В. Электропрофилирование на постоянном и переменном токе. Л.: Недра, 1980. 391 с.
4. Гуревич Ю. М., Кормильцев В. В., Улитин Р. В. Физико-теоретические основы метода вызванной поляризации на переменном токе // Фазовые и амплитудные измерения вызванной поляризации на рудных месторождениях: сб. статей. Свердловск: УНЦ АН СССР, 1973. С. 35–55.
5. Кононенко И. И., Родионов П. Ф., Улитин Р. В., Человечков А. И. Методика и техника полевых работ и камеральной обработки в методе ВП на переменном токе // Фазовые и амплитудные

измерения вызванной поляризации на рудных месторождениях: сб. статей. Свердловск: УНЦ АН СССР, 1973. С. 71–85.

6. Кононенко И. И., Родионов П. Ф., Человечков А. И. Применение метода ВП на переменном токе на рудных месторождениях // Фазовые и амплитудные измерения вызванной поляризации на рудных месторождениях: сб. статей. Свердловск: УНЦ АН СССР, 1973. С. 86–112.

7. Hallof P. G. A comparison of the various parameters employed in the variable-frequency induced-polarization method // *Geophysics*. 1964. Vol. 29. No. 3. P. 425–433.

8. Bertin J., Jobe J. Experimental and theoretical aspects of induced polarization. V.1. Presentation and application of IP method case histories. Berlin–Stuttgart, 1976. 250 p.

9. Pelton W. H., Ward S. H., Hallof P. G., Sill W. R., Nelson P. H. Mineral discrimination and removal of inductive coupling with multifrequency IP // *Geophysics*. 1978. Vol. 43. Iss. 3. P. 588–609.

10. Pelton W. H., Sill W. R., Smith B. D. Interpretation of complex resistivity and dielectric data. Part I // *Geophysical Transactions*. 1983. Vol. 29. № 4. P. 297–330.

11. André Revil. How useful is spectral induced polarization? // 23th Symposium on the Application of Geophysics to Engineering and Environmental Problems. Keystone, Colorado, USA, 2010. P. 937–940.

12. Ткачев А. В., Хасанов И. М. Учет влияния электромагнитной индукции питающей линии на результаты измерений методом частотной дисперсии с установкой срединного градиента // *Геофизика*. 2014. № 4. С. 74–79.

13. Сапожников Б. Г. Скалярные и векторные монополи – элементарные источники нормальных электрических полей // *Вопросы геофизики*. 2011. Вып. 44. С. 114–123.

14. Жданов М. С. *Электроразведка*. М.: Недра, 1986. 316 с.

15. Шестаков А. Ф. Задача об электрическом заряде в однородном проводящем полупространстве с гармонической зависимостью от времени // *Уральский геофизический вестник*. 2016. № 1(27). С. 58–69.

Сведения об авторах:

Шестаков Алексей Федорович – доктор физико-математических наук, заведующий лабораторией экологической геофизики Института геофизики УрО РАН. E-mail: alfsh@mail.ru

Для цитирования: Шестаков А. Ф. О методе сопротивлений на переменном токе с применением установки Шлюмберже // *Известия вузов. Горный журнал*. 2019. № 2. С. 59–69. (In Eng.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-59-69

For citation: Shestakov A. F. On the alternating current resistivity technique with the use of the Schlumberger array. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 59–69. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-59-69

Mine workings cross section convergence measurement errors

Evgenii Iu. Efremov¹

¹ Institute of Mining, Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, Russia

e-mail: efremov-eu@mail.ru

Abstract

Introduction. *Measuring deformations in horizontal mine workings cross section is one relevant method of investigating deformation processes in rock mass around working. When determining deformations, one crucial measurement component is the determination of measurement errors.*

Research aim *is to investigate measurement errors in the determination of horizontal mine workings cross section convergence. The displacement of the rock mass is considered as the projection of the deformation marks displacement vector on a plane underground working cross section.*

Research methodology *consists of two stages. At the first stage, deformation control benchmarks positional error is theoretically estimated depending on the position of a benchmark relative to the instrument. The estimate makes it possible to determine the influence of distance measurement errors and vertical and horizontal angles measurement errors based on the characteristics of high-precision total station. The second stage includes the estimate of horizontal mine workings convergence measurement errors in situ.*

Results. *The acquired values of the theoretical estimate of rms error of positioning in the plane of the cross section are in the range of 0.50–0.85 mm. In situ measurements in hard rock fixed 0–4 mm displacements of deformation control benchmarks. The estimate of the measurement errors shows that rms error of benchmarks position when measuring by repetition is about 0.4 mm. Convergence relative measurement error is 0.0001.*

Summary. *Actual errors of measuring with high-precision total station in mine conditions, if the measuring technique is maintained, are close to theoretical ones. It makes the given measurement method appropriate for monitoring the rock mass stress around mine workings and to determine mine workings convergence after drifting to determine the initial rock stress conditions or virgin rock stress.*

Key words: *total station theodolite; stress-strained state; mine workings walls convergence; rms error; measurement errors estimate.*

Introduction. The determination of a mine working cross section deformations is used at the solution of inverse problems to investigate the parameters of the stress-strained state of a marginal massif.

At present in geomechanical practice the methods of partial relief, such as borehole relief methods, relief slot methods, etc., are the widespread and detailed methods to determine the stress-strained state of a massif [1]. All the mentioned methods use relief sources (boreholes and slots) of small size not exceeding some dozens of centimeters.

The determination of geological terrain stress-strained state with a mine working as a relief source is a promising direction because in accordance with Saint-Venant's principle owing to the scale effect it makes it possible to study stress-strained state of a significantly larger volume of a massif as compared to the common methods [2–4].

When determining the convergence of mine workings cross section walls, walls deformations are associated with the displacement of deformation control benchmarks placed uniformly in the perimeter of the section (fig. 1, arrows indicating the

displacements of deformation control benchmarks; σ_2 – the direction of main stresses in the cross section; U – the magnitude of the displacement vector of a deformation control benchmark; ζ – the angle between the displacement direction and the vertical axis; R_3 – the equivalent radius of a mine working; B_1 – B_{14} – deformation control benchmarks).

The method of deformations determination in mine workings with the help of repeated lengths measurement with a surveying tape measure with a nonius and other similar methods is widespread and described [5, 6].

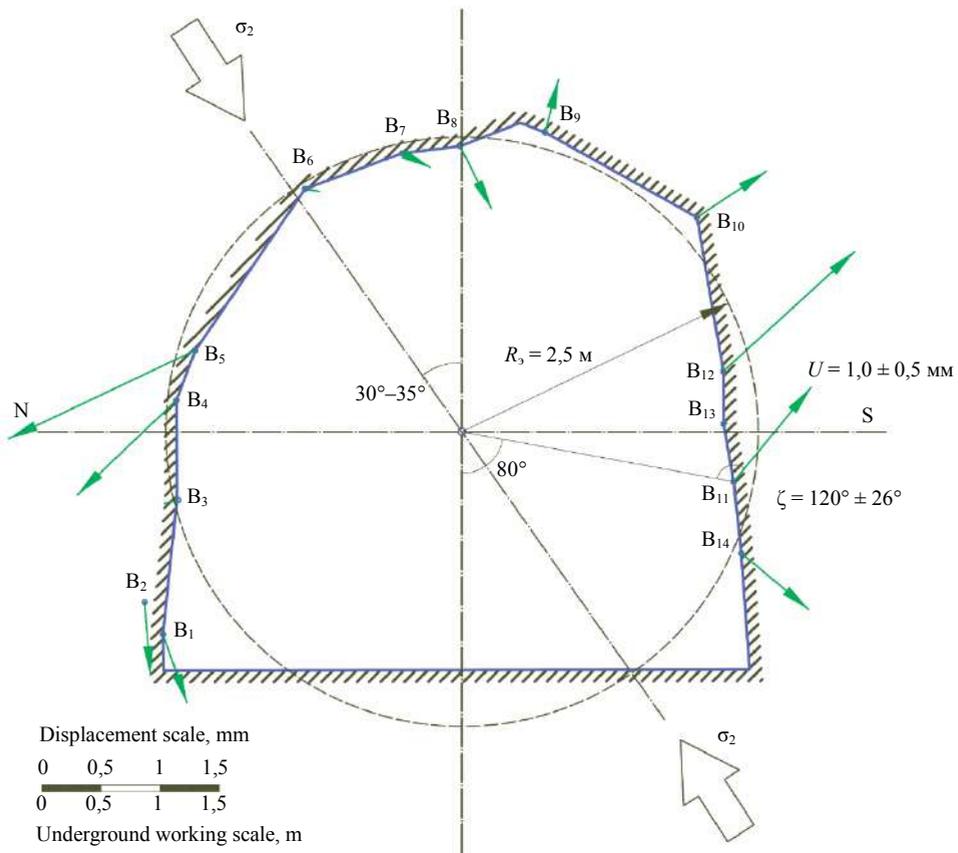


Fig. 1. Displacement of deformation control benchmarks in underground working cross section
 Рис. 1. Смещение деформационных марок в поперечном сечении выработки

In recent decades, surface laser scanning have been used to determine deformations in traffic tunnels and mine workings [7, 8].

At present there are operations where mine workings cross section convergence is determined with the use of electronic optical total station theodolites [9, 10].

The advantage of total station compared to tape measures is the possibility to place a large number of simply arranged deformation control benchmarks and to take measures in hard-to-get-at places [11]. In comparison with surface laser scanning, the use of total station theodolites can reduce measurement errors due to multiple measuring of deformation control benchmarks.

Based on information of the manufacturers, rms error (RMSE) of distance measurement in modern devices in the reflectorless mode is 0.6–1.2 mm. There are operations which demonstrate 0.54 measurement RSMD at the distance of 10 m for

high-precision total station theodolite Sokkia NET1200 in the conditions close to ideal [12]. However, when measuring in mine workings in the conditions of humidity, dustiness, immediate proximity of operating equipment, etc. measurement error can be higher than in laboratory setting.

The article considers deformation control benchmarks position determination errors using total station.

Research aims to substantiate theoretically the rms error value of deformation control benchmarks position determination with the use of total station and its comparison with benchmarks determination RMSE acquired when measuring in mine conditions.

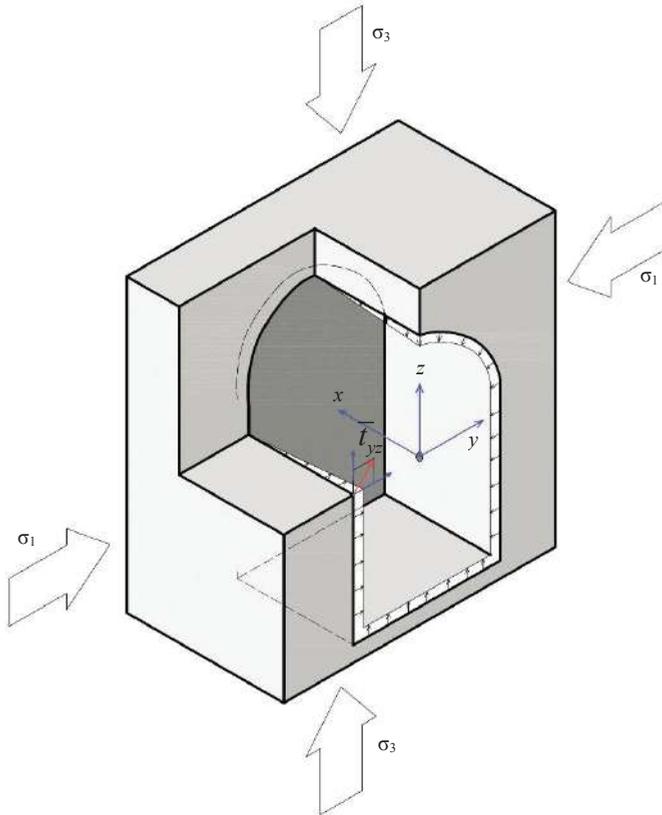


Fig. 2. Scheme of underground working deformation
Рис. 2. Схема деформирования поперечного сечения выработки

Research methodology and results. Theoretical estimate of a measurement error. Determination RMSE estimate is fulfilled in the system of coordinates. Origin of coordinates is the point of cross section geometrical center of a mine working. Axis x is directed along the axis of a mine working towards face retreat. Axis y is at the intersection of the horizontal plane and the plane of the mine working cross section complementing the system to the right-side. Axis z is directed upward.

The projection of deformation control benchmarks displacement vectors \bar{t}_{yz} on the plane of the cross section reflects the displacement of a rock mass (painted in red color at fig. 2).

The position of each deformation control benchmark is described by three coordinates in three-dimensional space. Initial data for coordinates determination are the parameters measured with a total station, they are the horizontal and vertical angles (α , γ) and the distance along the slope S :

$$\begin{cases} y = S \sin \gamma \cos \alpha, \\ x = S \sin \gamma \sin \alpha, \\ z = S \cos \gamma. \end{cases} \quad (1)$$

The errors in the measured parameters are the main sources of errors in benchmarks positioning. Thus, the position of a benchmark determined in the course of measurements is in the center of a figure limited by the value of measurement errors of a vertical angle, horizontal angle and the distance along the slope between the instrument and the measured benchmark (fig. 3, where α – measured horizontal angle; $\delta\alpha$ – horizontal angle error; S – distance; δS – distance error; δx – measurement error in the plane of the cross section).

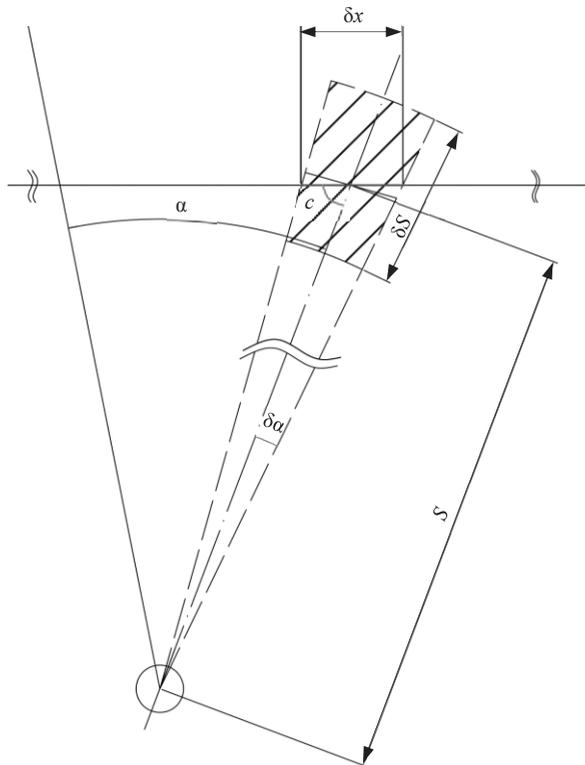


Fig. 3. Precision of deformation benchmark position
Рис. 3. Погрешность определения положения деформационной марки

In the measurement error theory, RMSE function of uncorrelated arguments is described as the square root of sum of partial derivatives products squares of a function of each argument for the RMSE of these arguments [13]:

$$m_u = \sqrt{\left(\frac{\partial u}{\partial x} m_x\right)^2 + \left(\frac{\partial u}{\partial y} m_y\right)^2 + \dots + \left(\frac{\partial u}{\partial n} m_n\right)^2}.$$

Using this expression to estimate errors of deformation control benchmarks position as compared to the values measured with a total station, in accordance with (1) we get:

$$\begin{aligned}
 M_x &= \sqrt{\left(\frac{\partial x}{\partial S} m_s\right)^2 + \left(\frac{\partial x}{\partial \gamma} m_\gamma\right)^2 + \left(\frac{\partial x}{\partial \alpha} m_\alpha\right)^2}; \\
 M_y &= \sqrt{\left(\frac{\partial y}{\partial S} m_s\right)^2 + \left(\frac{\partial y}{\partial \gamma} m_\gamma\right)^2 + \left(\frac{\partial y}{\partial \alpha} m_\alpha\right)^2}; \\
 M_z &= \sqrt{\left(\frac{\partial z}{\partial S} m_s\right)^2 + \left(\frac{\partial z}{\partial \gamma} m_\gamma\right)^2},
 \end{aligned} \tag{2}$$

where M_x , M_y , M_z – rms error of benchmark position along the corresponding axis determination; $\frac{\partial x}{\partial S}$, $\frac{\partial x}{\partial \gamma}$, $\frac{\partial x}{\partial \alpha}$, $\frac{\partial y}{\partial S}$, $\frac{\partial y}{\partial \gamma}$, $\frac{\partial y}{\partial \alpha}$, $\frac{\partial z}{\partial S}$, $\frac{\partial z}{\partial \gamma}$ – partial derivatives of coordinate functions according to the measured parameters: the distance along the slope, vertical and horizontal angles correspondingly; m_s , m_γ , m_α – error in distance and vertical and horizontal angles measurement; ρ'' – the number of seconds of arc in one radian (~206 265).

Estimation of deformation benchmark positioning rms errors
Обобщенные результаты контроля качества прогноза

Point number	S , m	γ , degrees	α , degrees	m_s , m	m_γ , degrees	m_α , degrees	M_x , mm	M_y , mm	M_z , mm	M_{xyz} , mm	M_{yz} , mm	$\frac{M_{xyz}}{M_{yz}}$
1	4.050	110.0	325.0	0.001	0.00028	0.00028	0.770	0.539	0.342	1.000	0.638	1.6
2	4.051	97.5	325.0	0.001	0.00028	0.00028	0.812	0.569	0.131	1.000	0.583	1.7
3	4.134	85.0	325.0	0.001	0.00028	0.00028	0.816	0.571	0.087	1.000	0.578	1.7
4	4.209	72.5	325.0	0.001	0.00028	0.00028	0.781	0.547	0.301	1.000	0.624	1.6
5	4.132	60.0	342.5	0.001	0.00028	0.00028	0.826	0.260	0.500	1.000	0.564	1.8
6	4.140	60.0	0.0	0.001	0.00028	0.00028	0.866	0.000	0.500	1.000	0.500	2.0
7	4.279	72.5	17.5	0.001	0.00028	0.00028	0.910	0.287	0.301	1.000	0.416	2.4
8	4.287	85.0	35.0	0.001	0.00028	0.00028	0.816	0.571	0.087	1.000	0.578	1.7
9	4.372	97.5	35.0	0.001	0.00028	0.00028	0.812	0.569	0.131	1.000	0.583	1.7
10	4.244	110.0	35.0	0.001	0.00028	0.00028	0.770	0.539	0.342	1.000	0.638	1.6
11	4.162	122.5	35.0	0.001	0.00028	0.00028	0.691	0.484	0.537	1.000	0.723	1.4
12	4.165	135.0	35.0	0.001	0.00028	0.00028	0.579	0.406	0.707	1.000	0.815	1.2

RMSE of distance measurement with modern high-precision devices is 1 mm (at fig. 3 – δS), horizontal and vertical angles – 1 s (at fig. 3 – $\delta \alpha$). At convergence determination, the distance between the instrument and deformation control benchmark is not more than 5–6 m. At such distances the influence of RMSE of angles measurement should not exceed 0.03 mm according to devices characteristics.

In the table based on expressions (2) the influence of a deformation control benchmark position is estimated (as measurement errors, passport specification of a high-precision instrument Sokkia NET1200 have been accepted – 1 mm, 1 s).

The conducted calculations allow to estimate the influence of separate components on the positional error. It has become clear from the analysis that the main contribution in benchmark positional error is made by distance measurement. This influence depends

on the angle between the beam of a rangefinder and the unknown plane of the cross section (angle c at fig. 3).

It can be seen from the table that positional RMSE in three measurements of M_{xyz} is from 1.6 to 2.0 RMSE in the plane of the cross section (M_{yz} , tinted column).

The analysis of the influence of a benchmark position towards the instrument on the positional error shows that with the given passport specifications of the device, RMSE of benchmark position in the plane of the cross section is from 0.42 to 0.82 mm.

Optimal instrument position for the minimization of measurement errors in this particular case depends on two variables – angle at which the collimating ray comes upon the deformation control benchmark and the distance between the instrument and the deformation control benchmark.

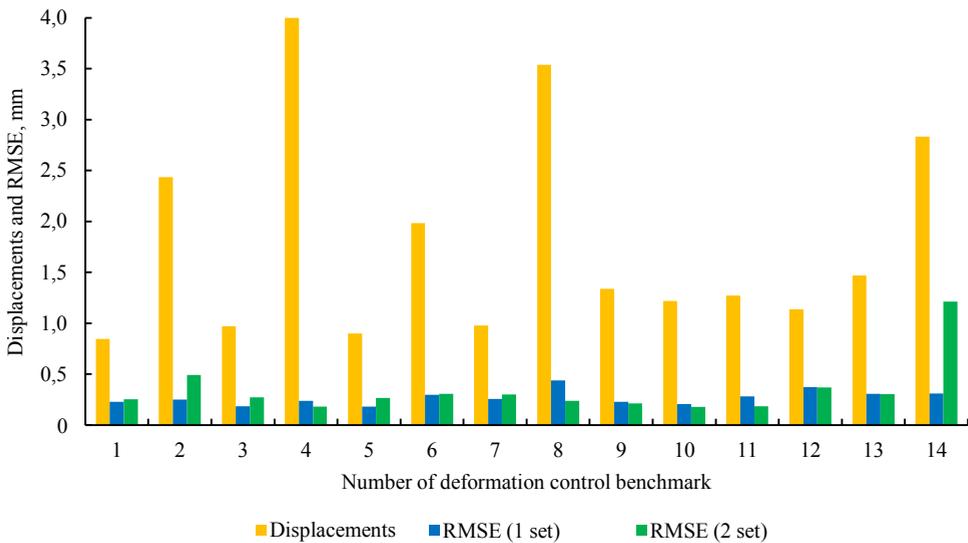


Fig. 4. A comparison of deformation control marks displacement and rms positional error
Рис. 4. Сопоставление смещений деформационных марок и среднеквадратической погрешности определения положения

The analysis of in situ measurement errors. The measurements of the walls and roof convergence in the face of the horizontal mine working have been analyzed according to the Bessel formula [14]

$$m_x = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n x_i^2}{n-1}},$$

where x_i is the position of a deformation control benchmark along the corresponding axis of coordinates.

Error along each axis separately, as well as total error and error in the plane of the cross section have been determined.

In order to check theoretical estimates, experimental operations have been conducted including 74 determinations of deformation control benchmarks positions (two sets of measurements in three different cross sections with 11–14 deformation control benchmarks in each cross section). The analysis has shown that when measuring by repetition (i. e. with four measurements for each deformation control benchmark within

one set of measurements), rms error in the plane of the cross section m_{yz} is 0.2–0.5 mm, 0.35 mm on average. The value of the defined displacements ranges within 0–4 mm. It generally depends on physical-mechanical properties of rock. The given measurements were taken in hard rock (Protodyakonov hardness coefficient $f > 10$); in this regard the fixed values are not smallish, however significantly exceeding measurement errors. The example of RMSE measurements comparison with the definite displacements for one cross section is presented at fig. 4.

As compared to theoretical rms errors calculated based on the characteristics of the instrument, actual errors are a little lower under distance measurement and exceed the theoretical ones a little under angles measurement. The approximate size of the cross section of a mine working is 4 m, thus, relative error of displacement measurement is about 1/10 000.

Summary. Measurement errors analysis has shown that the given method allows to measure the position of the deformation control benchmarks in the cross section of mine workings with rms error up to 0.4 mm. The given error appears somewhat lower than expected estimated at a level of 0.5–0.8 mm. The determined deformations exceed measurement errors 2–10 times, which allows to reliably determine mine working walls convergence. If measurement technique is maintained, mine conditions do not have any significant influence on measurement errors.

It should be noted that in practical application some restrictions are applied to the method of cross section deformations determination caused by the method of mining (orientation of mine workings, tunneling speed, operation cycle, etc.)

The application of electronic optical systems allows to determine mine workings walls deformation with a relative error of 1/10 000. Walls and roof convergence which have been determined in such a way can be used in mine workings stability monitoring. Another promising application of the given method is the determination of mine workings cross section deformation after drifting to determine initial rock stress conditions.

REFERENCES

1. Korablev A. A. *Modern methods and devices to study stress-strained state of rock massif*. Moscow: Nauka Publishing; 1969. (In Russ.)
2. Sashurin A. D., Balek A. E. Developing the methods of field measurements of stress-strain state of large sections of a rock mass. *Vestnik PNIPU. Geologiya i neftegazovoe delo = Perm Journal of Petroleum and Mining Engineering*. 2014; 11: 105–120. (In Russ.)
3. Efremov E. Iu., Zheltysheva O. D Method for determining the stress throughout the stretches of rock mass. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2013; 7: 34–39. (In Russ.)
4. Balek A. E., Efremov E. Iu. The substantiation of geomechanical conditions of "Udachnaya pipe" diamond deposit underground mining. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2017; 5: 39–45. (In Russ.)
5. Sinkevich N. I. Studying deformations at the contour of horizontal mine workings when driving at larges bases. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2005; 5: 326–328. (In Russ.)
6. Zubkov A. V. *Geomechanics and geotechnology*. Ekaterinburg: IM UB RAS Publishing; 2001. (In Russ.)
7. Puente I., Akinci B., González-Jorge H., Díaz-Vilariño L., Ariasc P. A semi-automated method for extracting vertical clearance and cross sections in tunnels using mobile LiDAR data. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2016; 59 (October): 48–54. DOI: 10.1016/j.tust.2016.06.010
8. Delaloye D., Diederichs M. S., Walton G., Hutchinson J. Sensitivity testing of the newly developed elliptical fitting method for the measurement of convergence in tunnels and shafts. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2015; 48 (March): 651–667. DOI: 10.1007/s00603-014-0566-0
9. Kontogianni V. A., Stiros S. C. Induced deformation during tunnel excavation: Evidence from geodetic monitoring. *Engineering Geology*. 2005; 79: 115–126.
10. Luo Y., Chen J., Xi W., Zhao P., Qiao X., Deng X., Liu Q. Analysis of tunnel displacement accuracy with total station. *Measurement*. 2016; 83 (April): 29–37. DOI: 10.1016/j.measurement.2016.01.025
11. Selin K. V., Shmonin A. B. Monitoring lining surface shifts of Chelyabinsk underground railway station "Trading center", being constructed by trigonometric leveling method. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2013; 7: 158–163. (In Russ.)

12. Katkova D. Iu. Study on the application of highly precise electronic tacheometer Sokkia net1200 with the survey of spatial construction of buildings and facilities. *Vestnik IuUrGU = Bulletin of SUSU*. 2011; 35: 44–47. (In Russ.)

13. Gordeev V. A. *Fundamentals of the theory of measurement errors*. Ekaterinburg: USAMG Publishing; 2000. (In Russ.)

14. Gudkov V. M., Khlebnikov A. V. *Mathematical processing of mine surveying-geodetic measurements*. Moscow: Nedra Publishing; 1990. (In Russ.)

Received 13th November, 2018

Information about authors:

Evgenii Iu. Efremov – scientific researcher of the Laboratory of Rock Displacement, Institute of Mining UB RAS. E-mail: efremov-eu@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-70-78

Погрешности измерения конвергенции поперечного сечения горных выработок

Ефремов Е. Ю.¹

¹ Институт горного дела Уральского отделения РАН, Екатеринбург, Россия.

Реферат

Введение. Измерение деформаций поперечного сечения горизонтальных выработок – один из актуальных способов изучения деформационных процессов в приконтурном массиве горных пород. При определении деформаций одной из ключевых составляющих измерений является определение погрешностей измерений.

Цель работы. Исследовать погрешности измерений при определении конвергенции поперечного сечения горизонтальных горных выработок. За перемещения массива принимаются проекции вектора смещения деформационных марок, заложенных в поперечном сечении горной выработки на плоскость сечения.

Методика работы состоит из двух этапов. На первом этапе производится теоретическая оценка погрешности определения положения деформационных марок в зависимости от положения марки относительно инструмента. Оценка позволяет определить влияние погрешностей измерений расстояний, вертикальных и горизонтальных углов на основе характеристик высокоточных электронно-оптических тахеометров. Второй этап включает оценку погрешностей измерений конвергенции горизонтальных горных выработок *in situ*.

Результаты. Полученные значения теоретической оценки среднеквадратической погрешности определения положения в плоскости сечения лежат в диапазоне 0,50–0,85 мм. Натурные измерения, произведенные в крепких породах, зафиксировали смещения деформационных марок на 0–4 мм. Оценка погрешностей проведенных измерений показывает, что среднеквадратическая ошибка положения марок при измерениях двумя полными приемами составляет около 0,4 мм. Относительная погрешность измерения конвергенции составляет 0,0001.

Выводы. Фактические ошибки измерений высокоточными электронно-оптическими тахеометрами в шахтных условиях, при соблюдении техники измерений, близки к теоретическим. Это делает применение данного метода измерений пригодным для мониторинга изменений напряженно-деформированного состояния горного массива вокруг выработок и для определения конвергенции выработок при уходе забоя для установления характеристик естественного поля напряжений в нетронутым массиве.

Ключевые слова: тахеометр; напряженно-деформированное состояние; конвергенция стенок выработок; среднеквадратическая погрешность; оценка погрешностей измерений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кораблев А. А. Современные методы и приборы для изучения напряженного состояния массива горных пород. М.: Наука, 1969. 128 с.
2. Сашурин А. Д., Балек А. Е. Совершенствование методики натурных замеров напряженно-деформированного состояния больших участков горного массива // Вестник ПНИПУ. Геология и нефтегазовое дело. 2014. № 11. С. 105–120.
3. Ефремов Е. Ю., Желтышева О. Д. Метод определения напряжений на протяженных участках массива горных пород // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 7. С. 34–39.
4. Балек А. Е., Ефремов Е. Ю. Обоснование геомеханических условий подземной разработки алмазного месторождения «Трубка Удачная» // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 5. С. 39–45.
5. Синкевич Н. И. Исследование деформаций контура горизонтальных выработок при их проходке на больших базах // ГИАБ. 2005. № 5. С. 326–328.

6. Зубков А. В. Геомеханика и геотехнология. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2001. 335 с.
7. Puente I., Akinci B., González-Jorge H., Díaz-Vilariño L., Ariasc P. A semi-automated method for extracting vertical clearance and cross sections in tunnels using mobile LiDAR data // *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2016. Vol. 59. October. P. 48–54. DOI: 10.1016/j.tust.2016.06.010
8. Delaloye D., Diederichs M. S., Walton G., Hutchinson J. Sensitivity testing of the newly developed elliptical fitting method for the measurement of convergence in tunnels and shafts // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2015. Vol. 48. March. P. 651–667. DOI: 10.1007/s00603-014-0566-0.
9. Kontogianni V. A., Stiros S. C. Induced deformation during tunnel excavation: Evidence from geodetic monitoring // *Engineering Geology*. 2005. No. 79. P. 115–126.
10. Luo Y., Chen J., Xi W., Zhao P., Qiao X., Deng X., Liu Q. Analysis of tunnel displacement accuracy with total station // *Measurement*. 2016. Vol. 83. April. P. 29–37. DOI: 10.1016/j.measurement.2016.01.025
11. Селин К. В., Шмонин А. Б. Контроль смещений поверхности обделки строящейся станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена методом тригонометрического нивелирования // *ГИАБ*. 2013. № 7. С. 158–163.
12. Каткова Д. Ю. Исследование по применению высокоточного электронного тахеометра Sokkia net1200 при съемке пространственного положения строительных конструкций зданий и сооружений // *Вестник ЮУрГУ*. 2011. № 35. С. 44–47.
13. Гордеев В. А. Основы теории ошибок измерений. Екатеринбург: УГГГА, 2000. 182 с.
14. Гудков В. М., Хлебников А. В. Математическая обработка маркшейдерско-геодезических измерений. М.: Недра, 1990. 335 с.

Сведения об авторах:

Ефремов Евгений Юрьевич – научный сотрудник лаборатории сдвижения горных пород Института горного дела Уральского отделения РАН. E-mail: efremov-eu@mail.ru

Для цитирования: Ефремов Е. Ю. Погрешности измерения конвергенции поперечного сечения горных выработок // *Известия вузов. Горный журнал*. 2019. № 2. С. 70–78. (In Eng.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-70-78

For citation: Efremov E. Yu. Mine workings cross section convergence measurement errors. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 70–78. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-70-78

Экологически устойчивое недропользование: понятие, основополагающие принципы

Косолапов О. В.^{1*}, Игнатьева М. Н.²

¹ Министерство природных ресурсов и экологии Магаданской области, г. Магадан, Россия

² Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: nedra1958@mail.ru

Реферат

Актуальность. XX век рассматривается как период столкновения современной цивилизации с природой, ответной реакцией на которое стала концепция устойчивого развития, ориентированная на совместное решение экологической, экономической и социальной проблем. Особого внимания заслуживает экологическая составляющая, так как природная база определяет существование цивилизации.

Цель исследования заключается в обосновании понятия экологически устойчивого недропользования и его основополагающих принципов.

Результаты исследования. В статье доказывается приоритетность экологически устойчивого развития, приводится формулировка этого понятия на основе обобщения и анализа основных принципов и критериев устойчивого развития с позиции экологической составляющей, обосновываются основополагающие принципы экологически устойчивого развития в отношении недропользования. В их числе: признание приоритетности природного аспекта в обеспечении устойчивого развития; подчинение экономики экологическим ограничениям; предупреждение разрушительных антропогенных воздействий, связанных с освоением ресурсов недр; бережное использование невозобновляемых ресурсов, объем которых не должен превышать объема хотя бы простого их воспроизводства; предупреждающее образование отходов в местах их возникновения и максимизации использования имеющихся; недопущение ухудшения качества окружающей человека среды; значимость человеческого потенциала, отличающегося экологизированным сознанием.

Выводы. Выявленные условия экологически устойчивого недропользования выдвигают новую систему требований к методическому обеспечению управления на уровне локальных объектов, в том числе горных предприятий.

Ключевые слова: устойчивое развитие; эколого-экономические аспекты; недропользование; основополагающие принципы.

Введение. XX в. стал веком столкновения современной цивилизации с природой. По мере расширения спектра и масштабов освоения природного потенциала использование компонентов природной среды по своей величине приблизилось к предельным значениям. К обострению проблемы исчерпаемости природных ресурсов добавилось мощное промышленное загрязнение окружающей среды. Планетарный характер приобрела проблема отходов (выбросы парниковых газов, смыв с сельскохозяйственных полей азотных и фосфорных удобрений, накопление в биоте тяжелых металлов и др.). Естественной реакцией на создавшуюся ситуацию стало обоснование необходимости сохранения биосферы как условия выживания и благополучия человека, а также требование взаимосвязи экономических проблем с проблематикой окружающей среды, впервые сфор-

мулированное на Всемирной конференции по проблемам окружающей среды (г. Стокгольм, 1972 г.). С этого момента рассмотрение естественных факторов стало осуществляться в совокупности с социально-экономическими. Отметим, что на конференции внимание было сосредоточено на экологическом аспекте и его взаимосвязке с развитием экономики.

Новое направление мирового развития, предложенное М. Стронгом на конференции в Стокгольме в документе «Стратегия глобального сохранения», опубликованном в 1980 г. Международным союзом охраны природы, получило определение «экоразвития» как экологически ориентированное социально-экономическое развитие. Позже появился термин «sustainable development», который был переведен на русский язык как «устойчивое развитие» (УР), ориентированное на совокупное рассмотрение трех проблем: экономической, социальной и экологической. Концепция устойчивого развития была признана Второй Всемирной конференцией ООН по окружающей среде и развитию (Рио-де-Жанейро, 1992 г.) и с этого момента помимо экологического она получила и социальное звучание [1]. Как показывает анализ, исследователи чаще всего обращают внимание на вопросы, связанные с экономически устойчивым развитием, которое рассматривается в ряде случаев с позиции экономической безопасности, а устойчивость экономических процессов связывается с оценкой финансовой деятельности. В процессе финансового анализа оценивается материальное состояние предприятия, его способность финансировать свою деятельность. Финансовое состояние считается устойчивым (абсолютно или нормально устойчивым), если запасы и затраты обеспечиваются суммой собственных средств или имеет место излишек этих источников. Под экономической устойчивостью предприятия понимается его способность к продолжительному осуществлению своей уставной деятельности на одном или нескольких отраслевых рынках, способность действовать неопределенно долго, преодолевая внешние обстоятельства.

Подобный подход к определению устойчивости применяется и в социальных системах. Человечество (общество) – это открытая система, функционирование и развитие которой зависит от состояния и динамики параметров внешней среды. Устойчивость общества – это его способность сохранять системные свойства при изменении внутренних и внешних факторов. Устойчивое социальное развитие, отражающее сбалансированность взаимоотношений в рамках социума, остается на сегодня наименее исследованным. В условиях предприятия социальное устойчивое развитие предполагает: справедливое распределение доходов; поддержание определенного уровня жизни работников предприятия и их семей; реализацию принципа социального партнерства при регулировании трудовых отношений; демократический коллективизм в управлении производством; организацию социального учета и отчетности; реализацию модели социальной ответственности бизнеса.

Результаты. При всей важности экономической и социальной составляющих особого внимания заслуживает природная (экологическая) составляющая, ибо ее отсутствие останавливает развитие цивилизации и в конечном счете приводит к всеобщему коллапсу: «Без природной базы исчезают какие бы то ни было основания даже для постановки вопроса об устойчивом развитии в иных аспектах», – считают авторы работы [2, с. 3]. Экологическая подсистема устойчиво существует уже миллионы лет и экологические требования инвариантны. Их соблюдение требует от субъектов управления принятия решений, основанных на использовании системы мер и инструментов, ориентированных на сохранение природы, гармонизацию отношений с природной средой. Понятие устойчивого развития выходит за рамки экологически устойчивого развития, но его обеспечение является непрерываемым приоритетом в решении рассматриваемой проблемы.

В начальном варианте понятие экоразвития, впервые сформулированное М. Стронгом, трактуется как экологически ориентированное социально-экономическое развитие, при котором рост благосостояния людей не сопровождается ухудшением среды обитания и деградацией природных систем. Экологически устойчивое развитие согласно [3, с. 106] определяется как «развитие, при котором благополучие людей обеспечивается сохранением источников сырья и окружающей среды как места стока загрязнений. Уровень выбросов не должен превышать ассимиляционную способность природы, а скорость использования невозобновимых ресурсов должна соответствовать их возмещению за счет замены возобновляемыми компонентами».

Автор [4, с. 165] определяет экоразвитие как «экологически приемлемое развитие, стремящееся оказать наименьшее негативное воздействие на окружающую среду. Взаимосвязанность и взаимозависимость экономического развития и возникающего антропогенного воздействия подчеркивает важность гармоничного и сбалансированного сочетания уровня социально-экономического развития общества и охраны окружающей среды, отношения к природе, прежде всего как к среде обитания». Ключевым вопросом в процессе взаимодействия природы и общества автор считает исключение функциональных нарушений природной среды в процессе антропогенных воздействий на нее, обусловленное необходимостью жизнеобеспечения общества. Е. Н. Бабина после уточнения теоретических представлений о сущности и содержании экологически устойчивого экономического развития предлагает рассматривать его как «обеспечение (при осуществлении хозяйственной деятельности) безопасности и благоприятных условий жизнедеятельности человека, ограничение негативного воздействия на окружающую среду и обеспечение охраны и рационального природопользования в интересах настоящего и будущего поколений» [5, с. 12].

Обобщение и систематизация основных принципов и критериев устойчивого развития (таблица) в отношении экологической составляющей позволили выявить среди них наиболее значимые, характерные для экологически устойчивого развития на локальном уровне. Первым существенным основополагающим принципом является признание приоритетности природного аспекта в обеспечении устойчивого развития. В свою очередь, значимость экологического фактора предопределяет переход от экономической к эколого-экономической системе (ЭЭС) и равноправность существования экологической подсистемы наряду с экономической в составе ЭЭС, их совместное функционирование, обеспечиваемое наличием взаимосвязей между подсистемами, которые в экологической подсистеме возникают естественным путем, а в экономической – организовано. Переход от экономической к эколого-экономической системе требует экологизации производственной деятельности, процесса управления, сознания, учета экологического фактора при принятии любого управленческого решения [6]. Учет экологического фактора в деятельности человека способствует гармонизации отношений в системе «общество–природа», обеспечивает «эколого-экономическое соизмерение и сбалансированность развития».

Ограниченность природных ресурсов предопределяет второй основополагающий принцип – подчинение экономики экологическим требованиям, т. е. ограничение техногенного пресса ассимиляционной емкостью природных систем, необходимостью сохранения их способности к самовосстановлению. Еще авторы Римского клуба считали, что емкости биосферных источников планеты заполнены и оценивали экологическую ситуацию как кризисную, однако разрушение экосистем продолжается и в настоящее время. Экологически устойчивое развитие признает наличие ограничений и пределов в использовании ресурсов природы, что требует на локальном уровне сбалансированности производственной

**Исходные положения устойчивого развития (УР)
Basic principles of sustainable development (SD)**

Основные положения УР [7]	Исходные положения УР [2, 3]	Основные положения УР [8]
В центре внимания люди, которые должны иметь право на здоровую и плодотворную жизнь в гармонии с природой	Обеспечение природно-экологической устойчивости на основе теории биотической регуляции окружающей среды	Необходимость сохранения качества окружающей среды и природных ресурсов
Чтобы добиться устойчивого развития, государство должно исключить или уменьшить не способствующие этому развитию модели производства и потребления	Обеспечение поддерживаемого экономического развития на основе радикально модифицированной рыночной системы	Отказ от погони за экономическим ростом любой ценой как основным показателем успешного развития
Охрана окружающей среды должна стать неотъемлемым компонентом процесса развития и не может рассматриваться в отрыве от него	Обеспечение устойчивого социального развития на основе принципа справедливости	Повышение качества жизни и рост благосостояния населения
Удовлетворение потребностей в развитии и сохранении окружающей среды должно рассматриваться с оглядкой не только на нынешнее, но и на будущее поколение	Обеспечение устойчивости демографической ситуации путем регулирования на уровне семьи	Признание необходимости учитывать интересы будущих поколений, их право на здоровую среду обитания и ресурсы для развития
Уменьшение разрыва в уровне жизни между странами, искоренение бедности и нищеты	Обеспечение тесного международного сотрудничества и кооперации для достижения целей устойчивого развития	
Критерии УР [9]	Принципы экоразвития [10]	Принципы УР [11]
Количество возобновляемых природных ресурсов и их возможность продуцировать биомассу не должны уменьшаться в течение времени (должен быть обеспечен режим, по крайней мере, простого воспроизводства)	Человек имеет право на благоприятные условия жизни в окружающей среде	Количество возобновляемых природных ресурсов должно хотя бы не уменьшаться с течением времени и обеспечивать режим простого воспроизводства
Максимально возможное замедление темпов истощения запасов невозобновляемых природных ресурсов	Природные ресурсы Земли, и особенно репрезентативные образцы естественных экосистем, должны быть сохранены на благо нынешнего и будущих поколений	Должно быть достигнуто максимально возможное замедление темпов истощения запасов невозобновляемых природных ресурсов
Возможность минимизации отходов на основе внедрения малоотходных, ресурсосберегающих технологий	Должна поддерживаться способность Земли воспроизводить жизненно важные ресурсы	Должно быть минимизировано получение отходов – на основе внедрения безотходных и ресурсосберегающих технологий
	Человек несет особую ответственность за сохранение и разумное управление продуктами живой природы и ее среды, что должно быть положено в основу планирования экономического развития	Загрязнение окружающей среды в перспективе не должно превышать современного уровня
	Невосполнимые ресурсы Земли должны использоваться так, чтобы обеспечить их защиту от истощения в будущем	

Принципы УР [12]	Критерии УР [13]	Принципы УР [14]
Обеспечение сбалансированности экономики и экологии, т. е. достижение такой степени развития, когда люди в производственной или иной экономической деятельности перестанут разрушать среду обитания	Потребление природных ресурсов не должно превышать возможности продуктивности и регенерации экосистем	Принцип приоритетности глобальных требований экологического императива по отношению к национальным и региональным стратегиям природопользования
Обеспечение сбалансированности экономической и социальной сфер, что означает максимальное использование в интересах населения тех ресурсов, которые дают экономическое развитие	Объемы выбросов, сбросов и неутилизируемых отходов, размещаемых в окружающей среде, не должны превышать ее ассимиляционных возможностей	Принцип предупреждения неблагоприятных экологических изменений и ответственности перед будущим
Решение задач, связанных с развитием, не только в интересах ныне живущих, но и всех будущих поколений, имеющих равные права на ресурсы	Использование невозобновляемых ресурсов возможно в объемах, которые компенсируются воспроизводством и ростом потребления возобновляемых ресурсов, замещающих невозобновляемые	Принцип подчинения экономики экологическим требованиям общества
	Развитие должно исключать неблагоприятные экологические последствия для нынешнего и будущих поколений	Принцип эколого-экономического соизмерения сбалансированности развития
	Должно быть обеспечено соблюдение интересов будущих поколений	
Основные условия УР [17]	Принципы [16]	Критерии УР [15]
Эффективное влияние в экономику доходов от использования невозобновляемых ресурсов при темпах изъятия, не превышающих темпа их замены возобновляемыми ресурсами в «ядре» экономики	Ограничение масштаба роста численности населения с учетом «несущей способности» Земли	Устойчивая скорость использования возобновляемых ресурсов не может превышать скорость самовосстановления этих ресурсов
Неистощительное использование возобновляемых ресурсов при темпах изъятия, не превышающих темпы восстановления	Обеспечение технического прогресса, гарантирующего рост эффективности, а не уровня производства	Устойчивая скорость потребления невозобновляемых ресурсов не может превышать устойчивость скорости, с которой для замещения невозобновляемых ресурсов может использоваться другой возобновляемый ресурс
Сохранение биоразнообразия, а также возобновляемых ресурсов для будущих поколений	Уравновешенное соотношение между использованием возобновляемых природных ресурсов и их запасами, регулирование уровня выбросов, который не превосходит ассимиляционную способность окружающей среды	Устойчивая скорость возникновения загрязнителей не должна превышать скорость, с которой загрязнитель может быть разложен, поглощен или переработан средой без вреда для соответствующего стока

техносферы с экологической техноемкостью территории. При этом ассимиляционная емкость экосистем определяется как «максимальная динамическая вместимость количества токсикантов, которое может быть за единицу времени накоплено, разрушено, трансформировано и выведено за пределы объема экосистемы без нарушения ее нормальной деятельности» [18]. С точки зрения теории биотической регуляции ассимиляционный потенциал рассматривается как «категория земель, создающая живую фитомассу и выполняющая в ландшафте функцию биотической регуляции, за счет которой ландшафт сохраняет устойчивость» [19].

Научно обоснованные экологические ограничения для разного типа экосистем и разнообразия техногенных нагрузок на сегодняшний день отсутствуют. При всей важности данной проблемы решение найти не так просто, ибо каждая из экосистем индивидуальна и не предполагает использования аналогов. Переход к экологическому нормированию, обеспечивающему соизмеримость техногенной нагрузки и ее восприятие без нарушения внутренних резервов самовосстановления экосистем, является той необходимостью, которая позволяет ввести экономику в экологические ограничения. Проблема давняя, решению которой посвящены десятки исследований, накоплен существенный факторологический материал, но она так и остается нерешенной в силу сложности обоснования экологических нормативов.

Наличие механизма биотической регуляции, поддерживающего устойчивость окружающей среды, предопределяет особую важность биотических сообществ, приоритетность сохранности их «здоровья» [20]. Однако не следует оставлять без внимания и абиотические компоненты, такие как водные ресурсы, почва, литосферный массив. В частности, в процессе недропользования, с которым связано антропогенное воздействие на недра, подземные воды, поверхностный слой земли, достаточно остро встает проблема регламентации геодинамических воздействий (изменение сейсмичности, упругости и т. д.) Особую значимость исследования по установлению ограничений имеют для нефтегазовых месторождений, отличающихся большой протяженностью и изменением напряженного состояния недр в связи с откачкой нефти и газа.

Третий принцип экологически устойчивого развития – это принцип предосторожности, предупреждения разрушительных антропогенных воздействий, которые могут привести к существенным нарушениям природных систем и ответным реакциям, объектом восприятия которых становится человек. Реализация принципа предполагает осуществление оценки воздействия до принятия основных решений по реализации намечаемой деятельности и учет полученных результатов при выработке и принятии решений. Наличие рассматриваемого принципа обуславливает презумпция потенциальной экологической опасности любой хозяйственной деятельности. Считается, что любой вид хозяйственной деятельности в той или иной степени экологически опасен, а потому его осуществление требует доказательств экологической безопасности, которые могут быть получены в процессе осуществления оценки воздействия на окружающую среду (ОВОС).

Подтверждением экологической безопасности служит установление соответствия намечаемой хозяйственной деятельности экологическим требованиям (экологическим нормативам, сбалансированности с ассимиляционным потенциалом и т. д.). Экологическое обоснование проектов на сегодня является обязательным условием проектирования, что в полной мере относится к проектам добывающей промышленности, так как для них разработка ОВОС является обязательной на стадиях прединвестиционной и стадии обоснования инвестиций.

Четвертый и пятый принципы имеют прямое отношение к использованию природных ресурсов: использование невозобновляемых ресурсов должно быть минимизировано, их объем не должен превышать объема заменителей, а исполь-

зование возобновляемых природных ресурсов не должно превышать объема хотя бы их простого воспроизводства. Невозобновляемые природные ресурсы в процессе их использования истощаются и не могут быть воспроизведены. С этой точки зрения приоритетную значимость приобретает задача максимального замедления темпов их истощения. В этих условиях на первый план выдвигается проблема ресурсосбережения. Ресурсосберегающий принцип начинает рассматриваться в качестве основы дальнейшего развития недропользования (снижение потерь, повышение уровня безотходности, уровня замкнутости производства, экономное расходование невозобновляемых ресурсов и др.) [21]. Целевой ориентацией использования невозобновляемых ресурсов становится необходимость получения наибольшей отдачи в виде объема конечной продукции с единицы добываемого сырья.

При использовании возобновляемых ресурсов первостепенную значимость приобретает проблема их возобновления, отвечающего условию достижения равновесия между использованием ресурсов и их приростом. Экологически устойчивое развитие требует минимизации сокращения природного капитала, в состав которого входят возобновляемые природные и экологические ресурсы. И если при использовании невозобновляемых ресурсов речь идет о минимизации их истощения в силу невозможности возобновления изъятой части природного капитала, то в отношении возобновляемых ресурсов жестко ставится задача полного возобновления ранее изъятого природного капитала. При восстановлении нарушенных экосистем восстанавливаются как природные, так и экологические ресурсы (возможность предоставления экосистемных услуг), так как в настоящее время общепризнанным является наличие в составе природного капитала экологических ресурсов: регулирующих, поддерживающих и социальных (культурных), из которых первые и третьи получают стоимостную оценку и учитываются при исчислении величины национального богатства. В отношении абиотических компонентов решается проблема восстановления качественных характеристик (очистка воздуха, очистка воды, заполнение пустот в литогенном массиве и т. д.), что имеет немаловажное значение для сохранности природного капитала и его качественных характеристик.

Наличие шестого принципа связано с незамкнутостью технологических циклов антропогенной деятельности, масштабностью отходоёмкости производства. В условиях экологически устойчивого развития необходима минимизация образования отходов за счет предотвращения их появления «в начале трубы», максимальное использование имеющихся отходов путем вовлечения их в переработку, рециклинг, создание замкнутой системы производственных циклов [22, 23]. Решение большинства возникающих проблем на пути снижения отходоёмкости специалисты связывают с формированием экологически чистого производства, концепция которого базируется на интеграции положительного опыта перехода на наилучшие доступные технологии («лучшие из имеющихся технологий, не требующих чрезмерных затрат – Best Available Techniques (BAT)») и производства высококачественной продукции и услуг в условиях внедрения международных стандартов ISO-9000. Добиться абсолютно экологически чистого производства невозможно, поэтому в настоящее время решение проблемы снижения антропогенного воздействия на окружающую среду, в том числе максимального предотвращения отходов в местах их возникновения увязывается с переходом на наилучшие доступные технологии, понятие о которых корреспондируется с понятием BAT.

Сущность седьмого принципа – недопущение ухудшения качества окружающей человека среды, что требует ограничения объема сбросов и выбросов загрязняющих веществ способностью экосистем к ассимиляции. Экологическая ситуа-

ция, обусловленная загрязнением окружающей среды, не должна ухудшиться. Превышение емкости природных экосистем создаст реальную угрозу выхода последних из состояния равновесия, последствия которого проявляются в виде ухудшения качества окружающей среды и, соответственно, формирования социальных последствий отрицательного характера. Права человека на благоприятные условия жизни должны быть удовлетворены в полной мере. В этом случае сохранению подлежит не только здоровье людей, но и «здоровье» экосистем, что предполагает сохранность природного капитала, представленного экологическими ресурсами.

Инновационный характер развития экономики в современных условиях, предопределивший усиление значимости человеческого потенциала, творческого подхода к выработке решений, наличия соответствующей квалификации и знаний, требует дополнения ранее сформулированных принципов еще одним – принципом значимости человеческого потенциала, отличающегося экологизированным сознанием. Обеспечение условий экологически устойчивого недропользования требует новой модели цивилизации, культурного обновления общества, в котором духовные ценности преобладают над материальными [24, 25].

Выводы. Таким образом, основополагающие принципы экологически устойчивого развития, ориентированного на минимизацию истощения природного капитала в части возобновляемых и невозобновляемых ресурсов природы, требующие всемерной экологизации производства, управления, сознания людей, учета экологического фактора при принятии любых управленческих решений, недопущения реализации экологически опасных сценариев, ухудшающих качество окружающей среды и нарушающих гармонию сосуществования человека с природой, сводятся к следующим:

1. Признание приоритетности природного аспекта в обеспечении устойчивого развития: переход к эколого-экономическим системам и экологизация хозяйственной деятельности.

2. Подчинение экономики экологическим ограничениям, т. е. ограничение техногенного пресса критериями сбалансированности или экологическими нормативами.

3. Принцип предосторожности, предупреждение разрушительных антропогенных воздействий, что гарантирует их минимизацию.

4. Бережливое использование невозобновляемых ресурсов, объем которых не должен превышать объем заменителей. Невозобновимость природных (в первую очередь минеральных) ресурсов обуславливает необходимость использования новых подходов к поиску механизмов и методов управления, ориентированных на замедление их истощения.

5. Использование возобновляемых ресурсов не должно превышать объема хотя бы их простого воспроизводства, тем более, что наличие возобновляемых биотических ресурсов, обеспечивающих сохранение механизма биотической регуляции, является основной предпосылкой экологически устойчивого развития.

6. Предотвращение образования отходов в местах их возникновения и максимизация использования имеющихся на основе создания замкнутых систем производственных циклов.

7. Недопущение ухудшения качества окружающей человека среды, ограничение объема выбросов и сбросов загрязняющих веществ способностью экосистем к их ассимиляции.

8. Принцип значимости человеческого потенциала, отличающегося экологизированным сознанием.

В авторском определении экологически устойчивым признается недропользование, которое, будучи экономически эффективным, при экологически ответ-

ственном отношении к освоению недр обеспечивает экологическую безопасность последнего и минимизацию истощения природного капитала. Выявленные условия экологически устойчивого недропользования выдвигают новую систему требований к методологии управления на уровне локальных объектов управления, в том числе тех, которые осваивают ресурсы недр.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Dotsenko E., Ezdina N. Sustainable subsoil use as a factor of innovative development of mining region // E3S Web of Conferences. 2018. Vol. 41. P. 04048.
2. Данилов-Данильян В. И., Лосев К. С. Исходные положения устойчивого развития // Устойчивое развитие. Обзорная информация. 1999. № 4. С. 3–8.
3. Данилов-Данильян В. И., Лосев К. С. Экологический вызов и устойчивое развитие. М.: Прогресс-Традиция, 2000. 416 с.
4. Лобковский В. А. Концепция развития системы «природа – экономика – социум» // Проблемы региональной экологии. 2010. № 5. С. 163–166.
5. Бабина Е. Н. Формирование регионального организационно-экономического механизма экологически устойчивого развития территории: теория, методология, практика. Автореф. дис. ... д-ра экон. наук. Ставрополь, 2011. 42 с.
6. Corina Ana V. Management of romanian natural resources // 12th International Multidisciplinary Scientific GeoConference and EXPO. Modern Management of Mine Producing, Geology and Environmental Protection, SGEM 2012. 2012. Vol. 4. P. 1045–1050.
7. Лебедев Ю. В. Теоретические основы экологически устойчивого развития территории: патристический взгляд. Екатеринбург: УГГУ, 2015. 156 с.
8. Жигарев В. В. Глобальные и региональные аспекты регионального развития // Проблемы региональной экологии. 2006. № 6. С. 67–72.
9. Драгомирецкий И. И., Кантор Е. Л. Охрана окружающей среды: экономика и управление. Ростов-на-Дону: Март Феникс, 2010. 391 с.
10. Миркин Б. М., Наумова Л. Г. Курс лекций по устойчивому развитию. М.: Тайдекс К°, 2005. 278 с.
11. Якобсон А. Я., Бацюн Н. В. Формирование современных подходов к взаимодействию экономики и природной среды // Дискуссия. 2015. № 12. С. 57–62.
12. Савон Д. Ю. Методологические подходы к решению проблем устойчивого развития региона // Экологический вестник России. 2014. № 1. С. 50–54.
13. Рудакова И., Вайсман Я. И., Карманов В. В., Карманова С. В. Социо-эколого-экономические аспекты как основа формирования региональной экономики // Экология и промышленность России. 2010. № 8. С. 22–27.
14. Ахагов А. Эколого-экономическая модель Татарстана и переход к устойчивому развитию // Экология: безопасность наций: сб. трудов. Казань, 1998. С. 79–92.
15. Медоуз Д., Рендерс И., Медоуз Д. Пределы роста: 30 лет спустя / пер. с англ. М.: БИНОМ, 2012. 358 с.
16. Кондратьев К. Я. Проблемы устойчивого развития современной цивилизации // Проблемы окружающей среды и природных ресурсов. 2005. № 12. С. 3–10.
17. Майоров И. С. Концептуальные методические подходы к альтернативному природопользованию в береговой зоне Дальневосточных морей России // Экономика и управление. 2009. № 1. С. 56–60.
18. Израэль Ю. А., Цыбань А. В. Антропогенная экология океана. М.: Флинта Наука, 2009. 520 с.
19. Базилевич Н. П., Титлянова А. А. Биологический круговорот на пяти континентах: азот и зольные элементы в природных наземных экосистемах. Новосибирск, 2008. 376 с.
20. Gorshkov V. G., Makarieva A. M., Gorshkov V. V. Revising the fundamentals of ecological knowledge: The biota-environment interaction // Ecological Complexity. Vol. 1. Issue 1. March 2004. P. 17–36.
21. Sivachenko L. A., Sevostyanov V. S., Ilina T. N. Problem tasks in the field of resource and energy saving technologic // Journal of Physics: Conference Series. Vol. 1066. Issue 1. 7 September 2018. 1st Intern. Conf. on Energy Systems 2017, ICES 2017; Belgorod; Russian Federation; 23–27 November 2017.
22. Wu G., Wei D., Zhou Z. D., Tang M. F., Fu X. A. A summary of study on ecological restoration technology of large coal bases construction in China // Shengtai Xuebao/ Acta Ecologica Sinica. 2014. Vol. 34(11). (In Chinese). DOI: 10.5846/stxb201308092052
23. Lyapina I. R., Skobliakova I. V., Vlasova M. A., Lukyanchikova T. L., Kononova E. E. Ecological innovations in Russia: peculiarities and mechanisms of realization // Advances in Intelligent Systems and Computing. 2019. Vol. 726. P. 748–757. 5th Nat. sci. and prac. conf. on Perspectives on the use of New Information and Communication Technology (ICT) in the Modern Economy, 2018; Pyatigorsk; Russian Federation; 1 February 2018.
24. Kukkonen J., Kärkkäinen S., Keinonen T. Examining the relationships between factors influencing environmental behaviour among university students // Sustainability (Switzerland). Vol. 10. Issue 11. 20 November 2018.
25. Wang Y.-C., Chiou S.-C. An analysis of the sustainable development of environmental education provided by museums // Sustainability (Switzerland). Vol. 10. Issue 11. 5 November 2018.

Сведения об авторах:

Косолапов Олег Вениаминович – кандидат экономических наук, министр природных ресурсов и экологии Магаданской области. E-mail: nedra1958@mail.ru

Игнатъева Маргарита Николаевна – доктор экономических наук, профессор, профессор кафедры экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета, ведущий научный сотрудник Института экономики УрО РАН. E-mail: rinis@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-79-89

Environmentally sustainable subsoil use: notion and basic principles**Oleg V. Kosolapov¹, Margarita N. Ignatieva²**¹ Ministry of Natural resources and the Environment of Magadan region, Magadan, Russia.² Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.**Abstract**

Relevance. The 20th century is considered as a period of a clash between the modern civilization and nature, the response to which resulted in the idea of sustainable development oriented towards the joint solution of environmental, economic, and social problems. The environmental constituent deserves special attention because natural base determines the existence of the civilization.

Research aims to substantiate the notion of environmentally sustainable subsoil use and its basic principles.

Research results. The article proves the priority of environmentally sustainable development, gives the definition of this notion based on the generalization and analysis of basic principles and criteria of sustainable development from the point of view of the environmental constituent, substantiates basic principles of environmentally sustainable development in respect of the subsoil use, including: the acceptance of the natural aspect priority in sustainable development maintenance; economy subjugation to environmental restrictions; prevention of damaging anthropogenic impacts connected with subsoil resources development; careful utilization of non-renewable resources, the level of which should not exceed the level of substitutes; renewable resources utilization should not at least exceed the level of their replacement; preventive waste production in the places of their generation and existing ones utilization maximization; prohibiting the deterioration of human habitat; the significance of human potential distinguished by ecological consciousness.

Summary. The discovered conditions of environmentally sustainable subsoil use make a new system of requests towards the methodological support of management on the level of local facilities including mining enterprises.

Key words: sustainable development; ecological-economic aspects; subsoil use; basic principles.

REFERENCES

1. Dotsenko E., Ezdina N. Sustainable subsoil use as a factor of innovative development of mining region. *E3S Web of Conferences*. 2018; 41: 04048.
2. Danilov-Daniliian V. I., Losev K. S. Background of sustainable development. *Ustoichivoe razvitie. Obzornaia informatsiia = Sustainable Development. Overview*. 1999; 4: 3–8. (In Russ.)
3. Danilov-Daniliian V. I., Losev K. S. *Environmental challenge and sustainable development*. Moscow: Progress–Traditsiia Publishing; 2000. (In Russ.)
4. Lobkovskii V. A. Concepts of development in the system “the nature–economy–society”. *Problemy regionalnoi ekologii = Regional Environmental Issues*. 2010; 5: 163–166. (In Russ.)
5. Babina E. N. *The formation of regional organizational-economic mechanism of environmentally sustainable development of the territory. D. Sc. in Economics abstract of dissertation*. Stavropol; 2011. (In Russ.)
6. Corina Ana B. Management of romanian natural resources. In: *12th International Multidisciplinary Scientific GeoConference and EXPO. Modern Management of Mine Producing, Geology and Environmental Protection*, SGEM 2012. 2012; 4: 1045–1050.
7. Lebedev Iu. V. *Theoretical fundamentals of environmentally sustainable development of the territory: patriotic view*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2015. (In Russ.)
8. Zhigarev V. V. Global and regional aspects of regional development. *Problemy regionalnoi ekologii = Regional Environmental Issues*. 2006; 6: 67–72. (In Russ.)
9. Dragomiretskii I. I., Kantor E. L. *Environmental protection: economy and management*. Rostov-on-Don: Mart Feniks Publishing; 2010. (In Russ.)
10. Mirkin B. M., Naumova L. G. *Lectures on sustainable development*. Moscow: Taideks K^o Publishing; 2005. (In Russ.)
11. Iakobson A. Ia., Batsiun N. V. Formation of modern approaches to interaction of economy and environment. *Diskussia = Discussion*. 2015; 12: 57–62. (In Russ.)
12. Savon D. Iu. Methodological approaches to the solution of a problem of regional sustainable development. *Ekologicheskii vestnik Rossii = Ecological Bulletin of Russia*. 2014; 1: 50–54. (In Russ.)

13. Rudakova I., Vaisman Ia. I., Karmanov V. V., Karmanova S. V. Social-ecological-economic aspects as a basis for forming regional economy. *Ekologiya i promyshlennost Rossii = Ecology and Industry of Russia*. 2010; 8: 22–27. (In Russ.)
14. Akhatov A. Ecological-economic model of Tatarstan and transition to sustainable development. In: *Ecology: nations' security: collected papers*. Kazan; 1998. p. 79–92. (In Russ.)
15. Meadows D., Randers J., Meadows D. *Limits to growth. The 30-year update. Translation from English*. Moscow: BINOM Publishing; 2012. (In Russ.)
16. Kondratiev K. Ia. Problems of Sustainable Development of Modern Civilization. *Problemy okruzhaiushchei sredy i prirodnnykh resursov = Problems of Environment and Natural Resources*. 2005; 12: 3–10. (In Russ.)
17. Maiorov I. S. Conceptual methodological approaches to alternative subsoil use in the shore of Russian Far East seas. *Ekonomika i upravlenie = Economy and Management*. 2009; 1: 56–60. (In Russ.)
18. Izrael Iu. A., Tsyban A. V. *Anthropogenic ocean ecology*. Moscow: Flinta Nauka Publishing; 2009. (In Russ.)
19. Bazilevich N. P., Titlianova A. A. *Biological cycle at five continents: nitrogen and ash constituents in natural land ecosystems*. Novosibirsk; 2008. (In Russ.)
20. Gorshkov V. G., Makarieva A. M., Gorshkov V. V. Revising the fundamentals of ecological knowledge: The biota-environment interaction. *Ecological Complexity*. 2004; March; 1; 1: 17–36.
21. Sivachenko L. A., Sevostyanov V. S., Ilina T. N. Problem tasks in the field of resource and energy saving technologies. *Journal of Physics: Conference Series*. Vol. 1066. Issue 1. 7 September 2018. *1st Intern. Conf. on Energy Systems 2017, ICES 2017; Belgorod; Russian Federation; 23–27 November 2017*.
22. Wu G., Wei D., Zhou Z. D., Tang M. F., Fu X. A. A summary of study on ecological restoration technology of large coal bases construction in China. *Shengtai Xuebao/ Acta Ecologica Sinica*. 2014; 34(11). (In Chinese). DOI: 10.5846/stxb201308092052
23. Lyapina I. R., Skobliakova I. V., Vlasova M. A., Lukyanchikova T. L., Kononova E. E. Ecological innovations in Russia: peculiarities and mechanisms of realization. *Advances in Intelligent Systems and Computing*. 2019; 726: 748–757. *5th Nat. sci. and prac. conf. on Perspectives on the use of New Information and Communication Technology (ICT) in the Modern Economy, 2018; Pyatigorsk; Russian Federation; 1 February 2018*.
24. Kukkonen J., Kärkkäinen S., Keinonen T. Examining the relationships between factors influencing environmental behaviour among university students. *Sustainability (Switzerland)*. Vol. 10. Issue 11. 20 November 2018.
25. Wang Y.-C., Chiou S.-C. An analysis of the sustainable development of environmental education provided by museums. *Sustainability (Switzerland)*. Vol. 10. Issue 11. 5 November 2018.

Received 11th December, 2018

Information about authors:

Oleg V. Kosolapov – PhD in Economic sciences, Minister of Natural resources and the Environment of Magadan region. E-mail: nedra1958@mail.ru
Margarita N. Ignatieva – D. Sc. in Economic sciences, Professor, professor of the Department of Economy and Management, Ural State Mining University, leading researcher of the Institute of Economy, Ural Branch of RAS. E-mail: rinis@mail.ru

Для цитирования: Косолапов О. В., Игнатьева М. Н. Экологически устойчивое недропользование: понятие, основополагающие принципы // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 79–89. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-79-89

For citation: Kosolapov O. V., Ignatieva M. N. Environmentally sustainable subsoil use: notion and basic principles. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 79–89. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-79-89

Особенности управления горным предприятием как эколого-экономической системой

Бутко Г. П.¹

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

e-mail: gpbutko@mail.ru

Реферат

Введение. Вопросы управления горным предприятием как эколого-экономической системой приобретают первостепенное значение в условиях нестабильной экономики.

Цель исследования. Целью работы является обоснование особенностей управления горным предприятием как эколого-экономической системой.

Методы исследования. Использовались системный подход, сравнительный и факторный анализ, метод главных компонент.

Результаты исследования. На основе предложенных методов выявлены наиболее значимые факторы эколого-экономической системы, и, как следствие, факторная структура. Исходной базой для расчета на корпоративном уровне приняты показатели за пятилетний период времени, характеризующие экологическое состояние ведущего в отрасли горного предприятия (Качканарского ГОКа). Обоснована необходимость внедрения системы экологического менеджмента (СЭМ) на горных предприятиях, что является основой для формирования механизма ресурсосбережения для отдельных хозяйствующих субъектов. Выполнен обзор действующего механизма управления природоохранной деятельностью предприятий на современном этапе развития. Рассмотрено внедрение экологического менеджмента и дана оценка эколого-экономической системы в контексте с качеством окружающей среды. В работе рекомендуется использовать комплекс критериев с целью апробации предложенного метода главных компонент. Идея метода главных компонент заключается в выделении отдельных, относительно независимых направлений состояния эколого-экономической системы по совокупности зависимых переменных. Предложены показатели, характеризующие соотношение между уровнем использования природных ресурсов и их наличием в данном регионе. В качестве лимитирующих параметров предлагается установить удельное потребление природных ресурсов на душу населения или валового внутреннего продукта. Раскрывается сущность представленных категорий с позиции экономико-экологических, экономико-социальных, экономико-математических зависимостей на примере горных предприятий.

Выводы. В процессе выполненных исследований выявлены приоритетные направления развития горного предприятия. Установлены относительные значения локального природоохранного (природозагрязняющего) и ресурсопотребляющего факторов, на основе которых построена многофакторная модель.

Ключевые слова: ресурсосбережение; управление; система экологического менеджмента; природоохранная деятельность; эколого-экономическая система; устойчивое развитие; экологический менеджмент; экономико-математическое моделирование.

Введение. Проблема эффективного управления природоохранной деятельностью остается актуальной. На Восточном экономическом форуме (сентябрь 2018 г.) Президентом РФ была подчеркнута необходимость бережного отношения к окружающей среде и соблюдения экологических стандартов, важность устойчивого развития, что подтверждает значимость Конференции ООН по окружающей среде и развитию, состоявшейся в Рио-де-Жанейро в 1992 г. [1]. Рынок, основанный на конкурентоспособных ценах, в настоящее время становится предпосылкой устойчивого развития. «Если цены на ресурсы устанавливаются объективно, кон-

конкуренция заставляет производителей экономить ресурсы. Если загрязнение окружающей природной среды определяется среди предпринимателей ресурсами, "потерянными" для производства, то стремление снизить стоимость заставит производителей уменьшить вредные отходы, особенно когда это будет связано с расходами на ликвидацию экологических последствий или выплату штрафов. Конкуренция, присущая свободным рынкам, является основным фактором, способствующим созданию новых технологий. Для более эффективного использования ресурсов необходимы новые технологии» [2]. Переход к экономическому стимулированию производителей в виде разнообразных льгот означает формирование новой эколого-экономической ситуации, в которой экологические требования входят в общую систему ценностей [3, 4]. Экономические проблемы Российской Федерации в целом вызваны отсутствием диверсификации экономики и экспорта, неконкурентоспособностью значительной части перерабатывающих отраслей.

Цель исследования. Целью исследования является обоснование особенностей управления горным предприятием как эколого-экономической системой. Рассматривается поставленная проблема в контексте таких категорий, как «природно-экономическая система», «биоэкономическая система», «риск-менеджмент» с позиции эколого-экономических систем, а также особенности системы государственного регулирования природопользованием [5–7].

Акцентируется внимание на актуальности данной проблемы и значимости рационального использования природных ресурсов. Когда общество заинтересовано в высоком уровне экологической безопасности, все большее значение приобретает развитие эколого-экономической системы.

Методы исследования. Использовались системный подход, сравнительный и факторный анализ, метод главных компонент. Апробация метода главных компонент показывает, что для исследования принимаются главные компоненты, которые объясняют более 85 % суммарной дисперсии.

Результаты исследования. Российская экономика остается уязвимой к кризису из-за сложившейся структуры, характеризующейся низким уровнем диверсификации, из-за которой наиболее подвержены негативным экономическим явлениям моногорода. Задержка и неэффективность некоторых антикризисных мер также сказываются на текущем состоянии экономики.

Ряд горнодобывающих и перерабатывающих предприятий (Стойленский ГОК, Костомукшский ГОК, Лебединский ГОК, Качканарский ГОК) ищут инвестиции в развитие производственных мощностей. Хозяйствующие субъекты активно достигают высокого уровня развития производства. Каждый год инвестиции в модернизацию растут, разрабатываются и внедряются новые энергосберегающие технологии, расширяется ассортимент и улучшается качество продукции. С целью устойчивого развития для крупных горно-обогатительных комбинатов также необходимо разрабатывать новые месторождения полезных ископаемых. Развитие технологии позволяет извлечь больше полезных ископаемых из руды невысокого качества, имея большой запас осадка, где есть значимые запасы ресурсов первостепенной важности. Это позволит более полно использовать месторождения. Главная проблема добычи в России – отсутствие систематической геологоразведки. Все государственные проекты в этой области прекращены с 1966 г. В результате угроза для всей отрасли растет. Большинство известных месторождений уже находятся на грани истощения запасов. Эта ситуация приводит к зависимости металлургических заводов от внешних поставок. Производство алюминия на отечествен-

ных предприятиях напрямую зависит от соответствующих компонентов. Для производства металла необходимы бокситы и глинозем, однако в условиях нестабильного роста их производство постепенно уменьшается.

Особенно остро на горнорудные компании повлияло введение санкций, так как акции отдельных корпораций резко понизились в цене, что в результате привело к оттоку инвестиций. Данные факторы ведут к снижению модернизации транспортной, энергетической инфраструктуры горнорудной промышленности. Необходимо обновление оборудования для повышения конкурентоспособности добычи и обогащения руды. Для подъема данного сектора экономики первоочередной задачей является приток инвестиций, и прежде всего инноваций, что позволит повысить эффективность использования ресурсов и уменьшить количество отходов. Для мониторинга процесса перехода к устойчивому развитию потребуются индикаторы, позволяющие проводить соответствующую оценку. Использование их необходимо при планировании и принятии решений.

Управление природоохранной деятельностью предполагает наличие экологических критериев, связанных с качеством окружающей среды, таких как состояние атмосферы и особо охраняемых территорий, сохранность горнорудных объектов, биоразнообразия и ряд других. В данном случае рекомендуется использовать целый комплекс критериев. При необходимости можно использовать показатели, характеризующие соотношение между уровнем использования природных ресурсов и их наличием в данном регионе. В качестве лимитирующих (ограничивающих) параметров предлагается установить удельное потребление природных ресурсов на душу населения или валовый внутренний продукт. Типичные системы показателей должны использоваться при планировании и прогнозировании развития каждым субъектом РФ.

Исходной базой для расчета на корпоративном уровне принято десять показателей за пятилетний период времени, характеризующих экологическое состояние Качканарского ГОКа:

1. Затраты по теплоэнергии;
2. Потребление электроэнергии;
3. Забор чистой воды;
4. Забор воды из природных водных объектов;
5. Использование воды на производство продукции;
6. Размер сброса загрязненных сточных вод;
7. Суммарные выбросы загрязняющих атмосферу веществ;
8. Выбросы загрязняющих атмосферу веществ транспортом;
9. Отходы производства;
10. Затраты на охрану окружающей среды.

Для выявления факторов принят один из методов уменьшения размерности – факторный анализ.

Выявление наиболее значимых факторов и, как следствие, факторной структуры выполнено на основе метода главных компонент (МГК).

Решение задачи методом главных компонент сводится к пошаговому преобразованию исходной матрицы данных (рис. 1, где \mathbf{X} – исходная матрица данных; \mathbf{Y} – нормированная матрица \mathbf{X} ; \mathbf{R} – корреляционная матрица \mathbf{Y} ; λ – собственные значения корреляционной матрицы \mathbf{R} ; \mathbf{V} – собственные векторы, соответствующие собственным значениям; \mathbf{A} – матрица факторных нагрузок; \mathbf{B} – повернутая матрица факторных нагрузок; \mathbf{O} – псевдообратная матрица; \mathbf{F} – матрица значений факторов).

Исходная матрица \mathbf{X} имеет размерность $n \times m$, где n – количество наблюдаемых лет ($n = 6$), m – число первичных показателей ($m = 10$):

$$\mathbf{X} = \begin{pmatrix} 0,94 & 1,44 & 61,3 & 40,5 & 17,7 & 20,42 & 15,41 & 2,99 & 0,23 & 69,3 \\ 0,98 & 1,47 & 62,2 & 41,4 & 17,5 & 20,57 & 14,73 & 3,52 & 0,26 & 69,5 \\ 1,00 & 1,41 & 62,5 & 41,9 & 17,2 & 20,64 & 14,67 & 3,90 & 0,29 & 69,6 \\ 1,02 & 1,36 & 62,9 & 43,1 & 17,1 & 20,10 & 13,59 & 3,88 & 0,37 & 69,5 \\ 0,98 & 1,35 & 57,7 & 34,9 & 15,9 & 19,02 & 13,54 & 3,50 & 0,34 & 64,7 \\ 1,02 & 1,40 & 59,5 & 36,4 & 16,5 & 19,11 & 13,10 & 3,73 & 0,37 & 72,6 \end{pmatrix}.$$

В этой статье данные масштабируются и нормализуются, чтобы привести к одному измерению по следующей формуле:

$$y_{i,j} = \frac{x_{ij} - \bar{x}_j}{\sigma_j},$$

где $y_{i,j}$ – компонент нормированной матрицы; $x_{i,j}$ – значение i,j -го первичного показателя, \bar{x}_j – среднее значение j -го первичного показателя, σ_j – дисперсия j -го первичного показателя.

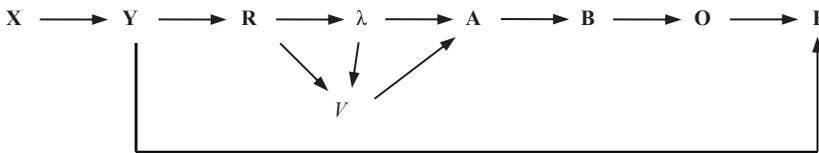


Рис. 1. Схема математических преобразований
Fig. 1. The scheme of mathematical transformations

Матрицу наблюдаемых коэффициентов корреляции можно представить в виде:

$$\mathbf{R} = \frac{1}{n} \mathbf{Y}^T \mathbf{Y},$$

где \mathbf{Y} – матрица нормированных признаков; \mathbf{Y}^T – транспонированная матрица; n – число наблюдений.

Корреляционная матрица имеет вид:

$$\mathbf{R} = \begin{pmatrix} 1 & r_{12} & \dots & r_{1k} \\ r_{21} & 1 & \dots & r_{2k} \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ r_{k1} & r_{k2} & \dots & 1 \end{pmatrix}.$$

В этой матрице единица по диагонали, а недиагональные элементы – обычные коэффициенты парной корреляции. Связь между случайными величинами характеризуется в математической статистике коэффициентом корреляции, необходимым для анализа главных компонент. Для исследуемого объекта получена следующая матрица:

$$\mathbf{R} = \begin{pmatrix} 1 & -0,483 & 0,109 & 0,032 & -0,390 & -0,315 & -0,797 & 0,945 & 0,866 & 0,403 \\ -0,483 & 1 & 0,429 & 0,367 & 0,756 & 0,648 & 0,724 & -0,422 & -0,797 & 0,415 \\ 0,109 & 0,429 & 1 & 0,987 & 0,836 & 0,882 & 0,484 & 0,245 & -0,316 & 0,440 \\ 0,032 & 0,367 & 0,987 & 1 & 0,829 & 0,892 & 0,521 & 0,187 & -0,342 & 0,309 \\ -0,390 & 0,756 & 0,836 & 0,829 & 1 & 0,913 & 0,809 & -0,296 & -0,718 & 0,421 \\ -0,315 & 0,648 & 0,882 & 0,892 & 0,913 & 1 & 0,820 & -0,082 & -0,704 & 0,203 \\ -0,797 & 0,724 & 0,484 & 0,521 & 0,809 & 0,820 & 1 & -0,589 & -0,969 & -0,043 \\ 0,945 & -0,422 & 0,245 & 0,187 & -0,296 & -0,082 & -0,589 & 1 & 0,685 & 0,236 \\ 0,866 & -0,797 & -0,316 & -0,342 & -0,718 & -0,704 & -0,969 & 0,685 & 1 & 0,075 \\ 0,403 & 0,415 & 0,440 & 0,309 & 0,421 & 0,203 & -0,043 & 0,236 & 0,075 & 1 \end{pmatrix}.$$

Исходная матрица наблюдений коэффициентов \mathbf{R} является основой для изучения. В этом случае собственным вектором матрицы \mathbf{R} , соответствующим собственному значению (числу) λ , называется отличный от нуля вектор

$$\nu = \begin{pmatrix} \nu_1 \\ \nu_2 \\ \dots \\ \nu_m \end{pmatrix}.$$

В таком случае

$$\mathbf{R}\nu = \lambda\nu.$$

Матрицу \mathbf{R} можно рассматривать как матрицу линейного преобразования, которая преобразует собственный вектор x в вектор λx в виде

$$(\mathbf{R} - \lambda\mathbf{I})\nu = 0.$$

Это уравнение однородно и имеет ненулевые решения только тогда, когда характеристический многочлен равен нулю: $|\mathbf{R} - \lambda\mathbf{I}| = 0$, или в развернутом виде:

$$|\mathbf{R} - \lambda\mathbf{I}| = \begin{vmatrix} 1-\lambda & r_{12} & \dots & r_{1m} \\ r_{21} & 1-\lambda & \dots & r_{2m} \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ r_{m1} & r_{m2} & \dots & 1-\lambda \end{vmatrix} = 0,$$

где λ – независимая переменная; \mathbf{I} – единичная матрица, m – количество наблюдений.

Полученное выражение также называется характеристическим уравнением. Если корни этого уравнения разные, каждому из них соответствует свойственный вектор, определенный с точностью до произвольного множителя, с системой, эквивалентной данной:

$$\begin{aligned} (1-\lambda)x_1 + r_{12}x_2 + \dots + r_{1m}x_m &= 0; \\ r_{21}x_1 + (1-\lambda)x_2 + \dots + r_{2m}x_m &= 0; \\ \dots & \dots; \\ r_{m1}x_1 + r_{m2}x_2 + \dots + (1-\lambda)x_m &= 0. \end{aligned} \tag{1}$$

Для того чтобы эта система линейных однородных уравнений имела ненулевое решение, необходимо и достаточно, чтобы ее определитель был равен нулю. Корни характеристического многочлена $|\mathbf{R} - \lambda \mathbf{I}|$ являются характеристическими числами или собственными значениями матрицы \mathbf{R} .

Вклад каждой компоненты в общую дисперсию представлен в таблице.

По критерию Кайзера полное соответствие получили только 2 первые главные компоненты, которые объясняют более 87 % общей дисперсии.

После проецирования на первые K главных компонент получим следующее неравенство:

$$\lambda_1 \geq \lambda_2 \geq \dots \geq \lambda_k > 0.$$

В данном случае удобно произвести нормирование на единичную (выборочную) дисперсию по осям. Дисперсия вдоль i -й главной компоненты равна

$$\lambda_i > 0 (1 \leq i \leq k).$$

С целью нормирования необходимо разделить соответствующую координату на $\sqrt{\lambda_i}$. Это преобразование не является ортогональным и не сохраняет скалярного произведения.

Ковариационная матрица проекции данных после нормирования становится единичной, проекции на любые два ортогональных направления становятся независимыми величинами. Максимальным значением определяются взаимосвязи главных компонент и признаков.

Вклад главных компонент в общую дисперсию
The contribution of the main components into the total dispersion

Компонента	Собственные значения		
	Всего	Процент дисперсии	Кумулятивный процент
1	5,690	56,899	58,060
2	2,918	29,183	87,838
3	0,997	9,973	98,015
4	0,308	3,081	101,159
5	0,086	0,863	100,000
6	0	0	100,000
7	0	0	100,000
8	0	0	100,000
9	0	0	100,000
10	0	0	100,000

Таким образом, идея метода главных компонент заключается в выделении отдельных, относительно независимых направлений K_1, \dots, K_n по совокупности зависимых переменных. Для сокращения исходной информации выбирают взаимосвязанные факторы, которые описываются определенными главными компонентами.

Первая главная компонента связана с 1-м, 3-м, 4-м, 5-м, 6-м, 7-м, 10-м признаками, больший вес из которых имеют выбросы в окружающую среду, первый фактор будем считать локальным *природонегативным*. Вторая главная компонента связана со 2-м, 3-м, 4-м, 5-м, 6-м, 8-м, 9-м признаками, которые являются

потребительскими в соответствующих ресурсах: электроэнергии, воды, денежных вложениях, соответственно, второй фактор будет *ресурсопотребляющий*.

Выводы. В результате проведенных экономико-математических расчетов установлено, что для повышения экологической устойчивости и управления горным предприятием как эколого-экономической системой необходимо проводить мероприятия по следующим направлениям:

- внедрять технологии и осуществлять деятельность, направленную на сокращение потребления ресурсов;
- осуществлять деятельность, направленную на сокращение выбросов, загрязнения окружающей среды.

После определения основных факторов была получена модель регрессии, на основе которой установлены относительные значения локального природоотрицательного и ресурсопотребляющего факторов, с помощью которых построена многофакторная модель.

Выводы, полученные в процессе апробации предложенных методов, подтверждают значимость данной проблемы и необходимость ее решения в рамках проводимой экономической политики в РФ на горных предприятиях с позиции информационного обеспечения и представлены в работах [4, 8–11].

Показатели, характеризующие эколого-экономическую систему, должны также представлять собой целостную систему. Для этого необходимо, чтобы они удовлетворяли определенным требованиям: достоверно отражали объективные закономерности производства; обеспечивали единство и сопоставимость показателей состояния и взаимовлияния техники, экономики и организации производства; характеризовали все факторы более или менее равномерно; несли одинаковую информационную нагрузку.

Россия добывает наибольшее число видов минерального сырья в сравнении с другими странами [12]. Горнодобывающие предприятия РФ являются базовыми с позиции экономической независимости. Именно они обеспечивают устойчивое положение и независимость от внешних рынков. Их суммарная доля в ВВП достигает 70–75 %, при этом рост экспорта сырья и готовой продукции обеспечивает расширение стабилизационного фонда экономики страны.

Современная система экологического менеджмента на мезоэкономическом уровне является частью общей системы управления. Ей присуща собственная внутренняя структура при такой главной функции менеджмента, как планирование на основе взаимосвязанных эколого-экономических критериев.

Обязательная постановка экологических целей в качестве приоритетов организации ни в коей мере не отменяет экономические цели, стремление максимизировать доходность. Однако в отдельных ситуациях ограниченность ресурсов горнорудных предприятий ведет к установлению равновесия между различными, зачастую противоречивыми, целями. Для достижения компромисса ресурсы необходимо определять на стадии планирования, затем контроля.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Повестка дня на 21 век. Принята конференцией ООН по окружающей среде и развитию, Рио-де-Жанейро, 3–4 июня 1992 г. // URL: <http://www.un.org/russian/conferen/wssd/agenda21/> (дата обращения: 12.05.2018).
2. Бутко Г. П. Конкуренция: теория, методология, практика: монография. Екатеринбург: ООО «УИПЦ», 2013. 342 с.
3. Бутко Г. П., Запруднов В. И., Гречиц А. А., Тихонов Е. Д. Эколого-экономическая система в контексте устойчивого развития сегментов лесного сектора региона // Лесной вестник. 2016. № 2. С. 98–105.
4. Ковылин Ю. А., Мамедов Н. М. Зеленая экономика как предпосылка устойчивого развития. М.: ИздАТ, 2013. 345 с.
5. Бутко Г. П., Гречиц А. А. Формирование системы экологического менеджмента на предприятии // Известия УрГЭУ. 2011. № 5 (37). С. 50–54.

6. Стровский В. Е., Косолапов О. В. Эколого-экономическая система горного предприятия: структура, взаимосвязи // Известия УГГУ. 2017. № 4(48). С. 118–122.

7. Игнатъева М. Н., Мочалова Л. А., Косолапов О. В. Формирование системы экологического риск-менеджмента на предприятии: монография. Екатеринбург: Урал. гос. гуманитар. ун-т, 2012. 68 с.

8. Гурьева М. А. Некоторые аспекты экономической политики в РФ // Дискуссия. 2012. № 8(26). С. 57–65.

9. Гурьева М. А. Некоторые аспекты глобализации экономической системы. М.: Эколайн, 2012. 108 с.

10. Трофимов В. Г., Зилинг Д. Г. Экологическая геология. М.: Геонинформмарк, 2002. 415 с.

11. Казаков Е. М. Экономическое обоснование проектов горно-обогатительных предприятий. М.: Недра, 1987. 210 с.

12. Двинин Д. Ю. Трансформация региональной системы экологического менеджмента при организации ресурсосбережения // Вопросы управления. 2014. № 1 (7). С. 193–200.

Поступила в редакцию 16 мая 2018 года

Сведения об авторах:

Бутко Галина Павловна – доктор экономических наук, профессор кафедры стратегического и производственного менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: gpbutko@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-90-98

Features of management of a mining company as an ecological-economic system

Galina P. Butko¹

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. Managing a mining enterprise as an ecological-economic system is of paramount importance in an unstable economy.

Research aim. The aim of the work is to substantiate the features of management of a mining enterprise as an ecological and economic system.

Research methodology. System approach, comparative and factor analysis, and principal components method were used.

Research results. On the basis of the offered methods the most significant factors of an ecological-economic system, and, as a consequence, factor structure are revealed. The initial basis for the calculation at the corporate level is the indicators for the 5-year period of time characterizing the ecological state of the leading mining enterprise in the industry (Kachkanarsky GOK).

The necessity of introducing environmental management system (EMS) in mining enterprises has been substantiated, which is the basis for the formation of resource saving mechanism for individual economic entities. The current environmental management mechanism of enterprises at the present stage of development has been reviewed. The introduction of environmental management is considered and the assessment of ecological and economic system in the context of environmental quality is given. It is recommended to use a set of criteria in order to test the proposed principal components method. The idea of the principal components method is to identify separate relatively independent directions of the ecological-economic system state by a set of dependent variables.

The indicators that characterize the relationship between the level of natural resources use and their availability in the region are proposed. As limiting parameters it is proposed to establish specific consumption of natural resources per capita or gross domestic product. The essence of the presented categories from the position of economic-ecological, economic-social, and economic-mathematical dependencies by the example of mining enterprises is revealed.

Summary. In the process of research, mining enterprise priority growth areas have been identified. The relative values of local nature-negative (nature-polluting) and resource-consuming factors are established, on the basis of which the multifactor model is constructed.

Key words: resource saving; management; SEM; environmental activities; ecological and economic system; sustainable development; environmental management; economic-mathematical modeling.

REFERENCES

1. United Nations. Agenda 21. Affirmed at UN Conference on Environment and Development, Rio-de-Janeiro, June 3–4, 1992. Available from: www.un.org/russian/conferen/wssd/agenda21 [Accessed: 12.05.2018].
2. Butko G. P. *Competition: theory, methodology, and practice*. Ekaterinburg: UIPTs Publishing; 2013 (In Russ.)
3. Butko G. P., Zaprudnov V. I., Grechits A. A., Tikhonov E. D. Ecological and economic system in the context of sustainable development of segments of the forest sector in the region. *Lesnoi vestnik = Forestry Bulletin*. 2016; 2: 98–105. (In Russ.)
4. Kovylin Iu. A., Mamedov N. M. *Green economy as a prerequisite for sustainable development*. Moscow: Izdat Publishing; 2013. (In Russ.)

5. Butko G. P., Grechits A. A. Formation of the environmental management system at the enterprise. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo ekonomicheskogo universiteta = Journal of the Ural State University of Economics*. 2011; 5 (37): 50–54. (In Russ.)
6. Strovskii V. E., Kosolapov O. V. Ecological and economic system of a mining enterprise: structure and relationships. *Izvestiya Uralskogo Gosudarstvennogo Gornogo Universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2017; 4 (48): 118–122. (In Russ.)
7. Ignatieva M. N., Mochalova L. A., Kosolapov O. V. *Formation of environmental risk management system at the enterprise: monograph*. Ekaterinburg: Ural. gos. gumanit. un-t Publishing; 2012. (In Russ.)
8. Gurieva M. A. Some aspects of economic policy in the Russian Federation. *Diskussiya = Discussion*. 2012; 8 (26): 57–65. (In Russ.)
9. Gurieva M. A. *Some aspects of globalization of the economic system*. Moscow: Ecolain Publishing; 2012. (In Russ.)
10. Trofimov V. G., Ziling D. G. *Ecological geology*. Moscow: Geoinformmark Publishing; 2002. (In Russ.)
11. Kazakov E. M. *Economic justification of projects of mining and processing enterprises*. Moscow: Nedra Publishing; 1987. (In Russ.)
12. Dvinin D. Iu. Transformation of the regional system of ecological management as organizing cost-effective use of resources. *Voprosy upravleniia = Management Issues*. Ekaterinburg. 2014; 1 (7): 193–200. (In Russ.)

Received 16th May, 2018

Information about authors:

Galina P. Butko – D. Sc. in Economic sciences, Professor, professor of the Department of Strategic an Industrial Management, Ural State Mining University. E-mail: gpbutko@mail.ru

Для цитирования: Бутко Г. П. Особенности управления горным предприятием как эколого-экономической системой // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 90–98. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-90-98

For citation: Butko G. P. Features of management of a mining company as an ecological-economic system. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 90–98. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-90-98

Интегральный подход к управлению товарно-материальными запасами горного предприятия

Даваадорж Д.^{1*}, Соколова О. Г.²

¹ Национальный центр исследования и развития ЭРДЭНЭС, г. Улан-Батор, Монголия

² Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: davadorj_emc@mail.ru

Реферат

Цель исследования состоит в определении необходимого объема запасных частей и оптимизации складских товарно-материальных запасов горного предприятия на основе предложенной авторами методики.

Задачи исследования: сравнительный анализ теорий управления запасами; сравнение методов расчета оптимальной величины складских запасов товарно-материальных ценностей; определение возможности совершенствования методики оптимизации запасов на примере горнодобывающей компании «А».

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

Результаты исследования. В работе определена возможность совершенствования методики оптимизации складских запасов и предложен интегральный подход к определению оптимального объема товарно-материальных запасов горнодобывающего предприятия.

Выводы. Результаты проведенных исследований имеют важное значение для развития теории и практики управления оборотными средствами горнодобывающих предприятий, совершенствования методов определения оптимальной величины оборотных средств при формировании материальных запасов, повышения оборачиваемости и улучшения использования активов предприятий за счет уменьшения неликвидных или редко используемых материальных ресурсов.

Ключевые слова: оптимизация; товарно-материальные запасы; горнодобывающее предприятие; методы управления запасами; оборотные средства.

Введение. Управление оборотными активами, в том числе необходимыми для снабжения материальными ресурсами и запасными частями, имеет важную роль в реализации эффективного управления финансами государственных компаний Монголии. Главным критерием обеспечения бесперебойного и непрерывного производства является создание оптимальных запасов материальных ресурсов. Горнодобывающие предприятия Монголии при формировании запасов материальных ресурсов сталкиваются с рядом проблем, обусловленных неустойчивым финансовым положением компаний, недостаточным уровнем развития в стране промышленности и инфраструктуры, отсутствием заводов-изготовителей продукции, требующейся горнодобывающим предприятиям, зависимостью от зарубежных рынков поставок, большими сроками выполнения заказов и хранения запасов на складах, неблагоприятными природными условиями и т. д. В работе предложен интегральный подход к определению оптимального объема товарно-материальных запасов на основе применения различных методов. В исследовании использованы данные производственно-хозяйственной деятельности четырех основных производственных подразделений горного предприятия за период работы 60 мес.

Теоретическое исследование. Одной из главных задач финансового управления компанией является эффективное управление ее оборотными активами. Авторы [1–7] предлагают разные подходы к управлению товарно-материальными

запасами организации. По мнению авторов, несмотря на многочисленные проводимые в данной области исследования, необходимо уточнить существующие методы оптимизации товарно-материальных запасов на складе с учетом специфики горнодобывающих предприятий. Состав, структура и общая величина оборотных активов зависят от ряда факторов и определяются прежде всего отраслевыми особенностями компании [8, 9]. Для обеспечения непрерывности производственно-технологических процессов и безопасного осуществления горных работ предприятие вынуждено создавать необходимые производственные запасы основных и вспомогательных материалов, запасных частей и других видов товарно-материальных запасов. Создание и оптимизация производственных запасов выполняют важную роль в управлении оборотными активами компании [10–16].

При формировании запасов запасных частей компания должна учитывать следующие аспекты: степень изношенности горнотранспортного оборудования, частоту и количество используемых запасных частей, сроки выполнения заказов на закупку и долю запасных частей в общей сумме затрат. Для определения требуемого запаса запасных частей используют различные методы, в частности метод XYZ.

Метод XYZ основан на выявлении характера расходования запасных частей на основе анализа статистической информации за предшествующие периоды.

Таблица 1. Определение величины складского запаса
Table 1. Determination of warehouse inventory amount

Категория	Коэффициент вариации, %	Множитель резерва	Складской запас
<i>X</i>	$0 < v < 10$	$v + 1$	$(v + 1)x_{\text{ср}}$
<i>Y</i>	$10 \leq v < 25$	$v + 2$	$(v + 2)x_{\text{ср}}$
<i>Z</i>	$v \geq 25$	$v + 3$	$(v + 3)x_{\text{ср}}$

Категория *X* включает запасные части, потребность в которых имеет постоянный характер или минимальные отклонения от среднего уровня. Запасные части, относящиеся к категории *Y*, характеризуются сезонным характером потребности в них. Категорию *Z* составляют запасные части, востребованность в которых сложно предвидеть, так как используются они очень редко.

В качестве критерия разделения запасных частей на категории используется коэффициент вариации v , характеризующий среднее абсолютное отклонение величины расходования запасных частей от среднеарифметического их расходования за определенный период времени.

Рассчитывая коэффициент вариации по каждому виду и наименованию запасов, можно классифицировать ресурсы по группам *X*, *Y* и *Z* в зависимости от частоты и стабильности потребности в них. Для оптимизации величины оборотных активов предприятия при формировании запасов необходимо учитывать следующее: чем более стабилен спрос на те или иные ресурсы, тем точнее можно рассчитать потребность в них и, соответственно, размер поставляемой партии. Наличие стабильных связей с поставщиками, соблюдающими договорные условия по срокам и объемам поставок, делают возможным свести к минимуму величину страховых запасов. Таким образом, общий объем запасов на складе по категории *X* снижается. При повышении коэффициента вариации потребность в наличии страхового и, соответственно, общего запаса на складе увеличивается из-за роста колебаний спроса на ресурсы относительно средней величины потребности в них. В табл. 1 представлена скорректированная формула расчета величины складского запаса в зависимости от категории ресурсов в соответствии с классификацией XYZ-метода.

Этим методом рассчитан оптимальный объем товарно-материальных запасов по производственным подразделениям и центральному складу предприятия. Для материалов, характеризующихся нерегулярным характером потребления, применяем множитель резерва $(\nu + 3)$, учитывая необходимость наличия трехмесячного запаса, так как средний срок поставки партии материалов составляет 2–3 мес. после подачи заявки.

Норматив оборотных средств $N_{o.c}$ для создания запасов, необходимых для обеспечения стабильной работы производственного подразделения, определяем умножением оптимального объема требуемого данного вида ресурса q_i^{opt} на его стоимость P_i :

$$N_{o.c} = \sum_{i=1}^n q_i^{opt} P_i.$$

Метод определения норматива оборотных средств на запасные части на основе нормы, установленной в стоимостных показателях на единицу стоимости горнотранспортного оборудования. Определение норматива оборотных средств на запасные части осуществляется на основе зависимости затрат расхода запчастей и первоначальной стоимости производственного оборудования. Например, начиная с 2004 г. в РФ существует подобная практика определения норм расхода запчастей исходя из стоимости оборудования.

При наличии типовых норм расхода запасных частей потребность в них определяется по формуле:

$$N_{o.c} = \sum_{j=1}^m q_i^T n_j k_j,$$

где q_i^T – типовая норма оборотных средств на запасные части по i -у виду оборудования, доли ед./тыс. долей ед.; n_j – количество единиц оборудования j -го вида, ед.; k_j – коэффициент понижения, учитывающий наличие однотипного оборудования и взаимозаменяемых запасных частей.

Метод определения норматива оборотных средств на основе сопоставления планируемых затрат на материальные ресурсы и среднего количества оборотов оборотных средств. Данный метод расчета на основе расхода материальных ресурсов и среднего количества оборотов предыдущего года является распространенным в международной практике.

Количество оборотов оборотных средств в отчетном году определяется сопоставлением годовой потребности в материальных ресурсах предприятия $Q_M^{факт}$ и величины среднегодового остатка товарно-материальных запасов на складе $q_c^{факт}$:

$$k_{об}^{факт} = Q_M^{факт} / q_c^{факт}.$$

Определив оборачиваемость товарно-материальных запасов каждого производственного подразделения предприятия, можно рассчитать норматив оборотных средств по запасным частям, используя метод на основе первоначальной стоимости оборудования:

$$C_M^{пл} = \sum_{j=1}^m q_i^T n_j k_j.$$

Норматив оборотных средств при этом рассчитывается по формуле:

$$N_{o.c} = C_M^{пл} / k_{об}^{факт},$$

где $C_M^{пл}$ – планируемые материальные затраты на следующий период, доли ед./год; $k_{об}^{факт}$ – количество оборотов оборотных средств в отчетном году, об./год.

Результаты исследования. В проведенном исследовании использована статистическая информация о движении остатков запасных частей на складе компании «А» за 5 лет ежемесячно.

Для определения оптимального объема складских запасов использованы следующие методики:

1. Метод XYZ, учитывающий характер расходования запасных частей;
2. Метод определения норматива оборотных средств на запасные части на основе нормы, установленной в стоимостных показателях на единицу стоимости горнотранспортного оборудования;
3. Метод определения норматива оборотных средств на основе сопоставления планируемых затрат на материальные ресурсы и среднего коэффициента оборачиваемости оборотных средств.

Анализ состава, структуры и оборачиваемости запасов товарно-материальных ценностей предприятия.

В табл. 2 представлена информация, характеризующая долю материальных затрат в себестоимости товарной продукции компании «А».

Таблица 2. Структура себестоимости товарной продукции
Table 2. Structure of commercial output prime cost

Наименование	2017		2018		Изменение	
	млн тугриков	%	млн тугриков	%	абсолютное	темп роста, %
Материальные затраты	146 874,00	23,5	173 632,20	18,3	26 838,00	118,2
Топливо	3225,00	0,5	4649,00	0,5	1469,00	144,15
Электроэнергия	53 273,00	8,5	59 124,00	6,3	5851,00	110,98
Затраты на оплату труда, социальное страхование	70 138,00	11,2	87 436,00	9,2	17 298,00	124,66
Амортизация	50 846,00	8,1	62 851,00	6,6	12 005,00	123,61
Непроизводственные затраты	26 848,00	4,3	26 687,00	2,8	-161,00	99,4
Прочие	71 179,00	11,4	84 554,00	8,9	13 375,00	118,79
Налоги	202 505,00	32,4	447 684,00	47,3	245 179,00	210,07
Себестоимость товарной продукции	624 888,00	100,0	946 617,20	100,0	323 509,00	151,49

Анализ структуры себестоимости товарной продукции компании «А» показал, что в 2018 г. объем материальных затрат без учета затрат на электроэнергию и топливо составил 173,6 млрд тугриков и вырос по сравнению с предыдущим годом на 26,8 млрд тугриков, т. е. почти на 20 %.

В состав компании «А» входят 14 производственных (основных, вспомогательных и обслуживающих) и 8 непроизводственных подразделений. Из них на 4 основные производственные цеха предприятия: рудник открытых работ (РОР), обогатительную фабрику (ОФ), автотранспортное предприятие (АТП) и ремонт-

но-механический завод (РМЗ) – приходится 96,3 % материальных затрат всей компании, остальные 3,7 % – на другие подразделения предприятия. Состав и структура материальных затрат (без учета затрат на электроэнергию и топливо) основных и производственных подразделений компании представлены в табл. 3.

Анализ общих материальных затрат предприятия показал, что 67 % (116,3 млрд тугриков) являются нормированными, остальные 33 % (57,3 млрд тугриков) – затраты на ненормируемые материалы. При этом 55,8 % (31,9 млрд тугриков) ненормированных материальных затрат приходится на запасные части.

Таблица 3. Состав и структура материальных затрат производственных цехов предприятия
Table 3. Composition and structure of workshops material costs

Затраты	Млн тугриков	%
Нормированные:		
основные технологические материалы	116 321,20	67,0
Ненормированные:	57 311,00	33,0
вспомогательные материалы	11 892,10	6,8
запчасти	31 978,00	18,4
прочие материалы	13 440,9	8,7
<i>Всего</i>	173 632,20	100,0

Из-за отсутствия удельной нормы и норматива расхода предприятия закупают и хранят на своих складах ненормируемые материалы в большом количестве, которые по истечению определенного времени становятся неликвидными. Например, по данным компании «А», в общем объеме складских остатков товарно-материальных запасов доля запасных частей составляет от 39,8 % до 45,1 %.

Определение оптимальной величины запаса запасных частей на складе в данном исследовании осуществлено на примере 4-х основных производственных цехов предприятия.

Таблица 4. Стоимость оптимального объема запчастей по методу XYZ
Table 4. Optimal amount of spare parts according to XYZ method

Код цеха	Среднее значение, млн туг.	Объем запаса 2018 г., млн туг.		Объем запаса по методу XYZ, млн туг.	Отклонение	
		по балансу	в том числе ненормированных ресурсов		млн туг.	%
1-й цех	5922,0	6211,60	6211,60	4407,50	-1804,10	-40,93
2-й цех	3994,7	3334,30	3016,60	3469,30	452,70	13,05
3-й цех	2385,0	2257,60	2189,90	2193,70	3,80	0,17
4-й цех	656,7	712,4	712,4	824,9	112,50	13,64
<i>Всего</i>	12 958,4	12 515,9	12 130,50	10 895,40	-1235,10	-11,34

Расчет оптимального объема запасных частей по методу XYZ. Оптимальный запас ненормированных материальных ресурсов (запчастей) был рассчитан для основных производственных цехов компании «А» на основе статистических данных за 60 мес. 2014–2018 гг. Результаты расчетов представлены в табл. 4.

Исходя из расчетов по методу XYZ, величина оптимального запаса запчастей, необходимых для обеспечения стабильной работы производственных цехов ком-

пании «А», составляет 10 895,40 млн туг., что на 1,2 млн тугриков (на 11,3 %) меньше фактического показателя.

Оптимальный объем норматива оборотных средств на запасные части, рассчитанный на основе соотношения стоимости расхода запчастей и балансовой стоимости оборудования. В табл. 5 по каждому цеху компании «А» представлен

Таблица 5. Исследование соотношения первоначальной стоимости оборудования и расхода запчастей, млн тугриков

Table 5. Investigation into the ration of the initial cost of equipment and spare parts consumption, mln tögrög

Код цеха	Показатель	Период, год					Среднее значение
		2014	2015	2016	2017	2018	
1-й цех	Расход запчастей	3737,6	4686,2	4999,3	3805,1	5342,4	4514,1
	Первоначальная стоимость оборудования	46 680,1	52 911,8	58 844,6	73 436,0	76 482,6	61 671,0
	Расход запчастей (в % к первоначальной стоимости)	8,01	8,86	8,50	5,18	6,99	7,51
2-й цех	Расход запчастей	4925,7	5648,4	4585,6	10 038,8	19 630,7	8965,9
	Первоначальная стоимость оборудования	91 018,4	142 561	171 812	205 095	250 411	172 180
	Расход запчастей (в % к первоначальной стоимости)	5,41	3,96	2,67	4,89	7,84	4,96
3-й цех	Расход запчастей	3491,9	3138,4	3761,0	3153,5	3775,0	3464,0
	Первоначальная стоимость оборудования	35 463,9	38 526,7	47 936,7	52 232,2	63 768,4	47 585,6
	Расход запчастей (в % к первоначальной стоимости)	9,85	8,15	7,85	6,04	5,92	7,56
4-й цех	Расход запчастей	377,2	890,8	1241,0	660,8	1633,9	960,7
	Первоначальная стоимость оборудования	6349,1	7632,0	21 094,7	23 912,1	31 342,9	18 066,2
	Расход запчастей (в % к первоначальной стоимости)	5,94	11,67	5,88	2,76	5,21	6,29
Всего	Расход запчастей	12 532	14 364	14 587	17 658	30 382	17 905
	Первоначальная стоимость оборудования	179 512	241 632	299 688	354 675	422 005	299 503
	Расход запчастей (в % к первоначальной стоимости)	6,98	5,94	4,87	4,98	7,20	5,98

сравнительный анализ расхода запчастей в зависимости от первоначальной стоимости оборудования за период 2014–2018 гг.

По данным компании, расход запчастей за 5 лет увеличился в 2,4 раза – от 12,5 млрд тугриков до 30,3 млрд тугриков в год. Повышение затрат на запасные

части связано с увеличением количества горнотранспортного оборудования и балансовой стоимости основных производственных фондов. В среднем доля запасных частей в балансовой стоимости основных средств компании составляет 5,98 %. Отклонение данного показателя от средней величины по отдельным производственным подразделениям предприятия объясняется специфическими особенностями деятельности данных цехов.

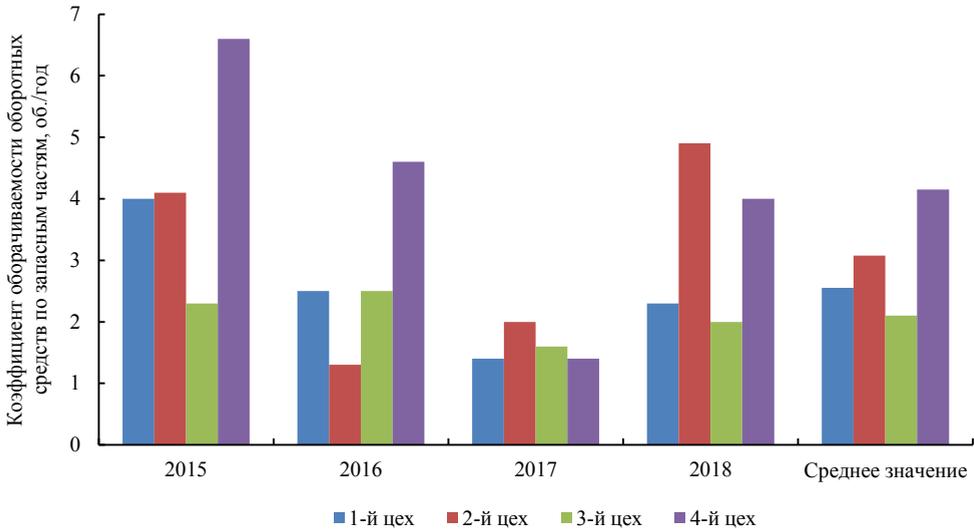


Рис. 1. Коэффициент оборачиваемости оборотных средств
Fig. 1. Current assets turnover coefficient

Выполненные расчеты позволяют сделать вывод о возможности применения данного метода при формировании оптимального складского запаса запасных частей для компании «А».

Оптимальный объем конкретного вида материалов определяется на основе их расхода и среднего показателя оборачиваемости запасов запасных частей за анализируемый период, рассчитанный на основе помесечных статистических данных за последние пять лет (рис. 1).

Таблица 6. Расход запчастей, млн тугриков
Table 6. Spare parts consumption, mln tögrög

Код цеха	2014	2015	2016	2017	2018
1-й цех	3737,55	4686,24	4999,31	3805,08	5342,43
2-й цех	4925,73	5648,44	4585,58	10 038,79	19 630,71
3-й цех	3491,88	3138,41	3760,95	3153,50	3775,02
4-й цех	377,20	890,77	1240,97	660,79	1633,92
Всего	12 532,36	14 363,86	14 586,81	17 658,16	30 382,08

Среднее значение коэффициента оборачиваемости колеблется от 2,1 до 4,2 об./год.

В табл. 6 представлены фактические данные по расходованию основными производственными подразделениями компании «А» запасных частей за 5 лет.

Расчет оптимального складского запаса запасных частей методом сопоставления планируемых затрат на материальные ресурсы на основе среднего расхода

запасных частей с учетом изменения индекса цен и среднего количества оборотов оборотных средств представлен в табл. 7.

Оптимальный запас запчастей производственных цехов, рассчитанный на основе среднегодового расхода запасных частей (с учетом изменения индекса цен) и коэффициента оборачиваемости составляет 8722,5 млн тугриков. Использование

Таблица 7. Результаты расчета оптимального запаса запчастей производственных цехов методом сопоставления планируемых затрат на материальные ресурсы и среднего коэффициента оборачиваемости оборотных средств, млн тугриков

Table 7. The calculation results of workshops optimal spare parts stock by the method of comparing material resources predicted costs and current assets turnover average coefficient, mln tögrög

Код цеха	2014	2015	2016	2017	2018	Среднегодовой расход	Оптимальный запас
1-й цех	4578,5	7167,3	9748,3	8022,2	5342,4	6971,7	3042,5
2-й цех	6034,0	8638,9	8941,5	21 164,6	19 630,7	12 881,9	2616,6
3-й цех	4277,6	4800,0	7333,6	6648,5	3775,0	5366,9	2699,2
4-й цех	462,1	1362,4	2419,8	1393,1	1633,9	1454,3	364,2
<i>Всего</i>	15 352,2	21 968,6	28 443,2	37 228,4	30 382,0	26 674,9	8722,5

Индекс цен: 2014 – 1225; 2015 – 1529; 2016 – 1950; 2017 – 2108; 2018 – 1000 млн туг.

данного метода для оптимизации товарно-материальных запасов на складе позволяет получить наилучший результат. Полученный показатель норматива оборотных средств, вложенных в запасные части, на 3408,0 (12 130,5–8722,5) млн тугриков (на 28,1 %) ниже сальдо 5-го года по ненормированным материалам, что было обусловлено низкими фактическими показателями оборачиваемости

Таблица 8. Оптимальный расчет запаса запасных частей, млн тугриков

Table 8. Spare parts stock optimal calculation, mln tögrög

Код цеха	Сальдо 5-го года		Метод 1. Расчетный остаток по методу XYZ	Метод 2. Остаток по сравнению стоимости оборудования	Метод 3. Остаток по среднему обороту	Интегральный метод. Предлагаемый оптимальный запас	Отклонение	
	По балансу	В том числе ненормированных ресурсов					млн тугриков	%
1-й цех	6211,6	6211,6	4407,5	2273,5	3042,5	3357,8	-2853,8	-45,9
2-й цех	3334,3	3016,6	3469,3	4009,0	2616,6	3375,4	358,8	11,9
3-й цех	2257,6	2189,9	2193,7	2279,5	2699,2	2371,1	181,2	8,3
4-й цех	712,4	712,4	824,9	473,5	364,2	581,3	-131,1	-18,4
<i>Всего</i>	12 515,9	12 130,5	10 895,4	9035,5	8722,5	9685,6	-2444,9	-20,2

запасов запасных частей, которые имелись на складах в большом количестве и не были использованы. Другими словами, оптимальное сальдо текущего счета должно рассчитываться каждый год по объему запасов и их оборачиваемости.

Интегрированная оценка запаса запасных частей. Величина запаса запасных частей, рассчитанная с использованием различных методов, представлена в табл. 8. Предлагаемый оптимальный запас складывается из 40 % норматива,

установленного по методу XYZ, 30 % – на основе нормы, установленной в стоимостных показателях на единицу стоимости горнотранспортного оборудования и 30 % объема, рассчитанного на основе расхода материалов и их оборачиваемости.

Таким образом, общая величина оборотных средств на ненормированные запасные части установлена на уровне 9,68 млрд тугриков, что позволяет сократить потребность в оборотных средствах предприятия на 2,44 млрд тугриков, или 20,2 %, и повысить эффективность их использования.

Выводы. В статье представлена усовершенствованная методика управления запасами, включающая методы управления с целью рационализации и оптимизации их величины с учетом специфики деятельности горнодобывающего предприятия.

Оптимальная величина запасов запасных частей горного предприятия определена с учетом использования различных методов. Предлагаемый интегрированный подход к определению оптимального запаса запасных частей основан на использовании метода XYZ, учитывающего характер и тенденции в расходовании запасных частей, метода на основе нормы запаса запасных частей на единицу стоимости горнотранспортного оборудования и метода, учитывающего расход товарно-материальных ресурсов и их оборачиваемость.

Использование предлагаемой авторами методики по определению оптимальной величины запасов обеспечит стабильную работу основных производственных подразделений горного предприятия и сокращение затрат на формирование и хранение запасов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ван Хорн Дж., Вахович Дж. Основы финансового менеджмента / пер. с англ. М.: Вильямс, 2008. 1232 с.
2. Грейз Г. М., Каточков В. М., Марковский В. А. Логистическая оптимизация процесса управления материальными запасами промышленного предприятия // Известия Уральского государственного экономического университета. 2013. № 3–4 (47–48). С. 113–116.
3. Корпоративная логистика. 300 ответов на вопросы профессионалов / под. ред. В. И. Сергеева. М.: ИНФРА-М, 2008. 976 с.
4. Коршунов Р. А. Логистическая система управления запасами на предприятии. М.: Лаборатория книги, 2012. 105 с.
5. Логистика. Интеграция и оптимизация логистических бизнес-процессов в цепях поставок / под ред. В. И. Сергеева. М.: Эксмо, 2014. 944 с.
6. Стерлигова А. Н. Управление запасами в цепях поставок. М.: ИНФРА-М, 2012. 430 с.
7. Christopher M. Logistics and supply chain management: creating value-added networks. 2011. P. 83–99. URL: http://www.icesi.edu.co/blogs/supplychain0714/files/2014/07/Martin_Christopher_Logistics_and_Supply_Chain_Management_4th_Edition_2011-1.pdf (дата обращения 3.12.2018).
8. Мочалова Л. А., Соколова О. Г. Оптимизация запасов в логистической системе горнодобывающего предприятия // ЭТАП: Экономическая теория, анализ, практика. 2018. № 3. С. 39–52.
9. Соколова О. Г. Особенности управления запасами на горнодобывающих предприятиях // Логистика и управление цепями поставок. 2013. № 1(54). С. 20–24.
10. Соколова О. Г. Формирование модели управления логистической системой горнодобывающего предприятия – фокусной компании цепи поставок: дис. ... канд. экон. наук. Екатеринбург, 2016. 184 с.
11. Чейз Р. Б., Джейкоб Ф. Р., Аквилан Н. Дж. Производственный и операционный менеджмент / пер. с англ. М.: Вильямс, 2007. 1184 с.
12. Lee H. L., Aligning supply chain strategies with product uncertainties // California Management Review. 2002. Vol. 44. No. 3. P. 105–119.
13. Gordon I. Measuring customer relationships: What gets measured really does get managed. 2003. URL: https://www.researchgate.net/publication/228885644_Measuring_customer_satisfaction_in_the_context_of_a_project-based_organization (дата обращения 3.12.2018).
14. Goldbach M. Organizational settings in supply chain costing. Cost management in supply chains. Physica-Verlag HD. 2002. P. 89–108.
15. Gupta A., Costas D. M. Managing demand uncertainty in supply chain planning // Computers & Chemical Engineering. 2003. No. 27.8. P. 1219–1227.
16. Job de Haan, Masaru Yamamoto. Zero inventory management: facts or fiction? URL: <https://kundoc.com/pdf-zero-inventory-management-facts-or-fiction-lessons-from-japan-.html> (дата обращения 3.12.2018).

Сведения об авторах:

Даваадорж Даваажав – советник директора Национального центра исследования и развития ЭР-ДЭНЭС, докторант Монгольского государственного университета. E-mail: davadorj_etc@mail.ru
Соколова Ольга Геннадьевна – кандидат экономических наук, доцент кафедры экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: olga.sokolova@u.ursmu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-99-109

Integral approach to inventory control at the mining enterpriseDavaadorzh D.¹, Olga G. Sokolova²¹ National Research and Development Center ERDENES, Ulaanbaatar, Mongolia.² Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.**Abstract**

Research aims to determine the necessary stock of spare parts and optimize warehouse inventory at the mining enterprise based on the methodology proposed by the authors.

Research objective is a comparative analysis of inventory control theories, a comparison of warehouse inventories optimal amount calculation methods, determination of a possibility to improve the methods of inventories optimization, by the example of a mining enterprise A.

Research methodology. In the course of the research the methods of systematization and comparative, factor and system analysis have been used.

Research results. The possibility to improve the methods of warehouse inventories optimization has been determined in the present research, an integral approach to the determination of optimal amount of inventories at the mining enterprise has been proposed.

Summary. The results of the investigations have special significance for the development of mining enterprise current assets control theory and practice, the improvement of current assets optimal amount determination methods under the formation of inventories, turnover growth and assets utilization improvement by means of reducing nonliquid or rarely used material resources.

Key words: optimization; inventories; mining enterprise; inventory control methods; current assets.

REFERENCES

1. James C. Van Horne, John M. Wachowicz. *Fundamentals of financial management. Translation from English.* Moscow: Viliams Publishing; 2008. (In Russ.)
2. Greiz G. M., Katochkov V. M., Markovskii V. A. Logistics optimization of industrial enterprises material resources management. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo ekonomicheskogo universiteta = Journal of the Ural State University of Economics.* 2013; 3–4 (47–48): 113–116. (In Russ.)
3. Sergeev V. I. (ed.) *Business logistics. 300 answers to professionals' questions.* Moscow: INFRA-M Publishing; 2008. (In Russ.)
4. Korshunov R. A. *Logistics system of inventory control at the enterprise.* Moscow; Laboratoriia knigi Publishing; 2012. (In Russ.)
5. Sergeev V. I. (ed.) *Logistics. Integration and optimization of logistical business processes in supply chains.* Moscow; Eksmo Publishing; 2014. (In Russ.)
6. Sterligova A. N. Inventory control in supply chains. Moscow: INFRA-M Publishing; 2012. (In Russ.)
7. Christopher M. *Logistics and supply chain management: creating value-added networks.* 2011. pp. 83–99. Available from: http://www.icesi.edu.co/blogs/supplychain0714/files/2014/07/Martin_Christopher_Logistics_and_Supply_Chain_Management_4th_Edition____2011-1.pdf [Accessed 3rd December 2018].
8. Mochalova L. A., Sokolova O. G. Optimization of reserves in the logistics system of the mining enterprise. *ETAP: Ekonomicheskaiia teoriia, analiz, praktika = ETAP: Economic Theory, Analysis, Practice.* 2018; 3: 39–52. (In Russ.)
9. Sokolova O. G. Features of stockpile management at the mining enterprise. *Logistika i upravlenie tsepiami postavok = Logistics and Supply Chains Management.* 2013; 1(54): 20–24. (In Russ.)
10. Sokolova O. G. *Forming a model of logistics system control at the mining enterprise – a focal company in the supply chain. PhD in Economics dissertation.* Ekaterinburg; 2016. (In Russ.)
11. Chase R. B., Jacobs F. R., Aquilano N. J. *Productions and operations management. Translation from English.* Moscow: Viliams Publishing; 2007. (In Russ.)
12. Lee H. L. Aligning supply chain strategies with product uncertainties. *California Management Review.* 2002; 44 (3): 105–119.
13. Gordon I. *Measuring customer relationships: What gets measured really does get managed.* 2003. Available from: https://www.researchgate.net/publication/228885644_Measuring_customer_satisfaction_in_the_context_of_a_project-based_organization [Accessed 3rd December 2018].
14. Goldbach M. Organizational settings in supply chain costing. Cost management in supply chains. Physica-Verlag HD. 2002. pp. 89–108.

15. Gupta A., Costas D. M. Managing demand uncertainty in supply chain planning. *Computers & Chemical Engineering*. 2003; 27.8: 1219–1227.
16. Job de Haan, Masaru Yamamoto. Zero inventory management: facts or fiction? URL: <https://kundoc.com/pdf-zero-inventory-management-facts-or-fiction-lessons-from-japan-.html> [Accessed 3rd December 2018].

Received 17th December, 2018

Information about authors:

Davaadorzh D. – Adviser to the Director of National Research and Development Center ERDENES, PhD (Economics) Candidate, Mongolian State University. E-mail: davadorj_cmc@mail.ru

Olga G. Sokolova – PhD (Economics), associate professor of the Department of Economy and Management, Ural State Mining University. E-mail: olga.sokolova@m.ursmu.ru

Для цитирования: Даваадорж Д., Соколова О. Г. Интегральный подход к управлению товарно-материальными запасами горного предприятия // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 99–109. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-99-109

For citation: Davaadorzh D., Sokolova O. G. Integral approach to inventory control at the mining enterprise. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 99–109. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-99-109

Исследование нагруженности и напряженного состояния бурового инструмента с зубчато-дисковыми фрезами на стадии его проектирования

Бовин К. А.^{1*}, Гилев А. В.¹, Плотников И. С.¹, Герасимова Т. А.¹

¹ Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

*e-mail: kock.91@mail.ru

Реферат

Введение. Исследовано напряженно-деформированное состояние (НДС) разборного бурового долота с зубчато-дисковыми фрезами, расположенными в корпусе под острым углом и оснащенными двумя рядами твердосплавного вооружения – ДРДФ-244,5-2.

Методика проведения исследования. Приведены конечно-элементная модель долота ДРДФ и диаграмма качества элементов. Осуществлено моделирование приложения максимальных усилий на буровой инструмент и момента вращения, действующих со стороны бурового става. Для получения достоверных результатов распределения полей эквивалентных напряжений проведено моделирование граничных условий нагружения при взаимодействии твердосплавного вооружения долота с забоем скважины.

Результаты и их обсуждение. Представлены результаты распределения полей эквивалентных напряжений, возникающих в корпусе долота, осях вращения и зубчато-дисковых фрезах для трех случаев нагружения: первый – самый тяжелый случай нагружения, когда вся нагрузка, действующая со стороны бурового станка, приходится на одну зубчато-дисковую фрезу; второй – в силу неровностей поверхности забоя, включений горных пород повышенной твердости и наличия несплошностей в породном массиве вся нагрузка распределена на две зубчато-дисковые фрезы; третий – вся нагрузка распределена равномерно на три зубчато-дисковые фрезы.

Выводы. Определена работоспособность долота ДРДФ и даны рекомендации для снижения действующих напряжений по отдельным элементам долота.

Ключевые слова: осевое усилие; бурение взрывных скважин; буровой инструмент; напряженно-деформированное состояние; действующие усилия; расчетная модель; поля эквивалентных напряжений.

Введение. Одной из важных характеристик бурового инструмента является его напряженно-деформированное состояние (НДС) [1–3], так как не всегда учитывается тот факт, что предварительный анализ напряженного состояния при проектировании позволяет более целенаправленно формировать структуру и свойства проектируемого объекта, в данном случае – бурового инструмента. Среди комплекса параметров бурового инструмента наибольшее внимание уделяется форме и размерам элементов инструмента [2, 4, 5], непосредственно взаимодействующих с породой и выполняющих ее разрушение. Практически отсутствует понимание взаимосвязи напряженного состояния системы буровой станок–буровой став–долото–резец (зуб) и характера разрушения горной породы.

Методика проведения исследований. НДС для конструкций разборных буровых инструментов рассмотрено как проектный параметр. НДС исследовано с применением конечно-элементных технологий моделирования (численных методов расчетов). Для этого разработана объемная конечно-элементная модель бурового долота.

Прочностные расчеты НДС элементов бурового долота нового типа [6] выполнены при условии максимальных усилий, действующих на долото со стороны бурового става ($P_{oc} = 400$ кН), момента вращения ($M_{вр} = 4,2$ кН · м) и забоя скважины (при взаимодействии с породой), а также неравномерного их распределения по элементам ДРДФ, расчетная модель которого дана на рис. 1.

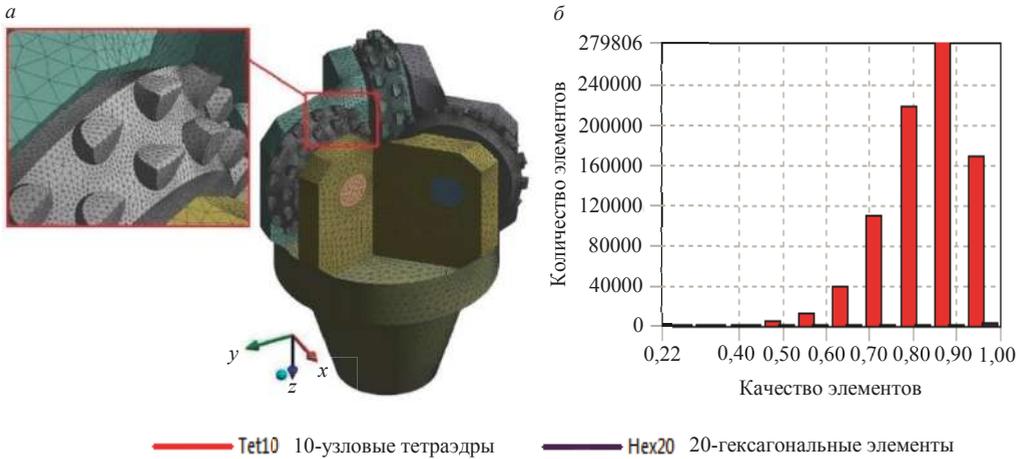


Рис. 1. Конечно-элементная модель бурового долота режуще-вращательного действия:

a – общий вид конечно-элементной модели долота; *б* – диаграмма качества элементов

Fig. 1. The finite-element model of the drill bit of cutting-rotational type:

a – general view of the finite-element model of a bit; *б* – elements quality diagram

Как показано на рис. 1, *a*, большую часть конечных элементов (КЭ) модели представляют собой десятиузловые тетраэдры. Оси сформированы с помощью двадцатиузловых гексагональных элементов.

Диаграмма качества элементов (рис. 1, *б*) позволяет провести оценку состояния КЭ [7–10], показывая количество элементов с критерием качества,

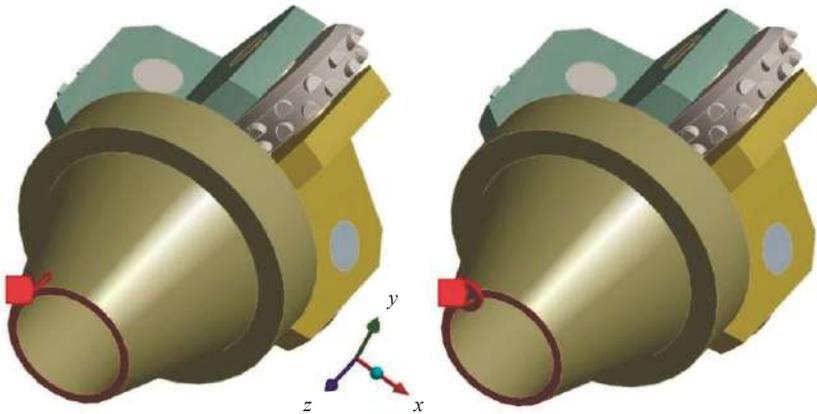


Рис. 2. Условия нагружения разборного бурового долота

Fig. 2. Collapsible drill bit loading conditions

находящимся в диапазоне от 0 до 1, где 1 представляет собой идеальный элемент, а при критерии, равном 0, объем элемента может быть отрицательным. В рамках данной задачи число элементов низкого качества (0,2–0,4) не превышает 214, что составляет менее 0,03 % от общего количества элементов (823 729) и является основанием для допуска данной модели к расчету.

Модель нагружена осевым усилием $P_{oc} = 400$ кН, действующим в направлении оси Z глобальной системы координат, а также крутящим моментом $M_{кр} = 4,2$ кН · м, действующим вокруг той же оси. Условия нагружения модели показаны на рис. 2. Максимальные значения P_{oc} и $M_{кр}$ взяты из технической документации буровых станков типа СБШ-250.

Рассмотрим три расчетных случая взаимодействия долота с забоем скважины в сложноструктурном породном массиве. Первый – вся нагрузка приходится на одну зубчато-дисковую фрезу. Второй – в силу неровности поверхности забоя и наличия включения повышенной твердости вся нагрузка приходится на две зубчато-дисковые фрезы. Третий – долото опирается на ровную поверхность забоя, при этом усилия P_{oc} и $M_{кр}$ равномерно распределяются на три зубчато-дисковые фрезы.

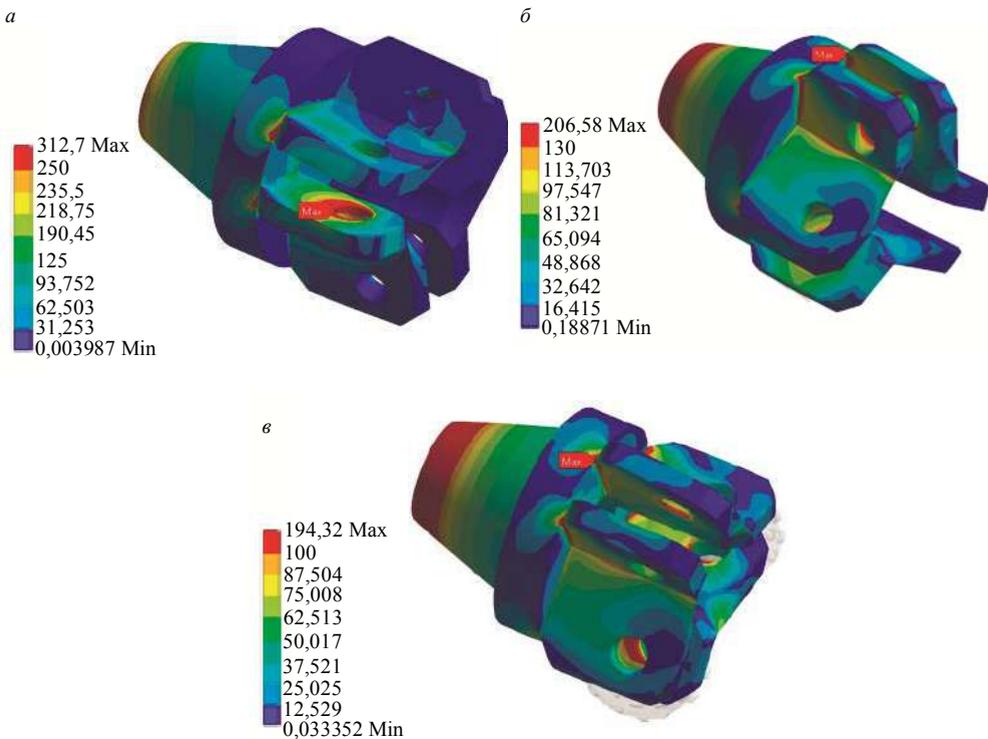


Рис. 3. Распределение полей эквивалентных напряжений по корпусной части:
 а – нагрузка приходится на одну ось; б – нагрузка приходится на две оси равномерно; в – нагрузка приходится на три оси равномерно

Fig. 3. Distribution of the fields of equivalent stresses along the body:
 а – load falls on one axis; б – load uniformly falls on two axes; в – load uniformly falls on three axes

Результаты и их анализ. Расчет корпуса. Для конструкций разборных долот с зубчато-дисковыми фрезами характерно наличие лап, являющихся фактически плоскими балками, воспринимающими значительные изгибающие и крутящие моменты, а также сжимающие усилия. Для рассматриваемого долота (плоскости этих лап, установленных под острым углом в сторону вращения долота) передача силового потока из лап в тело долота сопровождается возникновением перегруженных и недогруженных зон сложного напряженного состояния, иногда с большими градиентами напряжений. Распределение эквивалентных напряжений, по Мизесу, в корпусной части долота режуще-вращательного действия показано на рис. 3.

Согласно данным, представленным на рис. 3, во всех случаях нагружения действующие значения напряжений в корпусе не превышают допустимых значений. Распределение напряжений носит равномерный характер и не превышает 30–35 МПа в первом, самом тяжелом случае нагружения (рис. 3, *а*), 15–20 МПа во втором случае нагружения (рис. 3, *б*) и 10–15 МПа в третьем случае нагружения (рис. 3, *в*). Максимальные значения действующих напряжений возникают во всех случаях нагружения в местах крепления лап к корпусу и составляют 312,7 МПа, 296,56 МПа и 194,32 МПа соответственно, что не превышает предел текучести σ_T и предел кратковременной прочности σ_B материала, из которого изготовлены оси (сталь 35ХМЛ, НРС 38; $\sigma_T = 392$ МПа; $\sigma_B = 589$ МПа). Однако следует отметить, что в расчетной модели не были учтены скругления и фаски, позволяющие снизить уровень концентрации напряжений на 5–15 %.

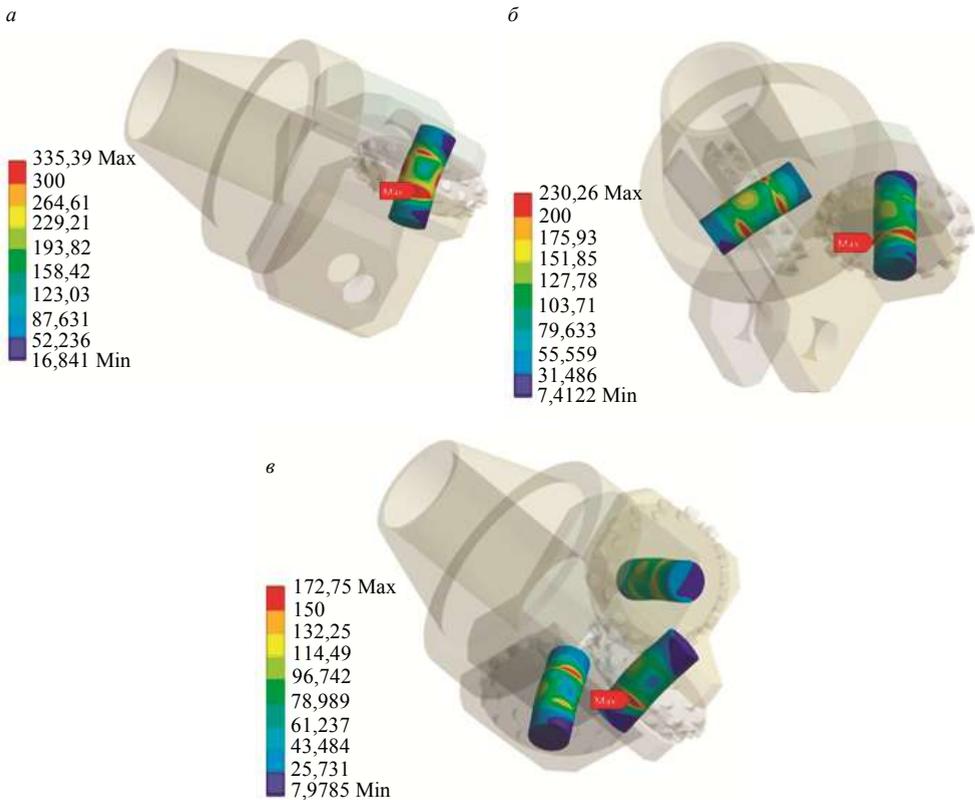


Рис. 4. Распределение полей эквивалентных напряжений по осям:
a – нагрузка приходится на одну ось; *б* – нагрузка приходится на две оси равномерно; *в* – нагрузка приходится на три оси равномерно

Fig. 4. Distribution of the fields of equivalent stresses along the axes:
a – load falls on one axis; *б* – load uniformly falls on two axes; *в* – load uniformly falls on three axes

Расчет оси вращения. С точки зрения деформирования ось представляет собой прямой круглый брус, воспринимающий сжимающие, изгибающие и крутящие нагрузки. Распределение эквивалентных напряжений по осям скольжения представлено на рис. 4.

Согласно данным рис. 4, во всех случаях нагружения действующие значения напряжений не превышают допустимых значений. Распределение напряжений носит довольно равномерный характер и не превышает 30–40 МПа в первом случае нагружения (рис. 4, *а*), 20–30 МПа – во втором (рис. 4, *б*) и 15–25 МПа – в третьем (рис. 4, *в*).

Максимальные значения действующих напряжений составляют 335,29 МПа, 230,26 МПа и 172,76 МПа соответственно, что не превышает предел текучести σ_T и предел кратковременной прочности σ_B материала, из которого изготовлены оси (сталь 40Х, HRC 40; $\sigma_T = 780$ МПа; $\sigma_B = 980$ МПа). Как и следовало ожидать, максимальные напряжения возникают в первом, самом тяжелом случае нагружения, когда вся нагрузка приходится на одну ось, а минимальные, когда вся нагрузка делится на три оси равномерно. Однако следует отметить, что в модели не были учтены фаски в областях примыкания оси и корпуса, а также оси и фрезы, позволяющие снизить уровень концентрации напряжений на 7–15 %. Кроме того, в фактической геометрии также присутствуют шайбы, предотвращающие перекося фрез. Их дополнительный учет позволяет снизить действующие напряжения (на 5–7 %).

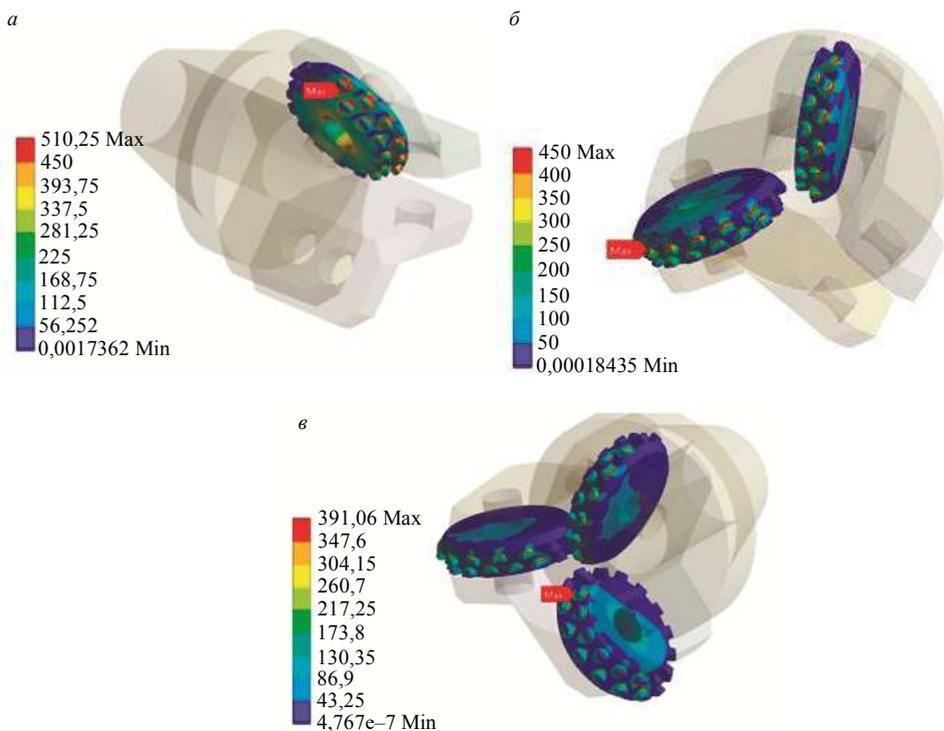


Рис. 5. Распределение полей эквивалентных напряжений по зубчато-дисковым фрезам: *a* – нагрузка приходится на одну зубчато-дисковую фрезу; *b* – нагрузка приходится на две зубчато-дисковые фрезы равномерно; *v* – нагрузка приходится на три зубчато-дисковые фрезы равномерно

Fig. 5. Distribution of the fields of equivalent stresses along the toothed disk milling cutters: *a* – load falls on one toothed disk milling cutter; *b* – load uniformly falls on two toothed disk milling cutters; *v* – load uniformly falls on three toothed disk milling cutters

Расчет зубчато-дисковых фрез. С точки зрения деформирования зубчато-дисковая фреза представляет собой плоский диск с фрезерованными участками, в которых высверлены отверстия для вставки зубьев, выполненных из металлокерамического твердого сплава.

Дисковые фрезы, имеющие двухрядное вооружение, установлены в лапах корпуса под острым углом в сторону вращения (на 10°). Распределение эквивалентных напряжений по зубчато-дисковым фрезам представлено на рис. 5.

По данным рис. 5, во всех случаях нагружения действующие значения напряжений не превышают допустимые значения. Распределение полей эквивалентных напряжений носит равномерный характер и не превышает 55–60 МПа в первом

случае нагружения (рис. 5, а), 50 МПа – во втором (рис. 5, б) и 40–45 МПа – в третьем (рис. 5, в). Максимальные значения действующих напряжений составляют 510,25 МПа, 459 МПа и 391,06 МПа, что соответственно не превышает предел текучести σ_T и предел кратковременной прочности σ_B материала, из которого изготовлены зубчато-дисковые фрезы (сталь 40ХН2, HRC 48; $\sigma_T = 930$ МПа; $\sigma_B = 1080$ МПа). Как и следовало ожидать, максимальные напряжения возникают в первом, самом тяжелом случае нагружения, когда вся нагрузка приходится на одну зубчато-дисковую фрезу, а минимальные, когда вся нагрузка делится на три зубчато-дисковые фрезы равномерно. Максимальные напряжения (во всех случаях нагружения) возникают в зубчато-дисковых фрезах в отверстиях, высверленных в теле зубчато-дисковой фрезы для вставки зубьев. Данный эффект появляется ввиду элементной концентрации.

Выводы. Анализ напряженно-деформированного состояния бурового инструмента разборной конструкции (ДРДФ-244,5-2) показывает, что его надежная и безопасная работа не вызывает сомнений. Данный вывод согласуется с результатами работ, посвященных проблемам эксплуатации технических систем и бурового инструмента, в частности [11–14].

Конструктивное исполнение долота режуще-вращательного действия с зубчато-дисковыми фрезами, установленными под острым углом в корпусе и имеющими многорядное твердосплавное вооружение, не ослабляет конструкцию долота, по сравнению с аналогичными долотами, фрезы которых оснащены однорядным вооружением, позволяет расширить область рациональной эксплуатации в сложноструктурных массивах горных пород с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодяконова от $f = 6-8$ до $f = 8-10$, с пропластками – до $f = 12$, за счет повышения эффективности разрушения породы в забое скважины.

НИР выполнена в рамках реализации Гранта Президента МД-221.2018.8.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Головкин М. С., Ишбаев Г. Г., Балута А. П., Мыкалкин В. В., Шленкин И. С., Валямов К. Р., Ямалиев В. У. Проектирование и сравнительный анализ динамических герметизирующих элементов, используемых в составе бурового инструмента // Бурение и нефть. 2017. № 10. С. 52–57.
2. Зубов В. В., Хазин М. Л. Повышение износостойкости твердосплавного бурового инструмента // ГИАБ. 2015. № 6. С. 168–170.
3. Морозов Л. В. Повышение долговечности буровых долот на основе компьютерного анализа элементов конструкций и их сборки: дис. ... канд. техн. наук. Самара, 2003. 180 с.
4. Петровский Э. А., Данилов А. К., Соловьев Е. А., Бухтояров В. В., Привалихин Р. С. Проектирование высокоэффективного бурового инструмента // Актуальные проблемы в машиностроении. 2015. № 2. С. 304–308.
5. Pawar P., Ballav R., Kumar A. Finite element method broach tool drilling analysis using explicit dynamics ansys // International Journal of Modern Manufacturing Technologies. 2016. Vol. 8(2). P. 54–60.
6. Буровое долото режуще-вращательного типа: пат. 2631948 Рос. Федерация; заявл. 20.07.2016; опубл. 29.09.2017. Бюл. № 28.
7. Денисов М. А. Компьютерное моделирование ANSYS. Екатеринбург: УрГУ, 2014. 77 с.
8. Dhanraj Patel, Rajesh Verma. Analysis of drilling tool life – a review. International Journal of Mechanical Engineering and Robotics Research. 2015. Vol. 4. No. 1. P. 329–359.
9. Thompson M. K., Thompson J. M. ANSYS Mechanical APDL for Finite Element Analysis. USA: Butterworth-Heinemann, 2017. 466 p.
10. Басов К. А. ANSYS для конструкторов. М.: ДМК-Пресс, 2016. 241 с.
11. Пяльченков В. А., Смолин Н. И., Пяльченков В. А. Распределение осевой нагрузки и крутящего момента по зубкам шарошечного долота // Современные проблемы науки и образования. 2015. № 2-2. URL: <http://science-education.ru/ru/article/view?id=22475> (дата обращения: 29.09.2018).
12. Дорохов А. Н., Керножицкий В. А., Миронов А. Н., Шестопапов О. Л. Обеспечение надежности сложных технических систем. СПб.: Лань, 2011. 352 с.
13. Пяльченков В. А., Смолин Н. И., Пяльченков В. А. Влияние точности изготовления на нагруженность шарошечного долота // Современные проблемы науки и образования. 2015. № 2-2. URL: <http://science-education.ru/ru/article/view?id=22475> (дата обращения: 29.09.2018).
14. Советов Г. А. Эксплуатация инструмента для бурения взрывных скважин. М.: Цветметинформация, 1978. 48 с.

Сведения об авторах:

Бовин Константин Анатольевич – старший преподаватель кафедры горных машин и комплексов Сибирского федерального университета. E-mail: kost.91@mail.ru

Гилев Анатолий Владимирович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой горных машин и комплексов Сибирского федерального университета. E-mail: anatoliy.gilev@gmail.com

Плотников Иван Сергеевич – кандидат технических наук, доцент кафедры горных машин и комплексов Сибирского федерального университета. E-mail: bigiv89@ya.ru

Герасимова Татьяна Александровна – кандидат технических наук, доцент кафедры горных машин и комплексов Сибирского федерального университета. E-mail: gta291277@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-110-117

Studying the loading and stressed state of the drilling tool with toothed disk milling cutters at the design stage

Konstantin A. Bovin¹, Anatolii V. Gilev¹, Ivan S. Plotnikov¹, Tatiana A. Gerasimova¹

¹ Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia.

Abstract

Introduction. The stressed-deformed state (SDS) of the collapsible drill bit with toothed disk milling cutters located in the body at an acute angle and equipped with two rows of hard-alloy weapons DRDF-244.5-2 was investigated.

Research methodology. The finite-element model of the FRDF bit and the element quality diagram are given. The application modeling of maximum forces to the drilling tool and the torque acting from the drilling assembly was carried out. To obtain reliable results for the distribution of equivalent stress fields, modeling of loading boundary conditions was carried out for the interaction of carbide-tipped rock cutting elements of a bit with a face in the well.

Results and discussion. The results of the fields distribution of equivalent stresses appearing in the bit body, axes of rotation and toothed disk milling cutters are presented for three loading cases: 1 – the heaviest case of loading, when the entire load acting from the drilling rig falls on one toothed disk milling cutter; 2 – due to unevenness of the face surface, inclusions of rocks with increased hardness and the presence of discontinuities in the rock massif, the entire load is divided into two toothed disk milling cutters; 3 – the entire load is distributed evenly to three toothed disk milling cutters.

Conclusions. Conclusions are made about the operability of the DRDF drill bit and recommendations are given for reducing the operating stresses for individual elements of the bit.

Key words: axial force; blasthole drilling; drilling tool; stressed-deformed state; effective efforts; calculation model; fields of equivalent stresses.

Acknowledgements: the research has been carried out under the Presidential Grant МД-221.2018.8.

REFERENCES

1. Golovkin M. S., Ishbaev G. G., Baluta A. P., Mykalkin V. V., Shlenkin I. S., Valiamov K. R., Iamaliyev V. U. Designing and comparative analysis of dynamic sealing elements related to borehole drilling equipment. *Burenie i neft = Drilling and Oil*. 2017; 6: 52–57. (In Russ.)
2. Zubov V. V., Khazin M. L. Increase of wear resistance of the hard-alloy boring tool. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 6: 168–170. (In Russ.)
3. Morozov L. V. *Increasing the durability of drill bits based on the computer analysis of structural elements and their assembly. PhD in Engineering sciences dissertation*. Samara; 2003. (In Russ.)
4. Petrovskii E. A., Danilov A. K., Soloviev E. A., Bukhtoiarov V. V., Privalikhin R. S. Design of a high performance drilling tools. *Aktualnye problemy v mashinostroenii = Actual Problems in Machine Building*. 2015; 2: 304–308. (In Russ.)
5. Pawar P., Ballav R., Kumar A. Finite element method broach tool drilling analysis using explicit dynamics ansys. *International journal of Modern Manufacturing Technologies*. 2016; 8(2): 54–60.
6. Bovin K. A., Gilev A. V., Chesnokov V. T., Belozerov I. R., Shigin A. O., Krylo A. E. *Drill bit of cutting-rotational type*. Patent RF no. 2631948, 2017. (In Russ.)
7. Denisov M. A. *Computer simulation of ANSYS*. Ekaterinburg: UrSU Publishing; 2014. (In Russ.)
8. Dhanraj Patel, Rajesh Verma. Analysis of drilling tool life – a review. *International journal of Mechanical Engineering and Robotics Research*. 2015; 4 (1): 329–359.
9. Thompson M. K., Thompson J. M. *ANSYS Mechanical APDL for Finite Element Analysis*. 2017. 466 p.
10. Basov K. A. *ANSYS for designers*. Moscow: DMK-Press Publishing; 2016. (In Russ.)
11. Pialchenkov V. A., Smolin N. I., Pialchenkov V. A. The distribution of axial loading and torque on the teeth of roller bit. *Sovremennyye problemy nauki i obrazovaniia = Modern Problems of Science and Education*. 2015; 2-2. Available from: <http://science-education.ru/en/article/view?id=22475> [Accessed 29th September 2018].

12. Dorokhov A. N., Kernozhitskii V. A., Mironov A. N., Shestopalov O. L. *Ensuring the reliability of complex technical systems*. St. Petersburg: Lan Publishing; 2011. (In Russ.)
13. Pialchenkov V. A., Smolin N. I., Pialchenkov V. A. The impact of precision manufacturing on the load arms of a roller bit. *Sovremennye problemy nauki i obrazovaniia = Modern Problems of Science and Education*. 2015; 2-2. Available from: <http://science-education.ru/en/article/view?id=22475> [Accessed 29th September 2018].
14. Sovetov G. A. *Exploitation of a tool for blasthole drilling*. Moscow: Tsvetmetinformatsiia Publishing, 1978. (In Russ.)

Received 28th August, 2018

Information about authors:

Konstantin A. Bovin – senior lecturer of the Department of Mining Machines and Complexes, Siberian Federal University. E-mail: koc.91@mail.ru

Anatolii V. Gilev – D. Sc. in Engineering sciences, Professor, Head of the Department of Mining Machines and Complexes, Siberian Federal University. E-mail: anatoliy.gilev@gmail.com

Ivan S. Plotnikov – PhD in Engineering sciences, associate professor of the Department of Mining Machines and Complexes, Siberian Federal University. E-mail: bigiv89@ya.ru

Tatiana A. Gerasimova – PhD in Engineering sciences, associate professor of the Department of Mining Machines and Complexes, Siberian Federal University. E-mail: gta291277@yandex.ru

Для цитирования: Бовин К. А., Гилев А. В., Плотников И. С., Герасимова Т. А. Исследование нагруженности и напряженного состояния бурового инструмента с зубчато-дисковыми фрезами на стадии его проектирования // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 110–117. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-110-117

For citation: Bovin K. A., Gilev A. V., Plotnikov I. S., Gerasimova T. A. Studying the loading and stressed state of the drilling tool with toothed disk milling cutters at the design stage. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 110–117. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-110-117

Энергоэффективная технология локализации техногенных аварий в шахтах на базе математической модели гидровихревой коагуляции

Макаров В. Н.¹, Макаров Н. В.¹, Угольников А. В.¹, Свердлов И. В.^{1*}

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: ilyasverdlov@gmail.com

Реферат

Введение. Динамика совершенствования техники и технологии пылеподавления в горнометаллургическом комплексе России показывает их недостаточную эффективность в обеспечении санитарно-гигиенических условий, а главное – локализации взрывов пылевых смесей. Дальнейшее повышение эффективности угледобычи и переработки минерального сырья существенно ограничено несовершенством технологии локализации и ликвидации взрывов угольной пыли.

Целью исследования является разработка математической модели высоконапорного гидровихревого инерционного кинематического пылеподавления, применение которого позволяет существенно повысить эффективность локализации техногенных аварий и снизить уровень профессиональных заболеваний.

Методология. Предложена математическая модель гидровихревой инерционной кинематической гетерокоагуляции, существенно повышающей энергоэффективность пылеподавления. Уточнена графическая модель взаимодействия в зоне контакта в момент соударения в системе «жидкое–твердое», получены уравнения критериев Стокса и Рейнольдса при гидровихревой инерционной ортокINETической гетерокоагуляции.

Результаты. Сертификационные испытания с применением защищенных патентом вихревых форсунок подтвердили снижение минимального размера поглощаемой пыли в четыре раза, повышение эффективности пылеулавливания до 99 % при одновременном снижении расхода воды на 20 %, по сравнению с классическим высоконапорным пылеподавлением.

Выводы. Предложенная технология пылеподавления может быть использована на горных предприятиях в условиях образования мелкодисперсных взрывоопасных пылевых смесей.

Ключевые слова: экотехнология; пылеподавление; коагуляция; гидрофобность; циркуляция; угол смачивания; адгезия; энергия поглощения; присоединенный вихрь.

Введение. Задача очистки воздуха на горных предприятиях весьма актуальна с позиции роста производительности труда, обеспечения санитарно-гигиенических норм, ограничивающих допустимые концентрации вредных взрывоопасных газов и аэрозолей. Практика показывает, что интенсификация производства, внедрение новых технологий, обеспечивающих эффективную добычу и переработку минерального сырья, способствуют развитию технологий локализации взрывов угольной пыли [1].

Эффект пылеподавления в существенной мере сводится к преодолению энергетического барьера в процессе столкновения капель жидкости с частицами пыли и переводу системы жидкое–твердое в более устойчивое состояние, т. е. определяется степенью коагуляции и способностью капель жидкости захватывать частицы пыли.

Гидрообеспыливание является одним из наиболее распространенных средств предотвращения взрывов пылевых смесей, обеспечения санитарно-гигиенических условий в технологиях горного производства [1–4].

Эффективным методом предотвращения пылеобразования является предварительное увлажнение угольного массива. Сущность предварительного увлажне-

ния заключается в том, что нагнетаемая в пласт под давлением жидкость приводит к увеличению влажности угля, вызывая образование из пылинок, находящихся в трещинах, агрегатов, которые при поступлении в воздух быстро осаждаются [5].

Для осаждения пыли из воздуха используется орошение, оно заключается в захвате частиц пыли при соударении с каплями жидкости за счет их смачивания. Образующаяся при этом двухфазная среда выпадает из воздуха на почву или осаждается на стенки выработки.

В процессе пылеулавливания запыленный воздух за счет создания области разрежения целенаправленно взаимодействует с тонкодиспергированной жидкостью, в результате чего осажденная пыль в виде шлама удаляется через шламопитатели.

Эффективность пылеподавления повышается при применении химической пены. Суть метода заключается в том, что при подаче пены в места пылеобразования она растекается по поверхности горной массы, смешивается с ней и интенсивно разрушается. Образующаяся при этом жидкость, смачивая горную массу, предотвращает переход пыли во взвешенное состояние. Пена создает большую поверхность взаимодействия жидкости с горной массой и способствует эффективному подавлению тонких фракций пыли и экранированию очагов пылеобразования [6].

Однако при высоконапорном гидрообеспыливании существенно растут энергозатраты на аэрацию, что снижает энергоэффективность процессов обеспечения санитарно-гигиенических условий и, как результат, приводит к падению конкурентоспособности экотехнологии в недропользовании.

Актуальность совершенствования технологии высоконапорного гидрообеспыливания, внедрения экологического недропользования требует нового подхода к построению математической модели инерционной ортокинетической гетерокоагуляции воднопылевого аэрозоля [7, 8].

Определяющую роль в увеличении эффективности коагуляционного взаимодействия капель воды и частиц пыли играет именно кинетическая энергия движения капель распыляемой воды, а не общий ее расход. Для низконапорного распыления жидкости влияние начального участка факела на общую эффективность коагуляции не столь существенно из-за малой кинетической энергии диспергируемой струи.

Динамически активный начальный участок с высокой кинетической энергией капель жидкости при высоконапорном гидрообеспыливании играет определяющую роль в общей эффективности захвата и коагуляции пылевых частиц каплями воды.

Поскольку пылеподавление фактически возможно только при непосредственном контакте капли жидкости с частицей пыли, то механизм именно этого процесса необходимо изучить с целью разработать технологию и соответствующие технические средства, обеспечивающие наибольшие комфортные условия для эффективного осуществления пылеподавления.

Технически коагуляция представляет собой результат столкновения двух фаз – жидкой и твердой. Соударение происходит при контакте капли жидкости и частицы пыли, при этом сам факт коагуляции, т. е. поглощения пыли жидкостью может и не наступить, поскольку для окончательного захвата и перехода в единую систему *капля жидкости–частица пыли* необходимо, чтобы силы инерции частиц пыли были больше сил адгезии и смачивания [9, 10].

Степень взаимного проникновения двух фаз, особенно применительно к частицам микроразмера, соответствует гидрофобности, т. е. эффективность коагу-

ляции зависит от характера протекания поверхностных явлений в зоне их контакта, обусловленного влиянием относительной скорости капли воды и частицы пыли, их размера, поверхностного натяжения на границе раздела. Экспериментально установлено [9], что частицы пыли диаметром менее $5 \cdot 10^{-6}$ м практически гидрофобны. При этом в структуре угольной пыли преобладают частицы размером $(1-200) \cdot 10^{-6}$ м.

Таким образом, значительная часть наиболее взрывоопасной пыли гидрофобна, что существенно снижает эффективность систем высоконапорного гидродинамического пылеподавления [1, 5, 9].

Цель исследования. Целью моделирования параметров системы *капля жидкости–частица пыли* в процессе предлагаемой вихревой инерционной ортокинетической гетерокоагуляции является исследование механизма кинематической коагуляции в условиях действия присоединенного вихря, индуцированного вращающейся каплей жидкости [8, 10].

Методология исследований. Фиксация частиц, приблизившихся к капле на расстояние действия адгезионных сил, зависит от величины краевого угла смачивания θ . Для захвата гидрофобных частиц пыли каплей жидкости необходимо совершить работу внешних инерционных сил, которая соответствует кинетической энергии W_k взаимодействия в процессе их контакта. Захват частицы пыли каплей жидкости произойдет при условии, когда ее кинетическая энергия W_k будет больше или равна энергии поглощения $\Pi_{ж-г}$, соответствующей сумме энергии адгезии $W_{ад}$ ($F_{ад}$ – сила адгезии), определяемой удельной энергией отрыва, и энергии смачивания $W_{ж-г}$, ($F_{ж-г}$ – сила поверхностного натяжения), определяемой удельной энергией растекания [9].

С учетом изложенного условия, выразив массу частицы пыли (в форме шара), через диаметр $d_{п\ min}$, получим выражение для минимального диаметра частицы пыли, поглощаемой каплей жидкости, в виде:

$$d_{п\ min} = 24 \frac{\delta_{ж} \cos \theta}{(\rho_{п} - \rho_{г})(v_{г} - v_{ж})^2}, \quad (1)$$

где $d_{п\ min}$ – минимальный диаметр поглощаемой частицы пыли, м; $\rho_{п}$, $\rho_{г}$ – плотность частицы пыли и газа соответственно, кг/м³; $v_{ж}$, $v_{г} = v_{п}$ – скорость капли жидкости и скорость газа, равная скорости частицы пыли, м/с; $\delta_{ж-г}$ – коэффициент поверхностного натяжения на границе раздела сред *жидкость–газ*, Дж/м²; θ – краевой угол смачивания на границе раздела двух сред *жидкость–газ*, рад.

На базе известной модели кинетической коагуляции частицы пыли каплей жидкости при $\omega_{ж} = 0$ [1] на рис. 1 представлена графическая модель вихревой кинематической коагуляции, при которой капля жидкости вращается с угловой скоростью $\omega_{ж}$, индуцируя в зоне контакта присоединенный вихрь [8–10].

Из анализа графической модели взаимодействия в зоне контакта в момент соударения в системе *жидкое–твердое*, приведенной на рис. 1, видно, что площадь контакта капли жидкости с частицей пыли, определяемая диаметром периметра смачивания $d_{см}$ оказывает непосредственное влияние на величину краевого угла смачивания θ . Чем меньше радиус кривизны поверхности капли в зоне контакта, т. е. меньше ее размер, тем меньше краевой угол смачивания θ и, следовательно, тем больше потребуется затратить энергии для полного поглощения частицы пыли диаметром $d_{п\ min}$ каплей жидкости диаметром $d_{ж}$, определяемой поверхностной энергией отрыва и растекания.

Однако сам по себе размер капли не является решающим условием, так как при одинаковых объемах две капли могут иметь разные формы, определяемые, в частности, скоростью вращения $\omega_{ж}$ и соответственно диаметром периметра смачивания $d_{см}$ при $\omega_{ж} = 0$ и $d_{см\omega}$ при $\omega_{ж} > 0$.

В данной работе рассмотрен механизм целенаправленного управления краевым углом смачивания θ и кинетической энергией взаимодействия капель жидкости и частиц пыли W_k .

С ростом краевого угла смачивания θ величина энергии поглощения снижается, что позволяет обеспечить заданный уровень эффективности обеспыливания при меньших энергозатратах либо расширить диапазон поглощения частиц пыли меньшего размера, т. е. повысить эффективность пылеподавления при заданных энергозатратах.

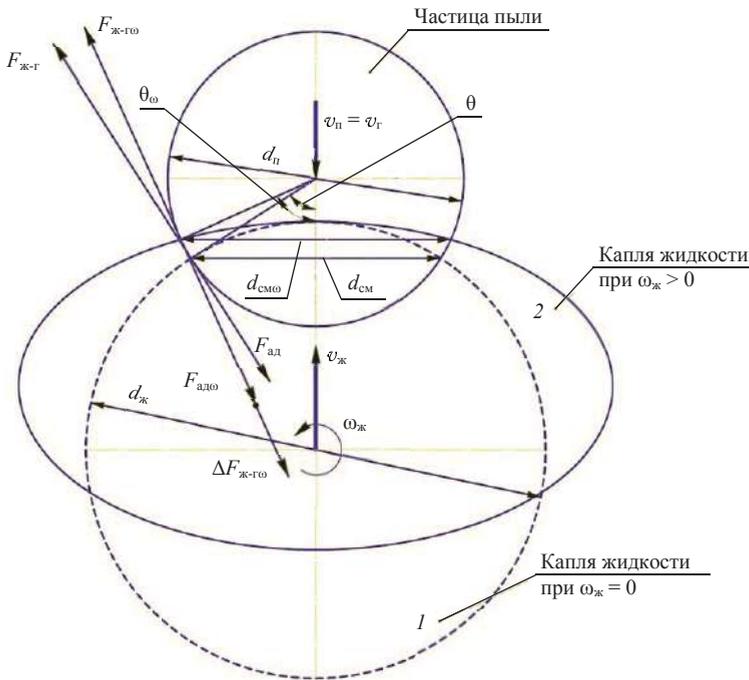


Рис. 1. Графическая модель вихревой кинематической коагуляции частицы пыли каплями жидкости:

1 – модель классической инерционной ортокинетической гетерокоагуляции, при $\omega_{ж} = 0$; 2 – модель вихревой инерционной ортокинетической гетерокоагуляции при $\omega_{ж} > 0$

Fig. 1. Graphic model of dust particle vortex kinematic coagulation with a drop of liquid:

1 – a model of classical orthokinetic heterocoagulation under $\omega_{ж} = 0$; 2 – a model of vortex inertial orthokinetic heterocoagulation under $\omega_{ж} > 0$

Из рис. 1 видно, что при соударении частицы пыли с вращающейся со скоростью $\omega_{ж}$ каплей жидкости диаметр периметра смачивания увеличивается до величины $d_{см\omega}$ по сравнению с его величиной $d_{см}$ при $\omega_{ж} = 0$, т. е. при классической гетерокоагуляции.

Чем больше значение краевого угла смачивания θ , тем меньше требуемая для поглощения частицы пыли кинетическая энергия капли жидкости, т. е. чем больше площадь контакта капли жидкости с частицей пыли, тем меньшую скорость необходимо сообщать каплям жидкости для обеспечения эффективного пылеподавления.

Таким образом, для снижения энергоемкости высоконапорного гидродинамического пылеподавления необходимо изменить кинематику взаимодействия капли жидкости и частицы пыли в зоне контакта. Это возможно за счет влияния энергии вихря, обусловленной вращением капли жидкости со скоростью $\omega_{\text{ж}}$ вокруг ее оси, совпадающей с вектором скорости $v_{\text{ж}}$ [9–12].

В работе [9] экспериментально установлено существование аэродинамического энергетического барьера, препятствующего переходу системы *жидкое–твердое* на более высокий энергетический уровень коагуляционного взаимодействия при низких значениях кинетической энергии взаимодействия капли жидкости и частицы пыли, что соответствует критическим значениям критерия Стокса, при которых невозможен захват частиц пыли.

Влияние кинематических и динамических параметров вращения капли жидкости на аэродинамический поверхностно-адгезионный энергетический барьер и краевой угол смачивания показано на графической модели вихревой инерционной ортокинетики гетерокоагуляции при взаимодействии частицы пыли с вращающейся с угловой скоростью $\omega_{\text{ж}}$ каплей жидкости (рис. 1).

При вращении капли жидкости с угловой скоростью $\omega_{\text{ж}}$ вокруг ее поверхности и в зоне контакта, согласно условию Гельмгольца-Бернулли, создается область разрежения, т. е. пониженного статического давления на величину удельной энергии $\Delta W_{\text{к}}$ присоединенного вихря, скорость которого, согласно гидродинамической аналогии, определяется по известной в теории электродинамики формуле Био-Саварра. Таким образом, присоединенный вихрь, обусловленный вращением капли жидкости, снижая статическое давление в зоне ее контакта с частицей пыли, увеличивает краевой угол смачивания до величины θ_{ω} , способствует снижению аэродинамического энергетического барьера [9, 10, 13, 14].

В зоне контакта частица пыли будет двигаться по винтовой линии с углом спирали $\alpha = \arctg \frac{d_{\text{п}} \sin \theta_{\omega_{\text{ж}}}}{(v_{\text{ж}} - v_{\text{г}})}$ в глубь капли жидкости с поступательной скоростью $(v_{\text{ж}} - v_{\text{г}})$, вращаясь при этом с угловой скоростью $\omega_{\text{ж}}$ [10].

Изменение кинематических параметров, характеризующих взаимодействие частицы пыли и капли жидкости в зоне контакта при соударении, приводит к существенным изменениям фактических значений критериев Стокса и Рейнольдса, которые в условиях вихревой кинематической коагуляции определяются по формулам:

$$\text{Re}_{\text{ж}\omega} = \frac{d_{\text{ж}} \rho_{\text{ж}} \sqrt{(v_{\text{г}} - v_{\text{ж}})^2 + 0,25\omega_{\text{ж}}^2 d_{\text{п}}^2 \sin^2 \theta}}{\mu_{\text{г}}}; \quad (2)$$

$$\text{Stk}_{\omega} = \frac{d_{\text{п}}^2 (\rho_{\text{п}} - \rho_{\text{г}}) \sqrt{(v_{\text{г}} - v_{\text{ж}})^2 + 0,25\omega_{\text{ж}}^2 d_{\text{п}}^2 \sin^2 \theta}}{18\mu_{\text{г}} d_{\text{ж}}},$$

где $d_{\text{ж}}$ – диаметр капли жидкости, м; $\rho_{\text{ж}}$ – плотность капли жидкости, кг/м³; $\mu_{\text{г}}$ – коэффициент динамической вязкости газа, кг/м · с.

Таким образом, вращательное движение капли жидкости увеличивает фактическое эффективное значение критериев Стокса Stk_{ω} и Рейнольдса $\text{Re}_{\text{ж}\omega}$ в зоне контакта, способствуя снижению величины поверхностно-адгезионного энергетического барьера и критического уровня аэродинамического энергетического барьера [9].

Силу давления разрежения в зоне контакта частицы пыли и капли жидкости, обусловленную влиянием присоединенного вихря и равную снижению силы поверхностного натяжения, можно выразить уравнением:

$$\Delta F_{\text{ж-г}\omega} = 0,5\rho_{\text{ж}}\Gamma_{\omega}\omega_{\text{ж}}S_{\text{к}}S_{\text{п}}^{-1}, \quad (3)$$

где Γ_{ω} – циркуляция в зоне контакта частицы пыли и капли жидкости, м²/с; $S_{\text{к}}$ – площадь контакта, соответствующая площади смачивания, м²; $S_{\text{п}}$ – площадь поверхности частицы пыли, м².

Уравнение для дополнительной кинетической энергии, равной энергии вихря, присоединенного к вращающейся капли жидкости, с учетом (3) и рис. 1, уравнений Бернулли и Остроградского-Гаусса [9–11] получим в виде:

$$W_{\text{к}\omega} = \frac{\pi}{8}\rho_{\text{ж}}d_{\text{п}}^3\sin^4\theta\omega_{\text{ж}}^2. \quad (4)$$

Уравнение для силы депрессии в зоне контакта частицы пыли и капли жидкости, обусловленной влиянием присоединенного вихря, с учетом (3), (4) получим в виде:

$$\Delta F_{\text{ж-г}\omega} = \frac{\pi}{32}\rho_{\text{ж}}d_{\text{п}}^4\sin^4\theta\omega_{\text{ж}}^2.$$

Для вихревой инерционной ортокинетической гетерокоагуляции минимальное значение энергии для полного поглощения, с учетом уравнений (4), по аналогии с гетерокоагуляцией при $\omega_{\text{ж}} = 0$ запишем в виде:

$$\Pi_{\text{ж-г}\omega} = \Pi_{\text{ж-г}} - \Delta W_{\text{к}\omega} = 2\delta_{\text{ж-г}}\cos\theta. \quad (5)$$

С учетом уравнений (4), (5) уравнение для краевого угла смачивания в зоне контакта жидкой и твердой фазы при вращении капли жидкости с угловой скоростью $\omega_{\text{ж}}$ получим в виде:

$$\theta_{\omega} = \arccos\left(\cos\theta - \frac{\pi\rho_{\text{ж}}d_{\text{п}}^3\sin^4\theta\omega_{\text{ж}}^2}{8\delta_{\text{ж-г}}\cos\theta}\right). \quad (6)$$

Таким образом, с учетом (1), (6) и предложенной модели инерционной ортокинетической гетерокоагуляции системы *частица пыли–капля жидкости* при вращении частицы жидкости с угловой скоростью $\omega_{\text{ж}}$ минимальный диаметр $d_{\text{п}\text{о}\text{м}\text{и}\text{н}}$ частицы пыли, полностью поглощаемой в процессе захвата и смачивания каплями жидкости, при действии сил поверхностного натяжения, инерционных сил поступательного и вращательного движения получим в виде:

$$d_{\text{п}\text{о}\text{м}\text{и}\text{н}} = \frac{\delta_{\text{ж-г}}\cos\left\{\arccos\left[\cos\theta - \left(\pi\rho_{\text{ж}}d_{\text{п}}^3\sin^4\theta\omega_{\text{ж}}^2/(8\delta_{\text{ж-г}}\cos\theta)\right)\right]\right\}}{(\rho_{\text{п}} - \rho_{\text{г}})(v_{\text{ж}} - v_{\text{г}})^2}.$$

На рис. 2 приведены результаты расчета по предложенной математической модели вихревой кинематической коагуляции изменения критических значений критерия Стокса $\text{Stk}_{\text{кр}}$ в зависимости от угловой скорости вращения капель воды $\omega_{\text{ж}}$ диаметром $d_{\text{ж}} = 4 \cdot 10^{-6}$ м для абсолютно гидрофобных частиц угольной пыли, где 1 – $\omega_{\text{ж}} = 0$, $\text{Stk}_{\text{кр}} = 4,1 \cdot 10^{-2}$, $\text{Re}_{\text{ж}} = 20$, $d_{\text{п}\text{о}\text{м}\text{и}\text{н}} = 4 \cdot 10^{-6}$ м; 2 – $\omega_{\text{ж}} = 1,5 \cdot 10^2$ с⁻¹,

$Stk_{кр} = 8 \cdot 10^{-3}$, $Re_{ж} = 15$, $d_{п\ min} = 3 \cdot 10^{-6}$ м; $3 - \omega_{ж} = 2,5 \cdot 10^2$ с⁻¹, $Stk_{кр} = 4,5 \cdot 10^{-3}$, $Re_{ж} = 6$, $d_{п\ min} = 1,2 \cdot 10^{-6}$ м; 4 – зависимость критического значения критерия Стокса от угловой скорости вращения капли.

Приведенные изолинии угловой скорости вращения капель жидкости в функции критических значений критериев Стокса и Рейнольдса подтверждают существенное снижение как запрещающего уровня поверхностно-адгезионного энергетического барьера налипания частиц, так и критического уровня аэродинамического энергетического барьера.

При угловой скорости вращения капель жидкости $\omega_{ж} = 2,5 \cdot 10^2$ с⁻¹ критическое значение критерия Стокса снижается более чем в четыре раза, а критическое значение критерия Рейнольдса – более чем в три раза по сравнению с их значениями в условиях поступательного движения капель жидкости, т. е. при $\omega_{ж} = 0$. При этом эффективные значения критерия Рейнольдса и Стокса, рассчитанные по формуле (2), на линии 4 (рис. 2) соответствуют их критическим значениям полного поглощения при $\omega_{ж} = 0$, т. е. по известным критериальным уравнениям.

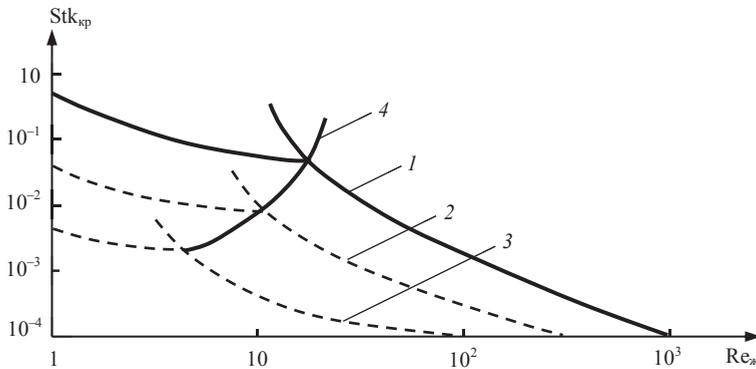


Рис. 2. Изолинии угловой скорости вращения капли воды в функции критических значений критерия Стокса и Рейнольдса

Fig. 2. Liquid drop spin rate isolines in the function of Stocks and Reynolds criterion critical values

Результаты. Снижение энергетических барьеров в условиях вихревой коагуляции обусловлено, как показано ранее (3), увеличением значений критериев Стокса Stk_{ω} и Рейнольдса $Re_{ж\omega}$ при вращении капли жидкости по сравнению с их значениями Stk , $Re_{ж}$, рассчитанными без учета вращения капли жидкости, т. е. при $\omega_{ж} = 0$.

Снижение величины критерия Рейнольдса для капель жидкости при вихревом высоконапорном гидрообеспыливании способствует уменьшению ее расхода и потребного давления, т. е. повышению ресурса эффективности системы пылеподавления. Приведенные данные показывают, что при вихревом инерционном ортокинетическом гетерокоагуляционном взаимодействии вращающихся капель жидкости и несмачиваемых частиц пыли коэффициент захвата η_{Stk} будет равен коэффициенту коагуляции η_k при существенно меньших значениях критерия Рейнольдса, т. е. при меньших скоростях поступательного движения капли жидкости либо меньших размерах частицы пыли.

Проведенные экспериментальные исследования с достаточной для инженерного расчета точностью подтвердили результаты расчетов по предложенной математической модели, показали высокую эффективность вихревой инерционной ортокинетической гетерокоагуляции, позволившей на 20 % снизить расход воды, уменьшить минимальный размер поглощения абсолютно гидрофобных частиц

угольной пыли до $1,2 \cdot 10^{-6}$ м, повысить эффективность пылеподавления до 99 % в сравнении с классическим высоконапорным гидрообеспыливанием.

Выводы. Вращение капли жидкости снижает расклинивающее действие газовой среды на границе *жидкое–твердое*, т. е. снижает величину потребной энергии полного поглощения $\Pi_{ж-г}$, увеличивает поверхность смачивания и фактически эффективные значения критериев Стокса Stk_{ω} и Рейнольдса $Re_{ж\omega}$.

Вихревое высоконапорное гидрообеспыливание способствует увеличению угла смачивания, уменьшению запрещающего уровня поверхностно-адгезионного энергетического барьера налипания частиц и критического уровня аэродинамического энергетического барьера.

Вихревая кинематическая коагуляция позволяет на 20 % снизить расход воды, повысив эффективность пылеподавления до 99 % за счет снижения медиального размера частиц пыли по сравнению с классическим высоконапорным гидрообеспыливанием.

Вихревое высоконапорное гидрообеспыливание позволяет уменьшить минимальный размер поглощаемой гидрофобной угольной пыли до $1,2 \cdot 10^{-6}$ и таким образом существенно снизить вероятность взрывов аэрозольных пылевых смесей, а также обеспечить нормативные требования ПДК по запыленности воздуха.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Борьба с пылью и вредными газами в железорудных шахтах / А. П. Янов [и др.]. М.: Недра, 1984. 228 с.
2. Andrew B. Cecala, Andrew D. Dust Control Handbook for Industrials Minerals Mining and Processing. Office of Mine safety and Health Research. 2012. 159 с.
3. Makarov V. N., Davydov S. Ya. Theoretical basis for increasing ventilation efficiency in technological processes at industrial enterprises // Springer Science + Business Media. New York. 2015. No. 2. P. 59–63.
4. Makarov V. N., Potapov V. Ya., Davydov S. Ya., Makarov N. V. A method of additive aerodynamic calculation of the friction gear classification block. (SCOPUS) Refractions and Industrial Ceramics. 2017. Vol. 38. No. 3. P. 288–292.
5. Шанталов А. Н., Шмурыгин В. А. Современный подход к методам борьбы с пылью в подземных горных выработках // Проблемы геологии и освоения недр. Томск: ТПУ, 2013. С. 378–379.
6. Bautin S. P. Mathematical simulation of the vertical part of an upward swirling flow. High temperature. 2014. Vol. 52. No. 2. P. 259–263.
7. Lyashenko V. I., Gurin A. A., Topolnyy F. F., Taran N. A. Justification of environmental technologies and means for dust control of trailing dumps surfaces of hydrometallurgical production and concentrating plants. Metallurgical and Mining Industry. 2017. No. 4. P. 8–17.
8. Способ создания подъемной силы и устройства для его осуществления: пат. 2601495 Рос. Федерация. М.кл. В64С23/0,6; заявл. 22.06.2015; опубл. 11.10.2016. Бюл. № 31. 5 с.
9. Фролов А. В., Телегин В. А., Сечкерев Ю. А. Основы гидрообеспыливания // Безопасность жизнедеятельности. 2007. № 10. С. 1–24.
10. Лойцянский И. Л. Механика жидкости и газа. М.: Наука, 1978. 736 с.
11. Bautin S. G., Krutova I. Y., Obukhov A. G. Twisting of a fire vortex subject to gravity and coriolis forces // High Temperature. 2015. Vol. 53. No. 6. P. 928–930.
12. Novakovskiy N. S., Bautin S. P. Numerical simulation of shock-free strong compression of 1d gas layer's problem subject to conditions on characteristic // Journal of Physics: Conference Series. 2017. Vol. 894. No. 1. P. 012067.
13. Wu D., Yin K., Yin Q., Zhang X., Cheng J., Ge D., Zhang P. Reverse circulation drilling method based on a supersonic nozzle for dust control // Applied Sciences (Switzerland). 2017. Vol. 7. No. 1. P. 5.
14. Kilau H. W. The wettability of coal and its relevance to the control of dust during coal mining // Journal of Adhesion Science and Technology. 1993. Vol. 7. No. 6. P. 649–667.

Поступила в редакцию 16 июля 2018 года

Сведения об авторах:

Макаров Владимир Николаевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горной механики Уральского государственного горного университета. E-mail: uk.intelnedra@gmail.com
Макаров Николай Владимирович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой горной механики Уральского государственного горного университета. E-mail: mnikolay@mail.ru
Угольников Александр Владимирович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой электротехники Уральского государственного горного университета. E-mail: mnikolay@mail.ru
Свердлов Илья Вадимович – студент специальности горные машины и оборудование Уральского государственного горного университета. E-mail: ilyasverdlov@gmail.com

Energy-efficient technology of technogenic accidents containment in mines based on a numerically simulated model of hydro vortex coagulation

Vladimir N. Makarov¹, Nikolai V. Makarov¹, Aleksandr V. Ugolnikov¹, Iliia V. Sverdlov¹

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. The dynamics of dust suppression equipment and technology improvement in the mining and metallurgical complex of Russia reveals their poor efficiency of sanitary and hygienic conditions, and most significantly, dust mixtures blast isolation. Further improvement of coal production and mineral processing efficiency is significantly limited by the incomplete technology of coal dust blasts containment and elimination.

Research aim is to develop a numerically simulated model of high-pressure hydro vortex inertial kinematic dust suppression the use of which allows to significantly improve the efficiency of technogenic accidents containment and decrease occupational diseases rate.

Methodology. A numerically simulated model of hydro vortex inertial kinematic heterocoagulation has been proposed, which significantly increases the energy efficiency of dust suppression. A graphic model of interaction in the zone of the contact at the moment of collision in the system liquid-solid has been specified; Stocks and Reynolds criteria equations have been derived under hydro vortex inertial orthokinetic coagulation.

Results. Certification tests with the use of the patented vortex spray nozzle proved 4 times reduction of the absorbed dust critical dimension and the dust capture efficiency increase up to 99% under simultaneous reduction of water consumption by 20% compared to classical high-pressure dust suppression.

Summary. The proposed technology of dust suppression can be used at the mining enterprises in the conditions of fine explosive dust mixtures formation.

Key words: ecotechnology; dust suppression; coagulation; hydrophobic behavior; circulation; angle of wetting; adhesion; adsorption power; attached vortex.

REFERENCES

1. Ianov A. P. (ed.) *Dust and harmful gas control in iron-ore mines*. Moscow: Nedra Publishing; 1984. (In Russ.)
2. Andrew B. Cecala, Andrew D. *Dust Control Handbook for Industrials Minerals Mining and Processing*. Office of Mine Safety and Health Research. 2012.
3. Makarov V. N., Davydov S. Ya. Theoretical basis for increasing ventilation efficiency in technological processes at industrial enterprises. *Springer Science + Business Media*. New York. 2015; 2: 59–63.
4. Makarov V. N., Potapov V. Ya., Davydov S. Ya., Makarov N. V. A method of additive aerodynamic calculation of the friction gear classification block. *Refractions and Industrial Ceramics*. 2017; 38 (3): 288–292.
5. Shantalov A. N., Shmurygin V. A. Modern approach to the methods of dust control in underground mine workings. In: *The problems of geology and exploitation of the interior part of the Earth*. Tomsk: TPU Publishing; 2013. pp. 378–379. (In Russ.)
6. Bautin S. P. Mathematical simulation of the vertical part of an upward swirling flow. *High temperature*. 2014; 52 (2): 259–263.
7. Lyashenko V. I., Gurin A. A., Topolnii F. F., Taran N. A. Justification of environmental technologies and means for dust control of trailing dumps surfaces of hydrometallurgical production and concentrating plants. *Metallurgical and Mining Industry*. 2017; 4: 8–17.
8. Makarov N. V., Makarov V. N. *A method of creating the carrying power and a device for its implementation*. Patent RF no. 2601495; 2016. (In Russ.)
9. Frolov A. V., Telegin V. A., Sechkerev Iu. A. The fundamentals of hydraulic suppression of dust. *Bezopasnost zhiznedeyatel'nosti = Life Safety*. 2007; 10: 1–24. (In Russ.)
10. Loitsianskii I. L. *The mechanics of liquid and gas*. Moscow: Nauka Publishing; 1978. (In Russ.)
11. Bautin S. G., Krutova I. Y., Obukhov A. G. Twisting of a fire vortex subject to gravity and coriolis forces. *High Temperature*. 2015; 53 (6): 928–930.
12. Novakovskiy N. S., Bautin S. P. Numerical simulation of shock-free strong compression of 1d gas layer's problem subject to conditions on characteristic. *Journal of Physics: Conference Series*. 2017; 894 (1): 012067.
13. Wu D., Yin K., Yin Q., Zhang X., Cheng J., Ge D., Zhang P. Reverse circulation drilling method based on a supersonic nozzle for dust control. *Applied Sciences (Switzerland)*. 2017; 7 (1): 5.
14. Kilau H. W. The wettability of coal and its relevance to the control of dust during coal mining. *Journal of Adhesion Science and Technology*. 1993; 7 (6): 649–667.

Information about authors:

Vladimir N. Makarov – D. Sc. (Engineering), Professor, professor of the Department of Mining Mechanics, Ural State Mining University. E-mail: uk.intelnedra@gmail.com

Nikolai V. Makarov – PhD (Engineering), Associate Professor, Head of the Department of Mining Mechanics, Ural State Mining University. E-mail: mnikolay@mail.ru

Aleksandr V. Ugolnikov – PhD (Engineering), Associate Professor, Head of the Department of Electrotechnics, Ural State Mining University. E-mail: mnikolay@mail.ru

Iliia V. Sverdlov – Mining Machines and Equipment specialty student, Ural State Mining University. E-mail: ilyasverdlov@gmail.com

Для цитирования: Макаров В. Н., Макаров Н. В., Угольников А. В., Сverdlov И. В. Энерго-эффективная технология локализации техногенных аварий в шахтах на базе математической модели гидровихревой коагуляции // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 118–127. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-118-127

For citation: Makarov V. N., Makarov N. V., Ugolnikov A. V., Sverdlov I. V. Energy-efficient technology of technogenic accidents containment in mines based on a numerically simulated model of hydro vortex coagulation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 118–127. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-118-127

Бункерные системы комплексов комбинированного транспорта в карьерах

Юдин А. В.^{1*}, Попов А. Г.¹, Шестаков В. С.¹

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: gpt2004@mail.ru

Реферат

Введение. Перегрузочные системы при комбинированном транспорте оказывают существенное влияние на себестоимость добычи полезных ископаемых открытым способом. При отработке глубоких карьеров к перегрузочным устройствам и отдельным их компонентам предъявляются повышенные требования.

Цель работы. Повышение эффективности транспортных систем для глубоких карьеров за счет применения подсистемы «бункер–питатель» с рациональными параметрами.

Методология. Математическое и физическое моделирование технологического процесса подсистемы «бункер–вибропитатель».

Результаты. В статье показано, что бункерные системы, оснащенные вибрационными питателями-грохотами с совмещенными технологическими функциями наиболее полно соответствуют требованиям перегрузочных систем при транспортировании взорванной горной массы из бункеров. Приведены результаты анализа по влиянию питателей-грохотов на себестоимость добычи полезного ископаемого. Проведены экспериментальные исследования по определению рациональной геометрии системы «бункер-вибропитатель», исследованы основные параметры вибровыпуска, оценены скоростные свойства приемных элементов бункеров.

Выводы. В условиях карьерных перегрузочных систем параметры бункеров следует рассматривать в зависимости от назначения и структуры транспортной системы, из условия режимов поступления и отгрузки горной массы. Карьерным перегрузочным системам наиболее полно соответствуют бункеры в форме «перевернутого обелиска», оснащенные вибрационными питателями-грохотами с совмещенными технологическими функциями. Приведены результаты экспериментальных исследований и промышленных испытаний вибровыпуска взорванной горной массы. К основным параметрам бункеров карьерных перегрузочных систем относятся: производительность; геометрические параметры и размеры выпускных отверстий; вместимость бункера; скоростные свойства движения горной массы.

Ключевые слова: перегрузочные системы; бункер; производительность; геометрия бункера; выпускное отверстие; скорость движения; горная масса; вибропитатель-грохот.

Введение. В условиях глубоких карьеров бункеры не предназначены компенсировать длительные простои сопрягаемых средств транспорта по организационным причинам, их параметры следует рассматривать из условия часовых и минутных режимов поступления и отгрузки горной массы. Параметры бункера должны определяться с учетом характеристик используемого транспорта. Целью исследований является обоснование рациональных параметров бункерных систем.

Методика исследований. По своему назначению бункеры подразделяются на стационарные, переносные, передвижные, самоходные [1–4]. Бункерные устройства являются составной частью любой перегрузочной системы.

В условиях карьеров, при применении стационарных передвижных перегрузочных систем (ПС) бункеры не предназначены выполнять роль аккумулирующих складов, они также не предназначены компенсировать длительные простои транспорта по организационным причинам [5–7]. В условиях ПС назначение

бункеров можно рассматривать из условия сменных часовых и минутных режимов поступления и извлечения горной массы (ГМ).

В зависимости от характера движения ГМ различаются бункеры со сплошным (массовым, гидравлическим) истечением, нормальным (прерывистым) видом истечения и с принудительным извлечением ГМ из бункера посредством питателей [8, 9]. В технической литературе наиболее полно описаны закономерности движения сыпучих материалов для условий их свободного выпуска в подземных технологиях. Рекомендованы критерии оценки процесса: критерий сыпучести, коэффициент проходимости. В частности, размеры предельного сводаобразующего отверстия, при котором протекает устойчивый гравитационный выпуск крупнокусковой ГМ, характеризуются величиной коэффициента проходимости от 4,0 до 5,5 [9]. Из приведенного соотношения следует, что гравитационный выпуск в условиях ПС карьеров рекомендован быть не может, так как потребуются сооружение бункеров с размерами выпускных отверстий 4,8–6,6 м, а это не позволяет сопрягать бункеры с технологическим оборудованием ПС и средствами подвижного состава карьерного транспорта.

Таблица 1. Исходные условия применения питателей и питателей-грохотов
Table 1. Reference conditions of feeders and feeder-screens use

Показатель условий эксплуатации	Пластинчатый питатель	Качающийся питатель	Валковый питатель-грохот с эллиптическими валками	Вибрационный питатель-грохот	
Производительность по исходному продукту, т/ч	1000 (2000)	До 1000	До 3000	До 5000	
Эффективность грохочения, %	Нет	Нет	До 70	До 95	
Средняя металлоемкость, т/(т/ч)	0,040	0,009	0,012	0,007	
Средняя энергоемкость, (кВт/ч)/т	0,150	0,015	0,020	0,011	
Наибольший размер принимаемого куска, м	До 1,2	До 1,0	До 1,0	До 1,2	
Крупность исходного продукта	Более 1 м	+	–	0	+
	Менее 1 м	+	0	+	+
Показатель подготовленности ГМ к транспортированию ленточным конвейером	Более 0,8	–	–	0	+
	0,7–0,8	–	–	0	+
	0,5–0,7	–	–	0	+
	Менее 0,5	+	+	–	+

(+) – рекомендуется к применению; (0) – ограниченное применение; (–) – не рекомендуется к применению.

Вопрос применения бункеров для приема и выпуска взорванной ГМ, а также вопросы изучения процесса истечения материала путем принудительного выпуска посредством питателей возник с развитием процессов открытых разработок, с ростом грузопотоков ГМ и трудностью управления ими. Бункеры (полубункеры) с принудительным выпуском ГМ получили основное применение на обогатительных фабриках в составе рудных комплексов. В качестве механизмов для извлечения взорванной ГМ из бункера используются различные питатели: качающиеся, пластинчатые, скребковые, вибрационные и др.

Проблема правильной разгрузки ГМ из бункеров с помощью питателей должна решаться комплексно путем рационального выбора типа, конструкции и параметров подсистемы *бункер–питатель* с учетом физико-механических свойств ГМ и условий эксплуатации. В табл. 1 дана сопоставительная оценка исходных условий различных питателей и грохотов на основании анализа конструкций и опыта работы машин на отечественных и зарубежных предприятиях [10–12].

Сравнительная оценка ПС показала, что по основным показателям вибрационные питатели-грохоты наиболее полно отвечают требованиям создания ПС комбинированного транспорта. Наиболее эффективными являются устройства, структура и загрузочный модуль которых формируются на основе вибропроцессов, реализуемых одной вибротранспортной машиной (ВТМ) с совмещенными функциями (функции питателя и грохота объединены в одной машине – питателе-грохоте). Вибропитатель-грохот устанавливается непосредственно под бункером и работает под завалом.

По данным зарубежной печати [8], совершенство конструкции бункерных питателей можно оценить по удельным затратам на выпуск 100 т горной массы и себестоимости выпуска 1 т горной массы в зависимости от производительности питателей. Проведено сравнение разных питателей. Наибольшей энергоемкостью обладают пластинчатые питатели, наименьшей – ленточные и вибрационные. Вибрационные питатели определяют также низкую себестоимость ГМ при выпуске ее из бункера.

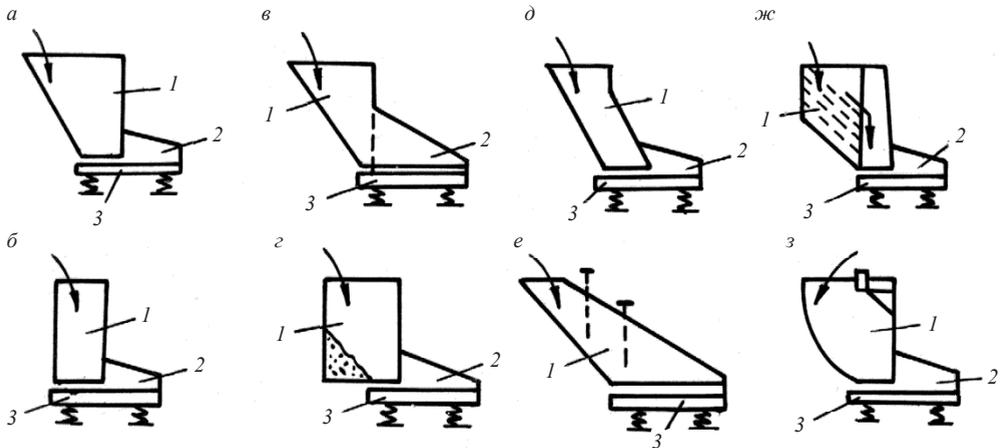


Рис. 1. Возможные конфигурации бункеров в составе перегрузочных систем:

1 – бункер; 2 – борт; 3 – питатель

Fig. 1. Possible configurations of bunkers as a part of transshipment systems:

1 – bunker; 2 – edge; 3 – feeder

На практике используются различные конфигурации бункеров для выпуска насыпных грузов. Для условий ПС комбинированного транспорта могут быть использованы формы бункеров, приведенные на рис. 1. Оригинальные конструкции бункеров запатентованы в Чехии (схемы ж и з) [8]. Бункеры имеют сложную конструкцию. Специальных системных исследований, связанных с конструктивным исполнением и формой приемных бункеров ПС комбинированного транспорта, в отечественной практике не проводилось. Основные исследования посвящены выбору параметров бункеров для мелкофракционных материалов, и их результаты не могут быть распространены на бункеры для карьерных ПС. По материалам проектов и обзоров можно сделать заключение, что чаще в ПС комбинированного транспорта используются формы бункеров по схемам а–е на рис. 1.

Основной вклад в исследования по вибровыпуску ГМ внесен отечественными учеными, в основном применительно к технологии подземных разработок. Установлено, что при вибровыпуске ГМ из бункера рядом с выпускным отверстием происходит изменение силового поля. При включении в работу питатель способствует ликвидации концентрации напряжений и уменьшает размер наибольшего сводаобразующего отверстия, так как кроме сил первоначального сопротивления

сдвигу появляются дополнительные силы, сдвигающие ГМ в направлении выпускного отверстия [10–12]. Вибрация придает некоторому объему ГМ подвижность и облегчает выпуск. Этим во многом объясняется то, что коэффициент проходимости при вибровыпуске уменьшается в 1,5–2,0 раза.

Технология вибровыпуска при подземных работах имеет ограниченные грузопотоки, уменьшенный кондиционный кусок горной массы. Опыт подземного вибровыпуска не может быть перенесен в практику проектирования бункеров в условиях карьеров. Необходимы дополнительные исследования.

Сформулируем основные требования, предъявляемые к подсистеме *бункер–питатель* в составе ПС:

- обеспечение условий и параметров сопряжения средств подвижного состава сборочного (СТ) и магистрального (МТ) транспорта;
- обеспечение высокой пропускной способности с возможностью ликвидации или самоликвидации устойчивых сводов в бункере при выпуске взорванной ГМ;
- обеспечение бесперебойной работы ПС и сопрягаемых средств транспорта в часовом режиме эксплуатации;
- обеспечение безударной передачи ГМ на рабочие органы питателей.

Таблица 2. Параметры эксперимента
Table 2. Experimental parameters

Варьируемый параметр	Пределы изменения	Контролируемый параметр
Высота выпускного отверстия h , м	0,12–0,24	Производительность системы бункер–вибропитатель Q , кг/с
Угол наклона приемной стенки бункера α_1 , град	60–90	Полное число зависаний и сводов n , шт.
Угол наклона боковой стенки α_2 , град	60–90	Число устойчивых сводов n' , шт.
Величина заглубления l , м	0,12–0,30	Удельное число зависаний n_0 , кг ⁻¹
Угол наклона вибропитателя α , град	0–7,5	Давление материала на вибропитатель P_0 , отн. ед.
Частота колебаний вибропитателя ω , с ⁻¹	До 167	Амплитуда колебаний рабочего органа вибропитателя A , мм
Коэффициент режима работы вибропитателя Γ	1,1–1,5	Минимальное расстояние от приемной стенки до передней стенки бункера l' , м

Моделирование вибровыпуска в системе «бункер–вибропитатель». Анализ исследований и практического опыта по выпуску взорванных скальных пород и руд из бункеров в карьерных условиях позволяет сделать следующее заключение: в карьерах не накоплен достаточный опыт эксплуатации системы *бункер–питатель*; выпуск ГМ с размерами кусков более 1 м весьма затруднен; система *бункер–вибропитатель* наиболее полно отвечает требованиям ПС комбинированного транспорта; в процессе выпуска взорванной ГМ из бункеров необходимо учитывать следующие явления: сводообразование, формирование «мертвых зон», сегрегацию, ударные нагрузки, пылеобразование; на эффективность вибровыпуска оказывают влияние: размеры выпускного отверстия, величина заглубления питателя в бункер, угол наклона питателя, геометрия бункера и параметры его сопряжения с питателем, вместимость бункера; с целью уточнения методики расчета параметров бункеров ПС необходимо провести дополнительные исследования системы *бункер–вибропитатель*.

Первый опыт выпуска взорванной скальной ГМ был получен на опытном участке карьера Гайского ГОКа. Было установлено, что значение коэффициента проходимости при вибровыпуске можно снизить до величины 2,0–2,1. При вы-

пуске ГМ из бункера пластинчатым питателем тяжелого типа установлено, что при размере выпускного отверстия 2×2 м выпуск прекращался из-за частого образования устойчивых сводов. Для ликвидации этого недостатка высота отверстия бункера была увеличена до 3,5 м.

Интересен опыт вибровыпуска руды на участке циклично-поточной технологии (ЦПТ) Качканарского ГОКа. Сопряжение вибропитателя с бункером было выполнено в виде спускного желоба. Испытания подтвердили, что необходимый размер выпускного отверстия должен быть более размера основания устойчивого свода в бункере.

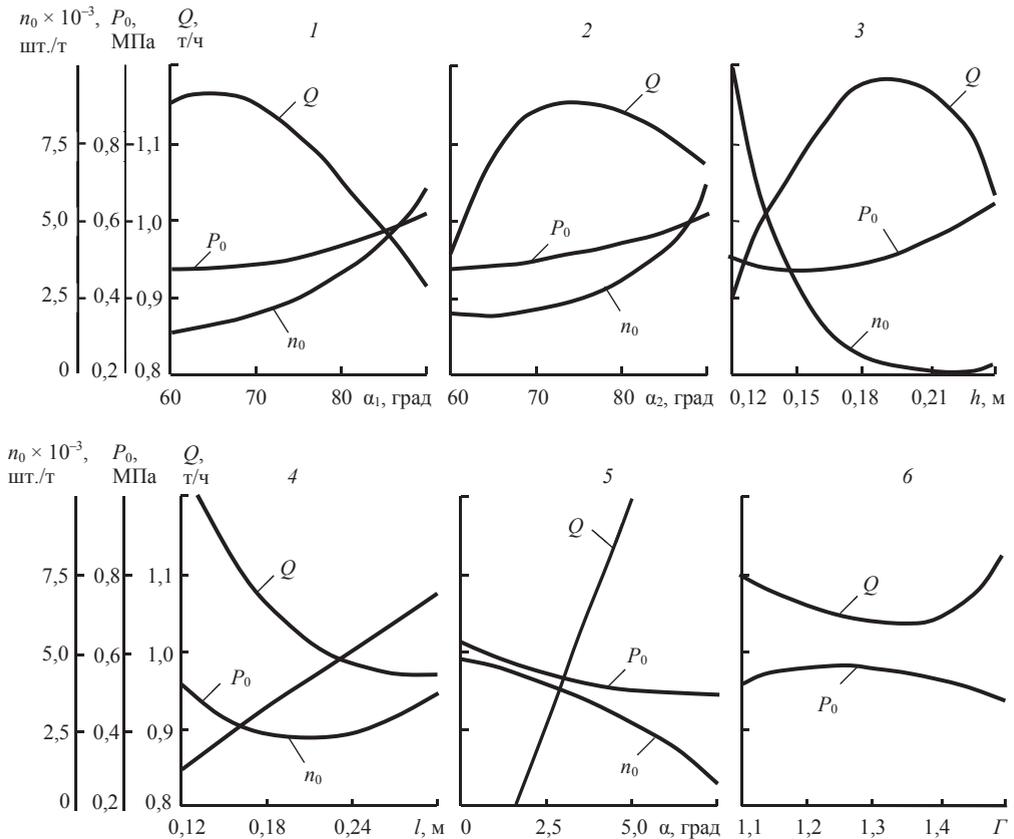


Рис. 2. Изменение эксплуатационных показателей вибровыпуска в системе бункер–вибропитатель в зависимости от геометрии системы:

1 и 2 – углов α_1 и α_2 ; 3 – высоты выпускного отверстия h ; 4 – глубины внедрения l ; 5 – угла наклона питателя;

6 – коэффициента режима Γ

Fig. 2. Changes in performance indicators of the discharge in bunker–vibrating feeder system depending on the system's geometry:

1 and 2 – angles α_1 and α_2 ; 3 – the height of the outlet opening h ; 4 – depth of penetration l ; 5 – inclination angle of a feeder; 6 – mode coefficient Γ

Экспериментальные исследования были выполнены на стенде подсистемы бункер–вибропитатель с линейным масштаб моделирования 1:10. Горная масса была смоделирована по численной характеристике куска $l : a : b = 1 : 0,67 : 0,43$, а фракционный состав подбирался как усредненный для трудно-, средне- и легко-взрываемой ГМ. Значения варьируемых и контролируемых параметров при эксперименте приведены в табл. 2.

Цель исследования – определение рациональной геометрии системы бункер–вибропитатель, позволяющей проводить интенсивный выпуск ГМ в различных

горнотехнических условиях.

На рис. 2 приведены результаты исследований в системе *бункер–вибропитатель*, соответствующей форме бункера на рис. 1, а. Анализ результатов исследований показывает, что выпуск крупнокускового материала из бункера носит стохастический характер.

Производительность системы *бункер–вибропитатель* Q характеризует всю совокупность условий истечения горной массы. В процессе эксперимента установлено, что при выпуске горной массы над выпускным отверстием образуются своды и зависания, в результате чего происходит частичное или полное прекращение выпуска.

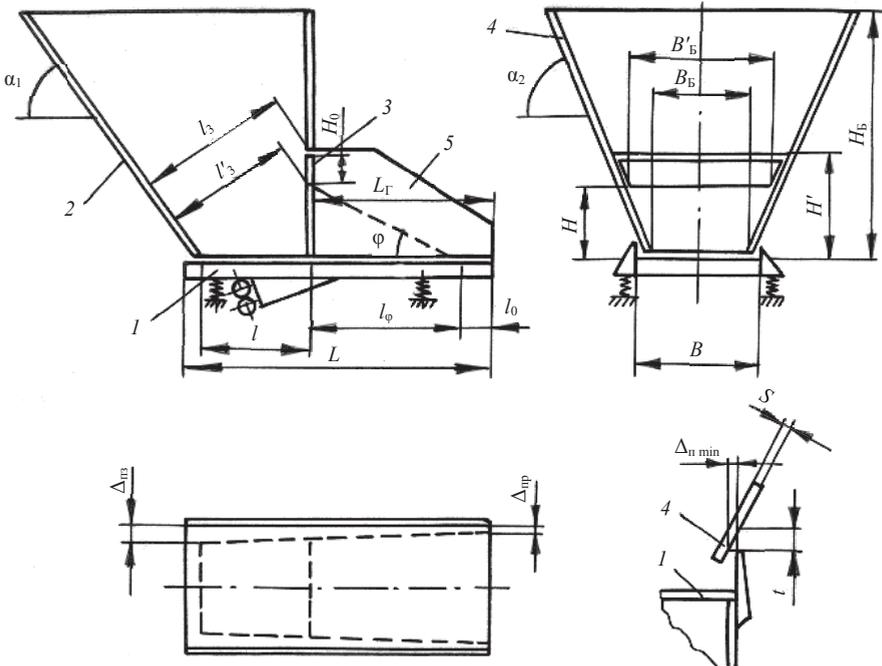


Рис. 3. Схема к определению геометрических параметров в системе *бункер–вибропитатель*

Fig. 3. Geometric parameters determination chart in *bunker–vibrating feeder system*

При изменении углов наклона приемной и боковой стенок производительность системы *бункер–вибропитатель* имеет область максимальных значений при величинах углов $60^\circ\text{--}70^\circ$ и $75^\circ\text{--}80^\circ$ соответственно (рис. 2, графики 1 и 2, кривые Q); удельное число зависаний (кривые n_0) минимально при величинах углов $60^\circ\text{--}65^\circ$ и $65^\circ\text{--}75^\circ$ соответственно; давление на вибропитатель (кривые P_0) имеет минимальное значение при величинах углов $60^\circ\text{--}70^\circ$.

При изменении высоты выпускного отверстия h производительность системы изменяется по квадратическому закону и в области $0,20\text{--}0,21$ м достигает максимальных значений (график 3, кривая Q), изменение давления на вибропитатель обусловлено перераспределением горной массы между стенками бункера и вибропитателя. С увеличением h это приводит к увеличению давления (кривая P_0), снижению вероятности сводообразования и прочности сводов и, как следствие, резкому уменьшению числа устойчивых сводов (кривая n_0). Однако при $h > 0,21$ м происходит снижение производительности, что может быть связано с тем, что давление горной массы на питатель приводит к снижению амплитуды колебаний РОВ. Из графика (кривая n_0) видно, что с ростом h не происходит полной ликви-

дации сводов, требуются дополнительные меры для их устранения. В связи с этим можно предложить два пути полной ликвидации сводов: увеличение высоты выпускного отверстия ($h > 0,24$ м) и, как следствие, снижение производительности;

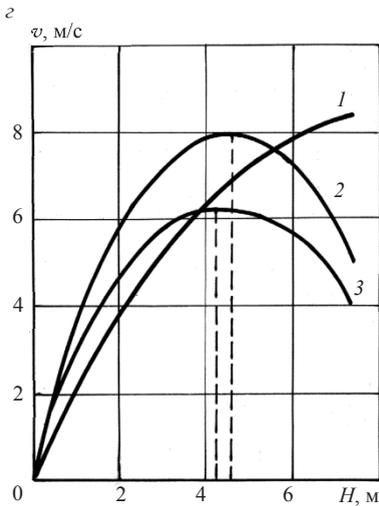
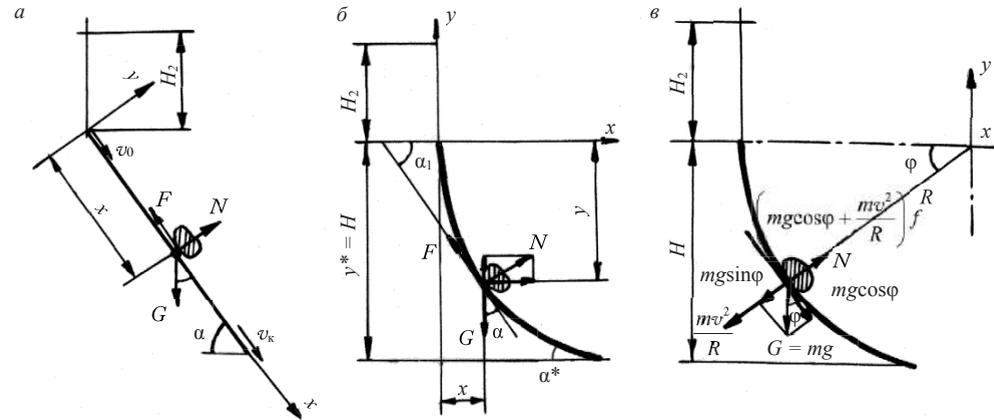


Рис. 4. К расчету скоростных свойств приемной стенки бункера:

a, б, в – расчетные схемы применительно к прямолинейной, параболической и цилиндрической стенкам бункера; *г* – сравнительные скорости движения ГМ в зависимости от высоты бункера; *1* – бункер с прямолинейной приемной стенкой; *2* – бункер с параболической приемной стенкой; *3* – бункер с приемной стенкой в виде дуги окружности

Fig. 4. To the calculation of velocity properties of a bunker's receiving wall: *a, б, в* – calculation schemes for rectilinear, parabolic, and cylindrical walls of a bunker; *г* – comparative speeds of rock mass movement depending on the height of a bunker; *1* – a bunker with a rectilinear wall; *2* – a bunker with a parabolic wall; *3* – a bunker with a wall of a circular arc shape

при высоте выпускного отверстия, обеспечивающей максимальную производительность, оснастить систему регулируемым устройством, позволяющим изменить высоту h только в момент образования свода, а после разрушения его автоматически восстанавливать заданную высоту выпускного отверстия.

Величина заглупления питателя в бункер при работе под завалом существенно влияет на производительность системы в целом. Чем меньше l , тем выше производительность (график 4, кривая Q). Наибольшая производительность должна обеспечиваться при $l = 0$ (рис. 1, схема *в*). Однако в этом случае резко возрастает вероятность сводообразования, так как снижается кратчайшее расстояние между верхним краем выпускного отверстия и приемной стенкой (хорда предполагаемой дуги свода l'). Размер этой зоны должен быть таким, чтобы, как минимум, обеспечивать беспрепятственное прохождение максимального куска загружаемой ГМ. Таким образом, при разработке системы *бункер-вибропитатель* размер l' должен выбираться в качестве основного наряду с параметрами h и l . Для условий описываемого эксперимента связь между основными параметрами h, l, l', α_1 выражается зависимостью

$$l' = h \cos \alpha_1 + l \sin \alpha_1.$$

Угол наклона вибропитателя оказывает пропорциональное влияние на производительность системы *бункер-вибропитатель* (график 5, кривая Q). Удельное число заваливаний и давление ГМ на вибропитатель с увеличением угла наклона питателя снижается.

В качестве исследуемых для сравнения были выбраны три формы геометрии бункера в соответствии со схемами *a*, *b* и *d* на рис. 1. Экспериментом установлено, что при выпуске взорванной ГМ наиболее производительной является схема с бункером в форме перевернутого обелиска (рис. 1, схема *a*), менее производительной является схема *d*. Для всех сравниваемых форм бункеров максимум производительности отмечается при величине угла наклона приемной стенки около 65° . При равной высоте бункеров по схемам *a* и *d* вместимость первых в 2 раза выше. Установлено также, что при одинаковой форме бункера вибровыпуск скальных пород ($\gamma_n = 1,8 \text{ т/м}^3$) более производительен, чем железной руды ($\gamma_n = 2,5 \text{ т/м}^3$).

В результате проведенных экспериментов установлены рациональные параметры систем *бункер–вибропитатель*. Для скальных пород: $\alpha_1 = 65^\circ\text{--}70^\circ$; $\alpha_2 = 60^\circ\text{--}65^\circ$; $l = 1,8\text{--}2,0 \text{ м}$; $h = 1,8\text{--}2,0 \text{ м}$; для руды: $\alpha_1 = 60^\circ\text{--}65^\circ$; $\alpha_2 = 60^\circ$; $l = 1,5\text{--}1,8 \text{ м}$; $h = 2,1\text{--}2,4 \text{ м}$. На рис. 3 приведена конфигурация рационального сопряжения системы *бункер–вибропитатель*, которую можно использовать как типовое техническое решение при проектировании ПС комбинированного транспорта. На рисунке приведена схема с одним вибропитателем, где 1 – вибропитатель (вибропитатель-грохот типа ГПТ); 2 – приемная стенка; 3 – отклоняющееся (подвижное) устройство с приводом для ликвидации зависаний ГМ; 4 – боковая стенка бункера; 5 – наклонный борт; α_1 – угол наклона приемной стенки бункера; l_3 – расстояние от приемной стенки до кромки выпускного окна; l'_3 – расстояние от приемной стенки до кромки отклоняющегося устройства; H_0 – высота отклоняющегося устройства; L_Γ – длина наклонной бортовины; l – глубина внедрения питателя в бункер; φ – угол естественного откоса горной массы; l_ϕ – длина развала горной массы на вибропитателе; l_0 – длина резервной зоны на вибропитателе; L – длина вибропитателя; α_2 – угол наклона боковых стенок бункера; B'_B – ширина выпускного отверстия; B_B – ширина бункера при примыкании к питателю; H_B – высота бункера; H, H' – высота от выпускного отверстия; B – ширина вибропитателя; $\Delta_{пз}, \Delta_{пр}$ – зазор между шириной бункера и шириной вибропитателя в загрузочной и разгрузочных частях; $t, \Delta_{п \text{ min}}$ – вертикальный и горизонтальный зазор между бортовинной и бортом вибропитателя; S – толщина стенок бортовины.

Приведем некоторые практические рекомендации по параметрам сопряжения в системе *бункер–вибропитатель* в соответствии с рис. 3:

$$H = (1,6 - 1,7)D_{\max}; \quad l = (1,8 - 2,0)D_{\max}; \quad l_3 = H \cos \alpha_1 + l \sin \alpha_1;$$

$$L = l + l_\phi + l_0 = 1,65D_{\max}(1,75 + \text{ctg } \varphi); \quad L_\Gamma = (0,4 - 0,6)L; \quad B_B = B - 2(\Delta_{п} + S).$$

Исследование движения горной массы вдоль приемной стенки бункера.

Для выполнения прочностных расчетов предварительно должны быть определены действующие усилия [7]. Металлические бункеры переносных ПС при их загрузке автосамосвалами испытывают значительные динамические нагрузки. Наибольшую опасность представляет загрузка порожнего бункера при опережающем воздействии одиночного крупного куска. При этом куски после соударения скользят по приемной стенке, набирают скорость и всю набранную энергию передают рабочему органу вибропитателя.

Рассмотрим несколько профилей приемных стенок бункера и дадим оценку их скоростным качествам (рис. 4).

С целью снижения динамических нагрузок необходимо, чтобы в момент соприкосновения дискретной массы со стенкой бункера давление его на стенку было близко к нулю и постепенно, по мере движения, увеличивалось. Таким условиям движения наиболее полно удовлетворяют параболические поверхности. Профиль приемной стенки в таком случае может быть выражен уравнением (рис. 4, б)

$$y^2 = 2px,$$

где x, y – текущие координаты; p – фокальный параметр параболы.

Движение крупнокускового материала по приемной стенке бункера можно рассматривать как скольжение несвободной материальной частицы с разной скоростью по шероховатой поверхности. При этом поток не имеет сплошности и взаимодействия. Дифференциальные уравнения относительного скольжения материала в проекциях на естественные оси координат в данной точке стенки имеют вид:

$$m \frac{dv}{dt} = G \cos \alpha - F = G \cos \alpha - fN;$$

$$m \frac{v^2}{\delta} = N - G \sin \alpha,$$

где G – сила тяжести движущегося крупнокускового материала; N – нормальная реакция; F – сила трения; δ – радиус кривизны приемной стенки; v – скорость скольжения материала.

Опуская подробности решения системы [9], запишем выражение для определения скорости ГМ перед поступлением ее на рабочий орган вибропитателя:

$$v_k = \sqrt{2gH_2 e^{-2\alpha f} + pg(\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg}^2 \alpha) + 1,5pe^{-2\alpha f} (K_1 - 2K_2)},$$

где $K_1 = g \ln \frac{1+\alpha}{1-\alpha}$; $K_2 = g \ln(1-\alpha^2)$; $p = H \operatorname{tg} \alpha^*$.

Кинетическая энергия удара при входе материала в бункер в этом случае практически равна нулю.

Если приемная стенка бункера выполнена прямолинейно (рис. 4, а), то уравнения движения ГМ по наклонной плоскости имеют вид:

$$m\ddot{x} = G \sin \alpha - fG \cos \alpha = G(\sin \alpha - f \cos \alpha);$$

$$m\ddot{y} = 0.$$

Кусок будет двигаться с ускорением в случае, если

$$\ddot{x} = g(\sin \alpha - f \cos \alpha) > 0 \text{ или } \operatorname{tg} \alpha > f,$$

где f – коэффициент трения ГМ о стенку бункера.

Скорость ГМ перед поступлением ее на рабочий орган вибропитателя определяется по формуле А. О. Спиваковского:

$$v_k = \sqrt{2g(1 - f \operatorname{ctg} \alpha)H + v_0^2}; \quad v_0 = \sqrt{2gh} \sin \alpha,$$

где H – высота бункера.

Рассмотрим приемную стенку бункера, выполненную по дуге окружности. Такие поверхности проще в изготовлении и достаточно безударны. Равновесие

материальной частицы на поверхности описывается дифференциальными уравнениями в проекциях на естественные оси координат (рис. 4, в)

$$\begin{aligned} m \frac{dv}{dt} &= G \cos \varphi - F = G \cos \varphi - fN; \\ m \frac{v^2}{R} &= N - G \sin \varphi. \end{aligned} \quad (1)$$

Опуская решение системы (1), запишем в окончательном виде выражение для определения скорости ГМ:

$$v_k = \sqrt{\frac{2g}{1 + 4f^2} (e^{-2f\varphi} K_3 + RK_4)},$$

где $K_3 = H_2(1 + 4f^2) - 3Rf$; $K_4 = 3f \cos \varphi + \sin \varphi(1 - 2f^2)$.

На рис. 4, з приведены результаты расчета скоростных качеств приемных стенок бункеров в соответствии с изложенной методикой. Из рисунка видно, что наиболее скоростной формой поверхности приемной стенки из рассмотренных является параболическая. Это объясняется тем, что параболическая поверхность близка по профилю к циклоидальной поверхности, которая обладает особым свойством, присущим брахистохроне. Наибольшее время требуется при перемещении куска по прямолинейной наклонной поверхности. Кроме этого, на таком профиле нельзя получить минимальных конечных скоростей. Цилиндрические стенки проще в изготовлении, дают минимальную скорость выхода материала, а следовательно, и кинетическую энергию удара по рабочему органу вибропитателя, обеспечивают плавный вход материала в бункер и минимальное давление в месте ударного контакта.

Заключение. В условиях карьерных перегрузочных систем параметры бункеров следует рассматривать в зависимости от назначения и структуры системы из условия сменных часовых и минутных режимов поступления и отгрузки ГМ. В статье показано, что условиям карьерных ПС наиболее полно соответствуют бункеры в форме «перевернутого обелиска», оснащенные вибрационными питателями-грохотами с совмещенными технологическими функциями (типа ГПТ). Приведены результаты экспериментальных исследований и промышленных испытаний вибровыпуска взорванной ГМ. К основным параметрам бункеров карьерных ПС относятся: производительность, геометрические параметры и размеры выпускных отверстий, вместимость бункера, скоростные свойства движения ГМ и др.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тарасов П. И., Журавлев А. Г., Балачук В. Р. Анализ и перспективы применения перегрузочных пунктов при эксплуатации специализированного карьерного транспорта в глубинных зонах карьеров // ГИАБ. 2010. № 7. С. 320–328.
2. Кузнецов В. Г., Кузнецов И. П. Технологические бункеры нового поколения для обогащательных фабрик // Уголь. 2014. № 4. С. 64–67.
3. Свиридов Л. Т., Кочегаров А. В., Арутюнян С. С. К обоснованию конструкции и параметров загрузочного бункера с питателем // Химико-лесной комплекс. Научное и кадровое обеспечение в XXI веке. Проблемы и решения: сб. матер. Междунар. науч.-практ. конф. г. Красноярск, 2000. С. 104–106.
4. Варсонофьев В. Д., Кузнецов О. В. Современные конструкции питателей для бункеров транспортных систем. М.: НИИинформтяжмаш, 1986. Вып. 3. С. 100–102.
5. Яковлев В. Л., Яковлев В. А. Актуальные проблемы карьерного транспорта и перспективы его развития // Проблемы недропользования. 2017. № 4 (15). С. 5–9.
6. Чебан А. Ю., Хрунина Н. П. Модернизация транспортно-перегрузочного оборудования при ведении открытых горных работ // Вестник Магнитогорского государственного технического университета. 2017. Т. 15. № 1. С. 10–14.

7. Металлические конструкции / В. Г. Аржаков [и др.]. В 3 томах. М.: Высшая школа, 2005. 544 с.
8. Квапил Р. Движение сыпучих материалов в бункерах. М.: Наука, 1975. 159 с.
9. Юдин А. В. К определению рациональной конструкции бункеров с вибрационным питателем-грохотом // Труды ИГД Минчермета. 1970. № 5. С. 150–156.
10. Śladkowski A., Yudin A., Komissarov A., Lagunova Yu., Akhmetova M., Stolpovskikh I. Calculation of parameters and design of the movable transfer station with vibrating screen feeder for the conveyor of deer queries // International Journal of Engineering and Technology (UAE). 2018. Vol. 7. No. 2. P. 148–151.
11. Kovalyukh V. R., Gud M. B. A general-purpose trough-type vibrating feeder for friable materials // Refractories. 1978. Vol. 18. No. 7–8. С. 397–399.
12. Nadutyi V. P., Sukharyov V. V., Belyushyn D. V. Determination of stress condition of vibrating feeder for ore draving from the block under impact loads // Metallurgical and Mining Industry. 2013. Vol. 5. No. 1. С. 24–26.

Поступила в редакцию 13 июня 2018 года

Сведения об авторах:

Юдин Аркадий Васильевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горных машин и комплексов Уральского государственного горного университета. E-mail: gpt2004@mail.ru
Попов Анатолий Григорьевич – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры горных машин и комплексов Уральского государственного горного университета. E-mail: gpt2004@mail.ru
Шестаков Виктор Степанович – кандидат технических наук, профессор, профессор кафедры горных машин и комплексов Уральского государственного горного университета. E-mail: shestakov.v.s@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-128-139

Bunker systems of combined open-pit transport complexes

Arkadii V. Iudin¹, Anatolii G. Popov¹, Viktor S. Shestakov¹

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. Transshipment systems for combined transport have a significant impact on the cost of opencast mining in an open way. When developing deep quarries, increased requirements are imposed on transshipment devices and their individual components.

Research aim is to improve the efficiency of transport systems for deep quarries due to the use of the bunker-feeder subsystem with rational parameters.

Methodology. Mathematical and physical modeling of the technological process of the “bunker–vibrating feeder” subsystem.

Results. The article shows that bunker systems equipped with vibrating feeder-screens with combined technological functions most fully meet the requirements of transshipment systems when the rock mass is blown up from the bunkers. The results of the analysis of the influence of feeders-screens on the cost of mineral extraction are given. Experimental studies have been carried out to determine the rational geometry of the “bunker–vibrating feeder” system, the basic parameters of the vibration output have been investigated, and the velocity properties of the receiving elements of the bunkers have been evaluated.

Summary. Under the conditions of open-pit transshipment systems, the parameters of the bunkers should be considered depending on the purpose and structure of the transport system, from the conditions of the modes of receipt and shipment of the rock mass. For open-pit transshipment systems, the bunkers in the form of an “inverted obelisk” are most fully fitted, equipped with vibrating feeder screens with combined technological functions. The results of experimental investigations and industrial tests of the discharge of the blasted rock mass are presented. The main parameters of open-pit transshipment bunkers include: productivity, geometrical parameters and dimensions of the outlet openings, capacity of the bunker, and high-speed properties of rock mass movement.

Key words: transshipment systems; bunker; productivity; bunker geometry; outlet opening; speed; rock mass; vibrating feeder screen.

REFERENCES

1. Tarasov P. I., Zhuravlev A. G., Balanchuk V. R. Analysis and prospects for the use of transshipment points in the operation of specialized mining vehicles in the deep areas of quarries. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2010; 7: 320–328. (In Russ.)
2. Kuznetsov V. G., Kuznetsov I. P. Technological bunkers of a new generation for processing plants. *Ugol = Coal*. 2014; 4: 64–67. (In Russ.)
3. Sviridov L. T., Kochegarov A. V., Arutiunian S. S. To justify the design and parameters of the hopper with a feeder. In: *Chemical and Forestry complex. Scientific and personnel support in the XXI century. Problems and*

- solutions. *Proceedings of International scientific-practical conference*. Krasnoyarsk; 2000. p. 104–106. (In Russ.)
4. Varsonofiev V. D., Kuznetsov O. V. *Modern designs of feeders for bunkers of transport systems*. Vol. 3. Moscow: NIInfomtiakhmash Publishing; 1986. (In Russ.)
 5. Iakovlev V. L., Iakovlev V. A. Actual problems of pit transport and its development prospects. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2017; 4 (15): 5–9. (In Russ.)
 6. Cheban A. Iu., Khrunina N. P. Modernization of transportation and handling equipment in opencast mining. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta im. G. I. Nosova = Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2017; 15 (1): 10–14. (In Russ.)
 7. Arzhakov V. G. et al. (ed.) *Metal structures: school book for the institutions of higher education*. In 3 volumes. Moscow: Vysshaya shkola Publishing; 2005. (In Russ.)
 8. Kvapil R. *The movement of bulk materials in bunkers*. Moscow: Nauka Publishing; 1975. (In Russ.)
 9. Iudin A. V. To the definition of a rational design of bunkers with a vibrating feeder-screen. *Trudy IGD Minchermeta = Proceedings of the Institute of Mining related to the USSR Ministry of Ferrous Metallurgy*. 1970; 5: 150–156. (In Russ.)
 10. Śladkowski A., Yudin A., Komissarov A., Lagunova Y., Akhmetova M., Stolpovskikh I. Calculation of parameters and design of the movable transfer station with vibrating screen feeder for the conveyor of deer queries. *International Journal of Engineering and Technology (UAE)*. 2018; 7(2): 148–151.
 11. Kovalyukh V. R., Gud M. B. A general-purpose trough-type vibrating feeder for friable materials. *Refractories*. 1978; 18 (7–8): 397–399.
 12. Nadutyi V. P., Sukharyov V. V., Belyushyn D. V. Determination of stress condition of vibrating feeder for ore draving from the block under impact loads. *Metallurgical and Mining Industry*. 2013; 5 (1): 24–26.

Received 13th June, 2018

Information about authors:

Arkadii V. Iudin – D. Sc. in Engineering sciences, Professor, professor of the Department of Mining Machines and Complexes, Ural State Mining University. E-mail: gpt2004@mail.ru

Anatolii G. Popov – PhD in Engineering sciences, Associate Professor, associate professor of the Department of Mining Machines and Complexes, Ural State Mining University. E-mail: gpt2004@mail.ru

Viktor S. Shestakov – PhD in Engineering sciences, Professor, professor of the Department of Mining Machines and Complexes, Ural State Mining University. E-mail: shestakov.v.s@mail.ru

Для цитирования: Юдин А. В., Попов А. Г., Шестаков В. С. Бункерные системы комплексов комбинированного транспорта в карьерах // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 128–139. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-128-139

For citation: Iudin A. V., Popov A. G., Shestakov V. S. Bunker systems of combined open-pit transport complexes. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2: 128–139. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-128-139

ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

УДК 681.5:519.2

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-140-146

Выделение значимых факторов при моделировании горных объектов

Лапин С. Э.¹, Леонов Р. Е.^{1*}

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: lnprep2011@yandex.ru

Реферат

Цель работы – создание метода отбора значимых факторов, дополняющего известные методы и позволяющего на основе экспериментальных данных ранжировать факторы.

Методика исследований состоит в создании на основе экспериментальных данных регрессионной модели, которая включает все факторы, в том числе и нелинейные члены. Для полученной модели оценивают коэффициент детерминации, а если модель создана по небольшому количеству данных, то оценивают и скорректированный коэффициент детерминации. Затем поочередно реализации каждого фактора перемешивают случайным образом при неизменных значениях остальных факторов и после каждого такого перемешивания вновь рассчитывают коэффициент детерминации. Чем сильнее фактор влияет на отклик, тем большее уменьшение коэффициента детерминации наблюдается после перемешивания. По величине уменьшения коэффициента детерминации факторы могут быть ранжированы по важности. Если необходимо, после ранжирования можно отобрать нужное количество наиболее значимых факторов. В статье приведены примеры реализации предложенного метода.

Обсуждение результатов произведено на двух примерах для линейной модели, полученной по данным пассивного эксперимента и нелинейной модели по данным активного эксперимента. При анализе технологического процесса обогатительной фабрики магнитной сепарации технологический персонал перечислил как основные влияющие на качество концентрата практически все контролируемые факторы в количестве 50 показателей. Сюда вошли характеристики поступающей на обогащение руды, характеристики питания и слива стержневых мельниц, параметры, характеризующие промпродукт и хвосты всех последующих стадий магнитной сепарации. Нелинейная модель рассмотрена для оценки значимости факторов при оценке взаимосвязи выхода осадка и параметров разделения шламов на виброплоскости. Результаты подтвердили действенность предложенного метода.

Выводы. Предложенный метод оценки значимости и последующего ранжирования факторов подтвержден результатами численных расчетов и может быть использован при анализе процессов, в том числе и при разработке систем автоматического управления.

Ключевые слова: значимые факторы; отбор значимых факторов; регрессия; ранжирование по важности; анализ обогащения.

Специалистам в области автоматизации производственных процессов часто приходится решать задачи выбора каналов управления технологическим процессом, оптимальным по заранее выбранному критерию.

Решение таких задач происходит обычно при постоянных консультациях с технологическим персоналом. В то же время надо отметить, что зачастую технологический персонал указывает на наличие очень большого количества величин (факторов), оказывающих влияние на выбранную для регулирования величину (отклик).

Чрезмерно большое количество влияющих, по мнению технологического персонала, на отклик величин связано, с одной стороны, с «перестраховкой» персонала, который не хочет пропустить какие-то важные факторы, а с другой – с нечеткой постановкой задач отбора факторов, влияющих на регулируемую величину.

Так, например, при анализе технологического процесса обогатительной фабрики магнитной сепарации технологический персонал перечислил как основные влияющие на качество концентрата практически все контролируемые факторы в количестве 50 показателей. Сюда вошли характеристики поступающей на обогащение руды, характеристики питания и слива стержневых мельниц, параметры, характеризующие промпродукт и хвосты первой стадии сепарации, параметры второй стадии сепарации и песков гидроциклонов, параметры концентрата и третьей стадии сепарации, а также общих хвостов.

В действительности ясно, что почти любой фактор, имеющий хоть какое-то отношение к технологии обогащения, может оказаться основным влияющим, если он будет изменяться в достаточно больших пределах и при этом остальные факторы будут оставаться почти стабильными.

Однако чрезмерно большое число факторов затрудняет создание систем управления выходной величиной объекта управления, усложняет изучение комбинаций этого большого числа факторов, обеспечивающих приемлемые режимы работы объектов управления.

Кроме того, ясно, что при использовании в модели большого количества факторов велика вероятность явной или скрытой взаимосвязи между ними. Оценка таких взаимосвязей трудоемка. Например, в рассмотренном случае для обогатительной фабрики магнитного обогащения при определении даже самой простой линейной взаимосвязи с целью исключения из модели взаимозависимых величин придется вычислять более 1200 коэффициентов корреляции.

Цель работы – разработать метод оценки значимости факторов, дополняющих известные методы и позволяющий на основе экспериментальных данных ранжировать факторы, влияющие на выходную величину.

Методика исследований. Задача сокращения количества влияющих факторов, включаемых в контур системы управления (значимых факторов), до сих пор остается актуальной. При отборе значимых факторов получили распространение несколько признанных методов. Сюда надо отнести методы, основанные на вычислении коэффициентов корреляции между выходными величинами и влияющими факторами [1–5]. Однако этот метод имеет несколько недостатков. Изучая с его помощью взаимосвязь выходной величины и определенного фактора, надо быть уверенным, что эта связь линейна (так как коэффициент корреляции не оценивает нелинейные связи) [3, 6] и что рассматриваемая взаимосвязь не вызвана каким-то другим фактором, оказывающим влияние как на рассматриваемый фактор, так и на выходную величину. Это ведет к необходимости определять все возможные коэффициенты корреляции как между всеми факторами, так и между каждым фактором и выходной величиной.

Как указывалось, это трудоемкий процесс, а его результаты при большом числе влияющих величин, что обычно имеет место в горных и обогатительных процессах, трудно использовать на практике.

При отборе значимых факторов также получил распространение метод анкетного опроса [7, 8]. Его несомненным достоинством является низкая затратность. Однако эффективность метода во многом зависит от подбора группы экспертов. Оценить квалификацию экспертов заранее, как правило, невозможно. Неоднократно отмечалась субъективность этого метода [7–9].

Также находит применение метод случайного баланса [10, 11]. Однако и этот метод не лишен недостатков. Он связан с проведением непосредственно на объ-

екте управления экспериментов, подразумевающих активное вмешательство в технологический процесс. Для того чтобы действие каких-либо факторов достаточно проявило себя, приходится изменять управляющие величины (факторы) в большом диапазоне, что не всегда допустимо по условиям технологии.

Кроме того, многие технологические процессы обогащения являются инерционными. Например, при наличии на обогатительной фабрике двух (а иногда и трех) рециклов продуктов обогащения изменение в «голове» процесса скажется на выходе через десятки минут, а иногда и через несколько часов. В этих условиях методы случайного баланса могут оказаться непригодными.

Следует отметить, что зачастую разрабатывают регрессионные модели технологического процесса, которые в дальнейшем предполагается использовать для прогноза влияния отдельных параметров. При этом особое значение приобретает включение в модель минимального количества наиболее влияющих факторов. Это вызвано еще и тем, что в моделях, где используется большое количество влияющих величин, возникает проблема переобучения [12]. Такие модели хорошо соответствуют данным, по которым они получены, но на новых данных часто оказываются непригодны для прогноза, так как дают большую ошибку.

Таким образом, задача выделения основных факторов, которые должны войти в модель технологического процесса для создания в дальнейшем системы управления или прогноза, остается актуальной.

Далее предложен метод выделения значимых факторов. Представляется, что предлагаемый метод не заменяет существующие методы, а может дополнить их в определенных практических условиях.

Основой метода является таблица исходных данных, которую можно получить в процессе обычной деятельности предприятия или при активном изучении технологического процесса. Это таблица технологического контроля параметров процесса, аналогичная таблице, используемой при корреляционном анализе. В ней столбцы соответствуют значениям факторов. Один из столбцов содержит значения выходной величины (отклика). Строки таблицы – это значения факторов и выходной величины при каждом наблюдении. Далее такие строки названы реализацией эксперимента.

В первоначальном виде таблица должна содержать приемлемое количество факторов, которые следует рассмотреть как влияющие на отклик. На основе таблицы создается уравнение регрессии, отражающее взаимосвязь всех включенных в нее факторов и отклика. На основании полученного уравнения регрессии оценивается коэффициент детерминации, который отражает совокупное влияние всех факторов на величину отклика [3, 12] как

$$R^2 = 1 - (\sigma_{\text{ост}}^2 / \sigma_y^2),$$

где $\sigma_{\text{ост}}^2$ – остаточная дисперсия; σ_y^2 – дисперсия выходной величины.

Затем один из факторов (соответственно один из столбцов) случайно перемешивают. В рассмотренных далее примерах коэффициент детерминации получен с помощью программы Excel, а перемешивание значений столбца осуществлялось разработанной для этой цели компьютерной программой. После перемешивания значений столбца снова рассчитывался коэффициент детерминации. Чем сильнее фактор оказывал влияние на отклик, тем сильнее будет изменение коэффициента детерминации после случайного перемешивания данных столбца.

Затем значение столбца восстанавливалось, и процедура повторялась для следующего столбца. В итоге после обработки таким образом всех столбцов и получения всех коэффициентов детерминации факторы располагают

в порядке их важности, которую определяют по ранжированным коэффициентам детерминации.

Обсуждение результатов. Для проверки возможности использования методики определения важности факторов приведены некоторые результаты расчетов.

Для расчетов использованы данные: X1 – производительность секции обогащательной фабрики мокрой магнитной сепарации; X2 – содержание общего железа в руде; X3 – содержание класса +12; X4 – содержание класса +3; X5 – содержание класса +1,25; X6 – содержание класса –1,25. В качестве отклика Y рассматривалось содержание магнитного железа.

Исходные данные были представлены таблицей из 102 значений. Учитывая, что исходные данные существенно разнятся по величине, данные были стандартизованы относительно своего среднего значения и стандартного отклонения. Зависимость в стандартизованных данных имеет вид:

$$Y = 23,586 + 0,122X1 + 2,363X2 + 0,802X3 + 0,221X4 - 0,174X5 + 0,721X6. \quad (1)$$

Коэффициент множественной корреляции составил $R = 0,814$, коэффициент детерминации $R^2 = 0,662$, скорректированный коэффициент детерминации $R^2_{\text{скор}} = 0,641$. В табл. 1 приведены данные по изменению коэффициента детерминации при последовательном случайном перемешивании каждого столбца факторов.

Из таблицы видно, что наибольшее изменение R^2 вызывает содержание общего железа. Это согласуется с технологическими данными о том, что в перерабатываемых рудах содержание общего железа и содержание магнитного железа взаимосвязаны.

На втором месте по важности находится содержание крупных классов. Остальные факторы показывают примерно одинаковые коэффициенты детерминации и примерно одинаковые остаточные дисперсии.

Предлагаемый метод, по мнению авторов, лучше, чем просто анализ значимости факторов путем последовательного удаления факторов и пересчета регрессионного уравнения. В этом случае изменяется число факторов, возникают проблемы с оценкой значимости коэффициентов регрессионного уравнения, оценкой эффектов взаимодействия.

Для проверки возможности предлагаемого метода оценки значимости факторов далее рассмотрен еще один пример. Данные взяты из работы [13]. Особенностью здесь является то, что рассматривался активный эксперимент с 32 опытами и описанием почти стационарной области. Авторами выбрано полученное в [13] уравнение взаимосвязи между выходом осадка Y1 и параметрами разделения шламов на виброплоскости. Во всех случаях рассматривалось влияние пяти факторов (X1, ..., X5). Регрессионные уравнения включали квадратичные члены и эффекты взаимодействия. После замены этих членов на новые переменные уравнение, полученное авторами по всем 32 опытам, имело вид:

$$Y1 = 12,4 - 7,7X1 - 4,1X2 - 4,6X3 - 3,9X4 - 2,3X5 + 2,0X6 + 0,9X7 + 2,4X8 + 1,4X9 + 4,8X10 + 4,7X11 + 3,1X12 - 4,7X13. \quad (2)$$

Таблица 1. Результаты замены фактора
Table 1. Factor substitution results

Заменяемый фактор	Коэффициент детерминации	Остаточная дисперсия
X1	0,6550	1,982
X2	0,0498	8,902
X3	0,6310	3,450
X4	0,6540	3,238
X5	0,6510	3,270
X6	0,6440	3,340

При этом: X_1, X_2, X_3, X_4, X_5 – линейно влияющие факторы; $X_6 = X_1^2$, $X_7 = X_3^2$, $X_8 = X_4^2$, $X_9 = X_5^2$, $X_{10} = X_1 \cdot X_2$, $X_{11} = X_1 \cdot X_3$, $X_{12} = X_2 \cdot X_3$, $X_{13} = X_4 \cdot X_5$.

Исключая из рассмотрения какой-либо столбец, случайным образом изменяли данные соответствующего фактора. При этом одновременно изменялся и порядок следования нелинейных членов X_6 – X_{13} , которые связаны со столбцом основного линейного фактора. Полученные результаты приведены в табл. 2.

Таблица 2. Проверка значимости факторов
Table 2. Factors significance verification

Фактор	R	R ²	R ² _{скор}	σ ² _{ост}
Уравнение (2)	0,917	0,842	0,728	45,00
X1 (X6, X10, X11)	0,710	0,505	0,148	141,13
X2 (X10, X12)	0,923	0,852	0,745	42,20
X3 (X7, X11, X12)	0,879	0,773	0,610	64,62
X4 (X8, X13)	0,862	0,744	0,560	72,96
X5 (X9, X13)	0,894	0,800	0,656	56,89

В данном случае уравнение (2) получено по данным активного эксперимента, в котором факторы изменялись на большую величину. Ввиду этого, несмотря на небольшое количество экспериментов, можно согласиться с авторами, которые посчитали результаты представительными. В то же время именно из-за небольшого количества экспериментальных данных (32 строки в матрице планирования) в табл. 2 помимо коэффициента детерминации R и часто используемой величины R² приведен скорректированный коэффициент детерминации, учитывающий количество экспериментов [12]:

$$R_{\text{скор}}^2 = 1 - (1 - R^2) (n - 1) / (n - k - 1),$$

где n – количество экспериментов; k – количество факторов.

Кроме этого, в табл. 2 приведена остаточная дисперсия. Как видно из табл. 2, наибольшее влияние оказывает фактор X1 и связанные с ним $X_6 = X_1^2$, $X_{10} = X_1 \cdot X_2$, $X_{11} = X_1 \cdot X_3$. Случайная перестановка строк фактора X1 приводит к пятикратному снижению силы связи с выходной величиной, трехкратному увеличению остаточной дисперсии. На втором месте по значимости находится фактор X4 и связанные с ним факторы $X_8 = X_4^2$, $X_{13} = X_4 \cdot X_5$. Наблюдается уменьшение примерно в полтора раза скорректированного коэффициента детерминации и такое же повышение остаточной дисперсии. Влияние остальных факторов находится примерно на одинаковом уровне.

В задачи настоящей работы не входило какое-либо технологическое объяснение полученных результатов, которое достаточно подробно сделано в [13]. Основной целью явилась проверка предлагаемого метода оценки значимости факторов. Представляется, что наряду с известными методами оценки значимости предложенный метод может быть использован при анализе горно-обогажительных процессов, в особенности с учетом того, что метод легко автоматизируется при применении программы Excel (Анализ данных).

Выводы. Предложен метод оценки значимости факторов, включаемых в регрессионную модель технологического агрегата, состоящий в последовательном случайном перемешивании данных каждого столбца матрицы наблюдений и оценки последствий такого перемешивания по величине изменения

коэффициента детерминации. Важность каждого фактора соответствует уменьшению коэффициента детерминации. Чем сильнее такое уменьшение, тем важнее фактор.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Закс Л. Статистическое оценивание. М.: Статистика, 1976. 598 с.
2. Кендалл М. Дж. Статистические выводы и связи. М.: Наука, 1973. 909 с.
3. Кобзарь А. И. Прикладная математическая статистика. М.: Физматлит, 2006. 816 с.
4. Мельник М. Основы прикладной статистики. М.: Энергоатомиздат, 1983. 416 с.
5. Планирование эксперимента в исследовании технологических процессов / К. Хартман [и др.]. Мир, 1977. 552 с.
6. Дрейпер Н., Смит Г. Прикладной регрессионный анализ. М.: Статистика, 1973. 392 с.
7. Бондарь А. Г., Статюха Г. А. Планирование эксперимента в химической технологии. Киев: Вища школа, 1976. 184 с.
8. Коэффициент корреляции Кендалла. URL: <http://blog.any-p.ru/node/349> (дата обращения: 11.02.2018).
9. Коэффициент согласия Кендалла. URL: https://studopedia.su/11_54291_koeffitsient-soglasiya-kendalla.html (дата обращения: 08.01.2018).
10. Метод случайного баланса. URL: <https://Studfiles.net/preview/4002454/page/4/> (дата обращения: 12.06.2018).
11. Грас Д. Data Sciencs. Наука о данных с нуля. СПб.:БХВ-Петербург, 2018. 336 с.
12. Коэффициент детерминации. URL: http://www.machinelearning.ru/wiki/index.php?title=Коэффициент_детерминации (дата обращения: 10.11.2018).
13. Рудин В. А., Богданович А. В. Поиск оптимальных условий разделения шламов на виброплоскости в многомерном пространстве факторов процесса гравитационного обогащения. Обогащение руд. 1990. № 6 (212). С. 21–24.

Поступила в редакцию 14 ноября 2018 года

Сведения об авторах:

Лапин Сергей Эдуардович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник кафедры автоматизации и компьютерных технологий Уральского государственного горного университета. E-mail: sergei.l@bk.ru

Леонов Рафаил Ефимович – кандидат технических наук, профессор кафедры автоматизации и компьютерных технологий Уральского государственного горного университета. E-mail: lnprep2011@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-140-146

Selecting significant factors when simulating mining facilities

Sergei E. Lapin¹, Rafail E. Leonov¹

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Research aims to create significant factors selection method, supplementing known methods and allowing to rank factors based on experimental data.

Research methodology consists of a regression model creation based on experimental data; the model includes all factors as well as nonlinear terms. The determination coefficient is estimated for the obtained model, and in case the model is created with a small amount of data, then the corrected determination coefficient is estimated as well. After that, by turn, realizations of each factor are mixed at random under constant values of the remaining factors, and after every mixing the determination coefficient is estimated again. The stronger influence the factor has on the response, the greater reduction of the determination coefficient is observed after mixing. According to the quantity of the determination coefficient reduction, the factors can be ranked according to significance. It is necessary, it is possible to select the desired number of more significant factors after ranking. The article gives examples of the proposed method realization.

Results discussion has been made on two examples for a linear model acquired according to the data from a passive experiment and a nonlinear model according to the data from an active experiment. When analyzing the manufacturing procedure at the magnetic separation dressing mill, the process personnel listed practically all factors under control as the main factors influencing the quality of a concentrate, in total 50 indicators. These include the characteristics of ore entering on the concentration, rod-mills discharge and feed characteristics, parameters characterizing middlings and tailings of all subsequent stages of magnetic separation. A nonlinear model is considered for factors significance estimation under the estimation of the interrelation between the sediment discharge and the parameters of slime splitting at a vibrating plane. The results have proved the effectiveness of the proposed method.

Summary. *The proposed method of estimating the significance and the further ranking of factors has been proved by the results of the numerical calculations and can be used under the analysis of the processes including the development of automatic control systems.*

Key words: *significant factors; significant factors selection; regression; ranking according to significance; concentration analysis.*

REFERENCES

1. Zaks L. *Statistical estimation*. Moscow: Statistica Publishing; 1976. (In Russ.)
2. Kendall M. G. *Statistical conclusions and connections*. Moscow: Nauka Publishing; 1973. (In Russ.)
3. Kobzar A. I. *Applied mathematical statistics*. Moscow: Fizmatlit Publishing; 2006. (In Russ.)
4. Melnik M. *The fundamentals of the applied statistics*. Moscow: Energoatomizdat Publishing; 1983. (In Russ.)
5. Hartman K. et al. *Planning the experiment when investigating industrial processes*. Mir Publishing; 1977. (In Russ.)
6. Draper N. R., Smith H. *Applied regression analysis*. Moscow: Statistika Publishing; 1973. (In Russ.)
7. Bondar A. G., Statiukha G. A. *Planning an experiment in chemical technology*. Kiev: Vishcha shkola Publishing; 1976. (In Russ.)
8. *Kendall coefficient of concordance*. Available from: <http://blog.any-p.ru/node/349> [Accessed 11th February 2018]. (In Russ.)
9. *Kendall coefficient of concordance*. Available from: https://studopedia.su/11_54291_koeffitsient-soglasiya-kendalla.html [Accessed 8th January 2018]. (In Russ.)
10. *Accidental balance method*. Available from: <https://Studfiles.net/preview/4002454/page:4/> [Accessed 12th June 2018]. (In Russ.)
11. Grass D. *Data Sciences*. St. Petersburg: BKhV-Peterburg Publishing, 2018. (In Russ.)
12. Determination coefficient. Available from: http://www.machinelearning.ru/wiki/index.php?title=Коэффициент_детерминации [Accessed 11th November 2018]. (In Russ.)
13. Rudin V. A., Bogdanovich A. V. Search for the optimal conditions of slime splitting at the vibrating plane in the multidimensional space of factors in a gravity concentration process. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing*. 1990; 6 (212): 21–24. (In Russ.)

Received 14th November, 2018

Information about authors:

Sergei E. Lapin – PhD (Engineering), senior researcher of the Department of Automation and Computer Technologies, Ural State Mining University. E-mail: sergei.l@bk.ru

Rafail E. Leonov – PhD (Engineering), professor of the Department of Automation and Computer Technologies, Ural State Mining University. E-mail: lnprep2011@yandex.ru

Для цитирования: Лапин С. Э., Леонов Р. Е. Выделение значимых факторов при моделировании горных объектов // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 2. С. 140–146. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-140-146

For citation: Lapin S. E., Leonov R. E. Selecting significant factors when simulating mining facilities. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 2:140–146. (In Russ.) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-2-140-146

Р е д а к ц и я
Главный редактор Е. Ф. Цыпин
Зам. главного редактора О. Г. Латышев, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, Л. Ю. Парамонова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовый

Подп. в печать 18.03.2019. Дата выхода в свет 28.03.2019
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
12,0 усл. печ. л., 11,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ № 6590
Цена свободная

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014 выдано
Федеральным агентством по печати и массовым коммуникациям

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_journal@ursmu.ru
<http://mj.ursmu.ru>

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

Индекс 70367

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 2, 2019.