ISSN 0536-1028

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII
GORNYI ZHURNAL
ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

6
2019

Журнал распространяется по подписке Агентством «Роспечать», подписной индекс 70367.
Журнал включен в Российский индекс научного цитирования (РИНЦ), индексируется агрегатором научных ресурсов EBSCO Publishing, а также Международной базой изданий по наукам о Земле Georef.

Сведения о журнале публикуются в Международной справочной системе по периодическим и продолжающимся изданиям «Ulrich's Periodicals Directory».
Включен в реферативный журнал и базы данных ВИНИТИ РАН.
Электронные выпуски журнала размещены на порталах
Научной электронной библиотеки eLIBRARY.ru (http://elibrary.ru),
компании «ИВИС» (http://ivis.ru)
и поисковой системы Google Shcolar (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. Издается с 1958 года

Выходит 8 раз в год **№ 6, 2019**

Учредитель и издатель

УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Главный редактор

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

Заместитель главного редактора

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

Редакционная коллегия

Валиев Н. Г. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Гордеев В. А. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Душин А. В. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Зелинская Е. В. *Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск*
Игнатьева М. Н. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Калмыков В. Н. *Магнитогорский государственный технический университет, г. Магнитогорск*
Картозия Б. А. *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва*
Кашников Ю. А. *Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь*
Козин В. З. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Косарев Н. П. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Косолапов А. И. *Сибирский федеральный университет, г. Красноярск*
Лапин Э. С. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Литвиненко В. С. *Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург*
Махно Д. Е. *Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск*
Мочалова Л. А. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Панкратенко А. Н. *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва*
Петров В. Л. *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва*
Пучков Л. А. *Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва*
Рыльникова М. В. *Институт проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва*
Сёмин А. Н. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Стровский В. Е. *Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург*
Шевченко Л. А. *Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово*
Яковлев В. Л. *Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург*

Иностранные члены редакционной коллегии
Битимбаев М. Ж. *Корпорация Казахмыс, г. Караганда, Республика Казахстан*
Дондов Д. *Монгольский государственный университет науки и технологий, г. Улан-Батор, Монголия*
Дребенштедт К. *Фрайбергская горная академия, г. Фрайберг, Германия*
Пивняк Г. Г. *Национальный технический университет «Днепровская политехника», г. Днепр, Украина*
Топалов С. Й. *Университет горного дела и геологии Св. Иоанна Рыльского, г. София, Болгария*
Трыбальский К. *Научно-технический университет им. С. Сташица, г. Краков, Польша*

© «Известия высших учебных заведений. Горный журнал», 2019

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII

GORNYI ZHURNAL

Scientific and technical journal. First published in 1958

8 issues a year **No. 6, 2019**

Founder and publisher

URAL STATE MINING UNIVERSITY

Editor-in-chief

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

Deputy editor-in-chief

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

Editorial board

Valiev N. G. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Gordeev V. A. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Dushin A. V. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Zelinskaya E. V. *National Research Irkutsk State Technical University, Irkutsk*
Ignatieva M. N. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kalmykov V. N. *Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov, Magnitogorsk*
Kartoziia B. A. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Kashnikov Iu. A. *Perm National Research Polytechnic University, Perm*
Kozin V. Z. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kosarev N. P. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kosolapov A. I. *Siberian Federal University, Krasnoiarsk*
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

Соколов И. В., Рожков А. А. **Исследование параметров рассредоточения в плоской системе зарядов при подземной добыче гранулированного кварца (In English)** **5**

Смирнов А. А., Никитин И. В. **Обоснование типов и методов адаптации горно-технологической системы горного предприятия к изменяющимся условиям подземной разработки** **14**

ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Караблин М. М., Гурьев Д. В., Простов С. М., Лесин Ю. В. **Автоматизированный прогноз устойчивости борта карьера в глинистых породах четвертичных отложений (In English)** **21**

Панжин А. А., Панжина Н. А. **Оценка стабильности опорных пунктов как основы для геодинамического мониторинга** **31**

Козырев А. А., Кузнецов Н. Н., Федотова Ю. В., Шоков А. Н. **Определение степени удароопасности скальных горных пород по результатам испытаний при одноосном сжатии** **41**

ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА. АЭРОГАЗОДИНАМИКА

Смирнов В. Г., Дырдин В. В., Ким Т. Л. **Фактор выбросоопасности зон угольных пластов, обусловленный крупностью частиц угля (In English)** **51**

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА

Теплухин В. К., Ратушняк А. Н., Ван Сяолун. **Электромагнитная технология диагностики состояния внутренних защитных покрытий промысловых трубопроводов** **60**

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Прокопьев Е. С., Иванова К. К. **Повышение комплексности использования железорудного сырья с помощью винтовой сепарации** **70**

Ступакова Е. В. **Определение погрешностей стандартных образцов состава золотосодержащих руд** **81**

Шаихова Д. Р. **Перспективы использования Acidithiobacillus ferrooxidans в биовыщелачивании металлов из отходов производства** **90**

ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ

Иванов А. Н., Логвиненко О. А., Игнатьева М. Н. **Экономическая оценка экологических последствий при недропользовании** **98**

ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

Жетесова Г. С., Бейсембаев К. М., Мендикенов К. К., Телиман И. В., Акижанова Ж. Т. **Моделирование работы скребкового конвейера в зоне поворота** **108**

Поляков С. В. **Вывод параметров стального каната, влияющих на безопасность эксплуатации** **118**

ИСТОРИЯ. ИНФОРМАЦИЯ. РЕЦЕНЗИИ

К юбилею Виктора Леонтьевича Яковлева **124**

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY: UNDERGROUND, OPEN, CONSTRUCTIONAL

Sokolov I. V., Rozhkov A. A. **Investigating the parameters of dispersion in the plane system of charges at granular quartz deep mining (In English)** **5**

Smirnov A. A., Nikitin I. V. **Justifying the types and methods of adapting the mining technological system of a mining enterprise to changing conditions of underground mining** **14**

GEOMECHANICS. DESTRUCTION OF ROCKS

Karablin M. M., Guriev D. V., Prostov S. M., Lesin Iu. V. **Automatic analysis of pit slope stability in clays of quaternary sediments (In English)** **21**

Panzhin A. A., Panzhina N. A. **Evaluation of geodetic reference points stability as a basis for geodynamic monitoring** **31**

Kozyrev A. A., Kuznetsov N. N., Fedotova Iu. V., Shokov A. N. **The determination of rockburst hazard degree of hard rocks by the test results under uniaxial compression** **41**

PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING. AEROGAS DYNAMICS

Smirnov V. G., Dyrdin V. V., Kim T. L. **The factor of outburst hazard of coal seams zones, conditioned by coal particles size (In English)** **51**

MINING AND OIL-AND-GAS GEOLOGY, GEOPHYSICS

Teplukhin V. K., Ratushniak A. N., Wang Xiaolong. **Electromagnetic technology of diagnosing the internal protective coating of field pipelines** **60**

MINERAL PROCESSING

Prokopiev S. A., Pelevin A. E., Prokopiev E. S., Ivanova K. K. **Increasing the integrity of iron-ore raw material use with the help of screw separation** **70**

Stupakova E. V. **Measuring errors in the compositional reference materials of gold ore** **81**

Shaikhova D. R. **Prospects for bioleaching of metal from wastes with Acidithiobacillus ferrooxidans** **90**

ECONOMICS AND MINING PRODUCTION CONTROL

Ivanov A. N., Logvinenko O. A., Ignatieva M. N. **Economic evaluation of environmental implications in subsoil use** **98**

ROCK GEOMECHANICS. MINING MACHINERY AND TRANSPORT

Zhetesova G. S., Beisembaev K. M., Mendikenov K. K., Teliman I. V., Akizhanova Zh. T. **Modelling scraper conveyor operation in the turn zone** **108**

Poliakov S. V. **Determination of steel wire rope parameters affecting the safety of operation** **118**

HISTORY. INFORMATION. REVIEWS

To the anniversary of Iakovlev Viktor Leontievich **124**

УДК 622.235 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-5-13

Investigating the parameters of dispersion in the plane system of charges at granular quartz deep mining

Igor V. Sokolov[1]*, Artem A. Rozhkov[1]
[1] Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia
e-mail: geotech@igduran.ru

Abstract

Introduction. *There is much concern about raw material overgrinding as a result of blasting when mining granular quartz. The main blasting method of deep mining is borehole blasting with rings of continuous charges. The main drawbacks of the method include nonuniform distribution of explosives along the plane of the broken layer and the fact that the significant energy of continuous charges is spent on the shattering effect which automatically overgrinds the material in the area nearest the blast.*

Research aim *is to develop the technology of blasting and optimize its parameters ensuring the reduced output of overgrinded quartz fraction.*

Methodology *includes the development and application of a mathematical model of drilling and blasting parameters forecast in granular quartz deep mining.*

Research concept. *A technology of breaking has been proposed by way of solution to the given problem. The technology lies in the concept that the uniformity of explosive energy concentration distribution in the broken layer is ensured by charges dispersion by air gaps and the particular order of their arrangement in the plane of the ring. To implement the technology, a method of forming dispersed charges in deep upholes has been developed; the method does not require additional efforts and equipment.*

Results. *A special technique has been created, which makes it possible to determine the parameters of dispersion ensuring the relevant specific consumption of explosives along the whole plane of the broken layer. The dependence between the output of the overgrinded quartz fraction and the parameters of dispersion in the plane system of charges has been determined. Engineering and economic evaluation of breaking technology options has been carried out as compared to the conventional one. Potential economic benefit has been estimated from the developed technology application for 1t of produced ore.*

Key words: *granular quartz; blasting; dispersed charge; borehole ring; air gap; specific consumption of explosives.*

Introduction. Qualitatively unique granular quartz of the Southern Ural Kyshtym deposit is used to produce high-purity quartz concentrates which are in demand in high-technology industry. It is a very hard material consisting of poorly connected grains (granules) as large as 1–2 mm, which is conditioned by their rather smooth and even edges [1, 2]. Due to this structural feature, an output of overgrinded fraction is high when drilling and blasting at stoping. According to raw material quality specifications, 0–20 mm quartz fraction, which is sorted out at the surface and piled, is unfit for high-purity quartz production, whereas its output reaches 20% [3].

Traditionally, breaking was carried out by the charges of cartridged explosives dispersed by nonreactive aggregate in rings of boreholes 105 mm in diameter and 10 m in length. Specific consumption of explosives was 0.9–1.0 kg/m^3. The charge of each

borehole was fired with a delay, i. e. acted as an individual one [4]; it caused significant detonation power input to break rock in camouflet zone [5, 6]. When moving forward to the next level, the mining method changed [3], cameral deposits breaking being carried out by the rings of upholes as long as 24 m. In order to reduce quartz overgrinding in the area nearest the blast, the use of a plane system of charges was proved [7], involving simultaneous blasting of all charges in a ring with the arrangement parameters ensuring their interaction [8]. Besides, in order to reduce the shattering effect at the initial stage of detonation, it is sensible to use charges with air gaps [9–13]. For the conditions of upholes and pneumatic charging with granular explosives, the method of forming such charges was developed [14].

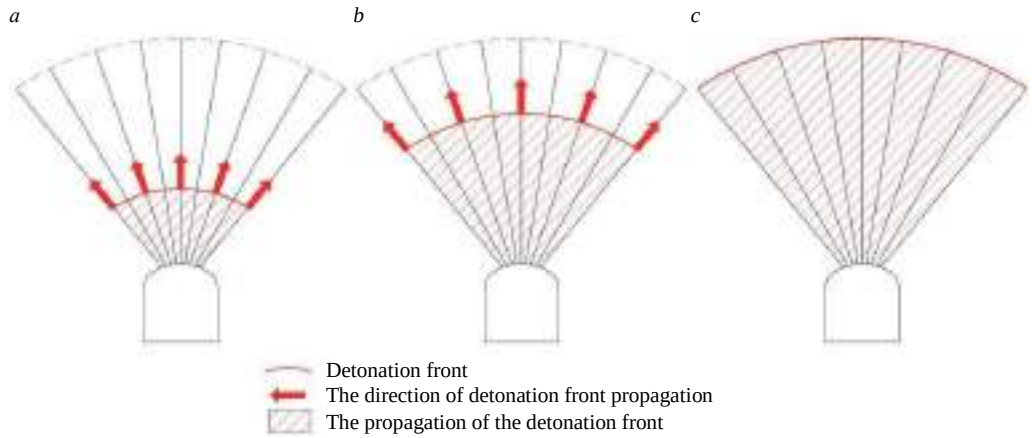

Fig. 1. Propagation of the detonation front in the plane of blast hole ring:
at the initial stage – *a*; at an intermediate stage – *b*; at the final stage – *c*
Рис. 1. Распространение детонационного фронта в плоскости веера:
на начальном этапе – *a*; на промежуточном этапе – *b*; на завершающем этапе – *c*

Thus, it is necessary to develop a procedure which will make it possible to determine the parameters of spatial arrangement of explosive charges and air gaps in the broken massif. It is a crucial scientific engineering task.

The principles of charges dispersion parameters determination. The following principles are at the heart of the developed procedure of dispersion parameters calculation:

– the parameters of boreholes arrangement at the ring scheme of breaking, required to completely separate a layer from the massif and get the necessary quality of ore breaking, are calculated for the zone of the faces of wells; as far as the remaining part of the broken layer is concerned, specific consumption of explosives is controlled by means of dispersing the charges;

– simultaneous initiation of all charges is designed;

– codirectional propagation of detonation of all borehole charges; with the simultaneous detonation procedure, the direction of detonation propagation depends on the arrangement of priming cartridges (booster charges) in boreholes [15, 16]; with dispersed charges, booster detonator is placed in each individual part of a charge.

The schematic spatial-temporal diagram of detonation front propagation is presented at fig. 1.

The detonation front can be pictured as an arch, and its propagation, if conditionally broken into time segments, can be pictured as arcuate zones filling. Summarizing the above, it can be concluded that in order to calculate the parameters of charges dispersion, it is reasonable to divide the plane of the ring into the arcuate zones, within the limit of each arcuate zone the specific consumption of explosives will be about the same.

Definition and systematization of mine and technical factors. For the good of the developed procedure, it is necessary to systematize the main mine technical factors affecting the parameters of charges dispersion in a ring. As a result, the following mine technical factors were determined and divided into two groups: volume factors, i. e. determining the volume of the broken massif, and power factors, i. e. affecting the parameters of its power ratio (table 1).

Mine technical factors

Volume factors

The volume of the broken layer ..... V_l, m^3
The line of least resistance ..... W, m
Borehole length ..... L_{bhl}, m
The span angle between the marginal boreholes of the ring ..... α, degrees

Power factors

Specific consumption of explosives ..... q_{expl}, kg/m^3
Boreholes contingency coefficient ..... m, items
The number of boreholes in a ring ..... n_{bhl}, items
Borehole diameter ..... d_{bhl}, m
Charging density ..... ρ_{char}, kg/m^3

The main volume factor is the volume of the broken layer and the main power factor is the specific consumption of explosives. However, both groups are interconnected as soon as each factor in some way influences the parameters of the other. Consequently, the developed procedure has to consider the given factors together and ensure uniform distribution of explosives in each section of the broken layer, in this case – in each arcuate zone.

Table 1. Parameters and indicators of experimental explosions of a plane system of charges
Таблица 1. Параметры и показатели проведения экспериментальных взрывов плоской системой зарядов

Explosion no.	Charges structure	q_{expl}, kg/m^3	d_{bhl}, mm	W, m	a, m	m	γ_{0-20}, %
1	Continuous	1.5	65	1.6	2.2	1.4	25.3
2	Dispersed	1.2	65	1.6	2.2	1.4	20.6
3	Dispersed	1.0	65	1.7	2.4	1.4	12.0
4	Dispersed	0.9	65	1.6	2.2	1.4	19.3
5	Dispersed	0.9	65	1.8	2.2	1.2	12.2

a – the distance between the edges of the boreholes.

Developing the procedure of dispersion parameters calculation. In simultaneous detonation of ring charges, the detonation front can be represented as an arch, and its propagation, if conditionally broken into time segments, can be pictured as arcuate zones filling. Consequently, in order to calculate the parameters of charges dispersion, it is reasonable to divide the plane of the ring into the arcuate zones, within the limit of each arcuate zone the specific consumption of explosives will be about the same. The lengths of the sectors of charges and air gaps in the adjoining boreholes will be equal to the height of the i-th arcuate zone.

The ring of boreholes is represented in an idealized form as a sector of a circle with a centre in a drilling room O, radius equal to the length of boreholes L, and span angle α between the marginal boreholes of the ring (fig. 2).

Specific consumption of explosives for each *i*-th arcuate zone q^i_{char} is expressed through the main mine technical parameters

$$q^i_{\text{expl}} = \frac{n_{\text{bhl}}(l_{i\text{u}} - l_{i\text{l}})\pi d^2 4^{-1}\rho_{\text{char}}}{W\pi\frac{\alpha}{360}(l^2_{i\text{u}} - l^2_{i\text{l}})}, \quad (1)$$

where $i = 1, ..., m$ – the number of arcuate zones in a ring, items; n_{bhl} – the number of boreholes in a ring, items; $l_{i\text{u}}$ – length from the ring centre (drill rig axis) to the upper border of the *i*-th arcuate zone, m; $l_{i\text{l}}$ – length from the ring centre to the lower border of the *i*-th arcuate zone, m; d – borehole diameter, m; ρ_{char} – charging density, kg/m^3; W – the line of least resistance (LLR), m.

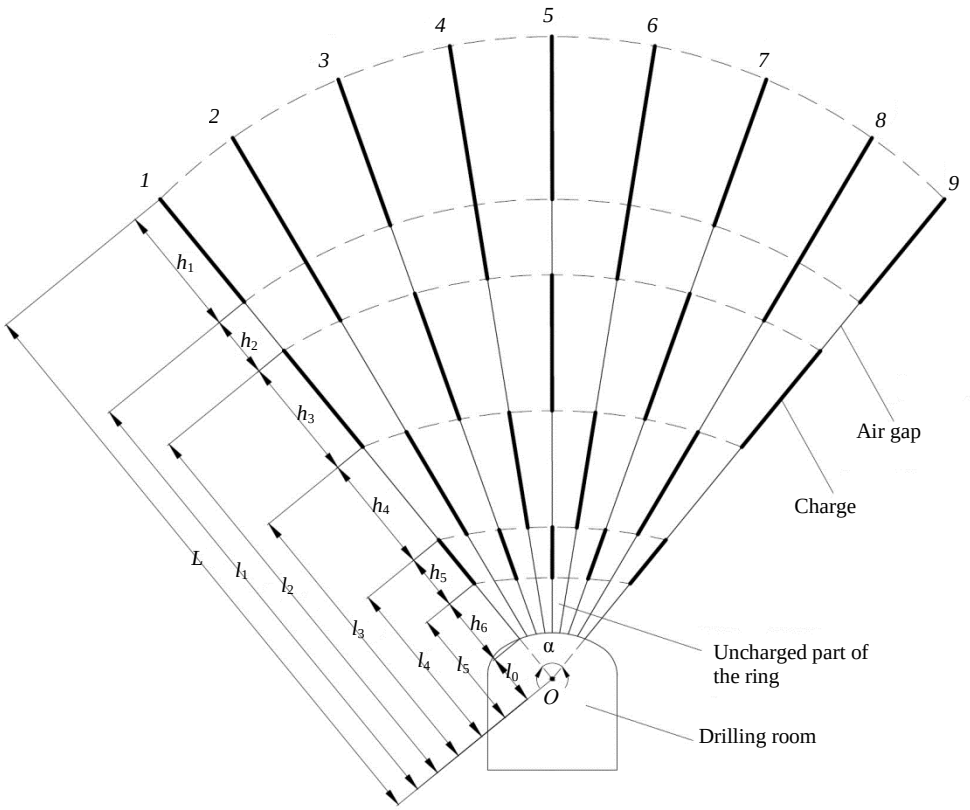

Fig. 2. Schematic diagram of dispersion parameters determination in the plane system of charges
Рис. 2. Принципиальная схема для определения параметров рассредоточения в плоской системе зарядов

The heights of the arcuate zones in generally are determined by the formula

$$h_i = l_{i\text{u}} - l_{i\text{l}}. \quad (2)$$

Having expressed $l_{i\text{l}}$ with equation (1), we get

$$l_{i\text{l}} = \frac{90 n_{\text{bhl}} d^2 \rho_{\text{char}}}{W\alpha q_{\text{expl}}} - l_{i\text{u}}. \quad (3)$$

Successive solution of equation (3) for arcuate zones, moving from the face to the top of wells, makes it possible to determine the desired parameters of dispersion.

Dispersion parameters study. In the in situ conditions of Kyshtym underground mine, field studies of granular quartz breaking have been carried out. The main experimental parameters and 0–20 mm (γ_{0-20}) fractions yield are presented in table 1.

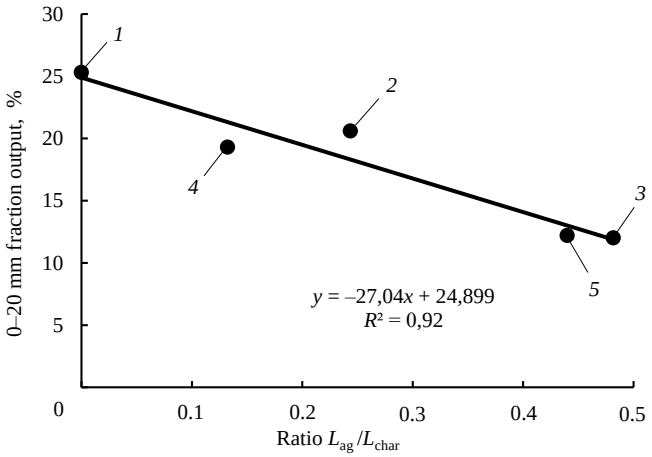

Fig. 3. Dependence between 0–20 mm fraction output and the dispersion parameters in a plane system of charges

Рис. 3. Зависимость выхода фракции 0–20 мм от параметров рассредоточения в плоской системе зарядов

Evident spread of results of two explosions (no. 4 and no. 5) with similar specific consumption of explosives has shown that the dispersion itself does not guarantee the required quality of quartz ore breaking.

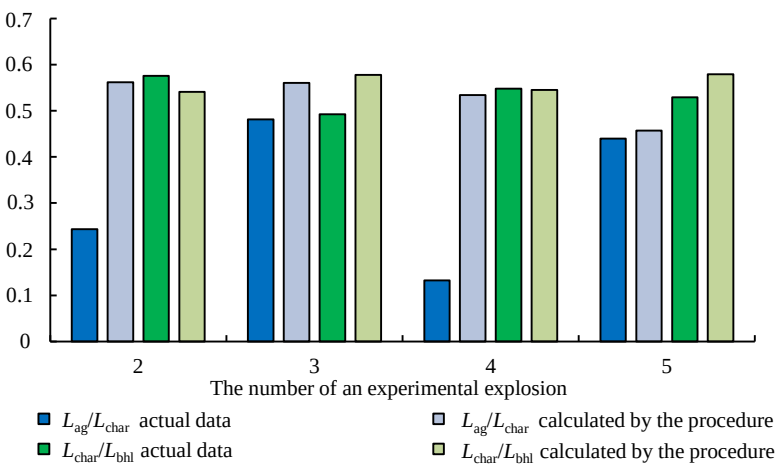

Fig. 4. Comparison of actual and calculated parameters of experimental explosions of a plane system of dispersed charges

Рис. 4. Сопоставление фактических и расчетных параметров экспериментальных взрывов плоской системы зарядов рассредоточенной конструкции

For that matter, the influence of process parameters, i. e. the ratio of the sum of the length of air gaps L_{ag} to the sum of the lengths of explosives L_{char} in a ring, on the output of the overgrinded fraction was studied. The actual parameters at experimental blast

were measured. As a result, the dependence between the output of 0–20 mm quartz fractions and L_{ag}/L_{char} (fig. 3) was established; it is approximated by the formula

$$\gamma_{0-20} = -27,04L_{ag}/L_{char} + 24,899. \quad (4)$$

It can be seen from the diagram that with the increase of L_{ag}/L_{char} from 0 to 0.48, the output of 0–20 mm fraction reduces from 25.3% to 12%. For the conditions of Kyshtym underground mine, optimum are the values ranging within $L_{ag}/L_{char} = 0.44–0.48$, allowing to reach layer separation from the massif with minimum output of the oversized fraction.

Table 2. Technical and economic evaluation of blasting technology options
Таблица 2. Технико-экономическая оценка по вариантам технологии отбойки

Indicator	Blasting technology option				
	Conventional	1	2	3	4
The line of least resistance, m	2.5	2.5	2.5	1.7	1.8
Boreholes contingency coefficient, items	1.0	1.3	1.3	1.2	1.2
Specific consumption of explosives, kg/m^3	0.9	1.7	1.4	1.2	0.9
Flow rate, m/m^3	0.29	0.28	0.28	0.73	0.43
Borehole length in a ring, m	86	160	162	295	188
Borehole number in a ring, items	14	9	9	15	11
Oversize output, %	10.0	2.0	2.5	10.0	7.6
The cost of 1 m^3 oversize breaking, rub/m^3	500				
0–20 mm fraction output, %	20.0	35.6	25.7	17.1	12.2
The price of 1t of preconcentrate, rub/t	3500				
The prime cost of breaking, rub/t	106.4	120.0	116.9	162.6	104.4
The prime cost of oversize breaking, rub/t	18.87	3.77	4.72	18.87	14.34
Economic benefit for 1t of produced ore, rub/t	0	–190.07	–68.34	+17.05	+97.61

Actual parameters of two best blasts converge with the values calculated by (1)–(3): for blast no. 3 they are 0.48 and 0.56 (Δ_3 = 14.2%), for blast no. 5 – 0.44 and 0.46 (Δ_5 = 4.3%). For blasts no. 2 and no. 4, significant divergence between actual and theoretical parameters (Δ_2 = 57.1% and Δ_4 = 75.4%) can be explained by the irrational undercharge of boreholes [17]. It is proved by the adequate convergence of actual and computational ratios of the sum of charge lengths with the sum of boreholes lengths (Δ = 0.5–15.5%) (fig. 4). This degree of convergence testifies to the adequacy of the developed procedure.

In research [18] V. N. Mosinets notes that when breaking ore, condition $L_{ag}/L_{char} \le 0.44$ is preferable, and the highest coefficient of explosion energy transfer to the environment is observed with $L_{ag}/L_{char} = 0.3$. When breaking granular quartz, it is also necessary to minimize the effect on the broken layer. Taking into account the indicators of ore quality, it can be assumed that for the conditions of Kyshtym underground mine, expression $L_{ag}/L_{char} \ge 0.44$ will be true.

Engineering and economic evaluation of technology options has been carried out according to the criterion of maximum economic benefit, as compared to the

conventional one (table 2). The benefit has been determined at the stage of preconcentrate with 90% of quartz. Four options of the technology have been studied:

1. Continuous charges, d_{bhl} = 105 mm;
2. Dispersed charges, d_{bhl} = 105 mm;
3. Continuous charges, d_{bhl} = 65 mm;
4. Dispersed charges, d_{bhl} = 65 mm.

The fourth option has best estimators; it applies a plane charge system of dispersed structure in 65 mm diameter boreholes with the parameters established in the course of the research. The main factor affecting the economic effectiveness is the output of the oversized 0–20 mm fraction. Potential economic benefit from the implementation of the developed option for 1t of produced ore is 97.6 rub.

Conclusion. The procedure of charge dispersion parameters calculation has been developed, wherein the features and the parameters of blasting technology with the ring arrangement of boreholes and simultaneous method of blasting are taken into account. The dependence has been established between the output of the overgrinded quartz fraction and the ratio of the lengths of the dispersed charge elements. Overgrinded quartz fraction output reduction by 25–40%, as compared to the conventional blasting technology, is reached by the use of the plane charge system of dispersed structure with specific consumption of explosives 0.9–1.0 kg/m^3 and the ratio of the lengths of air gaps to the lengths of the explosive charges 0.44–0.48.

Research has been carried out under the government contract no. 075-00581-19-00. Theme no. 0405-2019-0005.

REFERENCES

1. Brodskaia R. L., Gettse I., Kotova E. L., Khaide G. Evolution of individuals and aggregates of the vein quartz in deposits of Kyshtym region (the Urals). *Zapiski Rossiiskogo mineralogicheskogo obshchestva = Geology of Ore Deposits*. 2015; 144 (1): 93–100. (In Russ.)

2. Götze J., Pan Y., Müller A., Kotova E. L., Cerin D. Trace element compositions and defect structures of high-purity quartz from the Southern Ural Region, Russia. *Minerals*. 2017; 7: 189.

3. Baranovskii K. V., Kharisova O. D. Assessment of actual ore losses and dilution based on laser scanning data at underground mining. *Izvestiia Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2018; 4: 135–147. (In Russ.)

4. Mitiushkin Iu. A., Lysak Iu. A., Plotnikov A. Iu., Ruzhitskii A. V., Shevkun E. B., Leshchinskii A. V. Optimization of parameters of explosive works increase in intervals of delay. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 4: 341–348. (In Russ.)

5. Kazakov N. N. Parameters of process of camouflage action of explosion of a hole charge of final length. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2013; S1: 109–119. (In Russ.)

6. Onederra I. A., Furtney J. K., Sellers E., Iverson S. Modelling blast induced damage from a fully coupled explosive charge. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2013; 58: 73–84.

7. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Rozhkov A. A. Efficiency improvement of quartz production by mean of using two-dimensional system of distributed charges. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 1: 56–65. (In Russ.)

8. Gorinov S. A., Smirnov A. A. Blasting effect from the plane system of explosive charges when breaking rock massif. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2001; 4: 42–50. (In Russ.)

9. Yue Z. W., Yang R. S., Chen G., Pan C. C., Meitan X. Dynamic test on siltcharge blasting of air-deck charge. *Journal of the China Coal Society*. 2011; 36(3): 398–402.

10. Leshchinskii A. V., Shevkun E. B. *Dispersion of borehole charges*. Khabarovsk: PNU Publishing; 2009. (In Russ.)

11. Yue Z. W., Yang R. S., Chen G., Pan C. C., Meitan X. Dynamic test on siltcharge blasting of air-deck charge. *Journal of the China Coal Society*. 2011; 36(3): 398–402.

12. Bondarenko I. F. et al. *Drilling and blasting at kimberlite pipes of Yakutia*. Ekaterinburg: IM UB RAS Publishing; 2017. (In Russ.)

13. Yang G. L., Yang R. S., Jiang L. L. Pressure distribution along borehole with axial air-deck charge blasting. *Explosion and Shock Waves*. 2012; 32: 653–657.

14. Smirnov A. A., Rozhkov A. A. Investigation of the action of the explosion of the ring borehole pattern. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 2018; 119-76: 118–128. (In Russ.)

15. Latyshev O. G., Petrushin A. G., Azanov M. A. *Commercial explosives*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2009. (In Russ.)

16. Bhandari S. Engineering rock blasting operations. Rotterdam, 1997. 375 p.
17. Rozhkov A. A. The methods of calculating the parameters of borehole charges dispersion in a ring. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 2019; 122-79: 121–135. (In Russ.)
18. Mosinets V. N. *Shattering effect and blasting concussion in rocks*. Moscow: Nedra Publishing; 1976. (In Russ.)

Received 7 May 2019

Information about authors:

Igor V. Sokolov – DSc (Engineering), Head of the Laboratory Underground Geotechnology, UB RAS. E-mail: geotech@igduran.ru
Artem A. Rozhkov – researcher, Laboratory Underground Geotechnology, UB RAS. E-mail: 69artem@bk.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-5-13

Исследование параметров рассредоточения в плоской системе зарядов при подземной добыче гранулированного кварца

Соколов И. В.[1], Рожков А. А.[1]
[1] Институт горного дела УрО РАН, Екатеринбург, Россия.

Реферат

Введение. *При добыче гранулированного кварца остро стоит проблема переизмельчения сырья в результате взрывных работ. При подземной разработке основным способом ведения взрывных работ является скважинная отбойка веерами зарядов сплошной конструкции. Основные недостатки способа – неравномерность распределения взрывчатого вещества по плоскости отбиваемого слоя и расходование значительной части энергии зарядов сплошной конструкции на бризантное воздействие, обязательно связанное с переизмельчением материала в ближней зоне взрыва.*

Цель работы. *Разработка технологии взрывной отбойки и оптимизация ее параметров, обеспечивающих снижение выхода переизмельченной фракции кварца.*

Методология. *Разработка и использование математической модели прогноза параметров буровзрывных работ при подземной добыче гранулированного кварца.*

Идея работы. *В качестве решения данной проблемы предложена технология отбойки, заключающаяся в том, что равномерность распределения концентрации энергии ВВ в отбиваемом слое обеспечивается за счет рассредоточения зарядов воздушными промежутками и определенного порядка их размещения в плоскости веера. Для практической реализации технологии разработан способ формирования рассредоточенных зарядов в восстающих глубоких скважинах, не требующий дополнительных трудозатрат и специальных средств.*

Результаты. *Создана специальная методика, позволяющая определить параметры рассредоточения, обеспечивающие необходимый удельный расход ВВ по всей плоскости отбиваемого слоя. Установлена зависимость выхода переизмельченной фракции кварца от параметров рассредоточения в плоской системе зарядов. Проведена технико-экономическая оценка вариантов технологии отбойки относительно традиционной. Определен потенциальный экономический эффект от применения разработанной технологии на 1 т добытой руды.*

Ключевые слова: *гранулированный кварц; взрывная отбойка; рассредоточенный заряд; веер скважин; воздушный промежуток; удельный расход ВВ.*

Исследования выполнены в рамках Госзадания № 075-00581-19-00. Тема № 0405-2019-0005.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бродская Р. Л., Гётце Й., Котова Е. Л., Хайде Г. Анализ строения индивидов и агрегатов жильного кварца и оценка качества кварцевого сырья (на примере месторождений Кыштымского района, Урал) // Записки Российского минералогического общества. 2015. Т. 144. № 1. С. 93–100.
2. Götze J., Pan Y., Müller A., Kotova E. L., Cerin D. Trace element compositions and defect structures of high-purity quartz from the Southern Ural Region, Russia // Minerals. 2017. No. 7. P. 189.
3. Барановский К. В., Харисова О. Д. Оценка фактических показателей извлечения руды по данным лазерного сканирования при подземной разработке // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 4. С. 135–147.
4. Митюшкин Ю. А., Лысак Ю. А., Плотников А. Ю., Ружицкий А. В., Шевкун Е. Б., Лещинский А. В. Оптимизация параметров взрывных работ увеличением интервалов замедления // ГИАБ. 2015. № 4. С. 341–348.
5. Казаков Н. Н. Параметры процесса камуфлетного действия взрыва скважинного заряда конечной длины // ГИАБ. 2013. № S1. С. 109–119.
6. Onederra I. A., Furtney J. K., Sellers E., Iverson S. Modelling blast induced damage from a fully coupled explosive charge // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2013. Vol. 58. P. 73–84.

7. Соколов И. В., Смирнов А. А., Рожков А. А. Повышение эффективности добычи кварца применением плоской системы рассредоточенных зарядов // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 1. С. 56–65.

8. Горинов С. А., Смирнов А. А. Действие взрыва плоской системы зарядов ВВ при отбойке горного массива // ГИАБ. 2001. № 4. С. 42–50.

9. Yue Z. W., Yang R. S., Chen G., Pan C. C., Meitan X. Dynamic test on siltcharge blasting of air-deck charge // Journal of the China Coal Society. 2011. Vol. 36(3). P. 398–402.

10. Лещинский А. В., Шевкун Е. Б. Рассредоточение скважинных зарядов. Хабаровск: Тихоокеан. гос. ун-т, 2009. 154 с.

11. Yue Z. W., Yang R. S., Chen G., Pan C. C., Meitan X. Dynamic test on siltcharge blasting of air-deck charge // Journal of the China Coal Society. 2011. Vol. 36(3). P. 398–402.

12. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии / И. Ф. Бондаренко [и др.]. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2017. 172 с.

13. Yang G. L., Yang R. S., Jiang L. L. Pressure distribution along borehole with axial air-deck charge blasting // Explosion and Shock Waves. 2012. No. 32. P. 653–657.

14. Смирнов А. А., Рожков А. А. Исследования действия взрыва веера скважинных зарядов // Взрывное дело. 2018. № 119-76. С. 118–128.

15. Латышев О. Г., Петрушин А. Г., Азанов М. А. Промышленные взрывчатые материалы. Екатеринбург: УГГУ, 2009. 221 с.

16. Bhandari S. Engineering rock blasting operations. Rotterdam, 1997. 375 p.

17. Рожков А. А. Методика расчета параметров рассредоточения скважинных зарядов в веере // Взрывное дело. 2019. № 122-79. С. 121–135.

18. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. 271 с.

Поступила в редакцию 7 мая 2019 года

Сведения об авторах:

Соколов Игорь Владимирович – доктор технических наук, заведующий лабораторией подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: geotech@igduran.ru
Рожков Артем Андреевич – научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: 69artem@bk.ru

Для цитирования: Соколов И. В., Рожков А. А. Исследование параметров рассредоточения в плоской системе зарядов при подземной добыче гранулированного кварца // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 5–13 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-5-13
For citation: Sokolov I. V., Rozhkov A. A. Investigating the parameters of dispersion in the plane system of charges at granular quartz deep mining. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2019; 6: 5–13. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-5-13

УДК 622.272.06 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-14-20

Обоснование типов и методов адаптации горно-технологической системы горного предприятия к изменяющимся условиям подземной разработки

Смирнов А. А.[1]*, Никитин И. В.[1]
[1] Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: geotech910@yandex.ru

Реферат

Целью работы *является исследование процесса адаптации горно-технологической системы горного предприятия к изменяющимся внешним и внутренним условиям подземной разработки глубокозалегающих месторождений. Под горно-технологической системой горного предприятия понимается совокупность взаимосвязанных технологических процессов и организационных мероприятий по добыче полезного ископаемого из недр и его последующего обогащения.*

Методология исследований. *В работе использован комплексный метод исследований, включающий анализ условий и обобщение опыта подземной разработки глубокозалегающих рудных и нерудных месторождений, систематизацию и оценку условий и факторов, влияющих на функционирование горно-технологической системы горного предприятия, установление типов и разработку методов адаптации на основе метода научной индукции.*

Результаты. *Выполнено обоснование типов (микро- и макроадаптация) и методов (резервирование или диверсификация продукции, регулирование или модернизация производства, организационные изменения или реструктуризация) адаптации горно-технологической системы горного предприятия к изменяющимся внешнеэкономическим (рыночным), природным (горно-геологическим), производственным (технологическим), социальным и экологическим условиям подземной разработки глубокозалегающих месторождений на основе учета и управления факторами, вызывающими переходные процессы.*

Область применения результатов. *Результаты исследования могут быть использованы при технико-экономическом обосновании и проектировании горно-технологических систем горных предприятий с подземным способом добычи руды (например, при освоении глубокозалегающих железорудных месторождений).*

Ключевые слова: *глубокозалегающее месторождение; подземная разработка; адаптация; переходный процесс; систематизация; экономическая устойчивость.*

Введение. Интенсивная разработка приповерхностных запасов месторождений твердых полезных ископаемых привела к тому, что в настоящее время для поддержания необходимой производственной мощности горные предприятия вынуждены в нарастающем объеме вовлекать в эксплуатацию запасы, расположенные на значительной глубине [1, 2]. При этом применяемые способы и схемы вскрытия, конструкции и параметры систем разработки, типы технологического оборудования, схемы обогащения и режимы их функционирования не в полной мере соответствуют изменившимся горно-геологическим, горнотехническим, экономическим и экологическим условиям, а также требованиям безопасности и охраны недр [3–8].

В результате при освоении глубокозалегающих запасов месторождений возникает необходимость модернизации горно-технологической системы (ГТС) горного предприятия и корректировки параметров основных технологических процессов добычи и переработки руды [2]. А любые изменения в технологии, механизации, объеме или объекте добычи на действующих горных предприятиях

предполагают реализацию переходного процесса [9], который в свою очередь обусловливает адаптацию различных подсистем и элементов ГТС горного предприятия в результате влияния соответствующих условий и факторов.

Целью работы является исследование процесса адаптации ГТС горного предприятия к изменяющимся внешним и внутренним условиям подземной разработки глубокозалегающих месторождений.

Объектом исследований является горно-технологическая система горного предприятия с подземным способом разработки месторождений, представляющая собой совокупность разнородных, но взаимосвязанных технологических процессов и организационных мероприятий по добыче полезного ископаемого из недр и его последующего обогащения, объединенных единой целью получения конечного продукта (концентрата, агломерата и пр.).

Методология проведения исследований. В работе использован комплексный метод исследований, включающий анализ условий и обобщение опыта подземной разработки глубокозалегающих рудных и нерудных месторождений, систематизацию условий и факторов, влияющих на функционирование горно-технологической системы горного предприятия, установление типов и разработку методов адаптации на основе метода научной индукции.

Результаты исследований и их обсуждение. Развитие горных предприятий является важнейшим фактором экономического роста и национальной безопасности страны. При этом экономическая устойчивость отдельно взятого горного предприятия определяется его способностью сохранять стабильное состояние или возвращаться к нему в процессе осуществления своей производственно-хозяйственной деятельности при различных воздействиях факторов внешней и внутренней среды [10]. Механизмом обеспечения экономической устойчивости является непрерывная адаптация деятельности горного предприятия к изменяющимся условиям внутренней и внешней среды [11].

Понятие и типы адаптации горного предприятия. Предложено определение «адаптации горного предприятия» как преобразования структуры и параметров ГТС горного предприятия в соответствии с изменяющимися внешними и внутренними условиями с целью обеспечения его экономической устойчивости и необходимого уровня конкурентоспособности на рынке (выживание, стабильное состояние или устойчивое развитие). Выживание – выход предприятия из кризисного состояния и создание предпосылок для дальнейшей стабилизации при некоторых изменениях внешней среды. Стабильное состояние – динамическое равновесие, характеризующееся равенством разнонаправленных внешних и внутренних воздействий. Устойчивое развитие – сбалансированный рост долгосрочного характера, определяющий возможность достижения предприятием лидирующих позиций на рынке.

До определенной степени и соответствующего момента времени изменения не оказывают решающего влияния на стабильность предприятия, однако после достижения некоторой критической величины стабильность нарушается, а условием дальнейшего существования предприятия является переход на качественно новый уровень производства. Иными словами, адаптация предприятия к изменяющимся условиям имеет некоторые уровни, т. е. может отличаться задачами и масштабом организационно-технических и технологических мероприятий, направленных на сохранение или возврат к стабильному состоянию в случае его потери. В зависимости от задач и масштаба данных мероприятий выделены два типа адаптации.

Первый тип адаптации определен как микроадаптация, выражающаяся в незначительной корректировке деятельности предприятия, осуществляемая за счет

оперативного резерва трудовых, материальных и финансовых ресурсов. Величина резерва является относительно постоянной на длительный период времени и определяется практикой работы предприятия. Микроадаптационный режим предприятия является естественным и не вызывает переходных процессов. К микроадаптационным процессам можно отнести: перемещение в пространстве участка отработки (добычного блока) месторождения, требующее корректировки

Таблица 1. Систематизация условий и факторов, влияющих на функционирование ГТС горного предприятия

Table 1. Systematization of conditions and factors, affecting on the functioning of MTS mining enterprise

Условия	Факторы, вызывающие микроадаптацию	Факторы, вызывающие макроадаптацию
	Внешние факторы	
Внешние экономические (рыночные)	Приемлемый уровень волатильности спроса и цены на продукцию предприятия; незначительное изменение требований к качеству продукции или ее ассортименту	Резкое снижение спроса и падение цены на продукцию предприятия; существенное изменение требований к качеству продукции или ее ассортименту; нестабильная кредитно-денежная политика государства
Природные (горно-геологические)	Изменчивость количества разведанных балансовых запасов полезного ископаемого в недрах; относительное постоянство условий залегания, морфологии рудных тел и содержания полезных компонентов; увеличение глубины разработки	Значительное сокращение разведанных балансовых запасов полезного ископаемого в недрах; усложнение условий залегания и морфологии рудных тел; повышение горного давления с глубиной разработки; резкое снижение содержания полезных компонентов
Экологические	Ухудшение экологических условий подземной разработки месторождения в пределах нормативных требований	Ужесточение требований экологической безопасности со стороны государства или общества
	Внутренние факторы	
Производственные (технологические)	Частичное несоответствие системы разработки изменившимся горно-геологическим условиям; отставание вскрытия и подготовки запасов к выемке; повреждение или износ горной техники, оборудования, зданий и сооружений; частичное несоответствие схемы обогащения руды требованиям по объему или качеству продукции	Несоответствие системы разработки изменившимся горно-геологическим условиям; значительное сокращение вскрытых и подготовленных производственных площадей для добычи руды; моральное и физическое старение горной техники, оборудования, зданий и сооружений; несоответствие схемы обогащения руды требованиям по объему и качеству продукции
Социальные	Сокращение кадрового состава работников предприятия в рамках его оптимизации; обеспечение промышленной безопасности производства на приемлемом уровне	Несоответствие штата и квалификации работников предприятия необходимым требованиям; ужесточение требований промышленной безопасности и охраны труда

параметров системы разработки, заблаговременное вскрытие и подготовка запасов, плановый ремонт (при необходимости обновление) горной техники, оборудования, зданий и сооружений, текущая модернизация производственных процессов и внедрение инновационных разработок.

Второй тип адаптации определен как макроадаптация, выражающаяся в качественном изменении структуры производства вследствие утраты предприятием состояния стабильности. Условием дальнейшей работы предприятия является

переход на новый уровень производства в макроадаптационном режиме. К макроадаптационным процессам можно отнести: существенное снижение или увеличение производственной мощности рудника, переход от одной технологии добычи к другой (например, от систем разработки с обрушением к системам с закладкой), замена стационарного на самоходное технологическое оборудование, изменение вида внутришахтного транспорта, замена валовой добычи руд селективной или переход от добычи одного полезного компонента к извлечению нескольких полезных компонентов месторождения.

Таблица 2. Методы адаптации ГТС горного предприятия
Table 2. Methods of adaptation of MTS mining enterprise

Методы адаптации	Факторы	Мероприятия	Ресурсы
		Микроадаптация	
Резервирование продукции	Внешние экономические (рыночные)	Формирование резервного запаса промежуточной и конечной продукции на складах предприятия	Резервные мощности предприятия
Регулирование производства	Природные (горно-геологические), производственные (технологические)	Корректировка параметров системы разработки и схем подготовки добычных блоков. Плановый ремонт или обновление единиц техники и оборудования	Оборотные финансовые средства и материальные резервы предприятия
Организационные изменения	Социально-экологические	Плановое обучение и переподготовка работников. Мониторинг состояния окружающей среды и систем безопасности и охраны труда	Оборотные финансовые средства предприятия
		Макроадаптация	
Диверсификация продукции	Внешние экономические (рыночные)	Расширение ассортимента выпускаемой продукции и рынка потребителей	Инвестиции в оборотные средства
Модернизация (перестройка) производства	Природные (горно-геологические), производственные (технологические)	Модернизация технологии ведения горных работ. Реконструкция зданий и сооружений. Техническое перевооружение процессов добычи, транспортирования и обогащения руды	Инвестиции в основные фонды и оборотные средства предприятия
Организационная реструктуризация	Социально-экологические	Кардинальное изменение структуры предприятия в целях улучшения экологической обстановки и совершенствования систем безопасности и охраны труда	Инвестиции в основные фонды и оборотные средства предприятия

Признаки, характеризующие стабильное состояние горного предприятия. Выявлены наиболее значимые признаки, характеризующие стабильное состояние горного предприятия, под которым понимается такая его работа, при которой плавно и планово меняются его технико-экономические показатели (ТЭП) [12–14]:

– ритмичная работа с проектной производственной мощностью, т. е. производство постоянного объема конечного продукта с определенным качеством при условии наличия достаточного количества разведанных балансовых запасов полезного ископаемого в недрах и производственных площадей для добычи руды, постоянства морфологии рудных тел и содержания полезных компонентов в них, соответствия организации и технологии добычных работ и обогатительного производства особенностям эксплуатации месторождения;

– получение постоянного дохода, т. е. реализация определенного объема конечного продукта в условиях стабильного спроса и цены на него, что предполагает относительное постоянство капитальных вложений на поддержание производственной мощности и эксплуатационных затрат на его производство.

Систематизация условий и факторов, вызывающих переходные процессы. На основании анализа и обобщения опыта подземной разработки глубокозалегающих рудных и нерудных месторождений [1–9, 12] установлены и систематизированы основные условия и факторы, влияющие на функционирование ГТС горного предприятия и определяющие тип адаптации (табл. 1).

Общим признаком внешних факторов является их независимость от деятельности горного предприятия, внутренних факторов – возможность управления в процессе его деятельности. Независимость внешних факторов от деятельности горного предприятия достаточно условна, поскольку цена и объемы поставки продукции могут быть отрегулированы сменой потребителя, величина балансовых запасов и их качество корректируются за счет детальной эксплуатационной разведки и пересмотра кондиций, морфология рудных тел уточняется в процессе разработки месторождения, экологические условия во многом зависят от технологии добычи и требований со стороны государства или общества [15]. Изменение данных факторов при стабильной работе горного предприятия (при наличии маркетинговой стратегии, постоянной геологоразведке и регулярном мониторинге влияния горных работ на окружающую среду), как правило, достаточно предсказуемы на довольно длительный период.

Из табл. 1 видно, что внешние и внутренние факторы, характеризуются не только определенными количественными показателями, но и направлением, а тип адаптации ГТС горного предприятия обусловлен уровнем и скоростью изменения данных показателей.

Методы адаптации горного предприятия. На основании разработанной систематизации предложены методы адаптации ГТС горного предприятия в зависимости от типа адаптации и влияющих факторов, а также разработаны принципиальные мероприятия и определены требуемые ресурсы для их реализации (табл. 2).

Выводы. Основные результаты выполненных исследований:

– определены два типа адаптации ГТС горного предприятия (микро- и макроадаптация) к изменяющимся внешним и внутренним условиям подземной разработки глубокозалегающих месторождений, отличающиеся задачами и масштабом организационно-технических и технологических мероприятий, реализуемых с целью обеспечения его экономической устойчивости и необходимого уровня конкурентоспособности на рынке (выживание, стабильное состояние или устойчивое развитие);

– выявлены наиболее значимые признаки, характеризующие стабильное состояние горного предприятия (ритмичная работа с установленной производственной мощностью и получение постоянного дохода), и условия, при которых возможна стабильная его работа;

– установлены и систематизированы в пять групп (рыночные, природные, технологические, социальные, экологические) основные условия и факторы, влияющие на функционирование ГТС горного предприятия и определяющие тип адаптации;

– разработаны методы адаптации ГТС горного предприятия, учитывающие тип адаптации и группу влияющих факторов, предложены мероприятия и определены ресурсы для их реализации.

Статья подготовлена по результатам исследований по конкурсному проекту фундаментальных исследований УрО РАН (Проект 18-5-5-10).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Трубецкой К. Н., Чантурия В. А., Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В. Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья. М.: Наука, 2010. 437 с.
2. Яковлев В. Л., Корнилков С. В. Методологические особенности освоения недр на современном этапе // Вестник УрО РАН. Наука. Общество. Человек. 2013. № 4. С. 43–49.
3. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В., Барановский К. В., Рожков А. А. Изыскание подземной геотехнологии при переходе к освоению глубокозалегающих запасов наклонного медноколчеданного месторождения // Известия УГГУ. 2016. № 2 (42). С. 47–53.
4. Богуславский Э. И., Минаев Ю. Л., Минаев Д. Ю. Проектирование технологии разработки глубокозалегающих рудных месторождений // Записки горного института. 2007. Т. 172. С. 158–161.
5. Thrybom L., Neander J., Hansen E., Landemas K. Future challenges of positioning in underground mines // IFAC-PapersOnLine. 2015. Vol. 48. No. 10. P. 222–226.
6. King B., Goycoolea M., Newman A. Optimizing the open pit-to-underground mining transition // European Journal of Operational Research. 2017. Vol. 257. No. 1. P. 297–309.
7. Epstein R., Goic M., Weintraub A., Catalan J., Santibanez P., et al. Optimizing long-term production plans in underground and open-pit copper mines // Operations Research. 2012. Vol. 60. No. 1. P. 4–17.
8. Sebutsoe T. C., Musingwini C. Characterizing a mining production system for decision-making purposes in a platinum mine // The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2017. Vol. 117. P. 199–206.
9. Яковлев В. Л., Соколов И. В., Саканцев Г. Г., Кравчук И. Л. Исследование переходных процессов при комбинированной разработке рудных месторождений // Горный журнал. 2017. № 7. С. 46–50.
10. Лоскутова О. В. Управление риском и экономической устойчивостью горных предприятий на основе теории нечетких множеств. М.: Недра Коммюникейшенс Лтд, 2004. 196 с.
11. Дорофеева В. В. Адаптация предприятий в конкурентной среде. Иркутск: БГУЭП, 2011. 107 с.
12. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В. Принципы формирования и критерий оценки геотехнологической стратегии освоения переходных зон рудных месторождений подземным способом // ГИАБ. 2017. № 9. С. 151–160.
13. Душин А. В., Такташкин Б. А. Экономическая оценка минерально-сырьевого потенциала твердых полезных ископаемых с учетом национального ресурсного режима // Экономика региона. 2013. № 1. С. 88–95.
14. Долгова И. В., Шкарпетина Е. В., Урумова Ф. М. Развитие горных регионов в программе импортозамещения // Известия УГГУ. 2018. № 3 (51). С. 150–154.
15. Medvedev A., Sokolov I., Gobov N., Smirnov A. Cleaner production in mining industry: a flowsheet for underground mining of iron ore deposit // 14th SGEM GeoConference on Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining, SGEM2014 GeoConference Proceedings. 2014. Book 1. Vol. 3. P. 85–90.

Поступила в редакцию 17 мая 2019 года

Сведения об авторах:

Смирнов Алексей Алексеевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: geotech910@yandex.ru
Никитин Игорь Владимирович – научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: geotech910@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-14-20

Justifying the types and methods of adapting the mining technological system of a mining enterprise to changing conditions of underground mining

Aleksei A. Smirnov[1], Igor V. Nikitin[1]
[1] Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Research aim *is to study the process of adapting the mining and technological system of a mining enterprise to the changing external and internal conditions of deep-seated deposits underground mining. By the term mining and technological system of a mining enterprise we mean a set of interrelated technological processes and organizational solutions for mineral extraction from the subsoil and its further dressing.*

Research methodology. *The paper uses a complex method of research, which includes the analysis of conditions and generalization of the experience of underground mining of deep ore and non-metallic deposits, systematization and assessment of conditions and factors affecting the functioning of the mining and technological system of the mining enterprise, the establishment of types and development of adaptation methods based on the method of scientific induction.*

Results. *The substantiation of types (micro- and macroadaptation) and methods (reservation or diversification of production, regulation or modernization of production, organizational changes or restructuring) of adaptation of mining and technological system of the mining enterprise to the changing external economic (market), natural (mining and geological), production (technological), social and*

environmental conditions of underground mining of deep-seated deposits on the basis of accounting and management of factors causing transition processes.
Results application area. *The results can be used in the feasibility study and design of mining and technological systems of mining enterprises with underground method of ore mining (for example, in the mining of deep-seated iron ore deposits).*

Key words: *deep-seated deposit; underground mining; adaptation; transition process; systematization; economic stability.*

Acknowledgements: The article has been prepared following the researches for the project 18-5-5-10 of UB RAS Program for basic research.

REFERENCES

1. Trubetskoi K. N., Chanturiia V. A., Kaplunov D. R., Rylnikova M. V. *Integrated development of deposits and deep mineral refining*. Moscow: Nauka Publishing; 2010. (In Russ.)
2. Iakovlev V. L., Kornilkov S. V. Methodological features of subsoil development at the modern stage. *Vestnik UrO RAN. Nauka. Obshchestvo. Chelovek = Bulletin of UB RAS. Science. Society. Man*. 2013; 4: 43–49. (In Russ.)
3. Sokolov I. V., Antipin Iu. G., Nikitin I. V., Baranovskii K. V., Rozhkov A. A. Survey on underground geotechnology during transition to the development of deep reserves of inclined copper pyrite deposits. *Izvestiya Uralskogo Gosudarstvennogo Gornogo Universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2016; 2 (42): 47–53. (In Russ.)
4. Boguslavskii E. I., Minaev Iu. L., Minaev D. Iu. Deep ore deposits technology design. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2007; 172: 158–161. (In Russ.)
5. Thrybom L., Neander J., Hansen E., Landemas K. Future challenges of positioning in underground mines. *IFAC-PapersOnLine*. 2015; 48 (10): 222–226.
6. King B., Goycoolea M., Newman A. Optimizing the open pit-to-underground mining transition. *European Journal of Operational Research*. 2017; 257 (1): 297–309.
7. Epstein R., Goic M., Weintraub A., Catalan J., Santibanez P., et al. Optimizing long-term production plans in underground and open-pit copper mines. *Operations Research*. 2012; 60 (1): 4–17.
8. Sebutsoe T. C., Musingwini C. Characterizing a mining production system for decision-making purposes in a platinum mine. The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2017; 117: 199–206.
9. Iakovlev V. L., Sokolov I. V., Sakantsev G. G., Kravchuk I. L. Transient studies under the integrated ore development. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2017; 7: 46–50. (In Russ.)
10. Loskutova O. V. *Managing the risks and economic stability of mining enterprises based on the fuzzy sets theory*. Moscow: Nedra Kommiunikeishens Ltd Publishing; 2004. (In Russ.)
11. Dorofeeva V. V. *Enterprises adaptation in competitive environment*. Irkutsk: BGUEP Publishing; 2011. (In Russ.)
12. Sokolov I. V., Antipin Iu. G., Nikitin I. V. Basic principles and assessment criteria of technological strategy for underground mining in transition zones. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 9: 151–160. (In Russ.)
13. Dushin A. V., Taktashkin B. A. Economic evaluation of mineral resources potential of solid minerals with a view to the national resource mode. *Ekonomika regiona = Economy of Region*. 2013; 1: 88–95. (In Russ.)
14. Dolgova I. V., Shkarpetina E. V., Urumova F. M. Development of mountain regions in the program of import substitution. *Izvestiya Uralskogo Gosudarstvennogo Gornogo Universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2018; 3 (51): 150–154. (In Russ.)
15. Medvedev A., Sokolov I., Gobov N., Smirnov A. Cleaner production in mining industry: a flowsheet for underground mining of iron ore deposit. In: *14th SGEM GeoConference on Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining, SGEM2014 GeoConference Proceedings*. 2014; 1 (3): 85–90.

Received 17 May 2019

Information about authors:

Aleksei A. Smirnov – PhD (Engineering), senior researcher of the Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining UB RAS. E-mail: geotech910@yandex.ru
Igor V. Nikitin – researcher of the Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining UB RAS. E-mail: geotech910@yandex.ru

Для цитирования: Смирнов А. А., Никитин И. В. Обоснование типов и методов адаптации горно-технологической системы горного предприятия к изменяющимся условиям подземной разработки // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 14–20. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-14-20
For citation: Smirnov A. A., Nikitin I. V. Justifying the types and methods of adapting the mining technological system of a mining enterprise to changing conditions of underground mining. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 14–20 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-14-20

УДК 622.271.333 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-21-30

Automatic analysis of pit slope stability in clays of quaternary sediments

Mikhail M. Karablin[1]*, Dmitrii V. Guriev[2], Sergei M. Prostov[2], Iurii V. Lesin[2]
[1] Siberian Branch of the Interdisciplinary Research Centre VNIMI, Prokopyevsk, Kemerovo region, Russia
[2] Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russia
e-mail: karablin.mm@gmail.com

Abstract

Introduction. *Preventing landslides of slopes formed by sand and clay of quaternary sediments with a thickness of 40–50 m is an essential task of opencast mining. Possessing significant stability at natural moisture content, rocks drop soil strength in water saturated condition. In some instances, it may cause disequilibrium in the marginal rock mass. The maintenance of slopes (pit edges, waste dumps, dams, mounds, etc.) stability is the most basic requirement imposed on mining enterprises today.*

Research aim *is to improve the accuracy of slopes stability analysis by means of automatic search of the most strained glide surface with the lowest value of slope stability safety factor, both at the design stage and at the stage of emergency control associated with slope stability violation.*

Methodology. The method of analyzing slope stability in the main computational models, including models with low-angle concordant bedding of a natural plane of weakness. The algorithm was implemented by an analytical simulation method in Stable slope (Russ. Ustoichivyi bort) software package.

Results. *Based on the data from slope stability analysis at a polymetallic mine in Altay krai, a graph of slope angle versus slope height in quaternary sediments has been built for various values of the angle of incidence for the contact "quaternary sediments–underlying bedrock".*

Summary. *Slope design procedure involves making laborious polycyclic calculations associated with the selection of the resultant angles of slopes, which will provide stability, for the specified height, mine and geological conditions and physical-mechanical characteristics of the marginal rock mass. Automatic analysis with Stable slope software makes it possible to improve stable slopes parameters computational accuracy when designing mining, by means of an option of searching for the most strained glide surface. Further fundamental improvement of analysis accuracy is possible with 2D geological models of slopes substituted for 3D models with slope stability factor determination by the most critical area. Such 3D models may be developed by geologic sections and geophysical sounding in the areas with abnormal density and water saturation. Besides, analysis accuracy may be improved if the model is developed as far as the real contour of mine profile, lithological types of rock, variability of physical-mechanical properties of rock are concerned.*

Key words: *ground slopes; stability; computational automation; safety factor; limiting equilibrium; back calculation; physical and mechanical properties of soils.*

Introduction. The maintenance of slopes stability is the basic requirement imposed on mining enterprises today [1]. Preventing landslides of slopes formed by clay of quaternary sediments with a thickness of 40–50 m is an essential task. Possessing significant stability at natural moisture content, rocks drop soil strength in water saturated condition. In some instances, it may cause disequilibrium in the marginal rock mass [2, 3].

Charles-Augustin de Coulomb laid the theoretical substantiation of stability computation by formulating the main principles of the limiting equilibrium theory and proved its application to engineering problems. Limiting equilibrium calculation methods were developed by national (V. V. Sokolovskii, S. S. Golushkevich, N. N. Maslov, R. R. Chugaev, G. M. Shakhuniants, V. T. Sapozhnikov, G. L. Fisenko, etc.) and foreign (N. R. Morgenstern, N. Janby, E. Spenser, V. Fellenius, A. Bishop, and Y. M. Cheng and C. K. Lau) scientists [4–8].

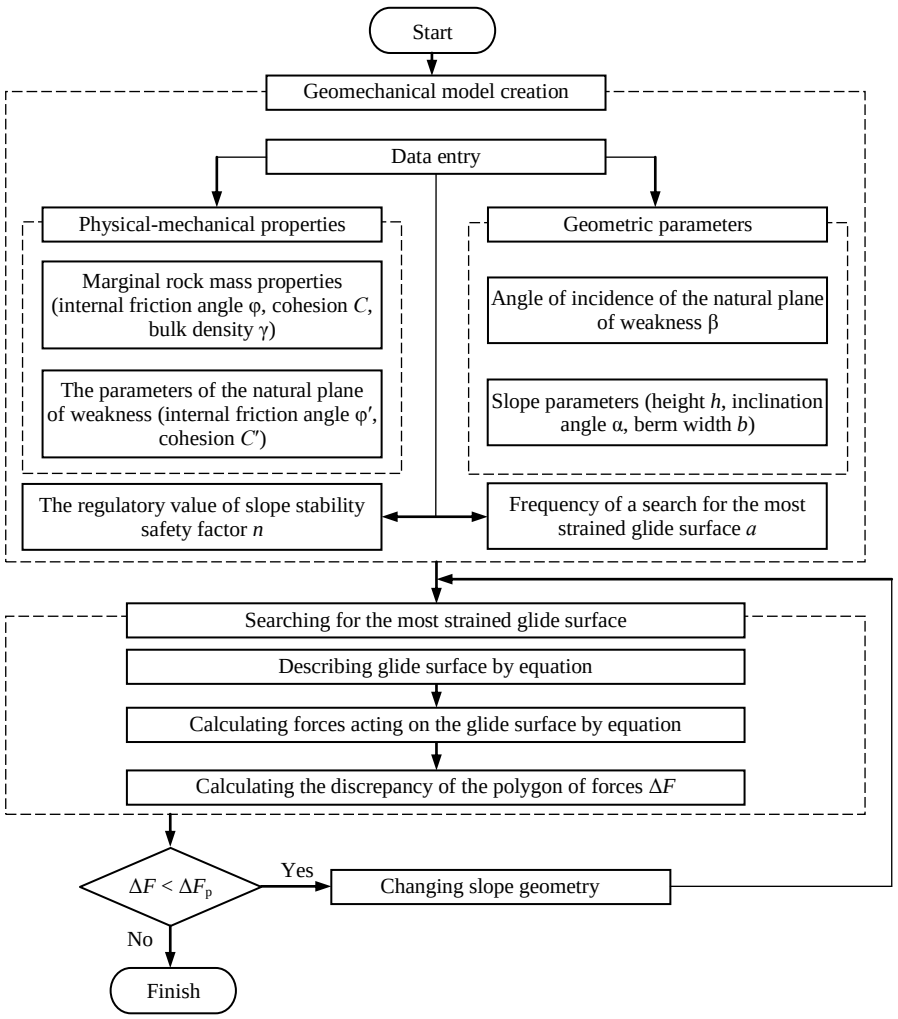

Fig. 1. Algorithm of a soil slope stability analysis
Рис. 1. Алгоритм прогноза устойчивости грунтового откоса

At the present time, a range of software programs has been developed based on these methods, making it possible to quickly assess the stability of slopes in various engineering and geological conditions. GeoStudio Slope/W, Galena, Geo5, GeoStab, RS Slide are the best known [8–11].

The basic idea of the specialized software application can be described by a general algorithm. Firstly, a geometry model of a slope is built: the height and the angle of slope, from which the program automatically builds the section, are specified analytically, and the section is simulated in a vector editor graphically. Secondly, geological conditions are simulated, for instance, using polygonal objects responsible

for a particular geological object with a minimum set of physical and mechanical characteristics required for calculation, or weighted-average characteristics of layers composing the marginal rock mass are specified. After that, stability is assessed with one of the following methods: Bishop's, Morgenstern-Price's, Shakhuniants', Spenser's, Fellinius', etc. [11–14].

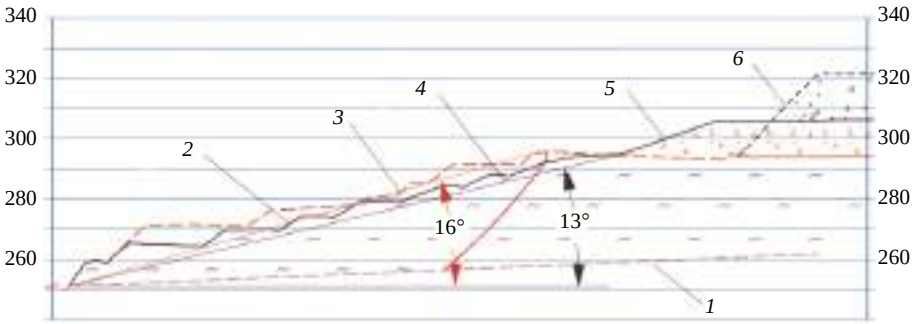

Fig. 2. The section to the back-calculation method:
1 – contact *quaternary sediments–underlying bedrock*; *2* – the position of the slope after the landslide; *3* – the position of the slope before the landslide; *4* – the most strained glide surface in the marginal rock mass; *5* – the position of the waste dump after the landslide; *6* – the position of the waste dump before the landslide

Рис. 2. Сечение к методу обратных расчетов:
1 – контакт *четвертичные отложения–коренные породы*; *2* – положение борта после оползня; *3* – положение борта до оползня; *4* – наиболее напряженная поверхность скольжения в прибортовом массиве; *5* – положение отвала после оползня; *6* – положение отвала до оползня

It should be noted that the *Rules for ensuring the stability of slopes on coal mines* regulate slope stability assessment according to particular schemes, which take into account engineering and geological conditions of a rock mass by the methods of algebraic and vector superposition of forces. The mentioned methods are scarcely used by present-day stability assessment programs [15]. The authors of the article have developed an algorithm of analytically calculating the equilibrium conditions of a system of forces acting on the elements of the potential glide plane design blocks; the conforms with the Rules for ensuring the stability of slopes on coal mines. The algorithm was implemented in Stable slope (Russ. Ustoichivyi bort) software package. The developed software allows calculating the limiting parameters of inclination of a pit slope flat profile by the methods of limiting equilibrium – algebraic and vector superposition of forces (equilibrium polygon) for various mine geological conditions of a marginal rock mass: the lack of planes of weakness concordant with slope, the presence of low-angle and steep natural planes of weakness concordant with the slope and concordant layer occurrence.

Research aim is to improve the accuracy of slopes stability analysis by means of automatic search of the most strained glide surface with the lowest value of slope stability safety factor, both at the design stage and at the stage of emergency control associated with slope stability violation.

Research methodology. When analyzing the stability of slopes, the methods of limiting equilibrium, back calculation, and analytical simulation are used. Back calculation is the most reliable way to determine the shearing resistance of rock in a massif from the mine survey of natural failures. The method is based on the fact that up to the moment of failure, rock equilibrium in a slope is described by the equality of retention (friction and cohesion) forces and shearing forces.

After landsliding, when cohesive forces of the glide surface are no longer in force, there is equilibrium between the caved masses, when shearing forces are balanced only

by frictional forces. Thus, for each block, two equations with two indeterminates, angle of internal friction φ_i and soils adhesion C_i, can be solved.

After that, an algorithm of soil slope stability analysis is considered which is prevailing in the conditions of opencast geotechnology of a computational model with low-angle concordant bedding of a natural plane of weakness by limiting equilibrium method, i.e. vector superposition of forces.

The algorithm includes the following basic stages (fig. 1):

– specifying rock mass physical and mechanical properties, geometric parameters, regulatory value of slope stability safety factor, and the frequency of a search for the most strained glide surface;

– developing potential glide surfaces, calculating forces and building the polygon of forces;

– selecting the most strained glide surface.

Table 1. Physical-mechanical characteristics of rock in quaternary sediments and the indicators of resistance to shear on the contact of rocks

Таблица 1. Физико-механические характеристики пород четвертичных отложений и показатели сопротивления сдвигу по контакту пород

Indicator	Bulk density γ, kN/m^3	Internal friction angle φ, degrees	Cohesion *C*, kN/m^2
Quaternary sediments	19.2	17	17.6
Contact *quaternary sediments–underlying bedrock*	–	8	6.9

The calculation results in the discrepancy ΔF which is compared with the permissible value of ΔF_{p}:

$$\Delta F_{\text{p}} = k\sum_{i=1}^{n}\gamma_i V_i,$$

where k – the error of the grapho-analytical calculation accepted in the range within 0.01–0.02; γ_i – bulk density of soil, kN/m^3; V_i – the volume of the design block, m^3.

With $\Delta F < \Delta F_{\text{p}}$ stability is not ensured with the specified stability safety factor. In this case, the input original data are updated and the calculation is made again.

Compared to the *Rules for ensuring the stability of slopes on coal mines* which restrict the quantity of potential glide surfaces by the labour intensity of hand calculations (not less than three), the developed algorithm allows specifying any frequency of an increment in the width of the possible sliding wedge – the function of search for the most strained glide surface which insures the improvement of slope stability analysis accuracy.

Results. Research object is the north-eastern slope of an open pit in quaternary sediments of a polymetallic ore deposit in Altai krai (the enterprise is not named due to confidentiality concerns). The deposit is mined by opencast, and as of June 2018 the open pit had slope height of about 205 m with the resultant angles of 19°–28°. The upper part of the slope is composed of the strata of quaternary sediments with a thickness of 20 to 44 m with a resultant inclination angle of 10°–30°. The external dumps, Western and Eastern, are situated at the marginal zone of the open pit. The natural relief with pit oriented inclination serves as a base of dumps. The central part of the Eastern dump is piled on the old streambed. The river is shallow, and its upper part dries up in the

summer. Treatment plants are located at the northern edge of the open pit. In June 2017, in the section area (fig. 2), land sliding was recorded in quaternary sediments.

With slope height of 44 m, the resultant angle made up 16°, the angle of incidence for the contact *quaternary sediments–underlying bedrock* made up 2°. Up to June 2018 the slope flattened up to 13°, dragging into the landslide the first 27 m high horizon of the Eastern dump situated in the marginal zone of the open pit at the distance of 70 m from the upper edge.

In the course of engineering and geological investigation, four engineering and geological elements (EGE) have been singled out: EGE 1 – loamy soil of black or black brown color; EGE 2 – loam of hard and low-plastic texture with the veinlets of carbonate salts and patches of ferruginization; EGE 3 – loam of high-plastic texture, yellowish brown with the patches of ferruginization; EGE 4 – loam of fluid-plastic texture, yellowish brown with the patches of ferruginization .

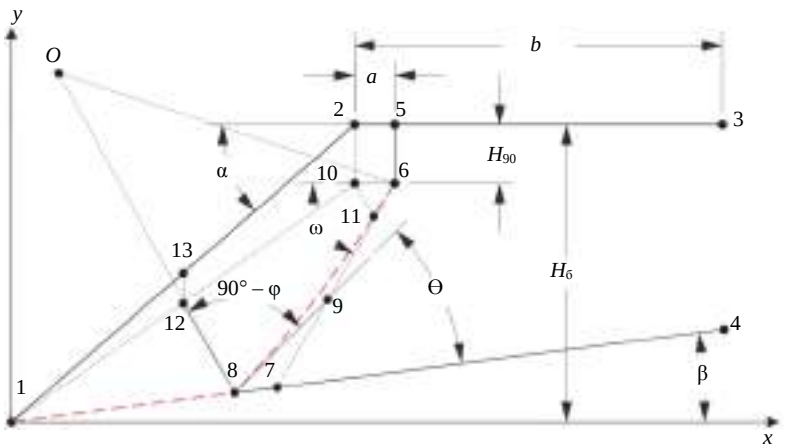

Fig. 3. Section of a slope
Рис. 3. Профиль борта

For engineering and geological elements EGE 2 and EGE 3 composing the greater part of the geological section, the regulatory values of the angle of internal friction φ vary from 21° to 24°, bulk density γ – from 18.5 kN/m^3 to 19.9 kN/m^3 with average values of 22.5°, and 19.2 kN/m^3 correspondingly. The regulatory value of cohesion *C* is 12.7 kN/m^2. For engineering and geological element EGE 4, underlying EGE 2 and EGE 3, the regulatory values of internal friction angle φ, cohesion *C* and bulk density γ correspondingly are 17°, 17.6 kN/m^2 and 19.2 kN/m^3. The analysis of the engineering and geological instigations has shown that the strata of quaternary sediments is composed by the loams from top downward from hard and low-plastic to fluid-plastic texture. The main reason for landslide was the overwetting of quaternary sedimentary rocks. The sources of water are the following: the ancient streambed, treatment plants, rain and melt water. Due to low filtration properties, the water absorbed by clay does not percolate at the slope but increases water saturation up to the complete swelling and transition into free-flowing. Due to rock density reduction, plastic deformations develop, tension joints occur parallel to the edge of the slope, and gradual subsidence of the spalled block is observed. Joints eventually become wider and deeper with further landslide.

With the method of back calculation on section, the indicators of shear resistance on the contact *quaternary sediments–underlying bedrock* (table 1) have been determined.

The calculation of slope parameters is made according to the scheme of low-angle concordant bedding of the contact *quaternary sediments–underlying bedrock* in Stable slope software package.

The section of a slope (fig. 3) in Stable slope software package is built by describing its elements (slope, berm, natural plane of weakness, glide surface) by algebraic equations (table 2).

Table 2. Algebraic equations of slope section elements
Таблица 2. Алгебраические уравнения элементов профиля борта

Slope element	Equation	Key
Slope	$y_i = x_i \mathrm{tg}\alpha_i$	α – slope inclination angle, degrees; H_s – slope height, m; β – the angle of incidence of the natural plane of weakness, degrees
Berm	$y_i = H_s$	
Natural plane of weakness	$y_i = x_i \mathrm{tg}\beta$	

The algebraic equations used to create the section of a slope are limited by the points: 1, 2 – lower and upper edges of the slope; 3 – the border of the terrace (berm); 4 – the border of the natural plane of weakness; 5, 6 – tension joint borders; 6, 7, 8, 9 – points on the tangent lines of the smooth curved part of glide surface. Glide surfaces are built from point 5 along the whole width of berm *b* with the specified value of possible sliding wedge *a*. From the terrace (berm) of a slope, vertical tension joint terrace the size of H_{90} is formed.

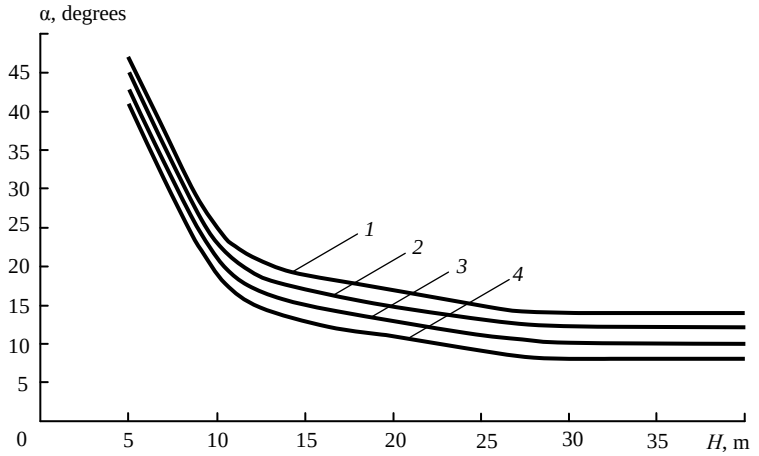

Fig. 4. A graph of slope angle *α* versus slope height *H* in quaternary sediments at the angles of incidence β of *quaternary sediments–underlying bedrock*:
1 – β = 0°; *2* – β = 2°; *3* – β = 4°; *4* – β = 6°
Рис. 4. График зависимости угла откоса α от высоты борта *H* в четвертичных отложениях при углах падения контакта β *четвертичные отложения–коренные породы* в выработку:
1 – β = 0°; *2* – β = 2°; *3* – β= 4°; *4* – β= 6°

In the lower part, glide surface coincides with the natural plane of weakness (between points 1 and 8), in the upper part, circular cylindrical surface (between points 6 and 8) is inscribed between tangent lines at angles ω and θ. The borders of the design blocks are determined by the glade surfaces of the second class: for the first block – points 10 and 11, for the second block – points 8 and 12. At the place of second class glide surface exposure, vertical tension joint terrace is formed (points 2–10 and 13–12). The determination of the vectors of forces acting on possible sliding wedge, as well as

the development of a polygon of forces are also carried out analytically. The calculation results in the discrepancy of the polygon of forces for the specified value of stability coefficient. Closure of the polygon of forces characterizes the equilibrium of retention and shearing forces.

According to the results of the calculation, a plot (fig. 4) showing the dependence between slope angle α and slope height *H* in the quaternary sediments at various angles of incidence for the contact *quaternary sediments–underlying bedrock* with the use of Stable slope software package. The results were compared with the values of stable slopes angles presented in the graph of *Appendix 5* of the *Rules for ensuring the stability of slopes on coal mines* (table 3).

Table 3. Values of inclination angles α according to the developed algorithm and *Appendix 5* of the *Rules for Ensuring the Stability of Slopes on Coal Mines*
Таблица 3. Значения углов откосов α согласно разработанному алгоритму и *Приложению 5 Правил обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах*

H, m	5	10	15	20	25	30	35	40
β = 0°	46.8	25.1	18.9	17.1	15.2	14.3	14.1	13.8
	44.3	19.3	15.2	13.5	12.7	12.6	12.5	12.1
β = 2°	44.8	22.9	16.8	15.1	13.1	12.2	11.9	11.7
	40.0	18.2	14.4	12.9	12.0	11.7	11.6	11.2
β = 4°	42.8	20.9	14.8	13.1	11.1	10.2	9.9	9.7
	35.8	17.1	13.6	12.3	11.5	11.1	10.7	10.3
β = 6°	40.8	18.9	12.8	11.1	9.1	8.2	7.9	7.7
	32.7	16.6	13.3	12.0	11.4	10.9	10.4	9.6

In the numerator – the values calculated with Stable slope software, in the denominator – the values determined according to the graphs of *Appendix 5* of the *Rules.*

A discrepancy between the values obtained with the help of the two methods is 14 %. It is explained by the fact that the graphs of *Appendix 5* of the *Rules for ensuring the stability of slopes on coal mines* are applicable for the conditions when the cohesion of rocks in the transverse direction to bedding *C* is five times as high as the cohesion along the planes of weakness *C′*, consequently, they cannot be applied in the instance under consideration.

Summary. Slope design procedure involves making laborious polycyclic calculations associated with the selection of the resultant angles of slopes, which will provide stability, for the specified height, mine and geological conditions and physical-mechanical characteristics of the marginal rock mass. Automatic analysis with Stable slope software makes it possible to improve stable slopes parameters computational accuracy when designing mining, by means of an option of searching for the most strained glide surface.

Further fundamental improvement of analysis accuracy is possible with 2D geological models of slopes substituted for 3D models with slope stability factor determination by the most critical area. Such 3D models may be developed by geologic sections and geophysical sounding in the areas with abnormal density and water saturation. Besides, analysis accuracy may be improved if the model is developed as far as the real contour of mine profile, lithological types of rock, variability of physical-mechanical properties of rock are concerned.

REFERENCES

1. Mukhametkaliev B. S., Kaliuzhnyi E. S., Siedina S. A., Abdibekov N. K. Geomechanical stabilization of pit slopes stability at the increasing depth. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2018; 4: 27–32. DOI: 10.17580/gzh.2018.04.05. (In Russ.)

2. Bakhaeva S. P. et al. *Slope stability analysis at coal mines*. Tomsk: Tomsk University Publishing; 2015. (In Russ.)

3. Starostina O. V., Dolgonosov V. N., Aliev S. B., Abueva E. V. Study of stability of the benches of the upper horizons of the stationary side of the "Bogatyr" open-pit mine. *Ugol = Coal*. 2019; January: 27–32. (In Russ.)

4. Cheng Y. M., Lau C. K. *Slope stability analysis and stabilization*. CRC Press Taylor & Francis Group, 2014.

5. Zhabko A. V. On problems and modern methods of evaluating the stability of slides on open mountain works. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2018; 3: 96–107. (In Russ.)

6. Zhabko A. V. Theory of calculation of the stability of slopes and bases, slope stability in the field of tectonic, seismic and hydrostatic stresses. *Izvestiya Uralskogo Gosudarstvennogo Gornogo Universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2016; 4 (44): 50–53. (In Russ.)

7. Kharisov T. F. Problem of assessment of the safety factor of the open-pit sides. *Problemy nedropolzovaniia = The Problems of Subsoil Use*. 2018; 3 (18): 108–118. (In Russ.)

8. Digvijay P. Salunkhe, Rupa N. Bartakke, Guruprasd Chvan, Pooja R. Kothavale. An overview on methods for slope stability analysis. *International Journal of Engineering Research & Technology (IJERT)*. 2017; 3 (3): 528–535. DOI: 10.17577/IJERTV6IS030496. (In Russ.)

9. Tsirel S. V., Pavlovich A. A. Problems and development patterns of the methods of geomechanical substantiation of pit slopes parameters. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2017; 7: 39–45. DOI: 10.17580/gzh.2017.07.07. (In Russ.)

10. Baltiyeva A. A., Altayeva A. A., Sedina S. A., Shamganova L. S., Tulebayev K. K. Sarbai mining open pit stable state edges geomechanical monitoring using software Usto4du. *Proc. of the 16th Int. Multidisciplinary Sci. GeoConf. (SGEM 2016)*. New York: Curran Associates. 2016; 2; 2: 525–530.

11. Schlotfeldt P., Elmo D., Panton B. Overhanging rock slope by design: an integrated approach using rockmass strength characterisation, large-scale numerical modelling and limit equilibrium methods. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2018; 10 (1): 72–90.

12. Garmondyu E. Crusoe Jr., Cai Qing-xiang, Shu Ji-sen, Han Liu, Yamah J. Barvor. Effects of weak layer angle and thickness on the stability of rock slopes. *Int. J. Min. & Geo-Eng*. 2016; 50 (1).

13. Nesmeianov B. V., Nesmeianova Iu. B. Task solution for ensurance of slope stability based on the use of integrated strength index on loosening surfaces (given the presence of only longitudinal loosening planes in a sloping rocks mass – "flat" slope stability task solution). *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2016; 1: 32–35. (In Russ.)

14. Nesmeianov B. V., Nesmeianova Iu. B. Task solution for ensurance of slope stability based on the use of integrated strength index on loosening surfaces (given the presence of diversely oriented longitudinal, transverse and diagonal low-angle and steeply-pitching planes of weakness in a sloping rocks mass – "flat" slope stability task solution). *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2016; 2: 35–37. (In Russ.)

15. Zubkov V. V., Zubkova I. A. Comparative analysis of open pit slope stability. *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2017; 2: 50–52. (In Russ.)

Received 6 May 2019

Information about the authors:

Mikhail M. Karablin – senior engineer, Laboratory of Pit Slope Stability, Siberian Branch of the Interdisciplinary Research Centre VNIMI. E-mail: karablin.mm@gmail.com
Dmitrii V. Guriev – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mine Survey and Geology, Kuzbass State Technical University named after T. F. Gorbachev. E-mail: gurevdv@gmail.com
Sergei M. Prostov – DSc (Engineering), professor of the Department of Theoretical and Geotechnical Mechanics, Kuzbass State Technical University named after T. F. Gorbachev. E-mail: psm.kem@mail.ru
Iurii V. Lesin – DSc (Engineering), professor of the Department of Mine Survey and Geology, Kuzbass State Technical University named after T. F. Gorbachev. E-mail: lyuv.geo@kuzstu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-21-30

Автоматизированный прогноз устойчивости борта карьера в глинистых породах четвертичных отложений

Караблин М. М.[1], Гурьев Д. В.[2], Простов С. М.[2], Лесин Ю. В.[2]
[1] Сибирский филиал Межотраслевого научного центра ВНИМИ, Прокопьевск Кемеровской обл., Россия.
[2] Кузбасский государственный технический университет, Кемерово, Россия.

Реферат

Введение. *При открытой геотехнологии весьма важной является задача предотвращения оползней бортов, сложенных песчано-глинистыми породами четвертичных отложений мощностью 40–50 м. Обладая достаточной устойчивостью при естественной влажности, во влагонасыщенном состоянии породы резко снижают прочностные характеристики, что в ряде случаев способно привести к нарушению равновесного состояния прибортового массива. Обеспечение устойчивости откосных сооружений (бортов карьеров, отвалов, дамб, насыпей и др.) является важнейшим требованием, предъявляемым к современным горнодобывающим предприятиям.*

Целью работы *является повышение точности прогноза устойчивости откосов за счет автоматизированного поиска наиболее напряженной поверхности скольжения, которой соответствует наименьшая величина коэффициента запаса устойчивости как на стадии проектирования горных работ, так и при ликвидации аварийных ситуаций, связанных с нарушением устойчивости откосов.*

Методология. *Использована методика прогноза устойчивости откосов основных расчетных схем, в том числе схемы при пологом согласно с откосом залегании естественной поверхности ослабления. Алгоритм реализован посредством аналитического метода моделирования в программном комплексе «Устойчивый борт».*

Результаты. *По результатам прогноза устойчивости борта карьера полиметаллических руд Алтайского края построен график зависимости угла откоса от высоты борта в четвертичных отложениях при естественной влажности для различных значений угла падения контакта «четвертичные отложения–коренные породы».*

Выводы. *Процедура проектирования откосов заключается в выполнении трудоемких многоцикличных расчетов, связанных с подбором для заданной высоты, горно-геологических условий и физико-механических характеристик прибортового массива результирующих углов откосов, при которых будет обеспечиваться устойчивость. Автоматизированный прогноз с помощью программного комплекса «Устойчивый борт» позволяет повысить точность расчета параметров устойчивых бортов при проектировании горных работ за счет функции поиска наиболее напряженной поверхности скольжения. Дальнейшее принципиальное повышение точности прогноза возможно на основе перехода от плоских геологических моделей бортов к объемным с определением коэффициента устойчивости по наиболее опасному сечению. Построение подобных объемных моделей можно реализовать путем формализации данных геологических разрезов и геофизических зондирований зон, аномальных по плотности и влагонасыщенности. Кроме того, повышение точности прогноза возможно при доработке модели в направлении учета реального контура профиля горных работ, литологических типов пород, изменчивости физико-механических свойств пород.*

Ключевые слова: *грунтовые откосы; устойчивость; автоматизация расчета; коэффициент запаса; предельное равновесие; обратные расчеты; физико-механические свойства грунтов.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мухаметкалиев Б. С., Калюжный Е. С., Съедина С. А., Абдибеков Н. К. Геомеханическое обеспечение устойчивости бортов карьера при увеличении глубины // Горный журнал. 2018. № 4. С. 27–32. DOI: 10.17580/gzh.2018.04.05.

2. Прогноз устойчивости откосных сооружений угольных разрезов / С. П. Бахаева [и др.]. Томск: Изд-во Том. ун-та, 2015. 368 с.

3. Старостина О. В., Долгоносов В. Н., Алиев С. Б., Абуева Е. В. Исследование устойчивости уступов верхних горизонтов стационарного борта разреза «Богатырь» // Уголь. 2019. Январь. С. 27–32.

4. Cheng Y. M., Lau C. K. Slope stability analysis and stabilization. CRC Press Taylor & Francis Group, 2014.

5. Жабко А. В. О проблемах и современных методах оценки устойчивости откосов на открытых горных работах // Проблемы недропользования. 2018. № 3. С. 96–107.

6. Жабко А. В. Теория расчета устойчивости откосов и оснований, устойчивость откосов в поле тектонических, сейсмических и гидростатических напряжений // Известия Уральского государственного горного университета. 2016. № 4 (44). С. 50–53.

7. Харисов Т. Ф. Проблема оценки коэффициента запаса устойчивости бортов карьера // Проблемы недропользования. 2018. № 3 (18). С. 108–118.

8. Digvijay P. Salunkhe, Rupa N. Bartakke, Guruprasd Chvan, Pooja R. Kothavale. An overview on methods for slope stability analysis // International Journal of Engineering Research & Technology (IJERT). 2017. Vol. 3. Iss. 3. P. 528–535. DOI: 10.17577/IJERTV6IS030496.

9. Цирель С. В., Павлович А. А. Проблемы и пути развития методов геомеханического обоснования параметров бортов карьеров // Горный журнал. 2017. № 7. С. 39–45. DOI: 10.17580/gzh.2017.07.07.

10. Baltiyeva A. A., Altayeva A. A., Sedina S. A., Shamganova L. S., Tulebayev K. K. Sarbai mining open pit stable state edges geomechanical monitoring using software Usto4du // Proc. of the 16th Int. Multidisciplinary Sci. GeoConf. (SGEM 2016). New York: Curran Associates, 2016. Vol. 2. No. 2. P. 525–530.

11. Schlotfeldt P., Elmo D., Panton B. Overhanging rock slope by design: an integrated approach using rockmass strength characterisation, large-scale numerical modelling and limit equilibrium methods // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2018. Vol. 10. Iss. 1. P. 72–90.

12. Garmondyu E. Crusoe Jr., Cai Qing-xiang, Shu Ji-sen, Han Liu, Yamah J. Barvor. Effects of weak layer angle and thickness on the stability of rock slopes // Int. J. Min. & Geo-Eng. 2016. Vol. 50. No.1.

13. Несмеянов Б. В., Несмеянова Ю. Б. Решение задачи устойчивости откосов на основе использования комплексного показателя прочности по поверхностям ослабления (при наличии в приоткосном массиве только продольных плоскостей ослабления – «плоское» решение задачи устойчивости откосов) // Маркшейдерия и недропользование. 2016. № 1. С. 32–35.

14. Несмеянов Б. В., Несмеянова Ю. Б. Решение задачи устойчивости откосов на основе использования комплексного показателя прочности по поверхностям ослабления (при наличии в приоткосном массиве различно ориентированных продольных, поперечных и диагональных полого и крутопадающих плоскостей ослабления – «объемное» решение задачи откосов) // Маркшейдерия и недропользование. 2016. № 2. С. 35–37.

15. Зубков В. В., Зубкова И. А. Сравнительный анализ критериев устойчивости бортов карьера // Маркшейдерия и недропользование. 2017. № 2. С. 50–52.

Поступила в редакцию 6 мая 2019 года

Сведения об авторах:

Караблин Михаил Михайлович – старший инженер лаборатории устойчивости бортов разрезов Сибирского филиала Межотраслевого научного центра ВНИМИ. E-mail: karablin.mm@gmail.com
Гурьев Дмитрий Витальевич – кандидат технических наук, доцент кафедры маркшейдерского дела и геологии Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: gurevdv@gmail.com
Простов Сергей Михайлович – доктор технических наук, профессор кафедры теоретической и геотехнической механики Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: psm.kem@mail.ru
Лесин Юрий Васильевич – доктор технических наук, профессор кафедры маркшейдерского дела и геологии Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: lyuv.geo@kuzstu.ru

Для цитирования: Караблин М. М., Гурьев Д. В., Простов С. М., Лесин Ю. В. Автоматизированный прогноз устойчивости борта карьера в глинистых породах четвертичных отложений // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 21–30 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-21-30
For citation: Karablin M. M., Guriev D. V., Prostov S. M., Lesin Iu. V. Automatic analysis of pit slope stability in clays of quaternary sediments. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 21–30. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-21-30

УДК 622.83:[528.2:629.78] DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-31-40

Оценка стабильности опорных пунктов как основы для геодинамического мониторинга

Панжин А. А.[1]*, Панжина Н. А.[1]
[1] Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: panzhin@igduran.ru

Реферат

Введение. *Статья посвящена вопросу выбора опорных (исходных) пунктов как основы для геодинамического мониторинга. При этом мониторинг может быть как региональным, например Уральского региона, так и локальным, охватывающим группу месторождений и вмещающий массив.*

Актуальность. *Поскольку массив имеет иерархически блочную структуру и постоянную подвижность, вызванную суммарным воздействием естественных и техногенных факторов, выбор опорных пунктов, свободных от влияния деформационных процессов, является актуальной проблемой.*

Идея работы. *Для фактической оценки пространственно-временной стабильности опорных пунктов предлагается выполнять их геодезическую привязку к глобальным сетям IGS мониторинга с последующим анализом скоростей и направлений их собственных сдвижений относительно соседних пунктов.*

Методология. *На основании полученных данных выявляются наиболее стабильные опорные пункты, их скорости и направления пространственных сдвижений сопоставляются с модельными в системе ITRF2014, при этом устраняется фоновая составляющая.*

Результаты. *Определены фактические векторы сдвижений ряда пунктов геодезической сети IGS и ФАГС и базового пункта административно-бытового комплекса. По результатам серии землетрясений в районе города Катав-Ивановск выполнены исследования НДС массива.*

Выводы. Показано использование предложенного способа оценки пространственно-временной стабильности опорных геодезических пунктов как основы для геодинамического мониторинга.

Ключевые слова: *геодинамический мониторинг; опорные пункты; вектор сдвижения; иерархически блочная структура; деформации.*

Введение. При контроле процесса сдвижения на горнодобывающих предприятиях одним из основных вопросов является выбор и обоснование методики инструментальных измерений. Ключевой проблемой при этом является выбор опорных (исходных) пунктов, пространственное положение которых остается неизменным на весь период мониторинговых наблюдений и свободно от влияния деформационных процессов как естественного (криповые подвижки), так и техногенного (процессы, сопровождающие разработку месторождения) происхождения [1].

Иерархически блочная структура породного массива в условиях нарушения межблочных связей и деформирования среды по границам структурных блоков во многом предопределяет формирование в массиве горных пород напряженно-деформированного состояния (НДС):

– на высоких иерархических уровнях 1-го и 2-го порядков – глобальное поле напряжений геоблоков, реализующееся в виде подвижек тектонических плит;

– на малых уровнях (3-го и ниже порядков) – поле исходных напряжений геоблоков, являющихся вмещающей средой для месторождений полезных ископаемых, при этом масштабная добыча полезных ископаемых из недр Земли зачастую вызывает активизацию внутриплитных геодинамических процессов [2, 3].

Подвижки, вызванные суммарным воздействием естественных и техногенных факторов геодинамических процессов, достигают значительных величин [4].

Методология. Исследованиями в области современной геодинамики с применением современных методов GNSS (сеть IGS), VLBA (РСДБ) радиоинтерферометрии, лазерной космической дальнометрии, радиодальнометрии и др. достаточно подробно изучены движения литосферных плит [5], определены скорости и направления их движения, имеются инструменты для моделирования векторов движений. Пример подобного моделирования приведен на рис. 1.

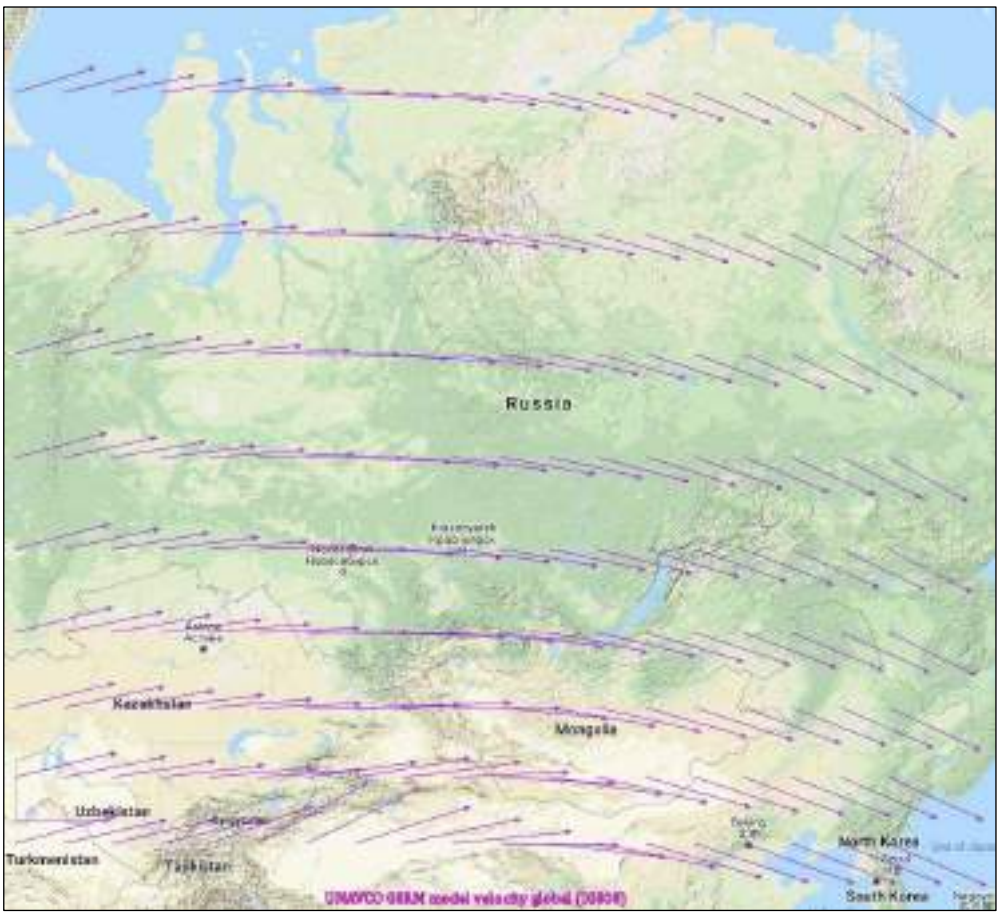

Рис. 1. Модельные векторы сдвижений для восточной части территории России
Fig. 1. Model vectors of displacement for the Eastern part of Russia

При этом в основу моделей заложен равномерный характер распределения величин и направлений векторов смещений, смена азимутов их действия и амплитуд коррелирует с установленными границами литосферных плит [6]. При этом необходимо отметить, что исследования внутриплатформенных современных геодинамических движений в областях, считающихся асейсмичными, носят эпизодический характер [7].

Подобные работы для условий Уральского региона впервые отражены в [8], было отмечено, что векторы сдвижений во внутриплатформенной области имеют различные направления и амплитуды, вследствие чего Уфимский выступ Восточно-Европейской плиты движется на восток, вклиниваясь в Уральскую структуру,

что приводит к накоплению упругих напряжений на границах выступа, которые при своей разрядке могут вызвать достаточно сильные землетрясения.

Указанная работа не нашла своего продолжения, в том числе из-за высокой стоимости и трудоемкости полевых инструментальных измерений, тем не менее в [9] была высказана идея о возможности использования пунктов постоянно действующих GNSS станций (CORS) и опорных реперов наблюдательных станций для исследования современной геодинамики Уральского региона (рис. 2).

Рис. 2. Станции CORS и опорные реперы Уральского региона
Fig. 2. CORS stations and reference benchmarks of the Ural region

Для фактической оценки пространственно-временной стабильности опорных геодезических пунктов как основы для мониторинга деформационных процессов была проведена оценка устойчивости реперных пунктов в окрестностях Олимпиадинского месторождения и карьера «Восточный», которая проводилась с использованием архивных данных спутниковых геодезических наблюдений, выполненных в 2010, 2015 и 2017 гг. на базовой точке Олимпиадинского ГОКа.

Таблица 1. Результаты определения движений базового пункта АБК (Еруда) и пунктов постоянно действующих станций в глобальной системе координат ITRF2014

Table 1. The results of determining the displacements of the base point of temporary accommodation facilities (Eruda) and the points of regular stations in ITRF2014 global coordinates

Пункт	Координаты ITRF2014, B/L			Сдвижения, Δмм/α°			Сдвижения, Δмм/сут		
	10.06.2010 (S0)	10.07.2015 (S1)	21.11.2017 (S2)	(S0)-(S1)	(S1)-(S2)	(S0)-(S2)	(S0)-(S1)	(S1)-(S2)	(S0)-(S2)
ABK	59 53 28.83432N	59 53 28.83366N	59 53 28.83322N	132	57	188	0,071	0,066	0,069
	82 54 34.16340E	92 52 59.80574E	92 52 59.80930E	99,0	104,0	100,5			
ARTU	56 25 47.35871N	56 25 47.35968N	56 25 47.36017N	131	62	193	0,071	0,072	0,071
	58 33 37.65245E	58 33 37.65993E	58 33 37.66343E	77,0	76,0	76,5			
NRIL	69 21 42.59961N	69 21 42.59925N	69 21 42.59909N	114	52	165	0,061	0,060	0,061
	88 21 35.22127E	88 21 35.23167E	88 21 35.23639E	95,5	95,5	95,5			
YAKT	62 01 51.45384N	62 01 51.45180N	62 01 51.45091N	115	53	168	0,062	0,061	0,062
	129 40 49.09842E	129 40 49.10505E	129 40 49.10818E	123,0	121,0	122,5			
TIXI	71 38 04.10283N	71 38 04.10096N	71 38 04.10006N	100	45	144	0,054	0,052	0,053
	128 51 59.12356E	128 51 59.13191E	128 51 59.13551E	125,5	128,5	126,5			
NOVM	55 01 49.80362N	55 01 49.80335N	55 01 49.80339N	128	67	195	0,069	0,077	0,072
	82 54 34.16340E	82 54 34.17064E	82 54 34.17440E	94,0	89,0	92,0			
NOYA	63 11 09.10776N	63 11 09.10788N	63 11 09.10798N	126	56	183	0,068	0,065	0,067
	75 26 56.22344E	75 26 56.23249E	75 26 56.23653E	88,5	87,0	88,0			
EKTR	56 52 39.20000N	56 52 39.20075N	56 52 39.20097N	148,0	59,0	207,0	0,080	0,068	0,076
	60 40 53.94414E	60 40 53.95279E	60 40 53.95629E	81,0	83,5	81,5			
CP				120,9	56,0	176,6	0,065	0,065	0,064
				100,4	100,1	100,2			

Результаты. В работе были использованы данные долговременных многочасовых измерений на базовой точке Олимпиадинского ГОКа для ее геодезической привязки к пунктам Международной геодезической сети IGS и пунктам ФАГС в глобальной системе координат ITRF2014 (рис. 3). Была выполнена точная геодезическая привязка базовой точки Олимпиадинского ГОКа к пунктам Международной геодезической сети IGS и пунктам ФАГС в глобальной системе координат ITRF2014, результаты которой приведены в табл. 1.

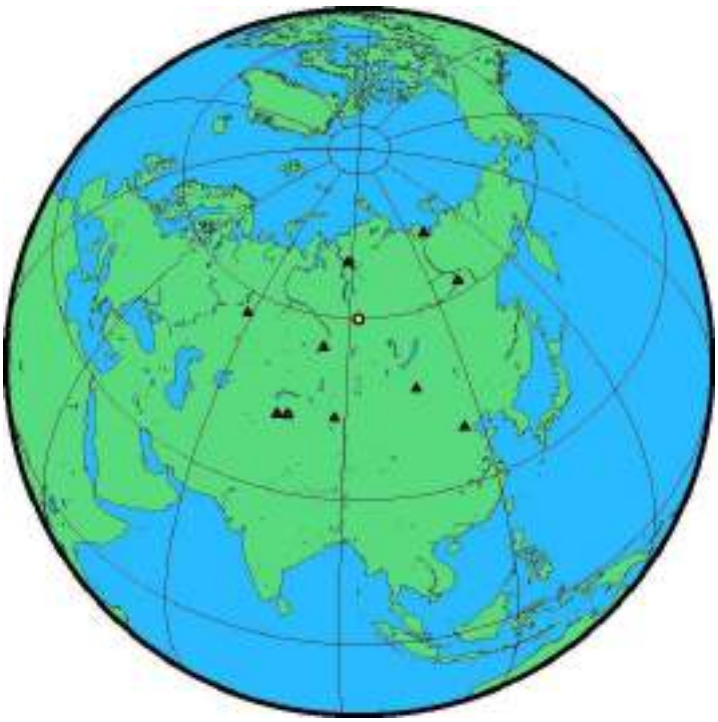

Рис. 3. Схема привязки базовой точки Олимпиадинского ГОКа к пунктам IGS
Fig. 3. The scheme of referencing Olympiadinsky GOK base point to IGS stations

Данный анализ выполнялся с целью определения устойчивости и исключения в дальнейших расчетах и построениях влияния собственных движений базового пункта административно-бытового комплекса (АБК), поскольку, как отмечается в ряде исследований, даже в асейсмичных областях выделяются зоны «суперинтенсивных деформаций», в которых пространственные координаты реперов могут изменяться в широких пределах [10].

Для определения абсолютных координат пункта АБК Олимпиадинского ГОКа и их изменений во времени использовались данные долговременных многочасовых измерений, выполненных непосредственно на пункте АБК, пунктах Международной геодезической сети IGS (Арти, Норильск, Якутск, Тикси, Новосибирск) и пунктах ФАГС (Екатеринбург, Ноябрьск) [11]. Для определения координат использовался сервис AUSPOS, полученные координаты пунктов в каждой серии (S0, S1 и S2) усреднялись, между сериями определялись сдвижения, азимут вектора сдвижений и скорости.

Полученные результаты анализировались в табличном (табл. 1) и графическом виде (рис. 4). Отмечается общая согласованность в сдвижениях указанных пунк-

тов, без проявлений аномального характера деформирования [12]. Фактические параметры сдвижений пунктов сравнивались с модельными расчетами UNAVCO глобальных движений верхней части земной коры (рис. 1).

Разность скоростей современных геодинамических движений для исследуемого участка составляет 18,2 мм/год в направлении ΔN (север-юг), 22,2 мм/год в направлении ΔE (запад-восток) и 22,2 мм/год по ΔH (высота).

Рис. 4. Фактические векторы сдвижений пунктов Международной геодезической сети IGS, пунктов ФАГС и базового пункта АБК
Fig. 4. Actual vectors of displacements of IGS and FAGS stations and the base point of temporary accommodation facilities

Модельные скорости сдвижения пунктов в районе карьера «Восточный» составляют 26,3 мм/год, азимут вектора сдвижений – 91°, что достаточно хорошо коррелирует с фактическими данными: скорость сдвижений 26,3 мм/год, азимут вектора сдвижений – 100,5°. Небольшие расхождения модельных и фактических данных обусловлены скорее всего низкой плотностью на территории Сибири сети пунктов Международной геодезической сети IGS, данные которой используются UNAVCO для построения глобальной геодинамической модели движений верхней части земной коры. Таким образом, можно сделать вывод о стабильности долговременного неизменного положения базового пункта АБК в глобальной системе координат ITRF2014 и считать его устойчивым для последующих геодезических построений. С другой стороны, из табл. 2 видно, что имеется определенная несогласованность в направлениях и амплитудах векторов сдвижений, а также несоответствие фактических и модельных данных по их скоростям.

На втором этапе выполнялись аналогичные исследования для условий Южного Урала в связи с необходимостью диагностики НДС массива, изменение которого произошло в результате серии землетрясений в районе города Катав-Ивановск в сентябре 2018 г. Схема расположения ближайших к эпицентру землетрясения действующих GNSS станций Южного Урала и тектоническая

схема района приведены на рис. 5. Результаты определения скоростей современных геодинамических движений Южного Урала в системе ITRF-2014 приведены в табл. 3.

Для условий Южного Урала разность скоростей современных геодинамических движений составляет 6,2 мм/год в направлении ΔN (север-юг), 13,0 мм/год в направлении ΔE (запад-восток) и 1,9 мм/год по ΔH (высота). По сравнению с данными, полученными для территории северо-востока России, разности скоростей

Таблица 2. Скорости современных геодинамических движений, определенные для территории северо-востока России в глобальной системе координат
Table 2. The velocities of modern geodynamic movements defined for the Northeastern Russia in global coordinates system

Город	Сеть	Станция	ΔT, сут	ΔN, мм/год	ΔE, мм/год	ΔH, мм/год
Арти	IGS	ARTU	2721	6,0	45,5	0,2
Норильск	ФАГС	NRIL	2721	–2,1	62,7	2,1
Якутск	IGS	YAKT	2721	–12,1	40,5	2,0
Тикси	IGS	TIXI	2721	–11,5	49,5	1,2
Новосибирск	IGS	NOVM	2721	–1,0	45,6	16,8
Ноябрьск	ФАГС	NOYA	2721	0,9	54,3	–3,6
Екатеринбург	ФАГС	EKTR	2721	4,0	50,4	–0,1
Еруда	CORS	ABK	2721	–4,5	49,6	–2,6
Еруда	Модель UNAVCO			–3,4	26,0	

ITRF-2014. Составил А. А. Панжин, ИГД УрО РАН, 2018 г.

меньше в горизонтальной плоскости в 2–3 раза, по высоте – в 10 раз, однако при их сравнении необходимо также учитывать и масштабный фактор, с учетом которого приведенные разности скоростей будут значительно выше для локальных участков.

Таблица 3. Скорости современных геодинамических движений, определенные для территории Южного Урала в глобальной системе координат
Table 3. The velocities of modern geodynamic movements defined for the Southern Urals in global coordinates system

Город	Сеть	Станция	ΔT, сут	ΔN, мм/год	ΔE, мм/год	ΔH, мм/год
Б-Устькинское	CORS	BUST	733	7,4	45,5	–0,6
Фершампенуаз	CORS	FRSH	652	10,2	37,4	0,4
Иглино	CORS	IGLI	733	9,7	38,9	–1,5
Магнитогорск	CORS	MAGN	733	5,7	42,8	–0,6
Арти	IGS	ARTU	733	5,9	43,4	–1,1
Челябинск	CORS	CHEL	730	7,2	44,1	–0,2
Екатеринбург	ФАГС	EKRT	2721	4,0	50,4	–0,1

ITRF-2014. Составил А. А. Панжин, ИГД УрО РАН, 2018 г.

Выводы. Таким образом, экспериментально установлено, что предложенный способ оценки пространственно-временной стабильности опорных геодезических пунктов как основы для мониторинга деформационных процессов может быть использован в двух случаях.

Во-первых, при наличии на исследуемом участке долговременного пункта GNSS-сети, на котором возможно выполнение повторных измерений на большом пространственно-временном интервале. Отдельными экспериментами установлено, что для ослабления дисперсии временной промежуток должен составлять более года. При наличии нескольких серий измерений возможно сравнение азимутов и амплитуд криповых движений долговременного пункта GNSS-сети с целью определения характера его полного пространственного смещения (см. табл. 1 и рис. 4), который может быть как равномерным, так и невыдержанным.

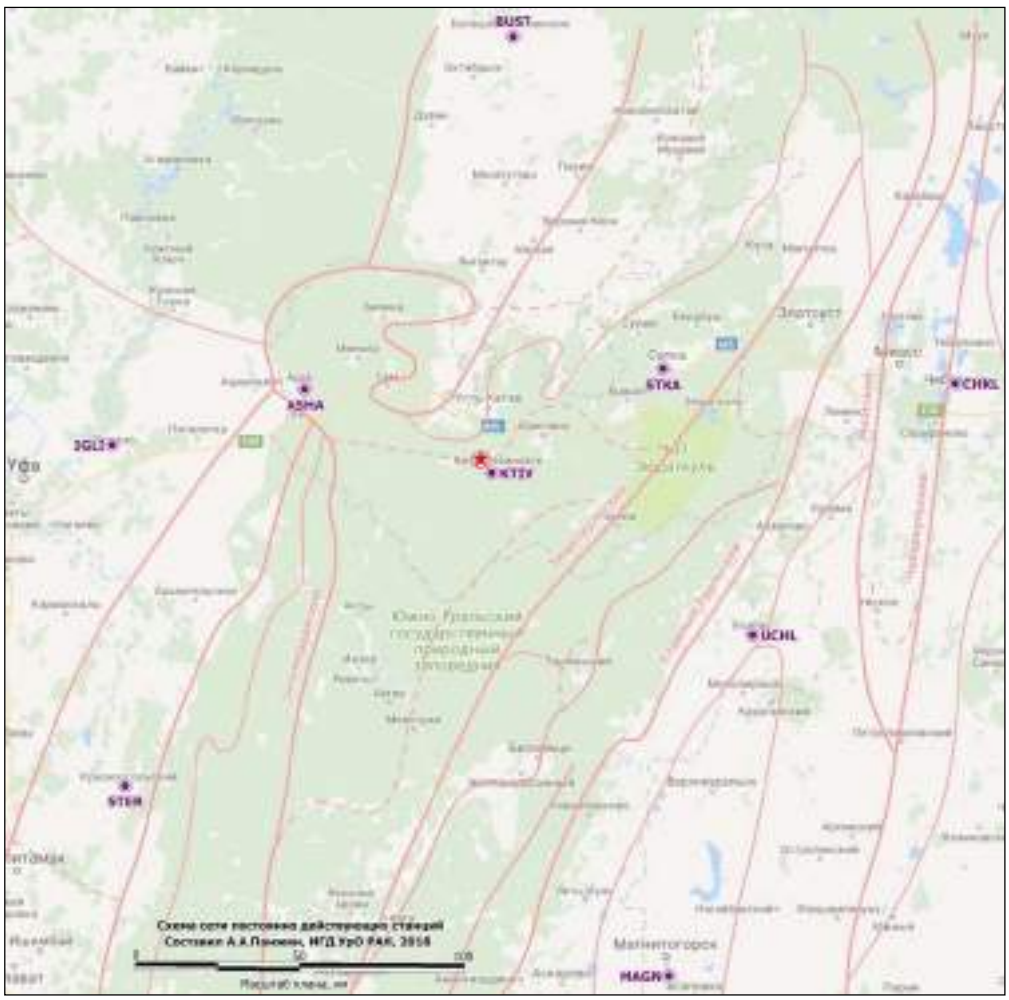

Рис. 5. Тектоническая схема района и расположение ближайших к эпицентру землетрясения действующих GNSS-станций Южного Урала
Fig. 5. Tectonic map of the region and the location of currently operating Southern Ural GNSS stations nearest to the earthquake focus

Во-вторых, при оценке изменения напряженно-деформированного состояния массива на средних пространственно-временных базах, например Уральского региона, на основе анализа разности скоростей, азимутов и амплитуд криповых движений постоянно действующих GNSS-станций – определение направлений векторов сдвижений, тензоров деформаций и напряжений, установления характера движений (прямолинейный или ротационный), определения дифференциальных характеристик векторного поля (источника и стока деформационного поля).

Статья подготовлена в рамках выполнения государственного задания ИГД УрО РАН по теме № 0328-2019-0005.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Панжин А. А. Решение проблемы выбора опорных реперов при исследовании процесса сдвижения на объектах недропользования // Маркшейдерия и недропользование. 2012. № 2 (58). С. 51–54.
2. Кузьмин Ю. О. Современная геодинамика опасных разломов // Физика Земли. 2016. № 5. С. 87–101.
3. Sainoki A., Mitri H. S. Dynamic behavior of mining-induced fault slip // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. 2014. Vol. 66. P. 19–29.
4. Панжин А. А. Исследование сдвижений земной поверхности при разработке месторождений с применением площадных инструментальных методов // Известия вузов. Горный журнал. 2009. № 2. С. 69–74.
5. Yan Bao, Wen Guo, Guoquan Wang et al. Millimeter-accuracy structural deformation monitoring using stand-alone GPS // Journal of Surveying Engineering. 2017. Vol. 144. P. 242–251.
6. Yigit C. O., Coskun M. Z., Yavasoglu H. et al. The potential of GPS precise point positioning method for point displacement monitoring: A case study // Measurement. 2016. Vol. 91. P. 398–404.
7. Кузьмин Ю. О. Современная аномальная геодинамика асейсмичных разломных зон // Вестник отделения геологии, геофизики, геохимии и горных наук Российской академии наук. 2002. № 1. С. 1–27.
8. Уткин В. И., Белоусова А. А., Тягунов Д. С., Баландин Д. В. Исследование геодинамики северного и среднего Урала по данным GPS // Доклады Академии наук. 2010. Т. 431. № 2. С. 246–251.
9. Панжин А. А. Исследование геодинамических движений CORS для обоснования методики контроля процесса сдвижения на месторождениях Уральского региона // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2015. № 1 (49). С. 22–26.
10. Кузьмин Ю. О. Геодинамический мониторинг объектов недропользования // Гео-Сибирь. 2006. Т. 3. № 1. С. 33–42.
11. Вдовин В. С., Дворкин В. В., Карпик А. П. Проблемы и перспективы развития активных спутниковых геодезических сетей в России и их интеграции в ITRF // Вестник СГУГиТ. 2018. Т. 23. № 1. С. 6–27.
12. Kodama J., Miyamoto T., Kawasaki S. et al. Estimation of regional stress state and Young's modulus by back analysis of mining-induced deformation // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. 2013. Vol. 63. P. 1–11.

Поступила в редакцию 18 февраля 2019 года

Сведения об авторах:

Панжин Андрей Алексеевич – кандидат технических наук, ученый секретарь Института горного дела УрО РАН. E-mail: panzhin@igduran.ru
Панжина Наталия Александровна – младший научный сотрудник лаборатории сдвижения горных пород Института горного дела УрО РАН. E-mail: panzhina@bk.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-31-40

Evaluation of geodetic reference points stability as a basis for geodynamic monitoring

Andrei A. Panzhin[1], Nataliia A. Panzhina[1]
[1] Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. *The article is dedicated to the choice of reference (source) points as a basis for geodynamic monitoring. Monitoring can be both regional, of the Ural region, for instance, and local, covering a group of deposits and an enclosing massif.*
Relevance. *As soon as a massif has got a hierarchical and blocky structure and constant mobility, caused by the total effect from natural and technogenic factors, the choice of reference points, which are free from the effect of strains, is a relevant problem.*
The idea of the research. *For actual estimate of the spatial-temporal stability of the reference points, it is proposed to establish a geodetic tie to the IGS global network with further analysis of velocities and directions of their proper movements relative to the neighboring points.*
Methodology. *Based on the obtained data, the most stable reference points are detected; their velocities and directions of spatial displacements are compared with the model ones in ITRF2014 system, the background being eliminated.*
Results. *Actual displacement vectors have been determined for a range of IGS and FAGS stations and the base point of temporary accommodation facilities. According to the outcome of a series of earthquakes in the neighborhood of the town of Katav-Ivanovsk, the stress-strain state of the massif has been examined.*

Summary. *The article reveals the way of applying the proposed method of spatial-temporal stability evaluation of geodetic reference points as a basis for geodynamic monitoring.*

Key words: *geodynamic monitoring; reference points; displacement vector; hierarchical and blocky structure; strains.*

Acknowledgements: Research has been carried out under the government contract of IM UB RAS, theme no. 0328-2019-0005.

REFERENCES

1. Panzhin A. A. The solution of the problem of reference checkpoints selection during the research of the displacement process at subsoil management objects. *Marksheideriia i nedropolzovanie = Mine Surveying and Subsurface Use*. 2012; 2 (58): 51–54. (In Russ.)
2. Kuzmin Iu. O. Recent geodynamics of dangerous faults. *Fizika Zemli = Izvestiya, Physics of the Solid Earth*. 2016; 5: 87–101. (In Russ.)
3. Sainoki A., Mitri H. S. Dynamic behavior of mining-induced fault slip. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. 2014; 66: 19–29.
4. Panzhin A. A. Investigation of displacement of the earth's surface in deposits development applying areal instrumental methods. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2009; 2: 69–74. (In Russ.)
5. Yan Bao, Wen Guo, Guoquan Wang et al. Millimeter-accuracy structural deformation monitoring using stand-alone GPS. *Journal of Surveying Engineering*. 2017; 144: 242–251.
6. Yigit C. O., Coskun M. Z., Yavasoglu H. et al. The potential of GPS precise point positioning method for point displacement monitoring: A case study. *Measurement*. 2016; 91: 398–404.
7. Kuzmin Iu. O. Recent anomalous geodynamics of aseismic fault zones. *Vestnik otdeleniia geologii, geofiziki, geokhimii i gornykh nauk Rossiiskoi akademii nauk = Bulletin of the Department of Geology, Geophysics, Geochemistry and Mining of the Russian Academy of Science*. 2002; 1: 1–27. (In Russ.)
8. Utkin V. I., Belousova A. A., Tiagunov D. S., Balandin D. V. Study of geodynamics of the Northern and Middle Urals according to GPS. *Doklady Akademii nauk = Proceedings of the Russian Academy of Sciences*. 2010; 431 (2): 246–251. (In Russ.)
9. Panzhin A. A. Study of CORS geodynamic movements to substantiate control methods of the displacement process in deposits of the Ural region. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta im. G. I. Nosova = Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2015; 1 (49): 22–26. (In Russ.)
10. Kuzmin Iu. O. Geodynamic monitoring of subsoil assets. *Geo-Sibir = GEO-Siberia*. 2006; 3 (1): 33–42. (In Russ.)
11. Vdovin V. S., Dvorkin V. V., Karpik A. P. et al. Current state and future development of active satellite geodetic networks in Russia and their integration into ITRF. *Vestnik SGUGiT = Vestnik SSUGT*. 2018; 23 (1): 6–27. (In Russ.)
12. Kodama J., Miyamoto T., Kawasaki S. et al. Estimation of regional stress state and Young's modulus by back analysis of mining-induced deformation. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. 2013; 63: 1–11.

Received 18 February 2019

Information about authors:

Andrei A. Panzhin – PhD (Engineering), scientific secretary, Institute of Mining UB RAS. E-mail: panzhin@igduran.ru
Nataliia A. Panzhina – senior researcher, Laboratory of Rocks Displacement, Institute of Mining UB RAS. E-mail: panzhina@bk.ru

Для цитирования: Панжин А. А., Панжина Н. А. Оценка стабильности опорных пунктов как основы для геодинамического мониторинга // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 31–40. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-31-40
For citation: Panzhin A. A., Panzhina N. A. Evaluation of geodetic reference points stability as a basis for geodynamic monitoring. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 31–40 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-31-40

УДК 622.02 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-41-50

Определение степени удароопасности скальных горных пород по результатам испытаний при одноосном сжатии

Козырев А. А.[1], Кузнецов Н. Н.[1]*, Федотова Ю. В.[2], Шоков А. Н.[3]
[1] Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Россия
[2] Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия
[3] Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург, Россия
e-mail: nikavalon@mail.ru

Реферат

Введение. *На данный момент основной подход отнесения горных пород к удароопасным заключается в анализе их полной кривой деформирования и определении запредельных деформационных и энергетических параметров в условиях одноосного сжатия. Недостатком такого подхода является необходимость проведения исследований на специализированных жестких прессах, возможность приобретения которых ограничена их высокой стоимостью и единичным количеством изготовления.*

Цель работы. *Целью данной работы является сравнение результатов определения степени удароопасности скальных горных пород Хибинского и Ковдорского массивов Мурманской области по предлагаемой методике анализа допредельных кривых деформирования пород и по методике анализа полных кривых деформирования, полученных с использованием жестких прессов.*

Методология. *Экспериментально изучены энергетические параметры и характеристики деформирования скальных горных пород, определены параметры и характеристики их удароопасности. Предложена более простая методика определения степени удароопасности пород, исходя из анализа их кривой деформирования на допредельном участке, а также величин накопленной упругой энергии до предела прочности. Для этого не требуется испытательных прессов с повышенной жесткостью, а лабораторные исследования выполняются на обычном оборудовании стандартными методами.*

Результаты. *На основании проведенных исследований определены деформационные и энергетические параметры изучаемых горных пород, а также установлена категория их удароопасности – удароопасные или неудароопасные.*

Выводы. *Полученные данные позволили сделать вывод, что результаты оценки удароопасности горных пород по допредельной стадии деформирования полностью соответствуют результатам оценки, выполненной на основании анализа полной кривой деформирования.*

Ключевые слова: *удароопасность; деформирование; упругая энергия; скальные горные породы; лабораторные испытания; одноосное сжатие; образец.*

Введение. При отработке месторождений полезных ископаемых на больших глубинах и в скальных массивах с преобладающим действием тектонических напряжений все чаще возникают проблемы динамических проявлений горного давления [1–5]. В ряде случаев такие проявления происходят в виде горных ударов и техногенных землетрясений, последствия которых носят катастрофический характер. В связи с этим возникает необходимость предварительно проводить оценку удароопасности массива пород отрабатываемых месторождений.

Главными факторами, влияющими на динамические разрушения в массиве, являются способность горных пород к хрупкому разрушению и высокая напряженность массивов пород [1, 6, 7]. Изучение этих факторов позволяет выявлять потенциально удароопасные участки массива. В первом случае проводят лабораторные испытания, по результатам которых определяют деформационные и энер-

гетические параметры горных пород и их склонность к хрупкому разрушению. Во втором случае необходимо проведение специальных измерений in situ, позволяющих установить величины действующих напряжений в массиве.

Один из первых подходов к оценке склонности горных пород к хрупкому разрушению (удароопасности) по результатам испытаний образцов был предложен И. М. Петуховым и А. М. Линьковым [8]. В их работе склонность к удароопасности пород устанавливалась на основании сопоставления величин модуля спада и модуля упругости полной кривой деформирования пород при одноосном сжатии. При этом считается, что чем больше величина модуля спада превышает величину модуля упругости, тем более склонна порода к динамическому неуправляемому разрушению. В более поздней работе А. Н. Ставрогина и А. Г. Протосени [9] было предложено наоборот рассматривать отношение модуля упругости к модулю спада для определения удароопасности горных пород. При этом когда величина такого отношения (коэффициент удароопасности) меньше или равна единице, порода считается склонной к динамическому неуправляемому разрушению. Если же величина коэффициента удароопасности больше единицы, то порода не склонна к динамическим видам разрушения.

В дальнейшем такой подход был усовершенствован рядом исследователей. Для оценки удароопасности горных пород в условиях одноосного сжатия было предложено определять индекс динамически высвобожденной энергии [4, 10, 11] и коэффициент запасенной упругой энергии [12], а в условиях трехосного сжатия – индекс хрупкости [13]. Однако общим недостатком таких подходов является необходимость использования специализированных дорогостоящих прессов с повышенной жесткостью, производство которых осуществляется в малых количествах. В связи с этим возникла потребность в разработке метода, позволяющего определять склонность к удароопасности горных пород по результатам испытаний на стандартных прессах без определения запредельных характеристик.

По результатам исследований, выполненных в Горном институте КНЦ РАН на скальных горных породах Хибинского и Ковдорского массивов, была предложена методика определения степени удароопасности пород исходя из анализа кривой деформирования на допредельном участке [14]. Испытания проведены на обычном оборудовании стандартными методами. Тем не менее для увеличения степени достоверности проводимой по предложенной методике оценки необходимо выполнить сравнительные испытания на стандартных и жестких прессах.

Таким образом, целью данной работы является сравнение результатов определения степени удароопасности пород Хибинского и Ковдорского массивов по предлагаемой методике и по методике анализа полной кривой деформирования пород с использованием жестких прессов.

Методика оценки степени удароопасности скальных горных пород по результатам испытаний до предела прочности. Для проведения оценки степени удароопасности и последующего сравнительного анализа были выбраны два типа скальных горных пород Хибинского массива – линзовидно-полосчатая апатит-нефелиновая руда и уртит среднезернистый массивный, и один тип пород Ковдорского массива – кальцитовый карбонатит. Такой выбор обусловлен тем, что представленные породы имеют различные прочностные и деформационные характеристики.

Испытания проводились в Горном институте КНЦ РАН на сервогидравлической установке MTS 816 Rock Test System по стандартной методике. Образцы имели форму цилиндра с отношением высоты к диаметру 2 : 1, а их количество составляло 4–5 шт. для каждого типа горной породы.

В ходе испытаний образцы нагружали до 30 % от предела прочности при сжатии и разгружали. Затем их нагружали до разрушения с регистрацией величин продольных деформаций при помощи продольных тензодатчиков, установленных в центральной части образцов, что позволило избежать влияния сил трения на опорных торцах образцов в соответствии с требованиями стандартных методик испытания образцов при одноосном сжатии. По результатам испытаний строили графики зависимости *напряжение–деформация* и рассчитывали величины энергии деформирования каждого образца.

На рис. 1 приведены типовые графики деформирования горных пород, которые принципиально могут иметь вогнутую (*OAC*) и выпуклую (*OEC*) форму относительно идеальной прямой линии (*OBC*), которая характеризует идеально упругое деформирование материала.

Величина энергии деформирования пород до предела прочности $W_{\text{п}}$ определяется как значение интеграла:

$$W_{\text{п}} = \int_{O}^{D} \sigma(\varepsilon) d\varepsilon,$$

где σ – нормальное напряжение; ε – относительная продольная деформация.

Величина энергии при идеально упругом деформировании $W_{\text{и.у}}$ определяется как площадь треугольника *OBCD* в координатах σ–ε (рис. 1):

$$W_{\text{и.у}} = S_{OBCD} = \frac{OD \cdot DC}{2}.$$

Когда в результате испытаний получаем кривую деформирования пород вогнутой формы, это значит, что энергия деформирования не накапливается в образце, а реализуется в виде пластических деформаций в процессе нагружения. При этом во все периоды времени энергия деформирования остается меньше величины энергии, соответствующей идеально упругому деформированию.

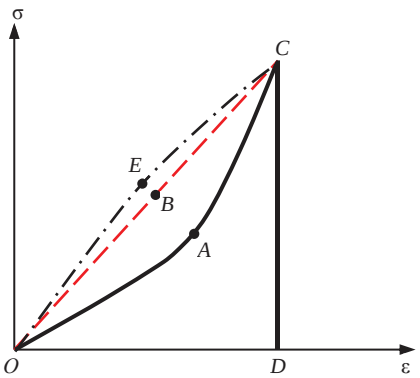

Рис. 1. Типовые графики деформирования скальных горных пород:
σ – нормальное напряжение; ε – относительная продольная деформация
Fig. 1. The typical graphs of hard rock's deformation:
σ – normal stress; ε – relative longitudinal deformation

В том случае, когда кривая деформирования имеет выпуклую форму, упругая энергия накапливается в образце и во все периоды времени превышает величину энергии, соответствующую идеально упругому деформированию.

По результатам проведенных исследований было выявлено два указанных различающихся режима деформирования для испытанных типов пород и определен критерий отнесения пород к различным категориям по степени склонности к разрушениям в динамической или статической формах.

В частности, если значение реальной энергии деформирования меньше условно-расчетной идеально упругой энергии на величину свыше 10 %, то порода может быть уверенно отнесена к типу пород, разрушение которых возможно только в статическом режиме. Для этих пород разрушение в динамической форме маловероятно, следовательно, такие породы должны быть отнесены к категории «неопасных пород по горным ударам».

Во всех остальных случаях, когда разница значений реальной энергии деформирования меньше условно-расчетной идеально упругой энергии на величину до 10 % или равна нулю, а также если значения реальной энергии превышают значения идеально упругой, то породы являются склонными к разрушениям в динамической форме, а массивы пород, включающие их, должны быть отнесены к склонным и опасным по горным ударам.

Методика оценки степени удароопасности скальных горных пород по результатам испытаний за пределом прочности. Для корректности сравнительного анализа при проведении исследований за пределом прочности использовали образцы тех же пород, что и при испытаниях до предела прочности. Образцы имели форму цилиндра с отношением высоты к диаметру 2 : 1, а их количество составляло 6 шт. для каждого типа горной породы.

Таблица 1. Результаты определения энергетических параметров исследуемых скальных горных пород при одноосном сжатии до предела прочности

Table 1. The results of energy parameters' determination of the studied hard rocks under uniaxial compression below the compressive strength

Наименование горных пород	Удельная энергия идеально упругого деформирования $W_{и.у}$, МДж/м^3	Удельная энергия деформирования при разрушении (реальная) $W_{п}$, МДж/м^3	Разница между $W_{и.у}$ и $W_{п}$		Заключение по показателю удароопасности
			МДж/м^3	%	
Уртит среднезернистый массивный	0,1426	0,1426	0,0000	0	Удароопасный
	0,1591	0,1580	0,0011	1	
	0,2015	0,1996	0,0019	1	
	0,2010	0,2030	–0,0020	–1	
Среднее значение	0,1760	0,1758	0,0002	0	
Линзовидно-полосчатая апатит-нефелиновая руда	0,1430	0,1197	0,0233	16	Удароопасный
	0,1554	0,1507	0,0047	3	
	0,1122	0,1120	0,0003	0	
	0,1746	0,1642	0,0104	6	
	0,0860	0,0763	0,0097	11	
Среднее значение	0,1343	0,1246	0,0097	7	
Кальцитовый карбонатит	0,0066	0,0054	0,0012	18	Неудароопасный
	0,0113	0,0079	0,0033	30	
	0,0171	0,0129	0,0042	25	
	0,0169	0,0125	0,0044	26	
	0,0169	0,0109	0,0060	35	
Среднее значение	0,0137	0,0099	0,0038	28	

Испытания проводились в Санкт-Петербургском горном университете на сервогидравлической установке MTS 816 с повышенной жесткостью в режиме контролируемых деформаций.

В ходе исследования образцы нагружали до 30 % от предела прочности при сжатии и разгружали. Затем их нагружали до разрушения в контролируемом режиме, чтобы получить запредельную ветвь деформирования. Величины продольных деформаций образцов регистрировали при помощи экстензометров фирмы MTS. По результатам испытаний строили полные графики зависимости

напряжение–деформация и определяли значения модулей упругости и спада для каждого образца горной породы.

На основании полученных в ходе исследований данных устанавливали величины коэффициентов удароопасности K_1 по формуле (1) [10]. В том случае, когда значение $K_1 \leq 1$, горная порода считается удароопасной. Если значение $K_1 > 1$, то порода неудароопасна:

$$K_1 = E / M, \quad (1)$$

где E – модуль упругости, МПа; M – модуль спада, МПа.

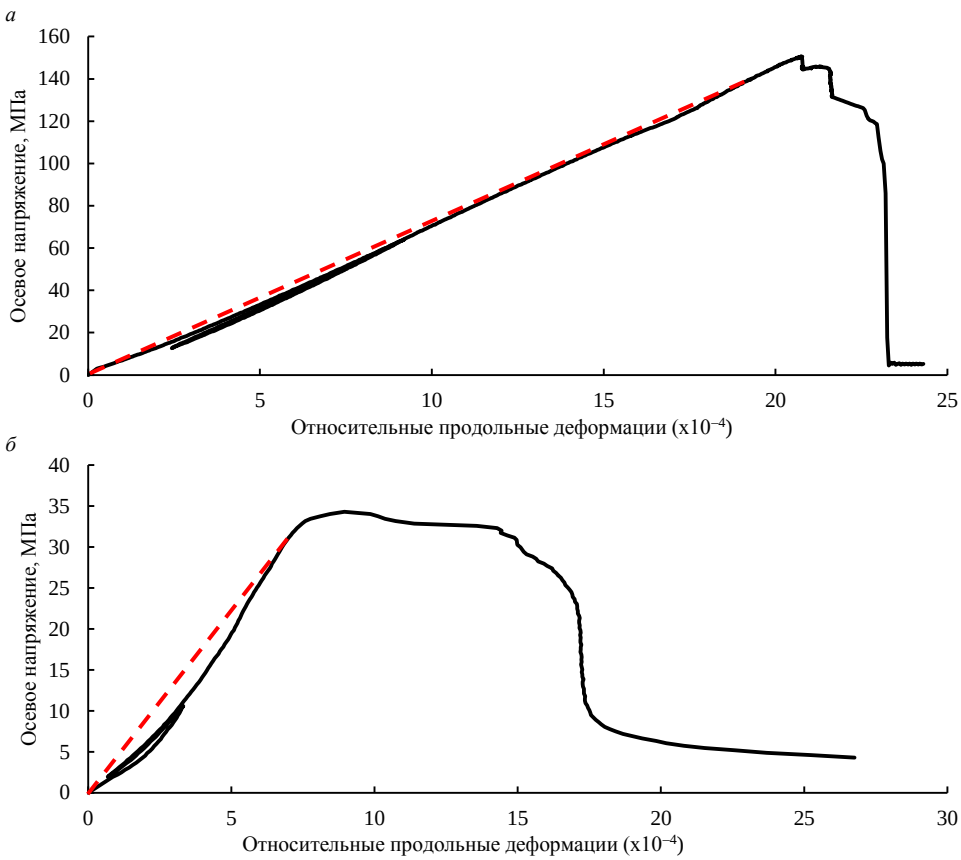

Рис. 2. Графики деформирования образцов:
а – уртита среднезернистого массивного (образец № 7–16); *б* – кальцитового карбонатита (образец № 1–8–4); пунктирная линия – условная линия идеально упругого деформирования

Fig. 2. The graphs of samples' deformation:
a – medium-grained massive urtite (sample no. 7–16); *б* – calcite carbonatite (sample no. 1–8–4); dashed line – conventional line of ideal elastic deformation

Результаты и обсуждение. В табл. 1 представлены результаты определений энергетических параметров исследуемых скальных горных пород при одноосном сжатии до предела прочности.

Из табл. 1 следует, что наибольшие величины реальной удельной энергии деформирования $W_{\text{п}}$ соответствуют образцам уртита среднезернистого массивного, прочностные и деформационные свойства которого самые высокие (среднее значение предела прочности при сжатии – 175 МПа, среднее значение модуля упругости – $7{,}22 \cdot 10^4$ МПа [15]). Величина реальной энергии образцов линзовидно-

полосчатой апатит-нефелиновой руды в среднем меньше этой величины, установленной для образцов уртита, на 0,0512 МДж/м^3. Наименьшее значение энергии установлено для кальцитового карбонатита – самой слабой из исследуемых скальных горных пород (среднее значение предела прочности при сжатии – 80 МПа, среднее значение модуля упругости – 4,88 · 104 МПа [15]).

Согласно предложенному критерию и представленным в табл. 1 результатам, реальная энергия деформирования апатит-нефелиновой руды и уртита среднезернистого массивного меньше идеально упругой энергии менее чем на 10 % (в среднем разница 0 и 7 % соответственно), что позволяет отнести их к удароопасным горным породам. Для карбонатита разница между идеально упругой энергией и реальной энергией деформирования составляет в среднем 28 %. Следовательно, данная порода не является удароопасной.

Таблица 2. Результаты определения запредельных характеристик и параметров удароопасности исследуемых скальных горных пород при одноосном сжатии
Table 2. The results of determination of the post-peak characteristics and rockburst hazard parameters of the studied hard rocks under uniaxial compression

Наименование горных пород	Номер образца	Модуль упругости E, МПа · 10^4	Модуль спада M, МПа · 10^4	Коэффициент удароопасности K_1	Заключение по показателю удароопасности
Уртит среднезернистый массивный	6–16	7,36	147,37	0,05	Удароопасный
	6–17	4,66	10,51	0,44	Удароопасный
	6–18	6,05	30,24	0,20	Удароопасный
	7–15	6,46	114,38	0,06	Удароопасный
	7–16	7,62	56,83	0,13	Удароопасный
	8–16	6,72	198,12	0,03	Удароопасный
Линзовидно-полосчатая апатит-нефелиновая руда	4–1	4,82	20,34	0,24	Удароопасный
	4–2	6,41	92,36	0,07	Удароопасный
	4–6	7,56	159,73	0,05	Удароопасный
	4–10	6,32	94,66	0,07	Удароопасный
	4–11	5,0	14,92	0,34	Удароопасный
	4–13	6,04	68,45	0,09	Удароопасный
Кальцитовый карбонатит	1–2–6	5,03	0,26	19,35	Неудароопасный
	1–3–4	3,96	1,92	2,06	Неудароопасный
	1–3–6	4,0	2,13	1,88	Неудароопасный
	1–5–4	4,8	0,59	8,14	Неудароопасный
	1–8–4	3,27	1,68	1,95	Неудароопасный
	46–7–4	4,12	0,99	4,16	Неудароопасный

По результатам выполненных в Санкт-Петербургском горном университете испытаний построены полные графики деформирования образцов исследуемых скальных горных пород. На рис. 2 представлены такие графики для образца уртита и кальцитового карбонатита.

Из рис. 2 следует, что для образца уртита № 7–16 запредельная ветвь деформирования обрывается достаточно круто, как и для всех остальных образцов данной породы. При этом график до предела прочности почти полностью совпадает с условной линией идеально упругого деформирования. Подобное поведение характерно для склонных к удароопасности горных пород.

Для образцов карбонатита график деформирования за пределом прочности имеет форму плавной ниспадающей кривой (рис. 2). Участок графика до предела прочности, в свою очередь, имеет отчетливо вогнутый вид. Такой характер деформирования в большей степени соответствует горным породам, не склонным к удароопасности.

Результаты определений запредельных характеристик и коэффициентов удароопасности исследуемых скальных горных пород представлены в табл. 2.

Как следует из данных табл. 2, для всех образцов уртита и апатит-нефелиновой руды значения коэффициента удароопасности меньше единицы, то есть выполняется условие $K_1 \leq 1$. Таким образом, эти горные породы можно уверенно отнести к удароопасным. Для образцов карбонатита значения коэффициента удароопасности больше единицы ($K_1 > 1$). Следовательно, данная порода не является удароопасной.

При сопоставлении результатов определения степени удароопасности исследуемых горных пород по предлагаемой методике анализа кривой деформирования до предела прочности и методике анализа полной кривой деформирования пород с использованием жестких прессов можно сделать основной вывод, что и в том и в другом случае удароопасными оказались уртит среднезернистый массивный и линзовидно-полосчатая апатит-нефелиновая руда, а неудароопасным – кальцитовый карбонатит. Также представленные на рис. 2 графики подтверждают идею о том, что характер деформирования склонных к хрупкому разрушению пород близок к идеально упругому, тогда как не склонных – к пластическому.

Таким образом, подтверждается, что предложенный подход позволяет определять склонность горных пород к разрушениям в динамической форме аналогично подходу, основывающемуся на анализе полной кривой деформирования пород и их запредельных характеристик.

Выводы. Выполненный сопоставительный анализ результатов оценки степени удароопасности трех типов скальных горных пород показал возможность использования предлагаемой методики без привлечения специализированных прессов с повышенной жесткостью.

Таким образом, определение склонности к разрушениям в динамической форме можно проводить на основании анализа допредельной кривой деформирования образцов и величин их реальной и расчетной идеально упругой энергии, руководствуясь следующими положениями:

– если характер деформирования образцов горных пород близок к пластическому (график деформирования имеет вогнутый вид), а накопленная энергия деформирования меньше расчетной упругой на величину свыше 10 %, то порода не склонна к разрушениям в динамической форме. В этом случае потеря устойчивости горных выработок будет происходить преимущественно в виде образования отдельных вывалов, ограниченных поверхностями структурных неоднородностей различного ранга;

– во всех остальных случаях, когда образцы деформируются упруго, породы склонны к разрушениям в динамической форме, а при проведении горных работ нельзя исключить реализацию разрушений типа горных ударов.

Полученные результаты исследований также свидетельствуют о том, что наиболее удароопасным из испытанных горных пород является уртит среднезернистый массивный, несколько менее удароопасны линзовидно-полосчатые апатит-нефелиновые руды и неудароопасен – кальцитовый карбонатит.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козырев А. А., Панин В. И., Мальцев В. А., Аккуратов М. В. Прогноз горно-тектонических ударов и техногенных землетрясений на Хибинских апатитовых рудниках // Геомеханика при ведении горных работ в высоконапряженных массивах: сб. науч. ст. Апатиты, 1998. С. 73–82.

2. Лань Т., Чжан Х., Батугина И. М., Юй Л., Ли Ш., Хан Ц., Сун В., Тан Г. Исследование энергии системы горных ударов при подземной глубокой разработке на угольной шахте // ГИАБ. 2015. № 6. С. 287–292.

3. Kabwe E., Wang Y. Review on rockburst theory and types of rock support in rockburst prone mines // Open Journal of Safety Science and Technology. 2015. № 5. P. 104–121.

4. Cai M. Prediction and prevention of rockburst in metal mines. A case study of Sanshandao gold mine // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2016. № 8. P. 204–211.

5. Ptacek J. Rockburst in Ostrava-Karvina coalfield // Procedia Engineering. 2017. Vol. 191. P. 1144–1151.

6. Турчанинов И. А., Иофис М. А., Каспарьян Э. В. Основы механики горных пород. СПб: Недра, 1977. 503 с.

7. Петухов И. М., Ильин А. М., Трубецкой К. Н. Прогноз и предотвращение горных ударов на рудниках. М.: Академия горных наук, 1997. 384 с.

8. Петухов И. М., Линьков А. М. Механика горных ударов и выбросов. М.: Недра, 1983. 280 с.

9. Ставрогин А. Н., Протосеня А. Г. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах. М.: Недра, 1985. 271 с.

10. Singh S. P. Technical note. Burst energy release index // Rock Mechanics and Rock Engineering. 1988. Vol. 21. P. 149–155.

11. Zhao T., Guo W., Yu F., Tan Y., Huang B., Hu S. Numerical investigation of influence of drilling arrangements on the mechanical behavior and energy evolution of coal models // Advances in Civil Engineering. 2018. URL: https://www.hindawi.com/journals/ace/aip/3817397/ (дата обращения 21.01.2019)

12. Kidybiski A. Bursting liability indices of coal // International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstract. 1981. Vol. 18. No. 4. P. 295–304.

13. Tarasov B. G. Superbrittleness of rocks at high confining pressure // Deep Mining. Australian Centre for Geomechanics. Perth. 2010. P. 119–133.

14. Козырев А. А., Каспарьян Э. В., Федотова Ю. В., Кузнецов Н. Н. Оценка степени удароопасности скальных горных пород на основе результатов лабораторных испытаний // Вестник МГТУ. 2019. Т. 22. №1. С. 138–148.

15. Kuznetcov N. N., Fedotova I. V., Pak A. K. Strain and energy parameters of burst-prone rocks: study and analysis // Proceedings of the 3rd International Conference on Rock Dynamics and Applications (RocDyn-3). Trondheim, Norway. 2018. P. 281–284.

Поступила в редакцию 7 мая 2019 года

Сведения об авторах:

Козырев Анатолий Александрович – доктор технических наук, профессор, заведующий отделом геомеханики Горного института КНЦ РАН. E-mail: kozar@goi.kolasc.net.ru
Кузнецов Николай Николаевич – научный сотрудник лаборатории инструментальных исследований состояния горных пород Арктической зоны РФ Горного института КНЦ РАН. E-mail: nikavalon@mail.ru
Федотова Юлия Викторовна – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории цифровых методов исследования природно-технических систем Института горного дела ДВО РАН. E-mail: fjulia@mail.ru
Шоков Анатолий Николаевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории физико-механических свойств и разрушения горных пород Санкт-Петербургского горного университета. E-mail: ntl2000@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-41-50

The determination of rockburst hazard degree of hard rocks by the test results under uniaxial compression

Anatolii A. Kozyrev[1], Nikolai N. Kuznetsov [1], Iuliia V. Fedotova[2], Anatolii N. Shokov[3]
[1] Mining Institute KSC RAS, Apatity, Russia.
[2] Mining Institute FEB RAS, Khabarovsk, Russia.
[3] St. Petersburg Mining University, St. Petersburg, Russia.

Abstract

Introduction. *Currently the principal approach to the estimation of rock tendency to rockburst hazard consists in analyzing their complete stress-strain curve and defining the post-peak strain and energy*

parameters under uniaxial compression conditions. The disadvantage of such method is a need of performing the studies on specialized stiff test machines. The possibility of such machines purchasing is limited by their high prices and unit quantity of production.
Research aim. *Our work is aimed at comparing the determination results of rockburst hazard in the Khibiny and Kovdor rock massifs of the Murmansk region by applying the method proposed and a method of the complete stress-strain curve analysis of hard rocks with using stiff test machines.*
Methodology. *Energy parameters and strain characteristics of hard rocks have been experimentally studied, parameters and characteristics of their rockburst hazard have been determined. We propose a more simple method to determine the rockburst hazard for rocks by analyzing the strain curve at a pre-peak region and values of elastic energy accumulated till the compressive strength. For this we do not need the test machines with enhanced stiffness and the laboratory studies are performed on usual equipment by standard methods.*
Results. *Based on the studies, we determined the strain and energy parameters of the hard rocks, investigated and defined their rockburst category – rockburst hazardous or not.*
Conclusions. *The obtained data made it possible to conclude that the estimation results of rockburst hazard for the rocks at the pre-peak stage fully correspond to the results of estimation carried out on the basis of complete deformation curve analysis.*

Key words: *rockburst hazard; deformation; elastic energy; hard rocks; laboratory tests; uniaxial compression; sample.*

REFERENCES

1. Kozyrev A. A., Panin V. I., Maltsev V. A., Akkuratov M. V. Prediction and prevention of rockbursts and man-induced earthquakes on the Khibiny apatite mines. In: *Geomechanics of mining in highly-strained massifs: collection of scientific articles*. Apatity: 1998. p. 73–82. (In Russ.)
2. Lan T., Chzhan H., Batugina I. M., Juj L., Li Sh., Han C., Sun V., Tan G. Research of rocckburst system energy of coal mine. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 6: 287–292. (In Russ.)
3. Kabwe E., Wang Y. Review on rockburst theory and types of rock support in rockburst prone mines. *Open Journal of Safety Science and Technology*. 2015; 5: 104–121.
4. Cai M. Prediction and prevention of rockburst in metal mines. A case study of Sanshandao gold mine. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2016; 8: 204–211.
5. Ptacek J. Rockburst in Ostrava-Karvina coalfield. *Procedia Engineering*. 2017; 191: 1144–1151.
6. Turchaninov I. A., Iofis M. A., Kasparyan E. V. *The fundamentals of rock mechanics*. St. Petersburg: Nedra Publishing; 1977. (In Russ.)
7. Petukhov I. M., Iliin A. M., Trubetskoi K. N. *Prediction and prevention of rockbursts in mines*. Moscow: Akademiia gornykh nauk Publishing; 1997. (In Russ.)
8. Petuhov I. M., Linkov A. M. *Mechanics of rockbursts and bumps*. Moscow: Nedra Publishing; 1983. (In Russ.)
9. Stavrogin A. N., Protosenia A. G. *The strength of rocks and stability of workings at great depths*. Moscow: Nedra Publishing; 1985. (In Russ.)
10. Singh S. P. Technical note. Burst energy release index. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 1988; 21: 149–155.
11. Zhao T., Guo W., Yu F., Tan Y., Huang B., Hu S. Numerical investigation of influence of drilling arrangements on the mechanical behavior and energy evolution of coal models. *Advances in Civil Engineering*. 2018. Available from: https://www.hindawi.com/journals/ace/aip/3817397 [Accessed 21 January 2019].
12. Kidybiski A. Bursting liability indices of coal. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstract*. 1981; 18 (4): 295–304.
13. Tarasov B. G. Superbrittleness of rocks at high confining pressure. *Deep Mining, Australian Centre for Geomechanics*. Perth, 2010, pp. 119–133.
14. Kozyrev A. A., Kasparian E. V., Fedotova Iu. V., Kuznetsov N. N. Estimating the rockburst hazard of hard rocks based on laboratory test results. *Vestnik MGTU: Trudy Murmanskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Vestnik of MSTU: Scientific Journal of Murmansk State Technical University*, 2019; 22 (1): 138–148. (In Russ.)
15. Kuznetsov N. N., Fedotova I. V., Pak A. K. Strain and energy parameters of burst-prone rocks: study and analysis. In: *Proceedings of the 3rd International Conference on Rock Dynamics and Applications (RocDyn-3), Trondheim, Norway*. 2018. p. 281–284.

Received 7 May 2019

Information about authors:

Anatolii A. Kozyrev – DSc (Engineering), Professor, Head of the Department of Geomechanics, Mining Institute KSC RAS. E-mail: kozar@goi.kolasc.net.ru
Nikolai N. Kuznetsov – researcher of the Laboratory of Instrumental Study of Rock's State of the Russian Arctic Region, Mining Institute KSC RAS. E-mail: nikavalon@mail.ru

Iuliia V. Fedotova – PhD (Engineering), senior researcher of the Laboratory of Digital Methods of Natural-Technology System Study, Mining Institute FEB RAS. E-mail: fjulia@mail.ru
Anatolii N. Shokov – PhD (Engineering), senior researcher of the Laboratory of Physical-Mechanical Properties and Rock Destruction, Saint-Petersburg Mining University. E-mail: ntl2000@yandex.ru

Для цитирования: Козырев А. А., Кузнецов Н. Н., Федотова Ю. В., Шоков А. Н. Определение степени удароопасности скальных горных пород по результатам испытаний при одноосном сжатии // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 41–50. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-41-50
For citation: Kozyrev A. A., Kuznetsov N. N., Fedotova Iu. V., Shokov A. N. The determination of rockburst hazard degree of hard rocks by the test results under uniaxial compression. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 41–50 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-41-50

УДК 622.01.016 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-51-59

The factor of outburst hazard of coal seams zones, conditioned by coal particles size

Viacheslav G. Smirnov[1]*, Valerii V. Dyrdin[1], Tatiana L. Kim[1]
[1] Gorbachev Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russia
e-mail: smirnovvg@kuzstu.ru

Abstract

Introduction. *Parameters and features of coal seams which experienced coal and gas outbursts are actively studied to specify the mechanism and develop the methods of forecasting and preventing coal and gas outbursts. Outbursts emit from weak, crumpled coal members.*

Research aims *to investigate the influence of coal seam grains size on the development of coal and gas outbursts with the account of possible modification of coal strength and filtration properties.*

Methodology. *Theoretical analysis of coal particles size and the size of incipient cracks influence on the formation of coal and gas outbursts.*

Theoretical part. *The research has shown that with the reduction of coal particles average size, the flow of gas which develops from the internal volume of coal into the free form increases, the coefficient of permeability decreases; it leads to the growth of gas pressure gradient in the marginal zone. The size of particles depends upon the conditions of coal development and occurrence. In certain geological periods coal breaks up when a part of a massif is broken by the forces of rock pressure. The size of coal particles influences the range of equilibrium conditions, under the violation of which coal and gas outburst develops.*

Results. *Based upon the conditions of balance of a minute volume of coal with oriented cracks, the criterion of coal and gas outbursts development has been formulated; it shows that with the reduction of cracks size as a power function, the probability of coal and gas outbursts increases, when other conditions remain constant.*

Summary. *The factor of coal and gas outbursts generation has been formulated, expressed in terms of coal particles size to the power of 2.5 whereby the probability of outburst generation linearly increases under the grow of coal seam gas content, methane diffusion ratio out of the internal chamber to the surface of coal particles and under coal strength reduction.*

Key words: *gas-dynamic events; marginal zone; coal; methane; coal and gas outburst; cracks; breakdown; size of grain; filtration.*

Introduction. Three main factors determine the development of coal and gas outbursts at the seam compartment: stresses redistribution in the marginal zone, strength and physical-chemical properties of coal and gas pressure [1–5]. Despite rather evident set, it is generally difficult to determine a definite critical value and quantitatively assess the effect on the probability of coal and gas outbursts development for each of the enumerated factors [6–10]. For example, gas factor can be expressed through coal seam gas content and the original velocity of gas yield, each of these values influences the size of the measured gas pressure in different ways [2, 6, 8, 10].

Currently used methods of forecasting and preventing coal and as outbursts allow significantly reducing the probability of their manifestation, but do not fully prevent

from the development of this hazardous gas-dynamic event. Modern researches are oriented to the specification of the mechanism of coal and gas outburst as well as determining the parameters appropriate for their forecast [2–8]. At the present time, for the latest estimate of outburst hazard, the integrated criteria are being worked out, which take into account the influence of several parameters characterizing mining and geological conditions, stress-strain state and the sequence of coal seams mining. An example of such criterion [6, 7] is the criterion developed by V. I. Murashev. An approach proposed by V. N. Puzyrev [2] is also applied, which is based on the monitoring of the original velocity of gas emission from the drilled well, as well as the volume of rubble coming from every meter of a well when drilling an outburst-prone member.

Research aim. The structure of coal occurring in the outburst-prone member is called an earthy-grainy structure. The term agrees with the actual state of coal which contributes to outbursts development [1–3]. Quantitative characteristics of granularity are rarely used to estimate the aptitude of certain coal seam compartments to outbursts. However the size of grains can influence both strength and gaseous properties of coal. Coal aptitude to breakdown and the limit of deformations depend on the concentration of the beginnings of cracks, the distance between the cracks and their size [11–16]. The space between the grains forms the filtration capacity of a coal seam, i. e. the capacity accessible for free gas. The size of coal particles determines the total of coal solid, accessible for gas absorption and adsorption [8, 9, 16–18]. The present work studies the influence of coal seam grain size on the formation of coal and gas outbursts with the account of possible modification of strength and filtration properties of coal.

Theoretical part. Based on the theory by S. A. Khristianovich [19–21], and in correspondence with the developed model by V. I. Murashev [6–7], the gradient of gas pressure is the impelling force (active force) of coal and gas outburst. The gradient of gas pressure and the intensity of gas emission determine the magnitude of the impelling forces contributing to coal breakdown, bringing a part of coal seam into a suspended state and its travel across the mine working. Forces restraining the outburst are called passive. Active forces F_a are applied along the whole cross-section of face S, while passive forces F_p act along the perimeter of coal seam P which borders upon the enclosing rock, and partially within the seam. The magnitude of active and passive forces is calculated for a unit thickness of a coal layer towards the inside of the mine working:

$$F_a = \frac{\partial P}{\partial z} S\lambda; \tag{1}$$

$$F_p = \tau P = \left(k_0 + \sigma \mathrm{tg}\varphi\right) P, \tag{2}$$

where $\partial P/\partial z$ – the gradient of gas pressure; S – cross-sectional area of the mine working; τ – tangential stresses; P – the perimeter of a mine working. The limiting value of tangential stresses along the perimeter of a coal seam according to Coulomb-Mohr friction law can be expressed through the coefficient of cohesion k_0, the value of normal stresses σ and the tangent of internal friction angle tgφ: $\tau_m = k_0 + \sigma \mathrm{tg}\varphi$. Condition $F_a \geq F_p$ determines the probability of coal and gas outburst, it is equivalent to the following expression:

$$\frac{\partial P}{\partial z}\lambda \geq \left(k_0 + \sigma \mathrm{tg}\varphi\right)\frac{P}{S}. \tag{3}$$

In (1), (3) coefficient λ is equal to the ratio of the cross-sectional area of the seam compartment under consideration, which the pressure gradient acts on, to the total area of face projection. The given coefficient is connected to the porosity of a seam. The obtained formula characterizes the macroscopic section of a marginal zone of a coal seam where the gradient of rock and gas pressure is oriented along the axis of the mine working from the face towards the inside of the coal seam. Linear dimensions, which reveal perceptible change of coal seam stress state, are significantly larger than the typical size of grains which make up the coal of the outburst-prone member, larger than the size of the cracks and the distance between the cracks.

Coal and gas outburst originates in the marginal zone of a coal seam some distance from the face, coal disintegrates according to the mechanism of laminar separation with cracks propagation under the action of high gas pressure within the coal seam. The condition similar to the macroscopic condition (3) of the equality of active and passive forces can be applied to a separate crack as well [11, 12, 15]. The given proposition implies that changing external conditions leading to the growth of one crack will cause the growth of all the cracks, which are under similar conditions in the coal seam, at once. The balance of a certain crack, where disruptive pressure P_0 acts, is disturbed under the following condition:

$$P_0 \geq \sqrt{\frac{Eg}{\left(1-\nu^2\right)\pi L}}, \tag{4}$$

where E – Young's modulus; ν – Poisson ratio; g – Griffith's parameter; L – half-width of a crack. Formula (4) is written for a standard problem of crack propagation, P_0 – the pressure which can be conditioned by the presence of gas inside the crack or the action of mechanical disruptive forces.

The state of a coal massif, which coal and gas outburst is possible from, is characterized by the high concentration of cracks, so it is necessary to take into account the interaction between the neighboring cracks. It has been shown earlier [15] that if two cracks are situated opposite each other at a distance of $a << 8L$, then the condition of cracks stability follows from the expression:

$$P_0 \geq \sqrt{\frac{2\sqrt{2}Eg}{a}}. \tag{5}$$

In the condition when the development of an outburst-prone situation is possible, i. e. under high concentration of cracks, the average size of cracks is approximately equal to the distance between the neighboring cracks $L \approx a$, it means that formulae (4) and (5) are equivalent. In its turn, the value of the average distance between the focuses of cracks is determined by the size of separate grains making up the massif. Assume the typical size of particles is similar in size to the average distance between the planes of cracks which, in its turn, is similar to the size of the developing cracks.

The forces, disrupting the crack, originate by means of the difference of gas pressure in the neighboring cracks, which can be expressed through the gradient of gas pressure and the average distance between the planes of the neighboring cracks:

$$P_0 = a\frac{\partial P}{\partial z},$$

in this basis the condition of cracks propagation (5) is reduced to the following:

$$\frac{\partial P}{\partial z} \geq \frac{\sqrt{2\sqrt{2}Eg}}{a^{1,5}}. \quad (6)$$

The smaller the distance between the cracks (6) and their size, the larger must be the gradient of gas pressure, which ensures meeting the threshold of separate cracks growth.

The gradient of gas pressure is determined by the value of gas flow which filtrates from the depth of the coal seam towards the free face. It depends on the seam pressure and on gas reserve which is in some connection with the massif. The value of mass flow G through the unit of surface area can be expressed through w – the filtration velocity and $\rho = PM/RT$ – gas density derived from Mendeleev-Clapeyron equation through the parameters of gas condition – pressure P, temperature T and its molar mass M:

$$\rho_w = -G, \qquad \text{либо } P_w = \frac{-GRT}{M}. \quad (7)$$

Darcy's law describes the connection between the filtration flow rate and gas pressure gradient along the axis of the face:

$$w = -\frac{k}{\mu}\frac{\partial P}{\partial z}, \quad (8)$$

where k, μ – filtration coefficient and dynamic viscosity of gas correspondingly.

From (7), (8) we obtain the following expression for the gradient of gas pressure:

$$\frac{\partial P}{\partial z} = G\frac{\mu}{\rho k}. \quad (9)$$

The highest value of gas pressure gradient in a seam is reached near the periphery of the face, where gas density ρ is minimal. The size of coal fractions influences the filtration coefficient and the rate of methane development into the gaseous phase, i. e. gas flow rate. For earthy-grainy coal of outburst-prone members, the coefficient of permeability k is expressed through the typical size of particles r_0, which make up the coal seam.

In correspondence with Cozeni-Karman model we can write:

$$k = \frac{m^3 r_0^{\,2}}{36c(1-m)^2}, \quad (10)$$

where m – effective porosity of a seam; c – Karman number which has meaning of a coefficient of form; the value of c for a close-packing of spheres is 5; porosity depends on the form and the character of particles packing, but it doesn't depend on the average size of particles.

In order to estimate the influence of particles size on the flow of gas percolating in the marginal zone, let us imagine that gas transfer from coal is determined by the rate of methane molecules diffusion through the coal particles to pores and cracks volume. The main part of methane in coal is in the dissolved state similar to the state of molecules

within the micropores of coal. The first step towards methane molecules development into the gaseous phase is solid diffusion. It is the slowest process that gas emission rate depends on. The typical time t of methane diffusion from the internal volume of a particle with radius r_0 to its surface can be associated with the coefficient of diffusion D on the grounds of dimensions and conformity theory: $Dt/r_0^2 \approx 1$, from which $t = r_0^2/D$.

Assume β – the mass of the liberating gas for a unit of coal volume V, kg/m^3. Then the flow of gas from one coal particle, kg/s, can be assessed as follows:

$$G_0 = \frac{V\beta}{t} = \frac{4}{3}\pi D\beta r_0.$$

The concentration of coal particles we will express in terms of their dimensions and effective porosity as follows: $n = 3(1-m)/4\pi r_0^3$. In this case, gas flow of in coal unit volume can be written as:

$$G = \frac{4D\beta(1-m)}{r_0^2}. \tag{11}$$

The total flow of gas percolating through the marginal zone of a coal seam is proportional to the value which is determined by formula (11). Assume, parameter β has meaning of effective quantity of methane and includes the correction which determines the share of methane which takes part in filtration flow. Under such set of a problem, the gradient of gas pressure (9) is determined by an expression:

$$\frac{\partial P}{\partial z} = 720\left(\frac{1}{m} - 1\right)^3 \frac{D\beta\mu}{\rho r_0^4}. \tag{12}$$

Results. For numerical estimate according to (12) let us accept the following values: the coefficient of methane diffusion through coal solid $D = 10^{-13}$ m^2/s; the mass of gas liberating from each cubic meter of coal, β = 10 kg/m^3; methane viscosity under the filtration flow $\mu = 10^{-5}$ Pa · s; methane density in a seam near the face ρ = 1 kg/m^3; coal porosity m = 0.1. In order to estimate the threshold value of gas pressure gradient, which causes the growth of cracks if exceeded, by formula (6), let us accept the value of Young's modulus $E = 10^8$ Pa, and Griffith's parameter g = 1 N/m. The results of the estimates are shown at fig. 1.

Fig. 1 schematizes two dependences of gas pressure gradient on coal particles sizes (12) and on the size of cracks (6). Solid line indicates gas pressure gradient threshold value (6), excess of which causes the loss of crack stability, and crack growth becomes possible. In case the size is reduced, crack is difficult to disrupt, at the same time the concentration of cracks in a seam increases, the distance between the planes of cracks and the disruptive force, acting on every crack, decrease. Dashed line (fig. 1) indicates gas pressure gradient which develops at gas filtration through coal in the marginal zone (12). Particle size reduction increases the rate of methane development into the gaseous phase, and at the same time, even under the constant porosity of a seam, filtration channels cross-sections get narrow and filtration coefficient decreases, consequently, gas pressure gradient in the marginal zone grows. The intersection point of solid and

dashed lines at fig. 1 corresponds to the balance, and area to the left of this point corresponds to the unstable condition wherein the destruction of a massif starts.

With particles size reduction, gas pressure gradient grows according to the rule $1/r_0^4$, and the threshold value of a pressure gradient, which is sufficient for rock massif destruction, depends on the dimensions of cracks proportional to $1/a^{1,5}$. As it has already been said, cracks dimensions and the distance between the neighboring cracks are commensurable with coal particles dimensions. For a medium with strong granularity, cracks grow along the zones of weakening which mainly lie in the points of stronger particles contact, as well as along the sections with air pockets. The focuses of cracks beginning are usually the most weakened points of particles contact; that is why, depending on the conditions, the size of cracks can exceed the size of particles by one or two orders of magnitude. At the same time the point of balance at fig. 1 displaces rightwards into the area of larger particles – low gradients of gas pressure.

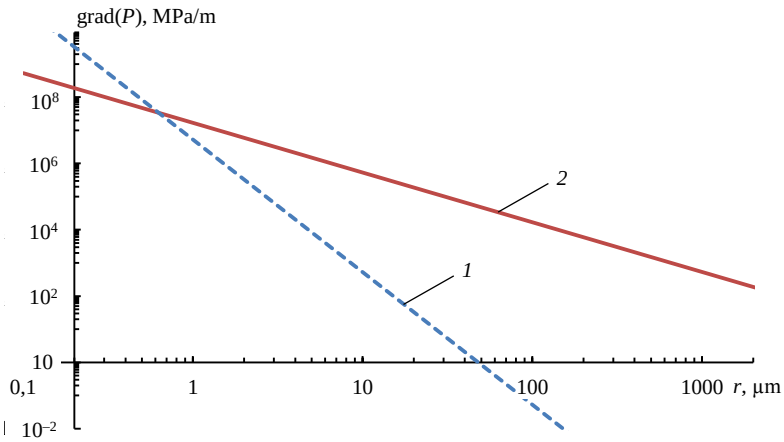

Fig. 1. Threshold value of gas pressure gradient (6) compared to gas pressure gradient (12) developing at filtration:
1 – *dP*/*dz* according to formula (12); *2* – *dP*/*dz* according to formula (6)
Рис. 1. Пороговое значение градиента давления газа (6), сопоставленное с градиентом давления газа (12), возникающим при фильтрации:
1 – *dP*/*dz* по формуле (12); *2* – *dP*/*dz* по формуле (6)

If we accept that $a \approx r_0$ as a threshold estimate, then from formulae (6) and (12) we get the value of coal particles critical value, compared with the parameters of a seam:

$$r_0^{2,5} \le 428\left(\frac{1}{m}-1\right)^3 \frac{D\beta\mu}{\rho\sqrt{Eg}}. \qquad (13)$$

If the right part of inequality (13) is greater than the left part, then it corresponds to the parameters of the coal seam which is coal and gas outburst-prone. The obtained ratio has been formulated based on the balance of physically small volume of the coal seam which contains growing cracks and is subject to the action of gas pressure gradient. Numerical coefficient 428 has a guide value; it has been obtained with a range of estimate values which were used to derive formula (12). However, the interconnection between the values which determine the outburst hazard of a coal seam is reflected reliable enough in formula (12). High coefficient of diffusion D, high concentration of gas in a unit of volume β, as well as low strength of coal, expressed through Young's modulus and Griffith's parameter $\sqrt{Eg}$, increase the probability of coal and gas outbursts. The main result lies in the fact that with the reduction of coal particles size,

the probability of coal and gas outbursts grows as a power function. Thus, the smaller the coal particles are, the higher the probability of coal and gas outbursts from the given area is. The later statement has been made as a hypothesis of invariability of coal gas bearing capacity and the coefficient of methane diffusion through coal.

Summary. In order to improve the methods of forecast and prevention of coal and gas outbursts, it is necessary to study the mechanism of outbursts hazard situations development and specify the properties of a coal seam which accompany coal and gas outbursts. The dimensions of grains in a coal seam determine the average distance between the beginnings of cracks and the dimensions of cracks in a state prior to outburst.

The speed growth has been determined of methane developmetn into the gaseous phase and of filtration flow in the marginal zone due to the reduction of methane diffusion to the surface of particles, which is conditioned by the reduction of particles dimensions.

It has been shown that the reduction of an average size of coal particles and channels radius along which gas is filtered under the constant value of coal porosity, leads to the growth of gas pressure gradient in a coal seam.

The factor of coal and gas outbursts generation has been formulated, expressed in terms of coal particles size to the power of 2.5 whereby the probability of outburst generation linearly increases under the increase of coal seam gas content, methane diffusion ratio out of the internal chamber to the surface of coal particles and under coal strength reduction.

REFERENCES

1. Chernov O. I., Puzyrev V. N. *The forecast of coal and gas outbursts*. Moscow: Nedra Publishing; 1979. (In Russ.)

2. Zykov V. S. *Coal and gas outbursts and other gas dynamic events in shafts*. Kemerovo: Institute of Coal and Coal Chemistry SB RAS; 2010. (In Russ.)

3. Fisne A., Esen O. Coal and gas outburst hazard in Zonguldak Coal Basin of Turkey, and association with geological parameters. *Nat Hazards*. 2014; 74: 1363–1390.

4. Li Sh., Zhang T. Catastrophic mechanism of coal and gas outbursts and their prevention and control. *Mining Science and Technology*. 2010; 20: 209–214.

5. Murashev V. I. The mechanism of coal and gas outbursts generation in mine workings. In: *The fundamentals of coal, rock and gas outbursts theory*. Moscow: Nedra Publishing; 1978: 140–161. (In Russ.)

6. Alekseev A. D. *The physics of coal and mining processes*. Kiev: Naukova dumka Publishing; 2010. (In Russ.)

7. Oparin V. N., Kiriaeva T. A., Gavrilov V. Iu., Shutilov R. A., Kovchavtsev A. P., Tanaino A. S., Efimov V. P., Astrakhantsev I. E., Grenev I. V. On some features off interaction between geomechanical and physical and chemical processes in coal seams. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2014; 2: 3–30. (In Russ.)

8. Bui H. D. *Fracture mechanics: inverse problems amd solutions: translation from English*. Moscow: Fizmatlit; 2011. (In Russ.)

9. Sedov L. I. *Continuous medium mechanics. In 2 volumes. Vol. 2.* St. Petersburg: Lan Publishing; 2004. (In Russ.)

10. Dyrdin V. V., Fofanov A. A., Kim T. L., Smirnov V. G., Tatsienko V. P., Kozlov A. A., Plotnikov E. A. Effect of coal mechanodestruction on formation of gas-dynamic processes at coal layers underground mining. *Bezopasnost truda v promyshlennosti = Occupational Safety in Industry*. 2017; 8: 10–15. (In Russ.)

11. Dyrdin V. V., Fofanov A. A., Smirnov V. G., Diagileva A. V. The development of "gas bag" in the zone of bearing pressure of coal massif in front of the face of stoping. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2017; 4: 41–46. (In Russ.)

12. Smirnov V. G., Dyrdin V. V., Shepeleva S. A. Fracturing in coal seams proned to sudden outbursts of coal and gas. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2013; 6: 20–27. (In Russ.)

13. Smirnov V. G., Dyrdin V. V., Manakov A. Yu., Ismagilov Z. R., Adamova T. P. Problem of pulverized coal formation at main outburst caused by decomposition of gas hydrates in coal seams. *Chemistry for Sustainable Development*. 2016; 24 (4): 499–507.

14. Ruthven D., Farooq S., Knaebel K. S. Pressure Swing Adsorption. USA: VCH Publishers, 1994. 353 p.

15. Kovalenko Iu. F., Sidorin Iu. V., Ustinov K. B. Деформирование массива угля при наличии в нем системы изолированных газонаполненных трещин. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2012; 1: 33–45. (In Russ.)

16. Kolesnichenko E. A., Artemiev V. B., Kolesnichenko I. E. *Methane outbursts: theoretical fundamentals*. Moscow: Gornoe delo; 2013. (In Russ.)
17. Karev V. I. (ed.) *Problems of plasticity theory and geomechanics: to the 100th anniversary of acad. S. A. Khristianovich*. Moscow: Nauka Publishing; 2008. (In Russ.)
18. Ettinger I. L. Methane-saturated coal seam as solid methane-coal solution. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 1990; 2: 66–72. (In Russ.)
19. Tsai B. N., Demin V. F., Isabekov E. T. On coal and gas outbursts. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2008; 3: 118–123. (In Russ.)
20. Fedorchenko I. A., Fedorov A. V. Description of gas-dynamic stage of coal and gas outburst with the account of desorption. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2012; 1: 20–32. (In Russ.)
21. Isabek T. K., Demin V. F., Tsai B. N., Isabekov E. T., Sagyndykov N. The technology of introducing stoping and preparatory activities at outburst-prone seams. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2009; 5: 10–16. (In Russ.)

Received 15 May 2019

Information about the authors:

Viacheslav G. Smirnov – PhD (Physics and Mathematics), Associate professor, associate professor of the Department of Physical and Mathematical Sciences, Gorbachev Kuzbass State Technical University. E-mail: smirnovvg@kuzstu.ru
Valerii V. Dyrdin – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Physics, Gorbachev Kuzbass State Technical University. E-mail: vvd1941@mail.ru
Tatiana L. Kim – PhD (Engineering), Associate professor, Head of the Department of Physics, Gorbachev Kuzbass State Technical University. E-mail: tanyakim@list.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-51-59

Фактор выбросоопасности зон угольных пластов, обусловленный крупностью частиц угля

Смирнов В. Г.[1], Дырдин В. В.[1], Ким Т. Л.[1]
[1] Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, Кемерово, Россия.

Реферат

Введение. *Параметры и свойства угольных пластов, на которых произошли внезапные выбросы угля и газа, активно исследуются с целью уточнения механизма и совершенствования методов прогноза и предотвращения внезапных выбросов угля и газа. Выбросы происходят из слабых, перемятых пачек угля.*

Цель работы. *Исследование влияния крупности зерен угольного пласта на формирование внезапных выбросов угля и газа с учетом возможного изменения прочностных и фильтрационных свойств угля.*

Методика. *Выполнен теоретический анализ влияния крупности частиц угля и размера зарождающихся трещин на формирование внезапных выбросов угля и газа.*

Теоретическая часть. *В работе показано, что с уменьшением среднего размера частиц угля увеличивается поток газа, переходящего из внутреннего объема угля в свободную форму, уменьшается коэффициент проницаемости, что ведет к возрастанию градиента газового давления в краевой зоне. Размер частиц определяется условиями формирования и залегания угля. В отдельные геологические периоды уголь измельчается при разрушении части массива силами горного давления. Размер частиц угля влияет на диапазон равновесных условий, при нарушении которых развивается внезапный выброс угля и газа.*

Результаты. *Исходя из условий равновесия малого объема угля с ориентированными трещинами сформулирован критерий возникновения внезапных выбросов угля и газа, который показывает, что с уменьшением размера трещин по степенному закону возрастает вероятность возникновения внезапных выбросов угля и газа при сохранении прочих условий.*

Выводы. *Сформулирован фактор возникновения внезапных выбросов угля и газа, выраженный через размер частиц угля в степени 2,5, в соответствии с которым вероятность формирования внезапного выброса линейно возрастает при увеличении газоносности угольного пласта, коэффициента диффузии метана из внутреннего пространства к поверхности угольных частиц, а также при уменьшении прочности угля.*

Ключевые слова: *газодинамические явления; краевая зона; уголь; метан; внезапные выбросы угля и газа; трещины; разрушение; зернистость; фильтрация.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Чернов О. И., Пузырев В. Н. Прогноз внезапных выбросов угля и газа. М.: Недра, 1979. 296 с.
2. Зыков В. С. Внезапные выбросы угля и газа и другие газодинамические явления в шахтах. Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2010. 333 с.

3. Fisne A., Esen O. Coal and gas outburst hazard in Zonguldak Coal Basin of Turkey, and association with geological parameters // Nat Hazards. 2014. Vol. 74. P. 1363–1390.

4. Li Sh., Zhang T. Catastrophic mechanism of coal and gas outbursts and their prevention and control // Mining Science and Technology. 2010. Vol. 20. P. 209–214.

5. Мурашев В. И. Механизм развязывания внезапных выбросов угля и газа в горных выработках // Основы теории внезапных выбросов угля, породы и газа. М.: Недра, 1978. С. 140–161.

6. Алексеев А. Д. Физика угля и горных процессов. Киев: Наукова думка, 2010. 425 с.

7. Опарин В. Н., Киряева Т. А., Гаврилов В. Ю., Шутилов Р. А., Ковчавцев А. П., Танайно А. С., Ефимов В. П., Астраханцев И. Е., Гренев И. В. О некоторых особенностях взаимодействия между геомеханическими и физико-химическими процессами в угольных пластах // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2014. № 2. С. 3–30.

8. Бьюи Х. Д. Механика разрушения: обратные задачи и решения: пер. с англ. М.: Физматлит, 2011. 412 с.

9. Седов Л. И. Механика сплошной среды: в 2 т. Т. 2. СПб: Лань, 2004. 560 с.

10. Дырдин В. В., Фофанов А. А., Ким Т. Л., Смирнов В. Г., Тациенко В. П., Козлов А. А., Плотников Е. А. Влияние механодеструкции угля на формирование газодинамических процессов при подземной разработке угольных пластов // Безопасность труда в промышленности. 2017. № 8. С. 10–15.

11. Дырдин В. В., Фофанов А. А., Смирнов В. Г., Дягилева А. В. Образование «газового мешка» в зоне опорного давления угольного массива впереди забоя очистной выработки // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 4. С. 41–46.

12. Смирнов В. Г., Дырдин В. В., Шепелева С. А. Трещинообразование в угольных пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа // Вестник КузГТУ. 2013. № 6. С. 20–27.

13. Smirnov V. G., Dyrdin V. V., Manakov A. Yu., Ismagilov Z. R., Adamova T. P. Problem of pulverized coal formation at main outburst caused by decomposition of gas hydrates in coal seams // Chemistry for Sustainable Development. 2016. Vol. 24. № 4. P. 499–507.

14. Ruthven D., Farooq S., Knaebel K. S. Pressure Swing Adsorption. USA: VCH Publishers, 1994. 353 p.

15. Коваленко Ю. Ф., Сидорин Ю. В., Устинов К. Б. Деформирование массива угля при наличии в нем системы изолированных газонаполненных трещин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2012. № 1. С. 33–45.

16. Колесниченко Е. А., Артемьев В. Б., Колесниченко И. Е. Внезапные выбросы метана: теоретические основы. М.: Горное дело, 2013. 232 с.

17. Проблемы теории пластичности и геомеханики: к 100-летию со дня рождения акад. С. А. Христиановича / отв. ред. В. И. Карев. М.: Наука, 2008. 391 с.

18. Эттингер И. Л. Метанонасыщенный угольный пласт как твердый метаноугольный раствор // ФТПРПИ. 1990. № 2. С. 66–72.

19. Цай Б. Н., Демин В. Ф., Исабеков Е. Т. О внезапных выбросах угля и газа // Известия вузов. Горный журнал. 2008. № 3. С. 118–123.

20. Федорченко И. А., Федоров А. В. Описание газодинамической стадии внезапного выброса угля и газа с учетом десорбции // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2012. № 1. С. 20–32.

21. Исабек Т. К., Демин В. Ф., Цай Б. Н., Исабеков Е. Т., Сагындыков Н. Технология ведения очистных и подготовительных работ на выбросоопасных пластах // Известия вузов. Горный журнал. 2009. № 5. С. 10–16.

Поступила в редакцию 15 мая 2019 года

Сведения об авторах:

Смирнов Вячеслав Геннадьевич – кандидат физико-математических наук, доцент, доцент кафедры физики Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: smirnovvg@ kuzstu.ru

Дырдин Валерий Васильевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры физики Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: vvd1941@mail.ru

Ким Татьяна Леонидовна – кандидат технических наук, доцент, заведующая кафедрой физики Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: tanyakim@list.ru

Для цитирования: Смирнов В. Г., Дырдин В. В., Ким Т. Л. Фактор выбросоопасности зон угольных пластов, обусловленный крупностью частиц угля // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 51–59 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-51-59

For citation: Smirnov V. G., Dyrdin V. V., Kim T. L. The factor of outburst hazard of coal seams zones, conditioned by coal particles size. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 51–59. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-51-59

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА

УДК 620.179.14+621.317.333.83 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-60-69

Электромагнитная технология диагностики состояния внутренних защитных покрытий промысловых трубопроводов

Теплухин В. К.[1], Ратушняк А. Н.[2]*, Ван Сяолун[3]
[1] ПетроТул-Направленное Бурение, г. Октябрьский, Республика Башкортостан, Россия
[2] Институт геофизики УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
[3] Компания «Лидер», г. Сучжоу, Китай
e-mail: geo_info@mail.ru

Реферат

Цель работы. *В настоящее время часть (менее 10 %) промысловых трубопроводов имеют внутреннее защитное покрытие. Отсутствие защиты ведет к отказам трубопроводов в процессе эксплуатации, порывам, обусловленным развитием коррозии. Это приводит к экологическому ущербу, высоким затратам на ликвидацию аварий, неконтролируемым потерям нефти и нефтепродуктов. С целью снижения частоты порывов системы трубопроводов необходимо увеличивать долю трубопроводов с внутренним защитным покрытием. Срок службы трубопроводов с внутренней изоляцией возрастает в 8–10 раз по сравнению с незащищенными трубами. Необходима разработка технологии контроля технического состояния внутреннего полимерного покрытия труб промыслового сортамента диаметров 114–273 мм, используемых для транспортировки нефтепродуктов.*

Методика проведения исследований. *Теоретические и методические исследования и детальный анализ результатов физического моделирования.*

Анализ результатов. *Показана информативность измеряемых характеристик гармонического электромагнитного поля при исследовании дефектов защитного покрытия трубопроводов и высокая технологичность промысловых контрольных исследований при проведении диагностики внутреннего полимерного покрытия труб при перемещении измерительного комплекса внутри труб в автономном режиме с непостоянной скоростью.*

Выводы. *Проверена и подтверждена эффективность применения в качестве технического решения способа, основанного на симметричной системе расположения зондовых электродов и мостовой схеме измерений характеристик поля электромагнитного сигнала для создания технологичного средства диагностики внутреннего полимерного покрытия промысловых трубопроводов в сложных условиях промышленной эксплуатации.*

Ключевые слова: *защитное внутритрубное полимерное покрытие; диэлектрический слой; математическое моделирование; экспериментальная установка; физическое моделирование.*

Введение. Система промысловых трубопроводов нефтепродуктов в РФ имеет в настоящее время протяженность около 12,5 тыс. км, из них только 755 км (менее 6,5 %) уложенных промысловых труб диаметром от 114 до 273 мм имеет внутреннее защитное полимерное покрытие, предназначенное для защиты металла труб от воздействия разрушающих факторов [1]. Отсутствие защиты ведет к отказам трубопроводов в процессе эксплуатации, порывам, обусловленным развитием коррозии. Это приводит к экологическому ущербу, высоким затратам на ликвидацию аварий, неконтролируемым потерям нефти и нефтепродуктов. С целью снижения частоты порывов системы трубопроводов необходимо увели-

чивать долю трубопроводов с внутренним защитным покрытием. Срок службы трубопроводов с внутренней изоляцией возрастает в 8–10 раз по сравнению с незащищенными трубами.

Защитная пленка, применяемая для защиты внутренней поверхности промысловых труб, изготавливается из высокопрочного полимера при условии качественной адгезии к металлу. Средняя толщина пленки 0,4–1,0 мм. Технология внутренней изоляции труб силикатно-эмалевыми покрытиями, полиэтиленовыми оболочками и эпоксидными покрытиями внедрена на целом ряде отечественных предприятий. В данное время практически отсутствуют данные о сроках службы внутреннего защитного полимерного покрытия. В процессе эксплуатации трубопроводов в соответствии с требованиями нормативных документов необходимо проведение периодической диагностики для контроля и оценки технического состояния трубопроводов и своевременного устранения возможных дефектов и повреждений.

В научной литературе основной объем исследований посвящен вопросам дефектоскопии акустическими, электромагнитными и другими методами наземных трубопроводов и скважинных обсадных колонн [2–7].

Диагностика качества защитного покрытия на действующих трубопроводах не выполняется в связи с отсутствием технологии и приборов требуемого назначения. В данной работе представлен вариант технического решения поставленной проблемы – создание системы диагностики полимерного внутритрубного защитного покрытия для труб промыслового сортамента, дан анализ материалов математического и физического моделирования.

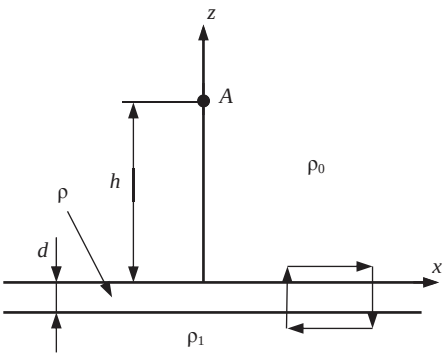

Рис. 1. Модель с диэлектрическим *T*-слоем на границе проводящих сред и источника тока

Fig. 1. Model with a dielectric *T*-layer at the boundary of the conducting media and the current source

Математическое моделирование. Рассмотрим предварительно математическую модель поставленной задачи диагностики качества защитного высокоомного покрытия (рис. 1).

Диэлектрический *T*-слой определим как тонкий пласт толщиной $d \to 0$ и удельным электрическим сопротивлением $\rho \to \infty$, так что их произведение $T = \rho d = \text{const}$ и имеет размерность поперечного сопротивления Ом · м^2 [8].

В средах с различными удельными электрическими сопротивлениями или обратными величинами – электропроводностями σ_0 (при $z > 0$) и σ_1 (при $z < 0$) – электромагнитное поле, создаваемое вертикальным электрическим диполем, приподнятым на высоту $h > 0$ над контактом сред, описывается вектор-потенциалом с единственной составляющей вида [9–13]

$$A_{z0} = \frac{M_z}{4\pi}\left(\frac{\exp(-k_0 R)}{R} + \int_0^\infty \alpha \exp(-m_0 z) J_0(\lambda r)\, d\lambda\right), \qquad z \geq 0;$$

$$A_{z1} = \frac{M_z}{4\pi}\int_0^\infty \beta \exp(m_1 z) J_0(\lambda r)\, d\lambda, \qquad z \leq 0,$$

где M_z – момент электрического диполя, $M_z = Jdl$; λ – параметр разделения пере-

менных в функции Бесселя первого рода $J_0(\lambda r)$; $R = \sqrt{r^2 + (z-h)^2}$; $m_i = \sqrt{\lambda^2 + k_i^2}$, k_i – волновые числа сред 0 и 1, $k_i = \sqrt{j\omega\mu_0\sigma_i}$.

Неизвестные коэффициенты α и β можно определить из граничных условий на *T*-плоскости. Из закона Фарадея в интегральном виде, составляя циркуляцию напряженности электрического поля E^i по замкнутому контуру *L*, опирающемуся на контур площадью *S*, $\oint\limits_L (\boldsymbol{E}^i, d\boldsymbol{l}) = -\dfrac{d}{dt}\int\limits_S B_n dS$ (B_n – составляющая магнитной индукции по нормали к контуру) (рис. 1) и устремляя толщину слоя к нулю ($d \to 0$), для тангенциальных составляющих при стационарном режиме источника тока имеем [9]

$$E_{x0} - E_{x1} = \sigma_0 T \frac{\partial E_{z0}}{\partial x} = \sigma_1 T \frac{\partial E_{z1}}{\partial x} \text{ и } E_{y0} - E_{y1} = \sigma_0 T \frac{\partial E_{z0}}{\partial y} = \sigma_1 T \frac{\partial E_{z1}}{\partial y}$$

или на постоянном токе $U_1 - U_0 = i_{z0}T = i_{z1}T$. Для вектор-потенциалов на границе сред при $z = 0$ получим

$$\frac{1}{\sigma_0} divA_0 - \frac{1}{\sigma_1} divA_1 = T\frac{\partial^2}{\partial z^2} A_{z0} = T\frac{\partial^2}{\partial z^2} A_{z1}.$$

Опуская промежуточные выкладки, получаем:

$$\alpha = \frac{\lambda}{m_0}\frac{\sigma_1 m_0 - \sigma_0 m_1 - \sigma_0\sigma_1 m_0^2 T}{\sigma_1 m_0 + \sigma_0 m_1 - \sigma_0\sigma_1 m_0^2 T}\exp(-m_0 h);$$

$$\beta = 2\lambda\sigma_1 \frac{1 - \sigma_0 m_0 T}{\sigma_1 m_0 + \sigma_0 m_1 + \sigma_0\sigma_1 m_0^2 T}\exp(-m_0 h).$$

В частном случае при $T = 0$ и $\sigma_1 = 0$ (диэлектрик) коэффициенты $\beta = 0$, $\alpha = -\lambda / m_0 \exp(-m_0 h)$ и вектор-потенциал соответствуют случаю проводящего полупространства, описываемого двумя дипольными источниками – истинного и отраженного относительно границы *проводник–диэлектрик* со встречным моментом [12, 13]:

$$A_{z0} = \frac{M_z}{4\pi}\left(\frac{\exp(-k_0 R)}{R} - \frac{\exp(-k_0 \hat{R})}{\hat{R}}\right) \quad \text{при } z \ge 0, \text{ где } \hat{R} = \sqrt{r^2 + (z+h)^2}.$$

Напряженность электрического поля и вектор-потенциал связаны соотношением $\boldsymbol{E} = \dfrac{1}{\sigma} graddiv\boldsymbol{A} - k^2\boldsymbol{A}$ [9–11], при этом для полубесконечного кабеля с электродом *A*, приподнятым на высоту $h_A > 0$ над контактом сред с диэлектрическим слоем, имеем:

$$E_{x0} = -\frac{1}{\sigma_0}\int\limits_{h_A}^{\infty} \frac{\partial^2}{\partial x \partial z} A_{z0} d\xi.$$

Для разности напряжений, развиваемых между двумя точками, разнесенными на расстояние L вдоль оси x в точке измерений на высоте $z = h_A$, получим расчетную формулу над контактом сред с диэлектрическим слоем:

$$\Delta U = \int_0^L E_{x0} dx = -\frac{1}{\sigma_0} \int_{h_A}^{\infty} \frac{\partial}{\partial z} A_{z0} d\xi = \frac{J}{4\pi\sigma_0} \left\{ \frac{\exp(-k_0 L)}{L} + \int_0^{\infty} \alpha \exp(-m_0 z) J_0(\lambda L) d\lambda \right\}. \quad (1)$$

На рис. 2 приведены результаты расчета методом [14] $dU = U(T) - U(T = 0)$ по формуле (1) при параметрах: $J = 1$ А; $\sigma_0 = 0{,}1$ См/м; $\sigma_1 = 2 \cdot 10^4$ См/м; частота $f = 10$ кГц; $T = \rho d = 0{,}001$–10 Ом · м^2 (при $d = 4 \cdot 10^{-4}$ м; $\rho = 10^4$ Ом · м величина поперечного сопротивления T-слоя составляет $T = 4$ Ом · м^2).

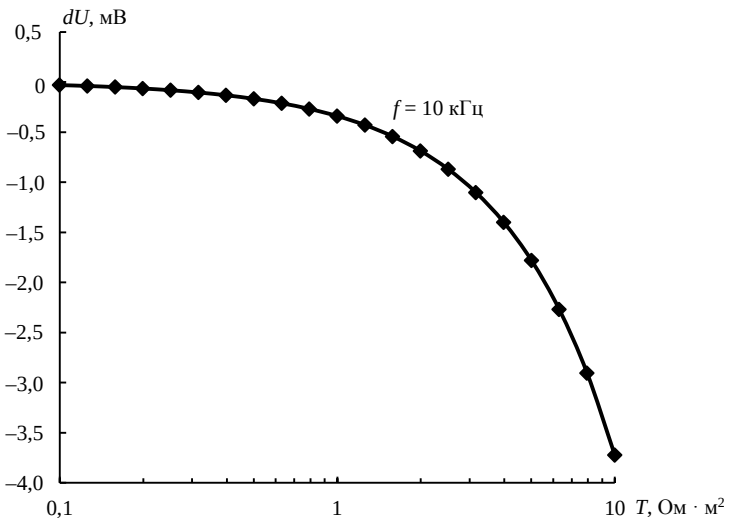

Рис. 2. Зависимость разности напряжений dU от поперечного сопротивления изолирующего T-слоя на частоте 10 кГц
Fig. 2. Dependence between dU stress difference and the transverse resistance of the insulating T-layer at the frequency of 10 kHz

По мере уменьшения величины T от 10 Ом · м^2 величина разности напряжений увеличивается обратно пропорционально изменению T.

Даже малое изменение величины поперечного сопротивления T-слоя приводит к увеличению величины разности напряжений. Эту зависимость можно использовать при оценке толщины покрытия или обнаружении мест нарушений сплошности.

Физическое моделирование. Техническое решение задачи заключается в следующем. Модель представляет собой металлическую трубу с внешним диаметром 273 мм (к примеру) с внутренним полимерным покрытием, заполненную относительно проводящей средой (проводящий раствор). При наличии разности потенциалов между заполняющей внутренней средой и металлом трубы при незначительном нарушении защитно-изоляционного покрытия проводящая жидкость перекачиваемого продукта проникает к металлу, что создает электрический контакт между внутренней средой и стальной стенкой исследуемого трубопровода. Задачей моделирования является обнаружение места электрического контакта внутритрубного продукта с металлом трубы. Конструкция экспериментального зонда, вариант электрической схемы для его подключения в конструкции *зонд–труба* представлены на рис. 3.

Применение постоянного тока в данной схеме невозможно по тем причинам, что ток не пойдет через ненарушенное защитно-изоляционное покрытие, поскольку гальваническая цепь является разомкнутой. Применение гармонических режимов возбуждения поля и регистрации в промышленном варианте также невозможно из-за высокого энергопотребления установки. Наиболее целесообразно применение импульсного режима возбуждения и регистрации электромагнитного поля.

Представленная схема, основанная на симметричной системе расположения зондовых электродов и мостовой схеме измерений, предварительно реализована в макетном исполнении и опробована на стендах с образцами промысловых труб 273 и 219 мм.

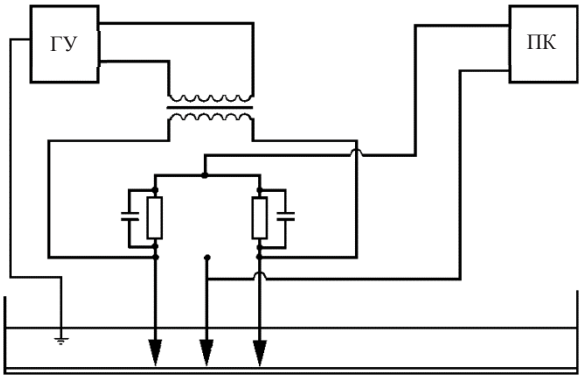

Рис. 3. Схема генераторно-измерительной системы в трубе с покрытием
Fig. 3. The diagram of the generator-measurement system in the coated pipeline

Физические основы измерительной системы: исследуемый трубопровод можно представить как протяженный электрический конденсатор, у которого обкладками являются металл трубы и сама жидкость, перемещаемая по трубе. Изолятором данного конденсатора служит защитное изоляционное покрытие трубы. Предлагаемый способ предназначен для выявления участков повреждения защитного изоляционного покрытия путем воздействия переменным электрическим полем между двумя электродами, расположенными на поверхности измерительного прибора, находящегося внутри исследуемой трубы.

Электрическая эквивалентная цепь части трубопровода состоит из омического (активного) сопротивления прокачиваемой жидкости и распределенной емкости (конденсатора) участка трубы.

1. Производится регистрация потенциала относительно средней точки «моста». В случае равных условий при замыкании каждого участка мостовой схемы (сбалансированности «моста») регистрируемый потенциал средней точки приближается к нулю. При нарушении равенства условий (например, при наличии сквозного дефекта полимерного покрытия) происходит резкое изменение значения потенциала средней точки, причем знак изменения («плюс» или «минус») зависит от того, в каком интервале мостовой схемы в данный момент находится сквозной дефект.

2. Неповрежденный участок трубопровода в данной схеме представляет собой систему конденсатора с обкладками: 1 – продукт внутри трубопровода, 2 – собственно металл трубы. Изолятор между обкладками «конденсатора» – внутреннее полимерное покрытие.

3. «Дефектный» участок трубы – «конденсатор» с «пробоем» изоляции.

4. Проводя измерения относительной емкости между участками при перемещении измерительной системы по дистанции происходит фиксирование участков со сквозным нарушением изоляции «конденсатора».

5. Настрой параметров измерительной системы (сопротивления и емкости R и C) произведен таким образом, что эффект поврежденного участка выделяется многократно относительно фонового режима на неповрежденных участках.

В качестве источника генераторного сигнала использован стационарный генератор импульсов, частота 5–10 кГц, напряжение 8 В. Форма сигнала – «меандр». К примеру, при разработке рабочей схемы измерительной системы питание просчитано от малогабаритного бытового источника «Крона». Положение дефекта защитного пленочного покрытия отмечается резкой знакопеременной кривой изменения напряжения (рис. 4).

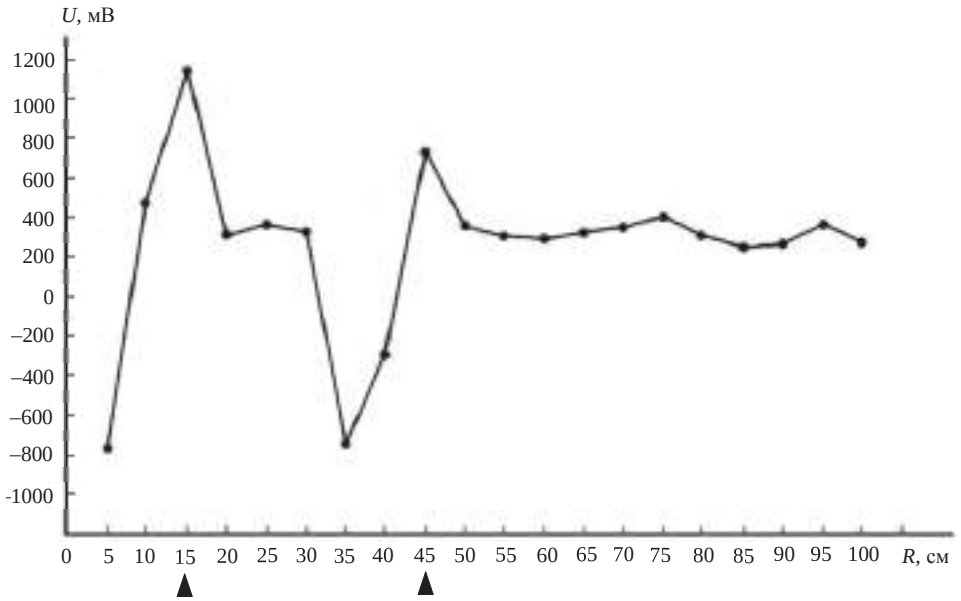

Рис. 4. График регистрируемого сигнала по трубе при наличии дефектов
Fig. 4. The graph of the registered signal along the pipeline with defects

Колебания значений потенциала средней точки мостовой схемы в интервале неповрежденного пленочного покрытия происходят в диапазоне 17,4–43,0 % относительно значения сигнала сбалансированного «моста» и имеют синусоидный вид с шагом около 25 см.

Колебания при условии практически неизменного уровня воды обусловлены колебаниями толщины нанесенной защитной пленки. Относительно слабый разбаланс измерительного моста будет наблюдаться в случаях изменения толщины пленочного покрытия.

Одной из важнейших задач диагностики трубопроводов с внутренним защитным покрытием является оценка толщины полимерного слоя. Толщина полимерного слоя практически определяет емкостные свойства системы «конденсатора», представленного диэлектрической высокоомной пленкой, металлом трубы и проводящей внутритрубной средой (последние две играют роль обкладок).

Известно, что основное значение амплитуды измеряемого сигнала в том числе будет определяться и значением толщины прокладки исследуемого «конденсатора», а именно значением создаваемой емкости $C = \varepsilon\varepsilon_0 S/d$, где ε – диэлектрическая

проницаемость пленки, $\varepsilon \approx 20$ отн. ед.; ε_0 – диэлектрическая постоянная, $\varepsilon_0 = 8{,}8542 \cdot 10^{-12}$ Ф/м; S – площадь пленки, м^2; d – толщина пленки, м. Длина измерительной камеры 15 мм; внешний диаметр трубы 219 мм; внутренний диаметр – 208 мм.

Из аналитических расчетов следует, что амплитуда изменения емкости, создаваемой полимерным внутренним покрытием, изменяется в зависимости от относительной толщины ($d/d_{ном}$) пленки при любом наполнении трубы продуктами перекачки.

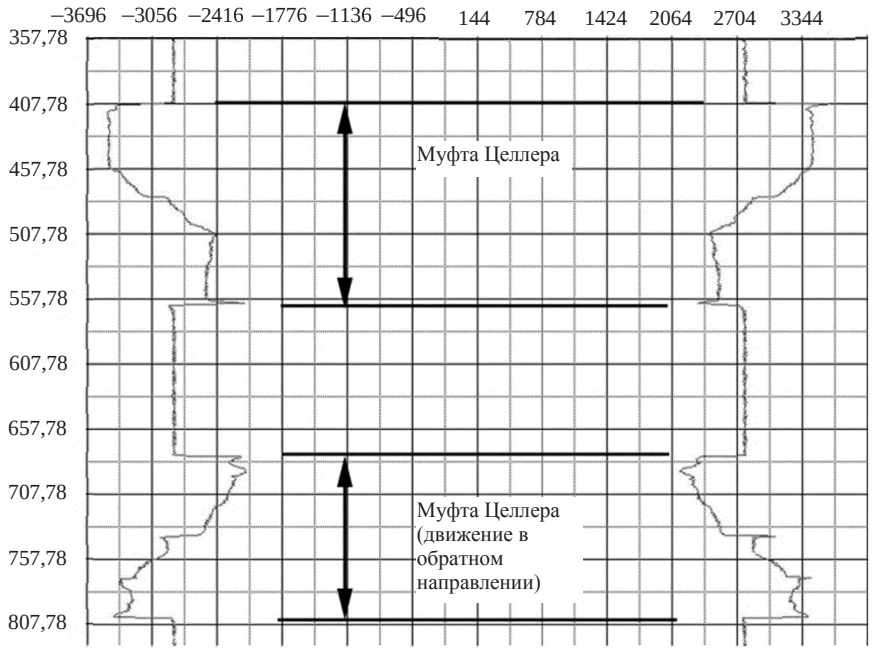

Рис. 5 . Выделение муфтового соединения Целлера
Fig. 5. Detection of Zeller plug-in coupling

В случае если толщина покрытия находится в пределах 0,3–1,0 (к примеру, 0,7) толщины ТУ, соотношение емкости может изменяться всего в 1,1–1,5 раза по отношению к номинальному значению емкости: $C(d0{,}7\text{ном})/C(d\text{ном}) = 1{,}43$ (+43 %). В случае если толщина покрытия превышает номинальное значение 1,0–1,2 толщины ТУ, соотношение емкости падает по отношению к номинальному значению емкости: $C(d1{,}2\text{ном})/C(d\text{ном}) = 0{,}83$ (–17 %). Зная емкость конденсатора, создаваемого участком изоляционного покрытия трубы в измерительной секции, и диэлектрическую проницаемость материала покрытия, можно однозначно определить среднюю толщину покрытия.

Сделанные на основании результатов измерений и аналитических расчетов выводы позволяют предварительно оценить положительно потенциальные возможности измерительной системы для качественной оценки толщины пленочного покрытия относительно толщины по ТУ.

Муфта Целлера, соединяющая соседние трубы, надежно выделяется при прямом и обратном движении знакопеременными эффектами на краях муфты при малой стабилизации сигнала в центре муфты (рис. 5). Интервал «стабилизации сигнала» зависит только от скорости перемещения комплекса относительно

муфты. Изменение амплитуды сигнала обусловлено также изменениями реактивного сопротивления – емкости (объем пленочного покрытия) модели муфты относительно цельной трубы.

Детально проанализированы экспериментальные данные:

– при измерении емкостных свойств участка поверхности внутритрубного покрытия образцов труб, зависящих от толщины пленки при условии неизменности параметра сопротивления материала пленки: $\tau = RC$;

– оценке равномерности изолирующего покрытия трубы;

– оценке возможности обнаружения сквозных дефектов пленочного покрытия различных размеров;

– оценке влияния параметров R и C на характер изменения напряжения.

Вывод. Проверена и подтверждена эффективность применения в качестве технического решения способа, основанного на симметричной системе расположения зондовых электродов и мостовой схеме измерений характеристик поля, для создания технологичного мобильного средства диагностики внутреннего полимерного покрытия промысловых трубопроводов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гейт А. П., Михайлов И. И., Зорин Е. Е. Применение систем автоматизированного ультразвукового контроля для оценки качества кольцевых сварных соединений трубопроводов // Наука и технология трубопроводного транспорта нефти и нефтепродуктов. 2018. № 8. С. 264–272.

2. Власов В. Т., Коровкин Ю. А., Марин Б. Н., Юрчук Е. С. Устройство для ультразвукового контроля трубопроводов: пат. 2018817 Рос. Федерация. МПКG 01 N 29/10. 30.08.1994. URL: http://www1.fips.ru/ fips_servl/fips_servlet

3. Власов В. Т., Марин Б. Н., Юрчук Е. С., Коровкин Ю. А. Ультразвуковое устройство для автоматического контроля качества металла трубопроводов: пат. 2042946 Рос. Федерация. МПК G 01 N 29/04. 27.08.1995. URL: http://www1.fips.ru/fips_servl/fips_servlet

4. Шабуневич В. И. Способ неразрушающего контроля трубопроводов: пат. 2108569 Рос. Федерация. МПК G 01N29/04. 10.04.1998. URL: http://www1.fips.ru/ fips_servl/fips_servlet

5. Мурашов В. В., Слюсарев М. В. Выявление трещин в деталях из полимерных композиционных материалов и в многослойных клееных конструкциях низкочастотным акустическим методом // Дефектоскопия. 2016. № 6. С. 27–34.

6. Теплухин В. К. Развитие теоретического обеспечения электромагнитной дефектоскопии колонн нефтяных и газовых скважин // Дефектоскопия. 2004. № 12. С. 60–73.

7. Ратушняк А. Н., Теплухин В. К. Теоретические и экспериментальные основы индукционных методов исследований скважин. Екатеринбург: УрО РАН, 2017. 127 с.

8. Исаев Г. А., Кауфман А. А., Рабинович Б. И., Шатохин В. Н. О влиянии негоризонтальных поверхностей раздела на электромагнитные поля, применяемые в электроразведке // Теория электромагнитных полей, применяемых в разведочной геофизике. Новосибирск: Наука, 1970. С. 3–69.

9. Заборовский А. И. Электроразведка. М.: Гостоптехиздат, 1963. 429 с.

10. Ваньян Л. Л. Основы электромагнитных зондирований. М.: Недра, 1965. 109 с.

11. Уэйт Дж. Р. Геоэлектромагнетизм. М.: Недра, 1987. 235 с.

12. Бурсиан В. Р. Теория электромагнитных полей, применяемых в электроразведке. Л.: Недра, 1972. 245 с.

13. Краев А. П. Основы геоэлектрики. Л.: Недра, 1965. 587 с.

14. Longman I. M. A method for the numerical evaluation of finite integrals of oscillatory functions // Math. Comput. 1960. Vol. 14. No. 69. P. 53–59.

Поступила в редакцию 14 мая 2019 года

Сведения об авторах:

Теплухин Владимир Клавдиевич – доктор технических наук, руководитель отдела новых технологий «ПетроТул-Направленное бурение». E-mail: teplukhin-v@yandex.ru

Ратушняк Александр Николаевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией Института геофизики УрО РАН. E-mail: geo_info@mail.ru

Ван Сяолун – кандидат социологических наук, директор Компании «Лидер». E-mail: dudkinmsu@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-60-69

Electromagnetic technology of diagnosing the internal protective coating of field pipelines

Vladimir K. Teplukhin[1], Aleksandr N. Ratushniak[2], Wang Xiaolong[3]
[1] Directional Drilling Branch of Petro Tool LLC, Oktyabrsky, Republic of Bashkortostan, Russia.
[2] Institute of Geophysics UB RAS, Ekaterinburg, Russia.
[3] Leader Company, Suzhou, China.

Abstract

Research aim. *Currently, part (less than 10%) of field pipelines has an internal protective coating. The lack of protection leads to of pipelines in-service failures and ruptures caused by corrosion. This leads to environmental damage, high costs for emergency elimination, and uncontrolled losses of oil and petroleum products. In order to reduce the frequency of ruptures in the pipeline system, it is necessary to increase the number of pipelines with an internal protective coating. The service life of pipelines with internal insulation increases by 8-10 times compared to unprotected pipes. It is necessary to develop a technology monitoring the technical state of the internal polymer coating of field pipes of 114-273 mm in diameter used for petroleum products transportation.*

Research methodology *includes theoretical and methodological research and detailed analysis of physical modelling results.*

Analysis of results. *Harmonic electromagnetic field measured characteristics informativeness is shown in the study of pipelines protective coating defects. High manufacturability of field check studies is shown when diagnosing internal polymer coating of pipes and moving the measuring system inside the pipeline in an autonomous mode with variable speed.*

Summary. *The efficiency has been tested and confirmed of using a method based on probe electrodes symmetrical arrangement and a bridge circuit to measure electromagnetic signal field characteristics to create a manufacturable tool diagnosing field pipelines internal polymer coating in difficult industrial conditions.*

Key words: *internal protective polymer coating of pipes; dielectric layer; mathematical modeling; experimental setup; physical modeling.*

REFERENCES

1. Geit A. P., Mikhailov I. I., Zorin E. E. Application of automated ultrasonic inspection systems in assessing the quality of girth welds of main pipelines. *Nauka i tekhnologiia truboprovodnogo transporta nefti i nefteproduktov = Science and Technologies: Oil and Oil Products Pipeline Transportation*. 2018; 8: 264–272. (In Russ.)
2. Vlasov V. T., Korovkin Iu. A., Marin B. N., Iurchuk E. S. *Facility for ultrasonic inspection of pipelines*. Patent RF no. 2018817; 1994. Available from: http://www1.fips.ru/ fips_servl/fips_servlet (In Russ.)
3. Vlasov V. T., Marin B. N., Iurchuk E. S., Korovkin Iu. A. *Ultrasonic facility for pipeline metal automatic quality control*. Patent RF no. 2042946; 1995. Available from: http://www1.fips.ru/fips_servl/fips_servlet (In Russ.)
4. Shabunevich V. I. *Method of nondestructive inspection of pipelines*. Patent RF no. 2108569; 1998. Available from: http://www1.fips.ru/ fips_servl/fips_servlet (In Russ.)
5. Murashov V. V., Sliusarev M. V. Revealing cracks in polymer-composite parts and in multilayered glued constructions by a low-frequency acoustic method. *Defektoskopiia = Russian Journal of Nondestructive testing*. 2016; 6: 27–34. (In Russ.)
6. Teplukhin V. K. The development of theoretical foundations for electromagnetic flaw detection of oil and gas wells. *Defektoskopiia = Russian Journal of Nondestructive testing*. 2004; 12: 60–73. (In Russ.)
7. Ratushniak A. N., Teplukhin V. K. *Theoretical and experimental for induction methods of well inspection*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2017. (In Russ.)
8. Isaev G. A., Kaufman A. A., Rabinovich B. I., Shatokhin V. N. On the influence of nonlevel contact on the electromagnetic fields used in electrical exploration. In: *The theory of electromagnetic fields applied in exploration geophysics*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 1970. p. 3–69. (In Russ.)
9. Zaborovskii A. I. *Electrical exploration*. Moscow: Gostoptekhizdat Publishing; 1963. (In Russ.)
10. Vanian L. L. *The fundamentals of electromagnetic soundings*. Moscow: Nedra Publishing; 1965. (In Russ.)
11. Wait J. R. *Geo-elektromagnetizm*. Moscow: Nedra Publishing; 1987. (In Russ.)
12. Bursian V. R. *The theory of electromagnetic fields applied in electrical exploration*. Leningrad: Nedra Publishing; 1972. (In Russ.)
13. Kraev A. P. *The fundamentals of geoelectrical engineering*. Leningrad: Nedra Publishing; 1965. (In Russ.)
14. Longman I. M. A method for the numerical evaluation of finite integrals of oscillatory functions. *Math. Comput*. 1960; 14 (69): 53–59.

Received 14 May 2019

Information about authors:

Vladimir K. Teplukhin – DSc (Engineering), Head of the Innovative Technologies Department, Directional Drilling Branch of Petro Tool LLC. E-mail: teplukhin-v@yandex.ru
Aleksandr N. Ratushniak – PhD (Engineering), Head of the Laboratory, Institute of Geophysics UB RAS. E-mail: geo_info@mail.ru
Wang Xiaolong – PhD (Sociology), Director, Leader Company. E-mail: dudkinmsu@yandex.ru

Для цитирования: Теплухин В. К., Ратушняк А. Н., Ван Сяолун. Электромагнитная технология диагностики состояния внутренних защитных покрытий промысловых трубопроводов // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 60–69. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-60-69
For citation: Teplukhin V. K., Ratushniak A. N., Wang Xiaolong. Electromagnetic technology of diagnosing the internal protective coating of field pipelines. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 60–69 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-60-69

УДК 622.341:622.771.6 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-70-80

Повышение комплексности использования железорудного сырья с помощью винтовой сепарации

Прокопьев С. А.[1], Пелевин А. Е.[2]*, Прокопьев Е. С.[1], Иванова К. К.[3]
[1] Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Россия
[2] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
[3] Производственная компания «Спирит», г. Иркутск, Россия
e-mail: a-pelevin@yandex.ru

Реферат

Целью работы *является оценка возможности применения винтовой сепарации для повышения комплексности использования железорудного сырья за счет получения дополнительного концентрата из хвостов обогащения в слабом магнитном поле магнетитсодержащих руд.*

Методика проведения исследований. *Эксперименты выполнены в лабораторных и полупромышленных условиях с использованием винтовых шламовых сепараторов. Исходными продуктами являлись хвосты обогащения в слабом магнитном поле гематит-магнетитовых кварцитов, магнетитовых и титаномагнетитовых руд.*

Результаты исследований. *В полупромышленных условиях показана возможность получения гематитового концентрата с массовыми долями железа 63–66 % и диоксида кремния 4,6–8,0 % из отходов обогащения гематит-магнетитовых руд. Выход концентрата по отношению к хвостам обогащения составил 10–14 %. Лабораторные исследования по применению винтовой сепарации и концентрации на столе не позволили получить готовых железных или других концентратов из хвостов обогащения магнетитовых и титаномагнетитовых руд. При гравитационном обогащении хвостов переработки комплексных магнетитовых руд отмечено повышение содержания сульфидов меди и цинка в тяжелом продукте.*

Выводы. *Использование винтовой сепарации при обогащении гематит-магнетитовых кварцитов позволяет повысить комплексность использования железорудного сырья за счет получения гематитового концентрата. Применение винтовой сепарации следует признать нецелесообразным для снижения потерь железа с хвостами при обогащении скарновых магнетитовых и титаномагнетитовых руд. Винтовую сепарацию можно использовать в качестве метода предварительного обогащения хвостов переработки комплексных скарновых магнетитовых руд с целью получения промпродуктов, содержащих минералы цветных металлов.*

Ключевые слова: *комплексность использования сырья; железные руды; хвосты обогащения; винтовая сепарация; винтовой шламовый сепаратор; гематитовый концентрат; массовая доля железа.*

Введение. Для обогащения каждого типа руд по полезному компоненту применяются различные основные методы обогащения – магнитный, гравитационный, флотационный и другие. Иногда используются комбинированные схемы, включающие несколько методов обогащения [1].

Основным методом при обогащении магнетитовых и титаномагнетитовых руд является магнитный метод, так как магнитная восприимчивость магнетита на несколько порядков превышает магнитную восприимчивость породных минералов. Используется сухая и мокрая магнитная сепарация (СМС и ММС) в слабом магнитном поле. Однако применяются и другие методы обогащения, например флотационный метод для доводки рядовых концентратов с целью получения высоко-

качественных концентратов для процесса металлизации (для бездоменного получения железа).

Повышение эффективности обогащения железных руд в основном осуществляется тремя известными способами.

1. Повышение комплексности использования сырья за счет увеличения извлечения в концентрат основного полезного компонента либо за счет получения дополнительного концентрата или товарного продукта. Помимо экономического эффекта в этом направлении важен экологический аспект – снижается количество техногенных отходов обогащения.

2. Повышение качества железного концентрата.

3. Снижение затрат на обогащение руды, в основном связанное с уменьшением затрат на измельчение.

Для решения этих задач испытываются и используются специальные методы магнитного обогащения [2, 3], флотационное обогащение [3–5], различные способы измельчения [6–8], схемы измельчения с тонким грохочением [3], схемы со стадиальным выделением железного концентрата [9].

Применение гравитационного метода для обогащения железных руд. Одним из методов, используемых при обогащении железных руд, является гравитационный метод. При этом гравитационный метод обогащения не исключает магнитный метод. Магнитный метод – основной метод обогащения железных руд, а гравитационный используется для решения специальных задач.

Применение гравитационного метода обусловлено разницей между плотностями рудных и нерудных минералов, содержащихся в железных рудах. Плотность основных минералов железа – магнетита и гематита – составляет 4800–5200 кг/м^3, а плотность основных нерудных минералов составляет в среднем – для кварца 2600 кг/м^3, для амфиболов и пироксенов – 3200–3300 кг/м^3.

Перспективными аппаратами для гравитационного обогащения магнетитовых руд являются винтовые сепараторы. Винтовая сепарация в ряде случаев применяется в схемах обогащения железных руд [10–11]. Теория винтовой сепарации достаточно изучена [12–14]. Сепараторы винтовые (СВМ – минеральные и СВШ – шламовые) предназначены для разделения измельченных руд по плотности при крупности питания –2+0,071 и –0,5+0 мм соответственно.

Повышение комплексности использования железорудного сырья. В настоящее время повышение комплексности использования сырья особенно актуально при обогащении гематит-магнетитовых кварцитов, рудными минералами которых являются сильномагнитный магнетит (Fe_3O_4) и слабомагнитный гематит (Fe_2O_3). На трех железорудных предприятиях России (Оленегорский, Михайловский и Кимкано-Сутарский ГОКи) слабомагнитный тонкий гематит переходит в хвосты мокрой магнитной сепарации (ММС) в слабом поле, что значительно снижает выход концентрата и извлечение железа в концентрат при обогащении.

Гематитовый концентрат с использованием гравитационных методов обогащения (отсадки) получают из немагнитного продукта ММС только на Оленегорском ГОКе [1] из гематит-магнетитовой руды Оленегорского месторождения. При этом в концентрат извлекается только гематит крупностью более 0,1 мм. Более мелкий гематит не извлекается и уходит в хвосты фабрики со сливами гидроциклонов и легкими продуктами отсадочных машин.

При обогащении гематит-магнетитовых кварцитов с весьма тонкой рудной вкрапленностью (0,03–0,071 мм) на Михайловском и Кимкано-Сутарском ГОКе гематит не извлекается в концентрат и переходит в хвосты.

Использование традиционных схем обогащения гематит-магнетитовых кварцитов с применением мокрой магнитной сепарации в слабом поле позволяет выделить в концентрат в основном только сильномагнитный магнетит.

Магнитное обогащение в сильном поле немагнитного продукта ММС не позволяет получить кондиционный гематитовый концентрат, так как гематит и некоторые породообразующие минералы имеют удельную магнитную восприимчивость одного порядка. Например, удельная магнитная восприимчивость амфиболов (куммингтонит, грюнерит) составляет (3–5) · 10^{-7} $м^3$/кг, а удельная магнитная восприимчивость гематита составляет (2–20) · 10^{-7} $м^3$/кг. Поэтому черновой гематитовый концентрат, полученный при магнитном обогащении в сильном поле, содержит гематит, амфиболы и сростки кварца с магнетитом и гематитом.

В дальнейшем черновой гематитовый концентрат можно обогащать с помощью флотационного метода [3] или с помощью гравитационных методов (шламовые концентрационные столы или шламовые винтовые сепараторы).

Принципиальная схема получения гематитового концентрата по магнитно-гравитационной схеме с применением высокоградиентных магнитных сепараторов (ВГМС) и гравитационных аппаратов приведена на рис. 1.

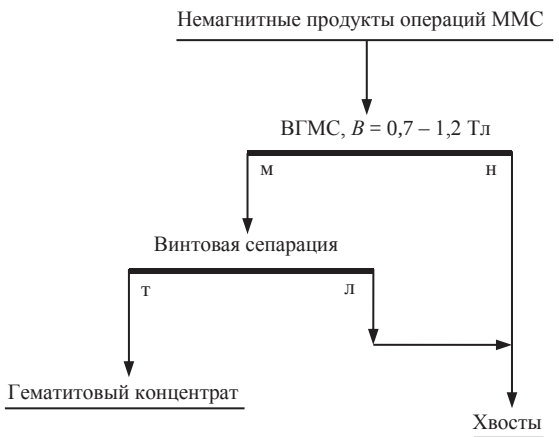

Рис. 1. Общая схема получения гематитового концентрата:
м – магнитный продукт; н – немагнитный продукт; т – тяжелый продукт; л – легкий продукт
Fig. 1. General scheme of obtaining hematite concentrate:
м – magnetic product; н – nonmagnetic product; т – heavy product; л – light product

Результаты экспериментов и анализ полученных результатов. В табл. 1 приведены результаты полупромышленных и лабораторных испытаний по применению винтовой сепарации для получения гематитовых концентратов из немагнитных продуктов мокрой магнитной сепарации в слабом поле при обогащении гематит-магнетитовых руд.

Получение гематитового концентрата из железистых кварцитов Сутарского месторождения в лабораторных условиях выполнено по схеме, приведенной на рис. 1. Гематит руды Сутарского месторождения имеет чешуеобразную форму с преобладанием крупности 0,030–0,045 мм. Поэтому гравитационное обогащение выполнено на винтовом сепараторе СВШ-400 и лабораторном концентрационном столе МОЛМ при «шламовом» режиме работы (длина хода деки 3 мм, частота колебаний деки 420 $мин^{-1}$). Исходные пробы немагнитных продуктов операций ММС перед обогащением не измельчались. Дополнительно использовалось предварительное грохочение на сите 0,16 мм для удаления крупных частиц.

Результаты сравнительных испытаний показали, что использование гравитационного обогащения позволяет получить гематитовый концентрат с массовой долей железа не менее 60 % из железистых кварцитов Сутарского месторождения (табл. 1). Шламовый винтовой сепаратор по сравнению с концентрационным столом обеспечивает больший выход концентрата (14,8 % против 12,0 %) и извлечение Fe в концентрат (31,47 % против 26,34 %), но при меньшей массовой доле железа в концентрате (60,1 % против 62,3 %).

Таблица 1. Результаты применения гравитационного обогащения для получения гематитового концентрата из железистых кварцитов
Table 1. Results of applying gravitational dressing to obtain hematite concentrate from iron formations

Продукт	Технологические показатели обогащения (к схеме гравитационного обогащения)		
	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
*Руда Сутарского месторождения, магнитно-гравитационная схема, лабораторные испытания, винтовой сепаратор СВШ-400 (основная и перечистная операции)**			
Концентрат (тяжелый)	14,8 (12,0)	60,1 (62,3)	31,47 (26,34)
Хвосты (легкий)	85,2 (88,0)	22,7 (23,7)	68,53 (73,66)
Исходный (магнитный ВГМС, крупность –0,16+0 мм)	100,0	28,2 (28,3)	100,00
Михайловский ГОК, полупромышленные испытания, винтовые сепараторы СВШ2-750 и СВШ-750, схема № 1 с направлением промпродуктов в хвосты (первый и второй режимы) **			
Концентрат (тяжелый)	13,8 (12,0)	63,0 (65,4)	27,51 (24,84)
Промпродукты перечистных операций	20,0 (21,8)	39,4 (40,0)	24,93 (27,60)
Хвосты (легкий)	66,2	22,7	47,56
Исходный (подготовленный по крупности продукт –0,07+0,02 мм)	100,0	31,6	100,00
Михайловский ГОК, полупромышленные испытания, винтовые сепараторы СВШ2-750 и СВШ-750, схема № 2 с направлением промпродуктов в основную операцию винтовой сепарации			
Концентрат (тяжелый)	11,7	63,0	23,35
Хвосты (легкий)	88,3	27,4	76,65
Исходный (подготовленный по крупности продукт –0,07+0,02 мм)	100,0	31,6	100,00
Михайловский ГОК, полупромышленные испытания, винтовые шлюзы СВШ2-750 и СВШ-750, схема № 3 с направлением промпродуктов во вторую операцию обесшламливания			
Концентрат (тяжелый)	10,8	66,4	24,48
Хвосты (легкий)	89,2	24,8	75,52
Исходный (подготовленный по крупности продукт –0,07+0,02 мм)	100,0	29,3	100,00

* В скобках приведены результаты обогащения на лабораторном концентрационном столе; ** в скобках приведены результаты обогащения при втором режиме разделения на шламовом винтовом сепараторе второй перечистной операции.

На производственной площадке обогатительной фабрики Михайловского ГОКа выполнены полупромышленные испытания по получению гематитового концентрата из хвостов фабрики с применением винтовой сепарации. В качестве гравитационных аппаратов использовались винтовые сепараторы для обогащения шламов СВШ2-750 и СВШ-750, так как крупность зерен гематита менее 0,07 мм. Схема получения гематитового концентрата приведена на рис. 2.

Текущие хвосты обогатительной фабрики Михайловского ГОКа перед гравитационным обогащением подготавливались по крупности. Использовалась схема с последовательными операциями тонкого гидравлического грохочения (две операции, размеры отверстий сит грохотов 0,2 и 0,071 мм) и обесшламливания подрешетных продуктов (после каждой операции грохочения). Надрешетные продукты грохотов и сливы дешламаторов (шламы) направлялись в хвосты.

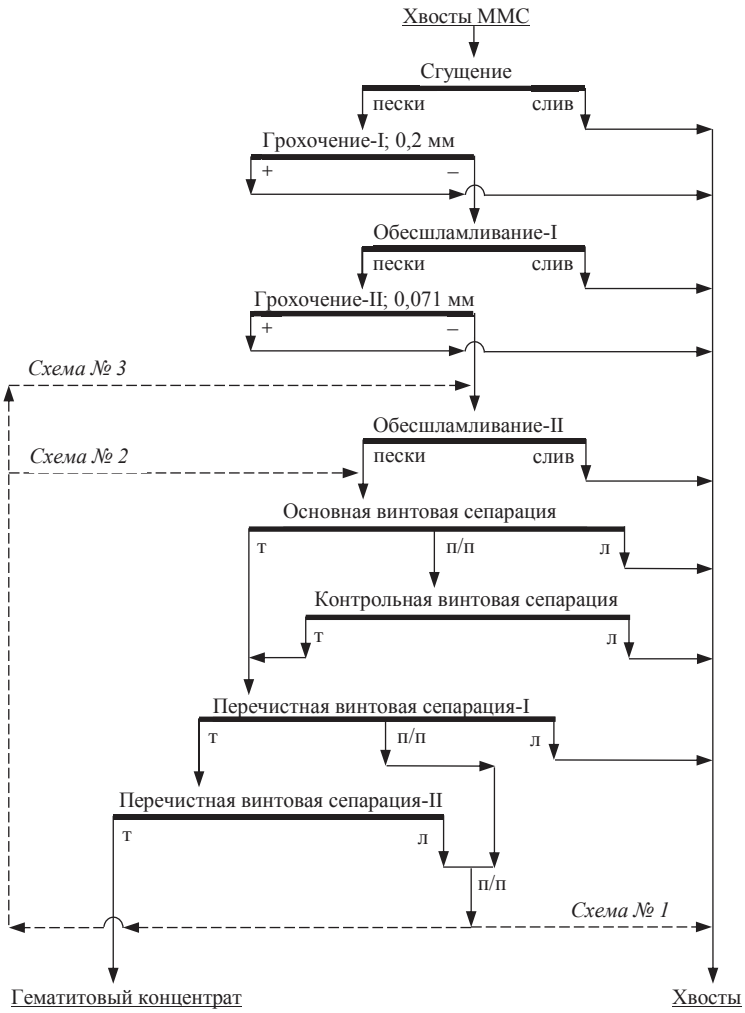

Рис. 2. Схема получения гематитового концентрата из хвостов Михайловского ГОКа
Fig. 2. Scheme of obtaining hematite concentrate from tailings at Mikhailovsky GOK

Подготовка по крупности обеспечила подачу на гравитационное обогащение продукта крупностью 0,02–0,071 мм. Использование схемы подготовки гематитсодержащего продукта (хвостов фабрики) по крупности обусловлено тем, что свободный гематит в основном содержится в продукте менее 0,071 мм, а шламы (менее 0,02 мм) являются труднообогатимым продуктом.

Схема гравитационного обогащения с применением винтовых сепараторов включала основную (СВШ2-750, 2 шт.), контрольную (СВШ-750) и две перечистные операции (в каждой операции по одному СВШ2-750). Испытаны три схемы (рис. 2). Схема № 1 не включала циркуляцию промпродуктов (п/п) перечистных

операций. По схеме № 1 промпродукты объединялись с хвостами. В двух других схемах использовалась циркуляция промпродуктов – промпродукты направлялись в операцию основной винтовой сепарации (схема № 2) и во вторую операцию обесшламливания (схема № 3).

Результаты полупромышленных испытаний показали, что из хвостов Михайловского ГОКа при их подготовке по крупности (–0,071+0,02 мм) возможно с помощью винтовых шлюзов получать гематитовый концентрат с массовой долей железа 63–66 % (табл. 1).

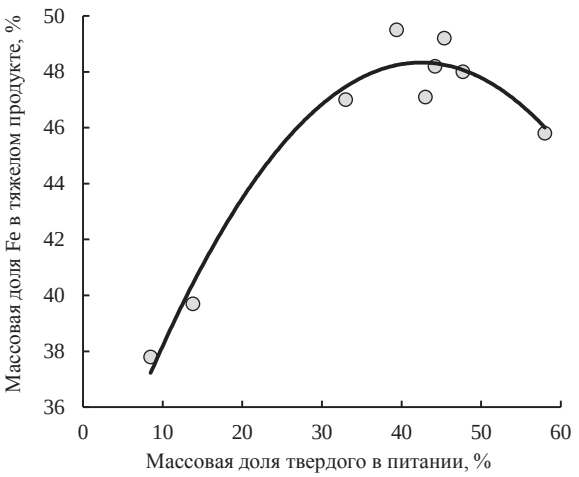

Рис. 3. Зависимость массовой доли Fe в тяжелом продукте основной винтовой сепарации от массовой доли твердого в питании операции
Fig. 3. Dependence between the mass share of Fe in heavy product of basic screw separation and the mass share of solid in feed of the operation

Наиболее перспективной (более простой и менее затратной) является схема № 1 с направлением промпродуктов перечистных операций в хвосты (рис. 2). Эта схема позволила получить гематитовые концентраты с массовой долей железа 63,0–65,4 % при большем выходе и извлечении железа в концентрат по сравнению со схемами № 2 и 3 (табл. 1). Массовая доля железа в гематитовом концентрате изменялась путем поворота концентратного отсекателя винтового сепаратора второй перечистной операции (первый и второй режимы).

Схемы № 2 и 3 с циркуляцией промпродуктов (рис. 2) испытывались с целью повышения выхода гематитового концентрата и извлечения в него железа. Использование циркуляции промпродуктов не привело к повышению выхода гематитового концентрата и извлечения в него железа (табл. 1). Это можно объяснить тем, что гематитсодержащие продукты с весьма тонкой рудной вкрапленностью гематита являются труднообогатимым сырьем (низкая крупность, присутствие тонких сростков кварца с магнетитом, окисленных минералов железа, амфиболов). Поэтому любые промпродукты обогащения (гравитационного, флотационного, магнитного) таких гематитсодержащих продуктов являются еще более труднообогатимыми и на современном уровне развития технологии и техники их лучше направлять в хвосты.

Выполненные испытания позволили определить влияние массовой доли твердого в питании на массовую долю железа в тяжелом продукте операции основной винтовой сепарации (рис. 3) и получить зависимость массовой доли диоксида кремния от массовой доли железа в конечном гематитовом концентрате (рис. 4).

Зависимость массовой доли железа в тяжелом продукте операции основной винтовой сепарации от массовой доли твердого в питании носит экстремальный характер – максимум функции (48,4 % Fe) соответствует массовой доле твердого в питании 42,6 %. Для обеспечения величины массовой доли железа в тяжелом продукте основной винтовой сепарации не ниже 48 % необходимо поддерживать массовую долю твердого в питании в диапазоне 36,5–48,7 % (рис. 3). Оптимальное значение массовой доли твердого в питании винтовых шлюзов находится в широком диапазоне (42,6±6,1 %). Это говорит о возможности поддержания этого оптимального значения в промышленных условиях.

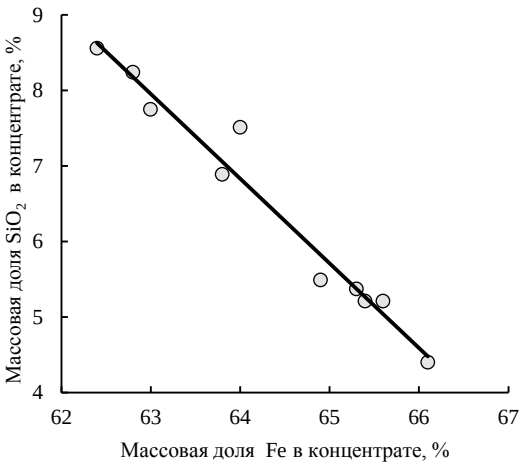

Рис. 4. Зависимость массовой доли SiO_2 от массовой доли Fe в гематитовом концентрате
Fig. 4. Dependence between the mass share of SiO_2 and the mass share of Fe in hematite concentrate

При увеличении массовой доли железа в гематитовом концентрате массовая доля диоксида кремния в концентрате снижается (рис. 4). Однако гематитовый и магнетитовый концентраты с одинаковой массовой долей железа в (65–66 %) отличаются по массовой доле в них диоксида кремния. Массовая доля диоксида кремния в гематитовом концентрате (4,6–5,7 % SiO_2, рис. 4), полученном гравитационным методом, ниже массовой доли диоксида кремния в магнетитовом концентрате обогатительной фабрики (7,3–8,4 % SiO_2), получаемом магнитным методом. Это повышает металлургическую ценность гравитационного гематитового концентрата (за счет более низкой массовой доли диоксида кремния) и, соответственно, может повысить металлургическую ценность суммарного рядового гематит-магнетитового концентрата обогатительной фабрики Михайловского ГОКа.

Таким образом, применение гравитационного обогащения позволяет повысить комплексность использования железорудного сырья при переработке гематит-магнетитовых кварцитов за счет получения дополнительного гематитового концентрата. Главным недостатком гравитационных схем извлечения гематита с весьма тонкой рудной вкрапленностью из хвостов ММС является необходимость применения схемы подготовки исходного продукта по крупности с целью удаления крупных (более 0,071 мм) и шламистых (менее 0,02 мм) частиц. Поэтому гравитационные схемы извлечения гематита крупностью менее 0,071 мм при обогащении гематит-магнетитовых кварцитов пока не используются.

К промышленным типам железных руд, кроме магнетитовых и гематит-магнетитовых кварцитов, относятся также скарновые магнетитовые руды и титаномаг-

нетитовые руды. При промышленном обогащении этих руд регулярно поднимается вопрос о снижении массовой доли железа в хвостах и о снижении извлечения железа в хвосты (снижении потерь железа с хвостами). Для скарновых магнетитовых руд потери железа с хвостами достигают 20 % при массовой доле железа в хвостах 10–11 %. При обогащении титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения потери железа с хвостами достигают 33 % при массовой доле железа в хвостах 6–7 %.

Для оценки возможности повышения комплексности использования железорудного сырья при обогащении скарновых магнетитовых руд и титаномагнетитовых руд выполнены лабораторные испытания по применению гравитационного обогащения для доизвлечения железа из хвостов обогатительных фабрик. Использована одна операция гравитационного обогащения. Результаты испытаний приведены в табл. 2.

Таблица 2. Результаты лабораторных испытаний по применению гравитационного обогащения для доизвлечения железа из хвостов обогащения скарновых магнетитовых руд и титаномагнетитовой руды

Table 2. Results of laboratory tests on the use of gravitational dressing to reextract iron ore from the skarn magnetite ore and titanium magnetic ore mill tailings

Продукт	Технологические показатели обогащения к операции		
	Выход, %	Массовая доля Fe (S), %	Извлечение Fe, %
Хвосты Мундыбашской обогатительной фабрики, винтовой сепаратор СВШ-500, 2006 г.			
Тяжелый	13,06	13,27 (6,15)	18,48
Легкий	86,94	8,80 (1,22)	81,52
Исходный (98 % класса –0,5+0 мм)	100,00	9,38 (1,86)	100,00
Хвосты Абагурской обогатительной фабрики, винтовой сепаратор СВШ-500, 2006 г.			
Тяжелый	14,30	14,95 (8,28)	21,42
Легкий	85,70	9,15 (1,31)	78,58
Исходный (92 % класса –0,5+0 мм)	100,00	9,98 (2,31)	100,00
«Мелкие» хвосты (немагнитные продукты ММС-II – ММС-IV) Качканарского ГОКа, концентрационный стол (длина хода деки 7 мм, частота колебаний деки 420 мин$^{-1}$), 2006 г.			
Тяжелый	12,70	7,02	14,62
Легкий	87,30	5,97	85,38
Исходный (88 % класса –0,5+0 мм)	100,00	6,10	100,00

Результаты лабораторных испытаний показали нецелесообразность применения гравитационных методов для доизвлечения железа из хвостов обогащения скарновых магнетитовых руд (Мундыбашская и Абагурская фабрики) и титаномагнетитовых руд (Качканарский ГОК). Выход тяжелых продуктов менее 15 %, а повышение массовой доли железа в них незначительно (табл. 2). При этом массовая доля железа в тяжелых продуктах более чем в два раза ниже массовой доли железа в исходных рудах.

Положительный или отрицательный результат применения гравитационного или другого метода обогащения для повышения комплексности использования любого сырья будет определять минеральный состав этого сырья.

В железистых кварцитах, наряду с основным рудным минералом – магнетитом, есть второй железорудный минерал – гематит. Поэтому гравитационное получение гематитового концентрата повышает экономические показатели предприятия и комплексность использования сырья.

В скарновых магнетитовых рудах и титаномагнетитовых рудах в промышленном масштабе присутствует только один железорудный минерал магнетит (титаномагнетит). Извлечение магнетита в концентрат на обогатительных фабриках составляет более 95 %. Для снижения потерь магнетита с хвостами обогащения рациональнее увеличить индукцию магнитного поля сепараторов первых стадий обогащения, чем использовать дополнительные технико-технологические решения по доизвлечению магнетита из хвостов.

Однако железные руды могут быть комплексными. В скарновых магнетитовых рудах часто присутствуют минералы цветных металлов, а в титаномагнетитовых рудах присутствует титансодержащий минерал ильменит. Поэтому повышение комплексности использования этих руд прежде всего связано с дополнительным извлечением минералов цветных металлов.

По данным минералогического анализа в пробах исследованных хвостов Мундыбашской и Абагурской фабрик массовая доля сфалерита и халькопирита составляет 0,20–0,27 и 0,10–0,13 %. Массовая доля серы в тяжелом продукте винтовой сепарации более чем в три раза превышает массовую долю серы в исходных хвостах (табл. 2). Это позволяет предполагать, что в тяжелом продукте винтовой сепарации сконцентрировались сульфиды цинка и меди.

Поэтому винтовую сепарацию можно рассматривать в качестве метода предварительного обогащения хвостов переработки комплексных скарновых магнетитовых руд, содержащих минералы цветных металлов. Тяжелый продукт винтовой сепарации в дальнейшем можно перерабатывать другими методами обогащения с получением концентратов цветных металлов.

Выводы. Использование винтовой сепарации при обогащении гематит-магнетитовых кварцитов позволяет повысить комплексность использования железорудного сырья за счет получения гематитового концентрата.

Применение винтовой сепарации следует признать нецелесообразным для снижения потерь железа с хвостами при обогащении скарновых магнетитовых и титаномагнетитовых руд.

Винтовую сепарацию можно использовать в качестве метода предварительного обогащения хвостов переработки комплексных скарновых магнетитовых руд, с целью получения промпродуктов, содержащих минералы цветных металлов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Справочник по обогащению руд. Обогатительные фабрики / под. ред. О. С. Богданова. М.: Недра, 1984. 358 с.

2. Кармазин В. И., Кармазин В. В. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых. В 2 т. Т. 1. Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. М.: Горная книга, 2012. 672 с.

3. Пелевин А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения. Магнитные методы обогащения. Екатеринбург: УГГУ, 2018. 296 с.

4. Arantes R. S., Lima R. M. F. Influence of sodium silicate modulus on iron ore flotation with sodium oleate // International Journal of Mineral Processing. 2013. Vol. 125. P. 157–160.

5. Wanzhong Yin, Jizhen Wang, Longhua Xu. N. Reagents in the reverse flotation of carbonate-containing iron ores // Proceedings of the 11th International Congress for Applied Mineralogy. 2015. Part of the series Springer Geochemistry / Mineralogy. P. 459–470.

6. Collinao E., Davila P., Irarrazabal R., de Carvalho R., Tavares M. Continuous improvement in SAG mill liner design using new technologies // XXVII International Mineral Processing Congress (IMPC). Santiago, Chile, 2014. Chap. 8. P. 104–118.

7. Rosa A. C., de Oliveira P. S., Donda J. D. Comparing ball and vertical mills performance: An industrial case study // XXVII IMPC. Santiago, Chile, 2014. Chap. 8. P. 44–52.

8. Jankovic A., Valery W., Sönmez B., Oliveira R. Effect of circulating load and classification efficiency on HPGR and ball mill capacity // XXVII IMPC. Santiago, Chile, 2014. Chap. 9. P. 2–14.

9. Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Напольских С. А., Гельбинг Р. А. Стадиальное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 28–33. DOI: 10.17580/or.2018.04.06.

10. Prabal Kumar Agrwal, Sanket Bacchuwar, Rao G. V., Sharma S. K. Optimisation of process parameters of spiral concentrator for beneficiation of iron ore stacked slimes from Kirandul, Chattisgarh, India // XXVIII IMPC Proceedings. Quebec, Canada, 2016. Paper ID: 627.
11. Sadeghi M., Bazin C., Hodouin D., Devin P.-O., Lavoie F., Renaud M. Control of spiral concentrators for the concentration of iron ore // XXVIII IMPC Proceedings. Quebec, Canada, 2016. Paper ID: 792.
12. Prokopev S. A., Pelevin A. E., Morozov Iu. P. Some features of mass transfer at spiral // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 7. С. 67–74.
13. Auret L., Haasbroek A., Holtzhausen P. and Lindner B. Online concentrat band position detection for a spiral concentrator using a Raspberry Pi // XXVII IMPC. Santiago, Chile, 2014. Chap. 17. P. 83–92.
14. Darryel Boucher, Joshua Sovechles, Zhoutong Deng, Raymond Langlois, Thomas W. Leadbeater Observation of wash water effect on particle motion in a spiral concentrator by positron emission particle tracking // XXVIII IMPC Proceedings. Quebec, Canada, 2016. Paper ID: 436.

Поступила в редакцию 22 мая 2019 года

Сведения об авторах:

Прокопьев Сергей Амперович – начальник отдела комплексного использования минерального сырья Института земной коры СО РАН. E-mail: sapr100@mail.ru
Пелевин Алексей Евгеньевич – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета. E-mail: a-pelevin@yandex.ru
Прокопьев Евгений Сергеевич – инженер-обогатитель отдела комплексного использования минерального сырья Института земной коры СО РАН. E-mail: prokopyeves@mail.ru
Иванова Ксения Константиновна – инженер-обогатитель Производственной компании «Спирит». E-mail: kseney_90@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-70-80

Increasing the integrity of iron-ore raw material use with the help of screw separation

Sergei A. Prokopiev[1], Aleksei E. Pelevin[2], Evgenii S. Prokopiev[3], Kseniia K. Ivanova[3]
[1] Institute of the Earth's Crust SB RAS, Irkutsk, Russia.
[2] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.
[3] Production company "Spirit", Irkutsk, Russia.

Abstract

Research aims *to assess the possibility of using screw separation to increase the integrity of iron-ore raw material utilization by means of obtaining additional concentrate from mill tailings in weak magnetic field of magnetite ore.*

Research methodology. *Experiments have been carried out in laboratory and semi-industrial conditions with the use of screw slime separators. Source products were the mill tailings in weak magnetic field of hematite-magnetite quartzites, magnetite and titanium magnetite ore.*

Research results. *In semi-industrial conditions, the possibility has been shown of obtaining the hematite concentrate with 63–66% mass shares of iron ore and 4.6–8.0% silicon dioxide from hematite-magnetite tailings. The output of concentrate to mill tailings is 10–14%. Laboratory research on the application of screw separation and table concentration haven't allowed obtaining iron or other concentrates from magnetite and titanium magnetite ore tailings. Gravitational dressing of complex magnetite ore tailings has revealed increased content of copper and zinc sulfides in heavy product.*

Summary. *The use of screw separation in hematite-magnetite quartzites dressing makes it possible to increase the integrity of iron-ore raw material application by means of obtaining hematite concentrate. The use of screw separation should be accepted inadvisable to reduce the loss of iron ore with tailings in skarn magnetite and titanium magnetite ore dressing. Screw separation can be used as a method of complex skarn magnetite ore preliminary dressing to obtain semi-products containing nonferrous metal minerals.*

Key words: *integrity of raw material utilization; iron ore; mill tailings; screw separation; screw slime separation; hematite concentrate; mass share of iron.*

REFERENCES

1. Bogdanov O. S. (ed.) *Reference book on ore dressing. Dressing mills. 2nd edition*. Moscow: Nedra Publishing; 1984. (In Russ.)
2. Karmazin V. I., Karmazin V. V. Magnetic and electrical methods of mineral dressing. Vol. 1. In: *Magnetic, electrical, and special methods of mineral dressing. In 2 volumes*. Moscow: Gornaya kniga Publishing; 2012. (In Russ.)

3. Pelevin A. E. *Magnetic and electrical dressing methods*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2018. (In Russ.)
4. Arantes R. S., Lima R. M. F. Influence of sodium silicate modulus on iron ore flotation with sodium oleate. *International Journal of Mineral Processing*. 2013; 125: 157–160.
5. Wanzhong Yin, Jizhen Wang, Longhua Xu. N. Reagents in the reverse flotation of carbonate-containing iron ores. *Proceedings of the 11th International Congress for Applied Mineralogy*. 2015; Part of the series Springer Geochemistry/Mineralogy: 459–470.
6. Continuous improvement in SAG mill liner design using new technologies / E. Collinao, P. Davila, R. Irarrazabal, R. de Carvalho, M. Tavares. In: *XXVII International Mineral Processing Congress (IMPC). Santiago, Chile, 2014*. Chap. 8. P. 104–118.
7. Rosa A. C., de Oliveira P. S., Donda J. D. Comparing ball and vertical mills performance: An industrial case study. In: *XXVII IMPC. Santiago, Chile, 2014*. Chap. 8. P. 44–52.
8. Jankovic A., Valery W., Sönmez B., Oliveira R. Effect of circulating load and classification efficiency on HPGR and ball mill capacity. In: *XXVII IMPC. Santiago, Chile, 2014.* Chap. 9. P. 2–14.
9. Prokopiev S. A., Pelevin A. E., Napolskikh S. A., Gelbing R. A. Staged screw separation of magnetite concentrate. *Obogashchenie Rud = Mineral Processing*. 2018; 4: 28–33. DOI: 10.17580/or.2018.04.06. (In Russ.)
10. Prabal Kumar Agrwal, Sanket Bacchuwar, Rao G. V., Sharma S. K. Optimisation of process parameters of spiral concentrator for beneficiation of iron ore stacked slimes from Kirandul, Chattisgarh, India. In: *XXVIII IMPC Proceedings. Quebec, Canada, 2016*. Paper ID: 627.
11. Sadeghi M., Bazin C., Hodouin D., Devin P.-O., Lavoie F., Renaud M. Control of spiral concentrators for the concentration of iron ore. In: *XXVIII IMPC Proceedings. Quebec, Canada, 2016*. Paper ID: 792.
12. Prokopev S. A., Pelevin A. E., Morozov Iu. P. Some features of mass transfer at spiral. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 7: 67–74. (In Russ.)
13. Auret L., Haasbroek A., Holtzhausen P. and Lindner B. Online concentrat band position detection for a spiral concentrator using a Raspberry Pi. In: *XXVII IMPC. Santiago, Chile, 2014.* Chap. 17. P. 83–92.
14. Observation of wash water effect on particle motion in a spiral concentrator by positron emission particle tracking / Darryel Boucher, Joshua Sovechles, Zhoutong Deng, Raymond Langlois, Thomas W. Leadbeater. In: *XXVIII IMPC Proceedings. Quebec, Canada, 2016*. Paper ID: 436.

Received 22 May 2019

Information about authors:

Sergei A. Prokopiev – Chief of the Department of Integrated Use of Mineral Raw Materials, Institute of the Earth's Crust SB RAS. E-mail: sapr100@mail.ru
Aleksei E. Pelevin – DSc (Engineering), Associate professor, professor of the Department of Mineral Processing, Ural State Mining University. E-mail: a-pelevin@yandex.ru
Evgenii S. Prokopiev – mineral processing engineer, Department of Integrated Use of Mineral Raw Materials, Institute of the Earth's Crust SB RAS. E-mail: prokopyeves@mail.ru
Kseniia K. Ivanova – mineral processing engineer, Production company "Spirit". E-mail: kseney_90@mail.ru

Для цитирования: Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Прокопьев Е. С., Иванова К. К. Повышение комплексности использования железорудного сырья с помощью винтовой сепарации // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 70–80. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-70-80
For citation: Prokopiev S. A., Pelevin A. E., Prokopiev E. S., Ivanova K. K. Increasing the integrity of iron-ore raw material use with the help of screw separation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 70–80 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-70-80

УДК 622.7.09:620.113 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-81-89

Определение погрешностей стандартных образцов состава золотосодержащих руд

Ступакова Е. В.[1]

[1] Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов, г. Иркутск, Россия

e-mail: stupakova@irgiredmet.ru

Реферат

Введение. *Стандартные образцы (СО) состава руд и продуктов их переработки должны удовлетворять требованиям однородности материала. Технология приготовления материала СО должна обеспечить однородность его состава. Однородность гомогенизированного материала экспериментально исследуют и оценивают, чтобы была уверенность в том, что аттестуемая характеристика СО имеет одинаковое значение в любой части материала или его вариации не превосходят некоторого заданного уровня.*

Методология исследования. *Погрешность неоднородности материала СО оценивают способом, основанным на многократных измерениях содержания аттестуемого компонента в нескольких пробах, отобранных случайным образом от всего материала СО, с последующей обработкой результатов измерений. От всей массы материала СО для оценивания однородности случайным образом отбирают N проб массой M_0 каждая. Отбор проб проводят после приготовления и гомогенизации материала СО. Масса каждой пробы M_0 должна быть достаточной для проведения в соответствии с применяемой методикой измерений фиксированного числа измерений J.*

Результаты исследования. *Экспериментально установлено, что оценка погрешности неоднородности материала стандартных образцов состава золотосодержащих руд при принятой по ГОСТ 8.531-2002 «ГСИ. Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности» по схеме дисперсионного анализа приводит к получению величин погрешностей неоднородности ниже установленного норматива однородности материала стандартных образцов. Для правильного расчета погрешности неоднородности при принятой схеме эксперимента необходим пересчет величины погрешности с учетом погрешностей неоднородности навесок массой 50 г или расчет погрешности неоднородности по всему массиву полученных результатов анализа (N × J). Гранулометрический состав материала стандартных образцов состава золотосодержащих руд, при котором 100 % массы имеет размер зерен менее 0,050 мм, дает возможность получить величины погрешностей неоднородности максимально приближенные к установленным нормативам.*

Ключевые слова: *стандартный образец; однородность материала стандартного образца; погрешность неоднородности.*

Введение. Стандартные образцы (СО) занимают ключевое место в химических и других видах измерений, обеспечивая единство измерений в мире [1, 2]. Являясь одним из доступных и эффективных средств передачи единицы величины, стандартные образцы широко используются в лабораториях разных стран для градуировки, поверки, калибровки средств измерений, валидации, аттестации методик измерений, контроля точности результатов измерений, а также при оценке квалификации лабораторий [3–9].

Стандартные образцы состава руд и продуктов их переработки должны удовлетворять требованиям однородности материала. Технология приготовления материала СО должна обеспечить однородность его состава. Однородность гомогенизированного материала экспериментально исследуют и оценивают с тем, чтобы

была уверенность в том, что аттестуемая характеристика СО имеет одинаковое значение в любой части материала или его вариации не превосходят некоторого заданного уровня.

Процедура гомогенизации исходного материала не позволяет достичь пренебрежимо малых вариаций значения аттестуемой характеристики по всему объему, поэтому в число метрологических характеристик СО включают погрешность неоднородности $S_н$ [10–12]. Алгоритмы оценивания этой погрешности регламентируются ГОСТ 8.531-2002 «ГСИ. Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности». Оценку однородности СО проводят после достижения необходимого гранулометрического состава гомогенного материала стандартного образца.

Методология исследования. Для экспериментальной оценки однородности используют методики измерений с установленной характеристикой погрешности SMBИ, при этом систематическая погрешность должна оставаться постоянной или изменяться за время проведения измерений пренебрежимо мало по отношению к случайной погрешности.

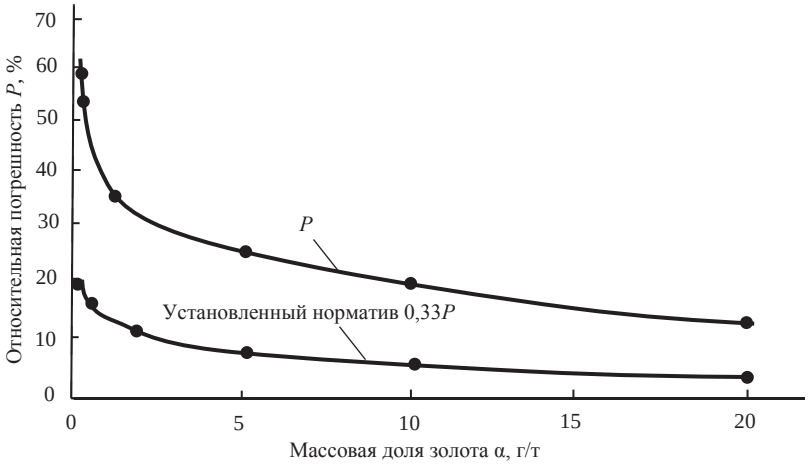

Рис. 1. Зависимость допустимой относительной погрешности результатов анализа от массовой доли для руд с тонкодисперсным золотом (крупностью до 0,1 мм)
Fig. 1. Dependence between the margin of the relative analytical error and the mass share for the ore with finely dispersed gold (up to 0.1 mm)

Погрешность неоднородности материала СО оценивают способом, основанным на многократных измерениях содержания аттестуемого компонента в нескольких пробах, отобранных случайным образом от всего материала СО, с последующей обработкой результатов измерений. От всей массы материала СО для оценивания однородности случайным образом отбирают N проб массой M_0 каждая. Отбор проб проводят после приготовления и гомогенизации материала СО. Масса каждой пробы M_0 должна быть достаточной для проведения в соответствии с применяемой методикой измерений фиксированного числа измерений J.

В соответствии с ОСТ 41-08-268-04 «Стандарт отрасли. Управление качеством аналитических работ. Отраслевые стандартные образцы элементного состава твердых негорючих полезных ископаемых и горных пород. Разработка, аттестация, утверждение (признание), регистрация, выпуск, применение» погрешность неоднородности (значение погрешности от неоднородности СО) не должна превышать установленного норматива (рис. 1) – 0,33 допустимого среднего квадратического отклонения $\sigma_{дг}$ или относительной погрешности P результатов анализа, выполняемого методами III категории точности.

Погрешность неоднородности оценивают по схеме однофакторного дисперсионного анализа. Целью дисперсионного анализа является разложение суммарной дисперсии на составляющие: дисперсию, обусловленную техникой эксперимента (дисперсию, характеризующую степень близости результатов анализа друг к другу) и дисперсию, вызванную действием изучаемого фактора (дисперсию неоднородности материала).

Результаты исследования. Рассмотрим результаты оценки погрешностей неоднородности материала пяти стандартных образцов состава золотосодержащих руд по методике, составленной на основе ГОСТ 8.531-2002 «ГСИ. Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности».

Необходимое количество материала каждого стандартного образца определяли следующим:

– числом экземпляров разрабатываемого СО;

– числом проб, необходимых для исследования однородности;

– числом проб, необходимых для установления значения аттестуемой характеристики материала СО;

– количеством материала, необходимого для одного измерения.

Таблица 1. Результаты экспериментальных исследований однородности материала стандартных образцов

Table 1. The data of the experimental research on the homogeneity of reference materials

Номер СО	Массовая доля золота α, г/т	Число определений (результатов анализа) $N \times J$	Экспериментальное значение погрешности неоднородности $S_н$, г/т	Относительная погрешность неоднородности $P_н$, %
1	0,85	31×2	0,033	7,8
2	12,70	31×2	0,195	3,0
3	0,55	20×4	0,005	1,8
4	1,64	20×4	0,043	5,2
5	6,20	20×4	0,116	3,7

$P_н = (2S_н/\alpha)100$ %.

Материал стандартных образцов был просушен и измельчен на оборудовании Rocklabs, при этом достигнут гранулометрический состав, при котором 95 % массы пробы имеет размер зерен менее 0,074 мм, а 100 % массы – менее 0,100 мм. Материал гомогенизирован (усреднен) на специальном оборудовании – смесителе-гомогенизаторе с последующим квартованием и отбором проб для исследования однородности материала. Результаты экспериментальных исследований однородности материала стандартных образцов представлены в табл. 1.

На рис. 2 квадратами отмечены погрешности неоднородности пяти стандартных образцов в сравнении с установленными нормативами – опорной зависимостью. Все точки отстоят далеко от опорной зависимости для всех массовых долей золота, при этом получены погрешности неоднородности менее 10 %.

Обсуждение результатов исследования. Видим, что эксперимент дает результаты, резко отличающиеся от нормативных, причем для проб с малой массовой долей золота получены весьма малые относительные погрешности.

Для объяснения этого результата рассмотрим схему эксперимента. От всей массы материала каждого стандартного образца отбирается N проб массой $M_0 = 200$ г. От пробы массой M_0 отбирается J навесок массой $M_1 = 50$ г, на которых выполняется анализ (рис. 3). Данный вариант эксперимента приводит к другой

схеме определения погрешности неоднородности навесок, а именно: в расчетную формулу оценки погрешности неоднородности необходимо включить погрешность неоднородности навески $M_1 = 50$ г, так как эта погрешность будет добавляться к погрешности методики измерений $S_{\text{МВИ}}$.

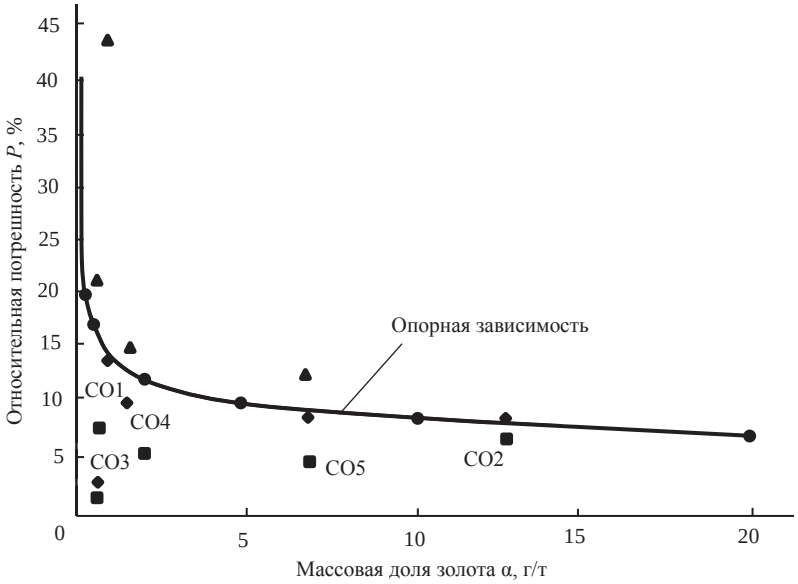

Рис. 2. Погрешности неоднородности стандартных образцов в сравнении с установленным нормативом – опорной зависимостью
Fig. 2. Inhomogeneity errors of reference materials as compared to the established standards – reference dependence

Таким образом, в схеме эксперимента появилось два вида навесок: одна навеска массой $M_0 = 200$ г, другая – массой $M_1 = 50$ г, а результат эксперимента S_{α}^2 будет включать три погрешности $S_{\text{НМ}0}^2$, $S_{\text{НМ}1}^2$ и $S_{\text{МВИ}}^2$, но $S_{\text{МВИ}}^2$ нельзя рассчитать отдельно, она рассчитывается только вместе с погрешностью отбора навески $S_{\text{НМ}1}^2$ по формуле:

$$S_{\text{НМ}1}^2 + S_{\text{МВИ}}^2 = \sum_{i}^{N}\sum_{i}^{J}\left(\alpha_{ij} - \overline{\alpha}_i\right)^2 \Big/ \left(N(J-1)\right),$$

а искомое значение $S_{\text{Н}}^2$ будет $S_{\text{НМ}0}^2$, т. е.

$$S_{\text{НМ}0}^2 = S_{\alpha}^2 - \left(\left(S_{\text{НМ}1}^2 + S_{\text{МВИ}}^2\right)\Big/ J\right).$$

Это значит, что декларируемые результаты относятся к погрешности неоднородности навесок массой 200 г, смешанным с погрешностями неоднородности навесок массой 50 г. Степень смешения зависит от числа параллельных определений J.

Пересчитаем полученные погрешности. Дисперсия погрешности навесок массой 50 г в соответствии с ГОСТ 8.531-2002 «ГСИ. Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности»,

в котором предусмотрен пересчет дисперсий на разные массы, больше дисперсии погрешности навесок массой 200 г в 4 раза:

$$S^2_{\text{Н50}} = 4S^2_{\text{Н200}}.$$

Дисперсия погрешности навесок $S^2_{\text{НМ1}}$, отбираемых от массы M_0 при отношении $M_0 / M_1 = 4$, будет больше дисперсии навесок $S^2_{\text{НМ0}}$ в 3 раза [3], так как $(1/M_1 - 1/M_0) = 15$ больше $(1/M_1 - 1/\infty) = 5$ в три раза. Тогда при пренебрежимо малом $S^2_{\text{МВИ}}$ справедливы два равенства:

$$S^2_{\text{НМ0}} = S^2_{\alpha} - \frac{3S^2_{\text{НМ0}}}{J};$$

$$\frac{1}{4}S^2_{\text{НМ1}} = S^2_{\alpha} - \frac{3S^2_{\text{НМ1}}}{J}.$$

Откуда

$$S_{\text{НМ1}} = S_{\text{НМ0}}\sqrt{\left(1+\frac{3}{J}\right)\Big/\left(\frac{1}{4}+\frac{1}{J}\right)},$$

$S_{\text{НМ1}} = 1{,}82S_{\text{НМ0}}$ при $J = 2$; $S_{\text{НМ1}} = 1{,}87S_{\text{НМ0}}$ при $J = 4$.

Следовательно, полученные оценки относительной погрешности неоднородности стандартных образцов $P_{\text{Н200}}$ следует увеличить в 1,82–1,87 раза, приписываемые $P_{\text{Н50}}$ навескам массой 50 г. Найденные таким образом относительные погрешности неоднородности $P_{\text{Н50}}$ показаны на рис. 2 в виде маркеров-ромбов. Можно видеть, что уже проявляется опорная зависимость, но значения $P_{\text{Н50}}$ все еще занижены.

Основные причины занижения погрешности неоднородности кроются в схеме дисперсионного анализа, приводящей к необходимости получения конечного результата по разности дисперсий, а также к усреднению J результатов анализов.

При использовании дисперсионного анализа необходимо учитывать его принципиальные недостатки:

– большую погрешность экспериментальной оценки дисперсии. При расчете относительной погрешности экспериментально найденного среднеквадратичного отклонения дисперсии P_S, %, можно видеть, что при обычно принимаемом числе проб 20–30 погрешность ответа будет примерно 30 %, но даже при 100 пробах она остается на уровне 15 %:

$$P_S = \frac{200}{\sqrt{2N-1}},$$

где N – число экспериментальных данных;

– сомнительность правильного ответа по разности дисперсий. Разность дисперсий определяют по основному уравнению дисперсионного анализа; в данном случае $S^2_{\text{Н}} = S^2_{\alpha} - \frac{S^2_{\text{МВИ}}}{J}$; если $S^2_{\text{МВИ}}$ велико, а J мало, то $S^2_{\text{Н}}$ будет предопределяться погрешностями P_S и может быть получен любой произвольный результат.

Так как в реализуемой схеме эксперимента вычитается величина, соизмеримая с S_{α}^2:

$$S_{\text{Н200}}^2 = S_{\alpha}^2 - \frac{S_{\text{Н50}}^2 + S_{\text{МВИ}}^2}{J},$$

то шансы получить произвольные ответы велики, что и наблюдается в действительности (рис. 2).

Заметим, что ГОСТ 8.531-2002 «ГСИ. Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности» предусматривает даже случай получения отрицательного значения $S_{\text{Н}}^2$, что противоестественно, но при больших погрешностях определения дисперсий возможно.

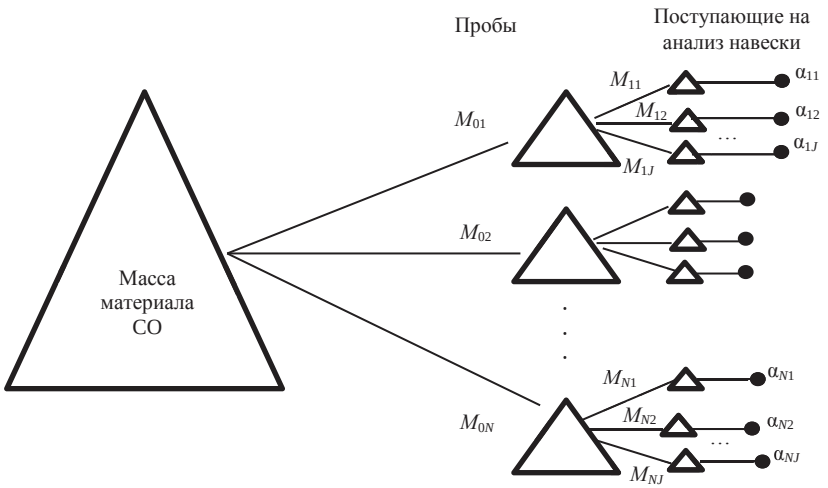

Рис. 3. Схема выполнения экспериментов, реализуемая практически:
$i = 1, \ldots, N; j = 1, \ldots, J$
Fig. 3. Experimental scheme which is practically implemented:
$i = 1, \ldots, N; j = 1, \ldots, J$

Изменение методики расчета. Так как речь идет об одном и том же опробуемом массиве, то схема формирования навесок по 50 г не имеет значения, и погрешность неоднородности может быть найдена по всему массиву результатов анализов в целом, т. е. из рассмотрения можно исключить $S_{\text{Н200}}^2$.

В целом по эксперименту получены результаты анализов 80 или 62 параллельных навесок массой 50 г. Это уже достаточно большое число параллельных анализов, когда появляются и редкие большие отклонения от среднего $\alpha_{\max}$ и $\alpha_{\min}$. Это значит, что погрешность неоднородности навесок массой 50 г можно получить по формуле, эквивалентной формуле расчета дисперсий по большому числу результатов анализа:

$$S_{\text{Н}} = \frac{\alpha_{\max} - \alpha_{\min}}{4}.$$

Формула применима в предположении, что экспериментальные результаты попадают в диапазон $\pm 2S_{\alpha}$, соответствующий 95 % вероятности. Однако с увеличением числа анализов возрастает вероятность выхода значений $\alpha_{\max}$ и $\alpha_{\min}$ за

пределы этого диапазона. Поэтому примерно 5 % результатов анализа следует исключать из рассмотрения. Для совокупности 40–60 анализов следует исключать 2 результата по одному наибольшему и наименьшему, для совокупности 60–100 следует исключать 4 результата по два наибольших и наименьших. В табл. 2 представлены результаты оценки относительной погрешности неоднородности по результатам анализа для навесок массой 50 г.

Таблица 2. Оценка относительной погрешности неоднородности по результатам анализа для навесок массой 50 г

Table 2. Estimation of relative error of inhomogeneity according to the results of 50 g sample weights analysis

Номер СО	Число результатов анализа $N \times J$	Массовая доля золота α, г/т	Массовые доли золота α_{max}–α_{min}, г/т	Размах, г/т	Значение погрешности неоднородности S_H, г/т	Относительная погрешность неоднородности P_{H50}, %
1	62	0,85	1,42–0,68	0,74	0,185	43,5
2	62	12,70	13,4–12,0	1,40	0,350	5,5
3	80	0,55	0,71–0,48	0,23	0,058	21,1
4	80	1,64	1,80–1,28	0,52	0,130	15,8
5	80	6,20	6,90–5,30	1,60	0,400	12,9

Полученные оценки относительных погрешностей неоднородности показаны на рис. 2 в виде треугольных маркеров. Результаты не лежат на опорной кривой, а превышают ее в связи с погрешностями, связанными с крупностью материала. С использованием зависимости погрешности неоднородности от крупности частиц d [13]

$$S_H^2 = kd^3$$

и установленного норматива однородности для материала с тонкодисперсным золотом (крупностью до 0,1 мм) рассчитана крупность частиц, до которой необходимо измельчать материал стандартных образцов. Крупность частиц составила 0,050 мм.

Выводы. Экспериментально установлено, что оценка погрешности неоднородности материала стандартных образцов состава золотосодержащих руд при принятой по ГОСТ 8.531-2002 «ГСИ. Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов. Способы оценивания однородности» по схеме дисперсионного анализа приводит к получению величин погрешностей неоднородности ниже установленного норматива однородности материала стандартных образцов.

Для правильного расчета погрешности неоднородности при принятой схеме эксперимента необходим пересчет величины погрешности с учетом погрешностей неоднородности навесок массой 50 г или расчет погрешности неоднородности по всему массиву полученных результатов анализа ($N \times J$).

Гранулометрический состав материала стандартных образцов состава золотосодержащих руд, при котором 100 % массы имеет размер зерен менее 0,050 мм, дает возможность получить величины погрешностей неоднородности, максимально приближенные к установленным нормативам.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Медведевских С. В., Осинцева Е. В. Стандартные образцы – материальная основа обеспечения единства измерений // Экономика качества. 2016. № 2 (14). URL: http://eq-journal.ru/pdf/14 (дата обращения 15.03.2019).

2. Анчутина Е. А. Современные разработки в области стандартных образцов: обзор международных публикаций // Стандартные образцы. 2014. № 1. С. 27–41.

3. Markus Stoeppler, Wayne R. Wolf, Peter J. Jenks. Reference materials for chemical analysis: ceritification, availability and proper usage. Weinheim, John Wiley & Sons, 2008. 322 p.

4. Вольфрам Бремзер, Вульф Менцель. Валидация методов определения качественных свойств // Стандартные образцы в измерениях и технологиях: сб. тр. III Междунар. науч. конф. Часть Ru. Екатеринбург: УНИИМ, 2018. С. 13.

5. Авербух А. И., Кочергина О. В. Применение стандартных образцов для оценки точности (правильности и прецизионности) методик выполнения измерений // Стандартные образцы. 2008. № 3. С. 33–37.

6. Шпаков С. В. Использование стандартных образцов для проверки квалификации лабораторий // Стандартные образцы. 2014. № 2. С. 56–60.

7. Ramsey M. H. et al. Quality in measurement and testing. Ed. by Horst Czichos et al. Berlin: Springer, 2011. P. 97–115.

8. Степановских В. В., Кузьмин И. М. Применение стандартных образцов в аналитических лабораториях металлургических предприятий // Аналитика и контроль. 1998. № 3–4. С. 90–92.

9. Свистунов И. Н., Горбунов Р. А., Левин А. Е. Практическое использование стандартных образцов при поверке средств измерений // Стандартные образцы в измерениях и технологиях: сб. тр. III Междунар. науч. конф. Часть Ru. Екатеринбург: УНИИМ, 2018. С. 161–162.

10. Jean Pauwels, Andree Lamberty, Heinz Schimmel. Homogeneity testing of reference materials // Accred Qual Assur. 1998. No. 3. P. 51–55.

11. Thomas P. J. et al. Homogeneity and stability of reference materials // Accred Qual Assur. 2001. No. 6. P. 20–25.

12. Brand N. W. Gold homogeneity in certified reference materials; a comparison of five manufacturers // Explore. 2015. No. 169. P. 1–24.

13. Козин В. З., Комлев А. С., Волков П. С., Ступакова Е. В. Определение случайных погрешностей подготовки и анализа проб руды и продуктов обогащения // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 5. С. 82–91.

Поступила в редакцию 27 марта 2019 года

Сведения об авторах:

Ступакова Екатерина Владимировна – начальник отдела метрологического обеспечения количественного химического анализа Иркутского научно-исследовательского института благородных и редких металлов и алмазов «Иргиредмет». E-mail: stupakova@irgiredmet.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-81-89

Measuring errors in the compositional reference materials of gold ore

Ekaterina V. Stupakova[1]
[1] Irkutsk research institute of precious and rare metals and diamonds, Irkutsk, Russia.

Abstract

Introduction. *Compositional reference materials (RM) of ore and ore products have to comply with the homogeneity of the material. The technology of preparing RM has to ensure the homogeneity of its composition. The homogeneity of the homogenized material is experimentally tested and assessed to be sure that the RM characteristic being certified has similar value in any part of the material or its variation and does not exceed a preset level.*

Research methodology. *RM inhomogeneity errors are assessed with a method based on multiple measuring of the certified component value in several samples randomly collected from the entire RM with further processing of the measured values. For random evaluation of homogeneity, N number of samples with M_0 mass each is collected from the entire RM. Samples are collected after RM is prepared and homogenized. Mass M_0 of each sample has to be sufficient to fulfill the specified number of measurements J in accordance with the applied method.*

Research results. *It has been experimentally proven that the evaluation of inhomogeneity error in compositional reference materials of gold ore in accordance with the layout of the analysis of variance accepted in GOST 8.531-2002 "State system for ensuring the uniformity of measurements. Reference materials of composition of solid and disperse materials. Ways of homogeneity assessment" results in obtaining inhomogeneity error values which are lower than those of the established homogeneity standard for reference materials. In order to correctly evaluate the inhomogeneity error in accordance with the accepted experimental layout it is necessary to estimate the value of error again taking into account the inhomogeneity errors in 50 g sample weights or estimate the inhomogeneity error in the entire array of the obtained analysis data ($N \times J$). Granulometric composition of the certified reference materials of gold ore, the utter mass having the size of grains less than 0.050 mm, allows to obtain the values of inhomogeneity errors which are as close as possible to the established standards.*

Key words: *reference material; homogeneity of reference material; inhomogeneity error.*

REFERENCES

1. Medvedevskikh S. V., Osintseva E. V. Reference materials – the material basis of ensuring the uniformity of measurements. *Ekonomika kachestva = Economics of Quality*. 2016; 2 (14). Available from: http://eq-journal.ru/pdf/14 [Accessed 15th March 2019]. (In Russ.)
2. Anchutina E. A. State-of-art developments in the field of reference materials: a review international publication. *Standartnye obraztsy = Reference Materials*. 2014; 1: 27–41. (In Russ.)
3. Markus Stoeppler, Wayne R. Wolf, Peter J. Jenks. *Reference materials for chemical analysis: ceritification, availability and proper usage*. Weinheim, John Wiley & Sons, 2008. 322 p.
4. Wolfram Bremser, Wulf Menzel. Validation of methods for the determination of qualitative properties. *Reference Materials in Measurements and Technologies: Proceedings of the 3rd International Scientific Conference. Part Ru*. Ekaterinburg: UNIIM Publishing; 2018. p. 13. (In Russ.)
5. Averbukh A. I., Kochergina O. V. Using reference materials to estimate the accuracy (correctness and precision) of measurement procedures. *Standartnye obraztsy = Reference Materials*. 2008; 3: 33–37. (In Russ.)
6. Shpakov S. V. The use of certified reference materials for laboratories proficiency testing. *Standartnye obraztsy = Reference Materials*. 2014; 2: 56–60. (In Russ.)
7. Ramsey M. H. et al. *Quality in measurement and testing*. Horst Czichos et al. (ed.) Berlin: Springer; 2011. p. 97–115.
8. Stepanovskikh V. V., Kuzmin I. M. Reference materials application in analytical laboratories of steelworks. *Analitika i kontrol = Analytics and Control*. 1998; 3–4: 90–92. (In Russ.)
9. Svistunov I. N., Gorbunov R. A., Levin A. E. Practical use of reference materials at periodic calibration. *Reference Materials in Measurements and Technologies: Proceedings of the 3rd International Scientific Conference. Part Ru*. Ekaterinburg: UNIIM Publishing; 2018. p. 161–162. (In Russ.)
10. Jean Pauwels, Andree Lamberty, Heinz Schimmel. Homogeneity testing of reference materials. *Accred Qual Assur*. 1998; 3: 51–55.
11. Thomas P. J. et al. Homogeneity and stability of reference materials. *Accred Qual Assur*. 2001; 6: 20–25.
12. Brand N. W. Gold homogeneity in certified reference materials; a comparison of five manufacturers. *Explore*. 2015; 169: 1–24.
13. Kozin V. Z., Komlev A. S., Volkov P. S., Stupakova E. V. Defining random errors of ore and concentrates samples preparation and analysis. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 5: 82–91. (In Russ.)

Received 27 March 2019

Information about authors:

Ekaterina V. Stupakova – Head of the Department of Metrological Provision of Quantitative Chemical Analysis, Irkutsk Research Institute of Precious and Rare Metals and Diamonds (IRGIREDMET). E-mail: stupakova@irgiredmet.ru

Для цитирования: Ступакова Е. В. Определение погрешностей стандартных образцов состава золотосодержащих руд // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 81–89. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-81-89

For citation: Stupakova E. V. Measuring errors in the compositional reference materials of gold ore. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 81–89 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-81-89

УДК 579.66 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-90-97

Перспективы использования Acidithiobacillus ferrooxidans в биовыщелачивании металлов из отходов производства

Шаихова Д. Р.[1]
[1] Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: darya.boo@mail.ru

Реферат

Введение. *Снижение качества минерального сырья и проблемы экологической безопасности актуализируют развитие технологии биологического выщелачивания, где ключевым микроорганизмом является Acidithiobacillus ferrooxidans.*

Методология. *Анализ биотехнологий переработки бедного и труднообогатимого минерального сырья.*

Биологическая характеристика Acidithiobacillus ferrooxidans. *Данный микроорганизм – грамотрицательный, хемоавтотрофный, ацидофильный аэроб, который растет при 1,0–4,5 pH и широком диапазоне температур. A. ferrooxidans является объектом многих исследований, так, недавно были открыты магнитосомы, а также полностью просеквенировано 8 штаммов. A. ferrooxidans использует Fe^{2+} и S^0 в качестве доноров электронов, а O^2, S^0 или Fe^{3+} – в качестве акцепторов электронов.*

Механизмы и технологии биовыщелачивания. *Возможные механизмы биовыщелачивания сульфидных руд представляют собой большой интерес для исследования, так как на данный момент существуют три равносильные теории: контактный, бесконтактный и кооперативный механизмы. В промышленных масштабах различают кучное, подземное и чановое бактериальное выщелачивание.*

Перспективные направления. *На данный момент одно из перспективных направлений исследования – потенциальное применение A. ferrooxidans для переработки металлов из бытовых отходов. Также изучается устойчивость штаммов к тяжелым металлам, проблемы экологической безопасности при добыче и переработке минерального сырья и др. Также опубликованы методические рекомендации к проведению молекулярно-генетических исследований.*

Область применения результатов. *Применение биогеотехнологий позволит вовлечь в переработку бедное и труднообогатимое минеральное сырье, повысить эффективность извлечения полезных компонентов, а также обеспечить охрану окружающей среды.*

Ключевые слова: *биовыщелачивание; Acidithiobacillus ferrooxidans; микроорганизмы; гидрометаллургия; биотехнологии.*

Введение. Проблема экологической безопасности при добыче и переработке полезных ископаемых является ключевой не только в России, но и во всем мире [1]. Снижение качества перерабатываемого промышленностью минерального сырья, а также образование большого количества отходов, размещенных в виде отвалов или хвостохранилищ, обуславливают развитие такой технологии, как биологическое выщелачивание. Использование микроорганизмов в извлечении металлов обеспечивает как охрану окружающей среды, так и эффективную добычу ценных элементов из упорных или бедных руд.

Известно, что ключевым микроорганизмом в процессе биовыщелачивания является *Acidithiobacillus ferrooxidans*, который обуславливает интенсивное окисление ионов двухвалентного железа в трехвалентное состояние.

Биологическая характеристика *Acidithiobacillus ferrooxidans.* *Acidithiobacillus ferrooxidans (A. ferrooxidans)* – грамотрицательный, хемоавтотрофный, ацидофильный аэроб [2], был впервые выделен Колмером и Хинклом в 1947 г. из дренажа кислых шахт [3].

Данный микроорганизм обычно растет в диапазоне pH = 1,0–4,5 (оптимум – 2,0) и в широком диапазоне температур – 10–47 °C [4]. Также к немаловажным факторам, влияющим на рост *A. ferrooxidans*, можно отнести концентрацию ионов Fe, восстановленной S и титр хлорида натрия [5]. Разница между оптимальными значениями pH для разных штаммов связана со специфической структурой и проницаемостью поверхности клеточной мембраны [6].

Недавно обнаруженные магнитные железосодержащие нанокристаллические магнетиты, которые связаны с мембраной клетки, – магнитосомы проиллюстрированы на рис. 1. Известно, что они синтезируются в *A. ferrooxidans* путем поглощения железа и являются источником слабого магнитотаксиса *A. ferrooxidans*, а также могут служить местами хранения и детоксикации железа [7].

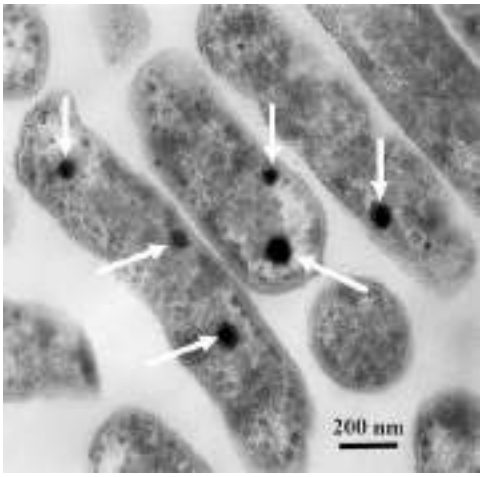

Рис. 1. Электронная микрофотография *A. ferrooxidans*. Стрелками обозначены магнитосомы [8]
Fig. 1. Electron microscope photography of *A. ferrooxidans*. Arrows indicate magnetosomes [8]

Несмотря на то что многие штаммы *A. ferrooxidans* имеют сходные фенотипические характеристики, существуют значительные различия в их ДНК и последовательностях генов 16S рРНК.

На данный момент получено более 500 изолятов *A. ferrooxidans*, и только восемь штаммов *A. ferrooxidans* были секвенированы с помощью полногеномного секвенирования [9].

A. ferrooxidans может использовать множество доноров электронов, включая Fe^{2+}, S^0 и восстановленные неорганические соединения серы, а также O^2, S^0 или Fe^{3+} в качестве акцептора электронов [10].

Также известно, что *A. ferrooxidans* способен использовать электрический ток в качестве единственного источника энергии для дыхания [11]. Кроме того, *A. ferrooxidans* может получать энергию для роста посредством окисления молибдена и четырехвалентного урана [12, 13].

Данный микроорганизм использует CO_2 в качестве единственного источника углерода, процесс фиксации которого зависит от окисления Fe^{2+}, S и восстановленных соединений серы, так как благодаря этим процессам происходит получение энергии.

В процессе окисления Fe^{2+} большая часть электронов переносится на O_2 вдоль градиента потенциала, в то время как небольшое количество электронов переда-

ется обратно вдоль градиента потенциала. NAD(P)H, образующийся в последнем процессе, участвует в фиксации и аэробном метаболизме CO_2 [3].

Окисление серы связано с высоким окислительно-восстановительным потенциалом в цепи переноса электронов, что важно для фиксации CO_2 *A. ferrooxidans*. По сравнению с системой окисления Fe^{2+} процесс окисления серы является более сложным, и исследования по этой теме продвигаются достаточно медленно.

Таблица 1. Биовыщелачивание металлов из источников с помощью *A. ferrooxidans* [3]
Table 1. Bioleaching of metals with the help of *A. ferrooxidans* [3]

Источник	Штамм	Процент извлечения	pH	*T*, °C	Концентрация Fe(II), г/л
Джарлеит	LD-1	Cu 95,0 %	2,00	30	1,50
Борнит	LD-1	Cu 85,0 %	2,00	30	0
Комплексная Zn–Pb руда	–	Zn 51,0 %	1,50	33	7,00
Сфалерит	PTCC 1647	Zn 85,0 %	1,94	33,7	7,40
Хвосты	–	Mn 99,5 %; Zn 78,4 %; As > 60 %; Cu 31,5 %	2,50	30	9,00
Насыпной концентрат	SRDSM2	Zn 96,7 %; Cu 72,2 %	1,80	32	7,30
Медный флотационный концентрат	Tf-44	Ni 55,0 %; Co 64,0 %	2,30	30	7,30
Бедная урановая руда	–	U 49,0 %	2,00	30	9,00
Реальгар	BYQ-12	As 74,3 %	1,74	30	3,68
Тугоплавкая золотая руда	HGM 5	As 39,3 %	1,50	30	9,00

Механизмы и технологии биовыщелачивания. *A. ferrooxidans* считается важным представителем биовыщелачивающих бактерий, используемых для биохимического выщелачивания в кучах и биологического выщелачивания в чанах [14].

Возможные механизмы биовыщелачивания сульфидных руд представляют собой большой интерес для исследования, так как на данный момент существуют три равносильные теории: контактный, бесконтактный и кооперативный механизмы [15].

В ходе контактного механизма клетки *A. ferrooxidans* прикрепляются к поверхности сульфидных минералов, в результате чего образующиеся комплексные ионы Fe^{3+} начинают разлагать сульфид металла.

Бесконтактный механизм предполагает, что свободные ионы Fe^{3+}, окисленные планктонными клетками *A. ferrooxidans*, атакуют сульфиды металлов и восстанавливаются до ионов Fe^{2+}.

Кооперативное выщелачивание представляет собой растворение сульфида металла прикрепленными клетками *A. ferrooxidans* на поверхности минерала и планктонными бактериями, что по сути является комбинацией контактного и бесконтактного выщелачивания [15].

Несмотря на большое количество статей, посвященных фундаментальным аспектам, подавляющее большинство исследований направлено на изучение потенциала применения *A. ferrooxidans* в биовыщелачивании металлов.

Так было установлено, что *A. ferrooxidans* имеет потенциал при выщелачивании меди, цинка, никеля, урана, мышьяка и кобальта из низкосортных руд (табл. 1).

Установлено, что скорость выщелачивания металла связана со сродством между клетками *A. ferrooxidans* и минералами. *A. ferrooxidans* может извлекать 95, 85, 54 и 18 % меди из джарлеита, борнита, ковеллита и порфиринового халькопирита соответственно [16].

Извлечение меди и цинка *A. ferrooxidans* из полиметаллического концентрата было успешно достигнуто в системе периодической обработки [17, 18].

Таблица 2. Внедрение технологии биовыщелачивания в производство [23]
Table 2. Bioleaching technology introduction into production [23]

Месторождение	Тип	Содержание Cu, %	Производство, т/год
Duval (США)	Кучное	0,15–0,20	2,5
Bluebird (США)	Кучное	0,5	6,8
Kosaka (Япония)	Подземное	0,15–0,25	800,0
Rio Tinto (Испания)	Кучное	–	8,0
Cananea (Мексика)	Кучное/Подземное	–	9,0
St. Domingo (Португалия)	Подземное	–	670,0

Адаптированные *A. ferrooxidans* могут извлекать более 40,0 % никеля из пентландита и других сульфидов никеля с помощью системы биологического выщелачивания в кучах или чанах [19]. *A. ferrooxidans* может выщелачивать 98,0 и 96,8 % урана из испанской урановой руды и гранит-порфира соответственно [20, 21].

Исследования были проведены в лабораторных условиях – в колбах либо малообъемных ферментерах, в промышленных же масштабах различают кучное, подземное и чановое бактериальное выщелачивание.

Таблица 3. Биовыщелачивание из отходов с помощью *A. ferrooxidans* [3]
Table 3. Bioleaching from wastes with the help of *A. ferrooxidans* [3]

Отходы	Техника извлечения	Штамм	Процент извлечения
Печатная плата	Колба	Z1	Cu 92,6 %; Al 85,2 %; Zn 95,2 %
Печатная плата	Ферментер	JSTU-02	Cu 94,1 %
Батарея таблеточного типа	Колба	BCRC 13820	Ag 98,0 %
Использованные бытовые батареи	Колба	PTCC 1647	Ni 87,0 %; Cd 67,0 %; Co 93,7 %
Использованный электрический кабель	Ферментер	–	Cu > 90,0 %
Осадок сточных вод	Колба	PTCC 1646	Cd 71,9 %; Mn 92,5 %; Zn 89,1 %
Кек	Колба	PTCC 1626	Cr 55,6 %; Ni 58,2 %
Загрязненная ртутью почва	Колба	SUG 2-2	Hg 92,0 %
Пепел теплоэлектростанций	Колба	PTCC 1626	Cu 87 %; Ni 86,0 %; V 82,0 %

Кучному выщелачиванию обычно подвергают старые отвалы или вновь складируемые забалансовые руды, при подземном выщелачивании выщелачивающие растворы через скважины закачиваются в рудное тело и, пройдя через него, подаются на поверхность. Чановое бактериальное выщелачивание эффективно применяется при переработке труднообогатимых продуктов и концентратов, для их

очистки от вредных примесей, вскрытия тонковкрапленного золота и серебра, селективного извлечения металлов из сульфидных концентратов.

Кучное выщелачивание меди и урана широко применяется в США, странах Африки, Австралии, Испании, а также Чили [22]. В табл. 2 приведены примеры производств, использующих технологию биовыщелачивания. Кроме того, широкое распространение получила технология BIOX®, используемая для предварительной переработки упорных золотосодержащих руд.

На данный момент в эксплуатации находится 6 установок, одна из которых располагается на Николаевском месторождении (Казахстан), под орошением находится два отвала объемом до 2,7 млн т руды. В промышленных масштабах развивается биотехнологическая переработка золотомышьяковистых концентратов руд Олимпиадинского месторождения ЗАО «Полюс» [22].

Перспективные направления. На данный момент одно из перспективных направлений исследования – потенциальное применение *A. ferrooxidans* для переработки металлов с печатных плат, использованных элементов питания и кабелей, а также проведение ремедиационных мероприятий (табл. 3). Также изучается устойчивость штаммов к тяжелым металлам: А. С. Хомченковой была выявлена устойчивость микроорганизмов к концентрациям солей Ni, Co, Cu, Mg, As в диапазоне 0,5–1,5 % [24].

Г. Г. Ягафарова с соавторами рассматривает проблемы экологической безопасности при добыче и переработке минерального сырья [1], Т. С. Хайнасовой (и др.) разработана технология по иммобилизации микроорганизмов [25]. Необходимо отметить, что были опубликованы методические рекомендации к проведению молекулярно-генетических исследований *A. ferrooxidans*, что может дать толчок к дальнейшим исследованиям в данной области [26].

Заключение. Таким образом, обзор исследований, посвященных *A. ferrooxidans*, свидетельствует о перспективности применения бактерий как в процессах переработки минерального сырья, так и в переработке бытовых отходов. Применение биогеотехнологий позволит вовлечь в переработку бедное и труднообогатимое минеральное сырье, повысить эффективность извлечения полезных компонентов, а также обеспечить охрану окружающей среды.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ягафарова Г. Г., Кутлиахметов А. Н., Сафарова В. И., Кубарева С. Ю. Роль тионовых бактерий в выщелачивании металлов из породных отвалов на Учалинском горно-обогатительном комбинате // Георесурсы. 2012. № 6 (48). С. 84–87.

2. Yan L., Yin H. H., Zhang S. A., Leng F. F., Nan W. B., Li H. Y. Biosorption of inorganic and organic arsenic from aqueous solution by *Acidithiobacillus ferrooxidans* BY-3 // J. Hazard Mater. 2010. No. 178(1–3). P. 209–217.

3. Zhang S., Yan L., Xing W., Chen P., Zhang Y., Wang W. Acidithiobacillus ferrooxidans and its potential application // Extremophiles. 2018. No. 22. P. 563–580.

4. Valdés J. Pedroso I., Quatrini R., Dodson R. J., Tettelin H., Blake R., Eisen J. A., Holmes D. S. *Acidithiobacillus ferrooxidans* metabolism: from genome sequence to industrial application // BMC Genom. 2008. No. 9(1). P. 597–620.

5. Hedrich S., Schlömann M., Johnson D. B. The iron-oxidizing proteobacteria // Microbiology. 2011. No. 157(6). P. 1551–1564.

6. Schrader J. A., Holmes D. S. Phenotypic switching of *Thiobacillus ferrooxidans* // J. Bacteriol. 1988. No. 170(9). P. 3915–3923.

7. Yan L., Zhang S., Chen P., Wang W., Wang Y., Li H. Magnetic properties of *Acidithiobacillus ferrooxidans* // Mater. Sci. Eng. 2013. No. 33(7). P. 4026–4031.

8. Yan L., Yue X., Zhang S., Chen P., Xu Z., Li Y., Li H. Biocompatibility evaluation of magnetosomes formed by *Acidithiobacillus ferrooxidans* // Mater. Sci. Eng. 2012. No. 32(7). P. 1802–1807.

9. Ulloa R., Moya-Beltrán A., Issotta F., Nuñez H., Covarrubias P. C., Donati E. R., Quatrini R., Giaveno A. Metagenome-derived draft genome sequence of *Acidithiobacillus ferrooxidans* RV1 from an abandoned gold tailing in Neuquén, Argentina // Solid State Phenom. 2017. No. 262. P. 339–442.

10. Osorio H., Mangold S., Denis Y., Ñancucheo I., Esparza M., Johnson D. B., Bonnefoy V., Dopson M., Holmes D. S. Anaerobic sulfur metabolism coupled to dissimilatory iron reduction in the extremophile *Acidithiobacillus ferrooxidans* // Appl. Environ. Microbiol. 2013. No. 79(7). P. 2172–2181.

11. Ishii T., Kawaichi S., Nakagawa H., Hashimoto K., Nakamura R. From chemolithoautotrophs to electrolithoautotrophs: CO_2 fixation by Fe(II)-oxidizing bacteria coupled with direct uptake of electrons from solid electron sources // Front Microbiol. 2015. No. 6. P. 994–1003.

12. Sugio T., Hirayama K., Inagaki K., Tanaka H., Tano T. Molybdenum oxidation by Thiobacillus ferrooxidans // Appl. Environ. Microbiol. 1992. No. 58(5). P. 1768–1771.

13. Temple K. L., Colmer A. R. The autotrophic oxidation of iron by a new bacterium, Thiobacillus ferrooxidans // J. Bacteriol. 1951. No. 62(5). P. 605–611.

14. Brierley C. L. How will biomining be applied in future? // T. Nonferr. Metal. Soc. 2008. No. 18(6). P. 1302–1310

15. Mahmoud A., Cézac P., Hoadley A. F. A., Contamine F., D'Hugues P. A review of sulfide minerals microbially assisted leaching in stirred tank reactors // Int. Biodeterior Biodegrad. 2017. No. 19. P. 118–146.

16. Dong Y., Lin H., Xu X., Zhou S. Bioleaching of different copper sulfides by Acidithiobacillus ferrooxidans and its adsorption on minerals // Hydrometallurgy. 2013. No. 140. P. 42–47.

17. Tipre D. R., Dave S. R. Bioleaching process for Cu–Pb–Zn bulk concentrate at high pulp density // Hydrometallurgy. 2014. No. 75(1). P. 37–43.

18. Tipre D. R., Vora S. B., Dave S. R. Medium optimization for bioleaching of metals from Indian bulk polymetallic concentrate // Indian J. Biotechnol. 2004. No. 3. P. 86–91.

19. Watling H. R. The bioleaching of nickel-copper sulfides // Hydrometallurgy. 2008. No. 91(1–4). P. 70–88.

20. Muñoz J. A., Ballester A., González F., Blázquez M. L. A study of the bioleaching of a Spanish uranium ore. Part II: orbital shaker experiments // Hydrometallurgy. 1995. No. 38(1). P. 59–78.

21. Qiu G., Li Q., Yu R., Sun Z., Liu Y., Chen M., Yin H., Zhang Y., Liang Y., Xu L. Column bioleaching of uranium embedded in granite porphyry by a mesophilic acidophilic consortium // Bioresour. Technol. 2011. No. 102(7). P. 4697–4702.

22. Теляков Н. М., Дарьин А. А., Луганов В. А. Перспективы применения биотехнологий в металлургии и обогащении // Записки Горного института. 2016. Т. 217. С. 113–124.

23. Gentina J. C., Acevedo F. Microbial ore leaching in developing countries // Trends in Biotechnology. 1985. Vol. 3. No. 4. P. 86–89.

24. Хомченкова А. С. Исследование влияния различных концентраций солей тяжелых металлов на рост культуры ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов // ГИАБ. 2016. № S31. С. 217–222.

25. Хайнасова Т. С., Левенец О. О., Трухин Ю. П. Применение иммобилизации микроорганизмов в биовыщелачивании // ГИАБ. 2016. № S31. С. 235–246.

26. Рогатых С. В., Мурадов С. В. Методические рекомендации к проведению молекулярно-биологического анализа аборигенных микробных ассоциаций медно-никелевых месторождений // ГИАБ. 2016. № S31. С. 195–204.

Поступила в редакцию 7 мая 2019 года

Сведения об авторах:

Шаихова Дарья Рамильевна – младший научный сотрудник Института горного дела УрО РАН. E-mail: darya.boo@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-90-97

Prospects for bioleaching of metal from wastes with Acidithiobacillus ferrooxidans

Dariia R. Shaikhova[1]
[1] Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. *The decline in the quality of mineral raw materials and the problems of ecological safety actualize the development of biological leaching technology, where Acidithiobacillus ferrooxidans is a key microorganism.*

Methodology *includes the analysis of the biotechnologies of low-grade and complex minerals processing.*

Biological characteristics of Acidithiobacillus ferrooxidans. *This microorganism is a gram-negative, chemoautotrophic, acidophilic aerobic that grows at 1.0-4.5 pH and a wide range of temperatures. A. ferrooxidans is an object of many studies, so magnetosomes have recently been discovered, and 8 strains have been completely sequenced. A. ferrooxidans uses Fe^{2+} and S^0 as electron donors, and O^2, S^0 or Fe^{3+} as electron acceptors.*

Mechanisms and technologies of bioleaching. *Possible mechanisms for bioleaching of sulphide ores are of great interest for research, since at the moment there are three equivalent theories: contact, non-contact and cooperative mechanisms. Commercially there are heap, underground (in situ) and tank bacterial leaching.*

Perspective directions. *One of the promising areas of research is the potential use of A. ferrooxidans for the processing of metals from household waste. The resistance of strains to heavy metals, the problems*

of environmental safety in the extraction and processing of mineral raw materials, etc. are also being studied. Guidelines for conducting molecular genetic studies were also published.
Conclusion. *The use of biogeotechnologies will allow to engage low-grade and complex mineral resources in processing, to increase the effectiveness of useful components extraction, as well as to ensure environmental protection.*

Key words: *bioleaching; Acidithiobacillus ferrooxidans; microorganisms; hydrometallurgy; biotechnologies.*

REFERENCES

1. Iagafarova G. G., Kutliakhmetov A. N., Safarova V. I., Kubareva S. Iu. The role of thionic bacteria (acidithiobacillus ferrooxidans) in metals leaching from rock dumps on Uchalinsky mining and processing integrated works. *Georesursy = Georesourses*. 2012; 6 (48): 84–87. (In Russ.)
2. Yan L., Yin H. H., Zhang S. A., Leng F. F., Nan W. B., Li H. Y. Biosorption of inorganic and organic arsenic from aqueous solution by *Acidithiobacillus ferrooxidans* BY-3. *J. Hazard Mater*. 2010; 178(1–3): 209–217.
3. Zhang S., Yan L., Xing W., Chen P., Zhang Y., Wang W. *Acidithiobacillus ferrooxidans* and its potential application. *Extremophiles*. 2018; 22: 563–580.
4. Valdés J. Pedroso I., Quatrini R., Dodson R.J., Tettelin H., Blake R., Eisen J. A., Holmes D. S. *Acidithiobacillus ferrooxidans* metabolism: from genome sequence to industrial application. *BMC Genom*. 2008; 9(1): 597–620.
5. Hedrich S., Schlömann M., Johnson D. B. The iron-oxidizing proteobacteria. *Microbiology*. 2011; 157(6): 1551–1564.
6. Schrader J. A., Holmes D. S. Phenotypic switching of *Thiobacillus ferrooxidans. J. Bacteriol*. 1988; 170(9): 3915–3923.
7. Yan L., Zhang S., Chen P., Wang W., Wang Y., Li H. Magnetic properties of *Acidithiobacillus ferrooxidans. Mater. Sci. Eng*. 2013; 33(7): 4026–4031.
8. Yan L., Yue X., Zhang S., Chen P., Xu Z., Li Y., Li H. Biocompatibility evaluation of magnetosomes formed by *Acidithiobacillus ferrooxidans. Mater. Sci. Eng*. 2012; 32(7): 1802–1807.
9. Ulloa R., Moya-Beltrán A., Issotta F., Nuñez H., Covarrubias P. C., Donati E. R., Quatrini R., Giaveno A. Metagenome-derived draft genome sequence of *Acidithiobacillus ferrooxidans* RV1 from an abandoned gold tailing in Neuquén, Argentina. *Solid State Phenom*. 2017; 262: 339–442.
10. Osorio H., Mangold S., Denis Y., Ñancucheo I., Esparza M., Johnson D. B., Bonnefoy V., Dopson M., Holmes D. S. Anaerobic sulfur metabolism coupled to dissimilatory iron reduction in the extremophile *Acidithiobacillus ferrooxidans // Appl. Environ. Microbiol*. 2013; 79(7); 2172–2181.
11. Ishii T., Kawaichi S., Nakagawa H., Hashimoto K., Nakamura R. From chemolithoautotrophs to electrolithoautotrophs: CO2 fixation by Fe(II)-oxidizing bacteria coupled with direct uptake of electrons from solid electron sources. *Front Microbiol*. 2015; 6: 994–1003.
12. Sugio T., Hirayama K., Inagaki K., Tanaka H., Tano T. Molybdenum oxidation by *Thiobacillus ferrooxidans. Appl. Environ. Microbiol*. 1992; 58(5): 1768–1771.
13. Temple K. L., Colmer A. R. The autotrophic oxidation of iron by a new bacterium, *Thiobacillus ferrooxidans. J. Bacteriol*. 1951; 62(5): 605–611.
14. Brierley C. L. How will biomining be applied in future? *T. Nonferr. Metal. Soc*. 2008; 18(6): 1302–1310.
15. Mahmoud A., Cézac P., Hoadley A. F. A., Contamine F., D'Hugues P. A review of sulfide minerals microbially assisted leaching in stirred tank reactors. *Int. Biodeterior Biodegrad*. 2017; 19: 118–146.
16. Dong Y., Lin H., Xu X., Zhou S. Bioleaching of different copper sulfides by *Acidithiobacillus ferrooxidans* and its adsorption on minerals. *Hydrometallurgy*. 2013; 140: 42–47.
17. Tipre D. R., Dave S. R. Bioleaching process for Cu–Pb–Zn bulk concentrate at high pulp density. *Hydrometallurgy*. 2014; 75(1): 37–43.
18. Tipre D. R., Vora S. B., Dave S. R. Medium optimization for bioleaching of metals from Indian bulk polymetallic concentrate. *Indian J. Biotechnol*. 2004; 3: 86–91.
19. Watling H. R. The bioleaching of nickel-copper sulfides. *Hydrometallurgy*. 2008; 91(1–4): 70–88.
20. Muñoz J. A., Ballester A., González F., Blázquez M. L. A study of the bioleaching of a Spanish uranium ore. Part II: orbital shaker experiments. *Hydrometallurgy*. 1995; 38(1): 59–78.
21. Qiu G., Li Q., Yu R., Sun Z., Liu Y., Chen M., Yin H., Zhang Y., Liang Y., Xu L. Column bioleaching of uranium embedded in granite porphyry by a mesophilic acidophilic consortium. *Bioresour Technol*. 2011; 102(7): 4697–4702.
22. Teliakov N. M., Dariin A. A., Luganov V. A. Prospects of biotechnologies application in metallurgy and enrichment. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2016; 217: 113–124. (In Russ.)
23. Gentina J. C., Acevedo F. Microbial ore leaching in developing countries. *Trends in Biotechnology*. 1985; 3 (4): 86–89.
24. Khomchenkova A. S. Study of effects of various concentration salts of heavy metals on growth acidophilic chemolithotrophic microorganisms crop. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2016; S31: 217–222. (In Russ.)

25. Khainasova T. S., Levenets O. O., Trukhin Iu. P. The use of microorganisms immobilization in bioleaching. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2016; S31: 235–246. (In Russ.)
26. Rogatykh S. V., Muradov S. V. Guidelines for carrying out molecular biological analysis of native microbial associations copper-nickel deposits. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2016; S31: 195–204. (In Russ.)

Received 7 May 2019

Information about authors:

Dariia R. Shaikhova – junior researcher, Institute of Mining UB RAS. E-mail: darya.boo@mail.ru

Для цитирования: Шаихова Д. Р. Перспективы использования Acidithiobacillus ferrooxidans в биовыщелачивании металлов из отходов производства // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 90–97. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-90-97
For citation: Shaikhova D. R. Prospects for bioleaching of metal from wastes with Acidithiobacillus ferrooxidans. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 90–97 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-90-97

УДК 330.15 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-98-107

Экономическая оценка экологических последствий при недропользовании

Иванов А. Н.[1], Логвиненко О. А.[1]*, Игнатьева М. Н.[1, 2]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
[2] Институт экономики УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: oksana.logvinenko@m.ursmu.ru

Реферат

Актуальность. *В условиях ухудшения экологической ситуации возрастает значимость учета экологического фактора при обосновании вариантов природопользования, в том числе недропользования, что в свою очередь требует оценки ущербоемкости каждого из них. В основе определения экономического ущерба, обусловленного антропогенным воздействием на окружающую среду, лежит экономическая оценка ресурсов природы при формировании экологических последствий. Обосновывается актуальность исследований по совершенствованию процедуры экономической оценки природных ресурсов и экоуслуг исходя из важности природного капитала, входящего в состав национального богатства.*

Цель исследования *– совершенствование оценочного инструментария стоимостной оценки природных ресурсов и экосистемных услуг.*

Методология. *Обобщение и анализ понятий экосистемных услуг и их классификация.*

Результаты исследования. *Сохранение природного капитала при реализации концепции слабой устойчивости означает замену использованного природного капитала физическим (рукотворным), при реализации концепции сильной устойчивости – допущение минимальной замены. Выполнение данных условий требует расширения экономических методов государственного регулирования природопользования, в частности обращения к более широкому использованию таких регуляторов, как экономическая оценка и экономический ущерб. Совершенствование процедуры оценки предполагает уточнение структуры природного капитала и построение схемы использования природных запасов (природных активов). В работе в схематичном виде представлен порядок формирования потока экологических товаров и услуг, характеризующих использование природных активов в форме природных ресурсов и экоуслуг. Выполнен анализ определений понятия экосистемных услуг, доказано отличие последних от экосистемных функций, ибо экономическая оценка экосистемных услуг требует четкости в определении последних. Обобщены и проанализированы отдельные классификации экоуслуг. Доказана целесообразность выделения ресурсной функции наряду с экосистемными с учетом того, что в большинстве случаев их выделение связано с абиотическими элементами экосистем. Предложен авторский вариант перечня экосистемных услуг, который исключает обеспечивающие экоуслуги в силу того, что они отнесены к разряду ресурсных. В числе регулирующих выделены виды: регулирования потоков, регулирования физической среды и регулирования биотической среды. Поддерживающие экоуслуги выделены в самостоятельную категорию, которая в последующем экономической оценке не подлежит. В социальные входят: символические, интеллектуальные и образовательные, оздоровительные. В числе методов экономической оценки рассматриваются традиционно используемые в практике природопользования и новые, зачастую связанные с проведением социологических опросов и анкетирования. Сформулированы основополагающие условия проведения экономической оценки.*

Ключевые слова: *природный капитал; природные ресурсы; экосистемные услуги; функции; классификации; экономическая оценка; методы.*

Введение. Общеизвестно, что развитие промышленности, составляющей основу экономики, во многом зависит от наличия природных ресурсов, а ее добывающий сектор продолжает оставаться наиболее доходным и в современных условиях. Свидетельством значимости природно-ресурсного потенциала выступает признание необходимости его учета в составе национального богатства еще в 1980-е гг., когда по методологии БНХ (баланса народного хозяйства) вовлеченные в экономический оборот природные ресурсы учитывались в составе национального богатства в натуральном выражении [1]. В современных условиях в принятой обновленной версии СНС – Системы национальных счетов 2008 года – природные ресурсы включены в состав непроизведенных материальных активов: земля, полезные ископаемые, естественные биологические ресурсы, водные ресурсы и прочие, хотя их денежная оценка в Российских статистических ежегодниках продолжает отсутствовать. Изменение парадигмы национальных счетов в развитых странах начиная с 1980-х гг. привело к появлению новой концепции [2]. В середине 1990-х гг. Всемирным банком была предложена концепция национального богатства, формируемая тремя видами капитала: природный капитал (natural capital); воспроизводимый капитал (reproducible capital); человеческий капитал (human capital). Природный капитал при этом рассматривается как совокупность природных ресурсов и экоуслуг. Следует отметить, что понятие природного капитала как термина появилось в работах Г. Дейли и Н. Георгеску-Регена в 1970-е гг. В последующем вопросам развития концепции природного капитала были посвящены многочисленные исследования [3–6]. Согласно рекомендациям Всемирного банка при оценке природного капитала используется понятие природных (экологических) активов. «Природные активы определяются как элементы (тела) природы или их сочетания (экосистемы), на которые прямо или косвенно оказывает влияние хозяйственная или иная деятельность человека» [7, с. 248]. В составе природных активов учету подлежат все виды биологических ресурсов, водные объекты, почва (земельные ресурсы), полезные ископаемые, атмосферный воздух, наземные и водные экосистемы [8]. В свою очередь природный капитал, изначально определяемый как «совокупность природных ресурсов, которые могут быть использованы в процессе производства» [9, с. 234], с течением времени стал рассматриваться как определенный природный запас, использование которого предполагает получение дохода – «экологической выгоды». Правда еще в 1998 г., давая определение природного капитала, Г. Дейли рассматривал его как запас (stock), который является источником потока природных услуг и реальных природных ресурсов. К числу последних определений природного капитала могут быть отнесены следующие: «экономическая модель ограниченных запасов физических и биологических ресурсов, находящихся на земле, и ограниченной способности экосистем предоставлять экосистемные услуги» [10, с. 45] или «совокупность природных активов, дающих человечеству ресурсы и экологические услуги» [4, с. 16]. В работе [11] природный капитал определяется как «природные запасы, обеспечивающие наличие природных ресурсов и экосистемных услуг для экономического производства и человеческого благосостояния». Авторы [12, с. 175] приводят расширенное определение. Природный капитал – это « образное название ограниченных запасов физических и биологических ресурсов планеты Земля. Запасы, состоящие из жизнеподдерживающих систем (систем жизнеобеспечения), биоразнообразия, возобновимых и невозобновимых ресурсов, используемых человеком или представляющих для него интерес. Природный капитал или природное богатство включает запасы природных активов, таких как почва, лес, животный мир и водные ресурсы, биологические виды, ландшафт, водно-болотные угодья. Иногда говорят о включении в это понятие

ассимиляционной емкости экосистем, учета эффекта биохимических циклов и энергетических потоков. Природный капитал рассматривается в качестве актива в экономике с потенциалом увеличения производительности и благополучия людей. Например, ценность природного ресурса как экономического актива зависит от величины дохода или благополучия, который он может принести. Производительность антропогенного (созданного человеком) капитала все более ограничивается сокращением размеров природного капитала».

Устойчивое сбалансированное развитие экономики требует сохранения природного капитала: при реализации концепции слабой устойчивости – замены использованного природного капитала физическим, при реализации концепции сильной устойчивости – допущение лишь минимальной замены [13]. Однако наступление на природу продолжается, это приводит к истощению природных ресурсов и деградации биосферы. В результате деятельности человека наземные экосистемы претерпевают глубокие изменения. Считается, что критический рубеж на сегодня пройден и ресурсы биосферы расходуются быстрее, чем они могут восстанавливаться. В то же время уничтожение природных экосистем означает уничтожение естественного механизма биорегуляции, обеспечивающего поддержание пригодных для жизни человека условий. Одним из путей преодоления противоречия между целями удовлетворения потребностей и сохранения природных систем считается совершенствование государственного регулирования природопользования, расширение использования инструментов, формирующих экономический механизм [14]. Ориентация на экономическую оценку природных ресурсов и экосистемных услуг, прогнозирование изменения экономической ценности ресурсов природы, получающих отражение в экономическом ущербе, позволяет применять наиболее обоснованные решения при освоении природно-ресурсного потенциала, в том числе при освоении ресурсов недр.

Результаты. Из определений природного капитала следует, что заключенный в нем природный запас обеспечивает поток выгод, предоставляемых «поточными» ресурсами (stock – flow resources) и ресурсами услуг (fund – services resources). Экономическое использование природных активов приводит к изменениям, которые проявляются в истощении последних при количественном использовании или в деградации – при качественном потреблении экологических услуг (рис. 1).

Природный капитал рассматривается в данном случае как природные запасы (природные активы), обеспечивающие потоки природных ресурсов и экоуслуг благодаря выполнению ресурсной и экосистемных функций. В том случае, когда все функции, выполняемые природными активами, в состав которых входят биологические ресурсы, водные объекты, атмосфера и т. д., определяются как экосистемные, ресурсная функция получает название обеспечивающей, или продукционной. Считаем необходимым выделение ресурсной функции, так как ее выполнение связано не только с биотой, но и абиотическими компонентами природного капитала (недра, водные объекты и т. д.) [15]. Выполнение экосистемных функций обеспечивает поток экосистемных услуг, которые в современной трактовке определяются как «выгоды, которые люди получают от экоуслуг» [16].

По мнению И. П. Глазыриной, экосистемными услугами называют важные для благосостояния человечества блага, которые порождаются функционированием экосистем [4]. Согласно [17], «экосистемные услуги – прямой или косвенный вклад экосистем в благосостояние людей».

В настоящее время, когда пришло осознание важности экосистемных услуг, появляется все большее число исследований, посвященных функционированию экосистем, что соответственно приводит к появлению все новых определений и трактовок. В целом, наиболее емко и кратко характеризует экосистемные услуги

их общепринятая трактовка. Немаловажное значение имеет и классификация экоуслуг, подлежащих в последующем экономической оценке. Одной и первых была предложена классификация Г. Дейли (1997), которая содержала девять экоуслуг и не включала ресурсную. Следующая классификация, предложенная Р. Костанзой (1997), уже содержала 17 экоуслуг [18] – весь тот перечень, который принят в современных условиях. Попытки типизации и классификации услуг многочисленны. Самой распространенной считается классификация ООН, в которой экоуслуги подразделяются на обеспечивающие, регулирующие и культурные, предоставляемые людям, и поддерживающие экоуслуги, ориентированные на сохранение других видов услуг. Данной классификации придерживается большинство исследователей, что не исключает наличия и иных точек зрения. Так, А. А. Тишков выделяет одиннадцать основных экосистемных услуг, И. М. Потравный рассматривает средообразующие (регулирующие и поддерживающие), продукционные («экосистемные товары») и информационные услуги и т. д.

Рис. 1. Схема использования природного капитала
Fig. 1. Natural capital management plan

Все рассматриваемые классификации определяют совокупность функций как экосистемные (рис. 2).

Самой полной на сегодня считается классификация экоуслуг, предложенная Институтом строительного дела и землеустройства в Великобритании, которая расширяет спектр обеспечивающих экоуслуг, включая в них продукты питания, материалы, в том числе минеральные ресурсы и возобновляемые источники энергии (табл. 1).

Придерживаясь позиции выделения ресурсных функций, считаем целесообразным выделение трех категорий экоуслуг: регулирующие, поддерживающие и социальные (табл. 2).

Экономическая оценка природных ресурсов и экосистемных услуг является завершающим этапом. Оценивание в данном случае рассматривается как одна из форм отражения взаимодействия между природой и обществом, спецификой

которого является использование категории «полезность» [21]. Ее выполнение требует наличия информации о методах экономической оценки. В настоящее время наибольшую известность имеет методический инструментарий, используемый для экономической оценки природных ресурсов. С некоторой долей условности используемые методы могут быть представлены в виде следующих групп:

– затратный метод и его модификации;
– доходный метод;
– метод на основе дифференциальной ренты;
– метод альтернативной стоимости.

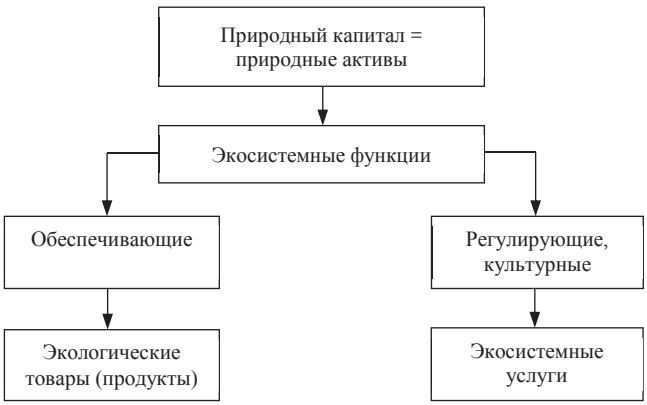

Рис. 2. Характеристика экосистемных функций
Fig. 2. The description of ecosystem functions

Затратный метод предполагает учет общей совокупности затрат на подготовку, освоение и использование ресурсов. В числе его модификаций воспроизводственный подход (затраты на воссоздание утраченного, деградирующего ресурса или компенсация потерь), метод замещения (затраты на замещение потерянного или поврежденного ресурса). Доходный (результативный) метод используется в отношении тех ресурсов, которые приносят доход, оцениваемый прибылью,

Таблица 1. Перечень экосистемных услуг [19]
Table 1. The list of ecosystem services [19]

Категория	Вид
Обеспечивающие (экосистемные блага) услуги	Питание Материалы Возобновляемая энергия
Регулирующие и поддерживающие услуги	Регулирование потоков Регулирование физической среды Регулирование биотической среды Обезвреживание отходов Поддерживающие
Культурные и научные услуги	Интеллектуальные и познавательные

полученной от использования ресурса. Достаточно часто при экономической оценке используют рентный подход, когда цена ресурса ассоциируется с величиной капитала, положенного в банк и приносящего ежегодный доход, равный величине дифференциальной ренты. В теории ее появление объясняется лучшими природными характеристиками (местоположение, качество нефти, содержание полезных компонентов в руде и др.). Метод альтернативной стоимости предпо-

лагает экономическую оценку ресурса согласно упущенной выгоде (упущенные доходы и выгоды, которые можно было бы получить при использовании ресурса в других целях) [22–24]. Для последнего времени характерно появление новых методов, обусловленное необходимостью экономической оценки экосистемных услуг:

– метод транспортно-путевых затрат;
– метод гедонистического ценообразования;
– метод субъективной оценки стоимости (метод выраженных предпочтений).

Таблица 2. Категории и виды экосистемных услуг [18, 19, 20]
Table 2. Categories and types of ecosystem services [18, 19, 20]

Категория	Вид	Экосистемные услуги
Регулирующие экоуслуги	Регулирование потоков	Регулирование стока и накопления воды Осадконакопление Защита от неблагоприятных природных явлений Защита от эрозии Защита от ультрафиолетовых лучей
	Регулирование физической среды	Регулирование климата Поддержание состава атмосферного воздуха Очистка воды Почвообразование и поддержание качества почв
	Регулирование биотической среды	Поддержание жизненного цикла Биотический контроль Сохранение генофонда
Поддерживающие экоуслуги	Поддержание других экоуслуг	Круговорот биологических веществ Фотосинтез
Социальные экоуслуги	Символические	Эстетические ценности Исторические ценности Религиозные и духовные ценности
	Интеллектуальные и познавательные	Образовательные ценности Научные ценности
	Оздоровительные	Рекреация Туризм Оздоровление

Специфической особенностью данных методов является необходимость проведения социологических исследований (опросов, анкетирования). Первый из методов предназначен обычно для определения рекреационной и эстетической ценности природных объектов путем выявления и сравнения расходов населения на посещение данного природного объекта. В основе гедонистического ценообразования лежит определение ценности экологических благ, влияние их на комфортность среды проживания, т. е. выявление оценки влияния факторов экологической среды на рыночные цены недвижимости. Метод субъективной оценки реализуется путем опроса жителей с целью выявить их готовность заплатить или получить компенсацию за изменение в уровне качества предоставляемых природных благ на гипотетическом рынке природных ресурсов [25–28].

При экономической оценке природных ресурсов, приносящих доход, чаще всего осуществляется прямая экономическая оценка с использованием результативного (или рентного) подхода. Прямая оценка касается и социальных экологических услуг, приносящих оздоровительный эффект, получение дополнительных знаний, эстетическое удовлетворение и т. д. В отношении регулирующих экоуслуг, а также услуг рекреации и туризма перечень используемых методов экономической оценки весьма многообразен [29] и пока не поддается типизации. Об этом

свидетельствуют и многочисленные классификации методов, в основе которых лежат либо подходы к выполнению оценочных процедур, либо соотношение с рынком (классификация, рекомендованная ООН), либо аналогии с методами оценки недвижимости и др.

Заключение. Выполнение экономической оценки составляющих элементов природного капитала требует, во-первых, обоснования цели ее выполнения, что накладывает отпечаток на порядок оценочных процедур. Во-вторых, экономическая оценка предполагает комплексность, т. е. охват экономической оценкой природных ресурсов и экоуслуг, поток которых поставляет оцениваемый природный объект. В-третьих, в целях достоверности вариантов необходимо использование нескольких методов оценки в отношении рассматриваемого природного ресурса или экоуслуги. В-четвертых, при всей значимости экономической оценки не следует забывать о несовершенстве применяемого инструментария, ибо природа бесценна, а ее экономическая оценка – это инструмент, позволяющий сохранить «здоровье» экосистем и постоянный поток «экологических товаров» и услуг в течение длительного времени.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Логвиненко О. А., Стровский В. Е. Природные ресурсы с позиции учета в составе национального богатства // Известия Уральского госуд. горн. ун-та. 2019. № 2. С. 126–133.

2. Yu H., Wang Y., Li X., Sun M., Du A. Measuring ecological capital: State of the art, trends, and challenges // Journal of Cleaner Production. 2019. No. 219. P. 833–845. DOI.org/10.1016/j.ecoser.2019.100927

3. Costanza R., Daly H. Natural capital and sustainable development // Conservation Biology. 1992. No. 6. P. 37–46.

4. Глазырина И. П. Природный капитал в экономике переходного периода. М.: НИА–Природа. РИФА. 2001. 280 с.

5. Pearce David. Economics, equity and sustainable development // Futures. 1988. No. 20(6). P. 598–605.

6. Levallois Clement. Can de-grow be considered a policy option? A historical note on Nicholas Georgescu-Roegen and the club of Rome // Ecological Economics. 2010. No. 69(11). P. 2271–2278.

7. Пахомова Н. В., Рихтер К. К. Экономика природопользования и экологический менеджмент. СПб: СПбГУ, 1999. 488 с.

8. Droste N., Bartkowski B. Ecosystem Service valuation for national accounting: a reply to obst, hein and edens // Environmental and Resource Economics. 2018. No. 71(1). P. 205–215. DOI.org/10.1007/s10640-017-0146-3

9. Экономика сохранения биоразнообразия: справочник / под ред. А. А. Тишкова. М.: Институт экономики природопользования, 2002. 604 с.

10. Проект «экономики экосистем и биоразнообразия». Признание экономики природы. Синтез подходов, выводов и рекомендаций TEEB. М., 2010. 49 с.

11. Фоменко Г. А., Фоменко М. А., Лошадкин К. А., Михайлова А. В. Денежная оценка природных ресурсов, объектов и экосистемных услуг в управлении сохранением биоразнообразия: опыт региональных работ. Ярославль: Кадастр, 2002. 65 с.

12. Экосистемные услуги России. Том I. Услуги наземных экосистем. Прототип национального доклада. М., 2015. 185 с.

13. Strovskii V. E., Komarova O. G., Logvinenko O. A. Special characteristics of sustainable development models. Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal. 2019; 4: 89–97. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-4-89-97.

14. Ruijs A., Egmond van P. Natural capital in practice // Ecosystem Services. 2017. No. 25. P. 106–116. DOI.org/10.1016/j.ecoser.2017.03.025

15. Игнатьева М. Н. Формирование природного потенциала территории // Известия Уральского госуд. горн. ун-та. 2014. № 4. С. 51–56.

16. Alkamo D. et al. Ecosystems and well-being: a framework for assessment // Millennium Ecosystem Assessment. Washington. Covelo. London: Island Press, 2005. 268 p.

17. Экономика экосистем и биоразнообразия: потенциал и перспективы стран Северной Евразии / Проект TEEB – экономика экосистем и биоразнообразия: перспективы участия России и других стран СНГ: матер. совещания. М.: Центр охраны дикой природы, 2010. 136 с.

18. R. Costanza R. d'Arge, R. de Groot, S. Farberk, M. Grasso, B. Hannon, K. Limburg, S. Naeem, R. V. O'Neill, J. Paruelo, Paul Sutton and M. von Belt. The value of the world's ecosystem services and natural capital // Nature. 1997. Vol. 387(6630). P. 253–260.

19. Ларькова М. С. Совершенствование методов экономической оценки экосистемных услуг: дис. … канд. экон. наук. М.: 2015. 165 с.

20. Литвинова А. А., Игнатьева М. Н., Коротеев Г. Д. Идентификация услуг, предоставляемых особо охраняемыми природными территориями // Успехи современного естествознания. 2016. № 6. С. 164–168.
21. Куницын Л. Ф., Мухина Л. И. Некоторые общие вопросы технологической оценки природных комплексов при инженерном освоении территории // Известия АН СССР. Сер. географическая. 1969. № 1. С. 38–49.
22. Экология и экономика природопользования / под ред. Э. В. Гирусова. М.: ЮНИТИ-ДАНА, 2007. 531 с.
23. Дворецкий Л. М. Анализ методов экономической оценки природных ресурсов на примере оценки городских земель // Экономика природопользования. 2004. № 4. С. 84–94.
24. Балашенко В. В., Игнатьева М. Н., Логинов В. Г. Природно-ресурсный потенциал северных районов: методические особенности комплексной оценки // Экономика регионов. 2015. № 4. С. 84–94.
25. Экономическая оценка биоразнообразия / под ред. С. Н. Бобылева, А. А. Тишкова. М., 1999. 112 с.
26. Медведева О. Е. Экономическая оценка биоразнообразия. Теория и практика оценочных работ. М.: Диалог-МГУ, 1998. 99 с.
27. Перелет Р. А. Отработка международных подходов к денежной оценке природных ресурсов // На пути к устойчивому развитию России. М. 1997. № 2(6). С. 20–22.
28. Teoh S. H. S., Symes W. S., Sun H., Pienkowski T., Carrasco L. R. A global meta-analysis of the economic values of provisioning and cultural ecosystem services // Science of the Total Environment. 2019. No. 649. С. 1293–1298. DOI.org/10.1016/j.scitotenv.2018.08.422
29. Sutton P. C., Duncan S. L., Anderson S. J. Valuing our national parks: an ecological economics perspective // Land. 2019. No. 8(4). P. 54. DOI.org/10.3390/land8040054

Поступила в редакцию 17 июня 2019 года

Сведения об авторах:

Иванов Андрей Николаевич – старший преподаватель кафедры экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: graykardinal@yandex.ru
Логвиненко Оксана Александровна – старший преподаватель кафедры экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: oksana.logvinenko@m.ursmu.ru
Игнатьева 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: 10.21440/0536-1028-2019-6-98-107

Economic evaluation of environmental implications in subsoil use

Andrei N. Ivanov[1], Oksana A. Logvinenko[1], Margarita N. Ignatieva[1, 2]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.
[2] Institute of Economics UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Relevance. *Due to the deteriorating environmental situation, the significance of ecological factor increases when substantiating the variants of nature management and subsoil use; it requires further evaluation of economic damage caused by both of them. The evaluation of the economic damage caused by the human impact on the environment is based on the economic evaluation of natural resources state during the formation of environmental implications. The relevance of the research on the natural resources and ecosystem services economic evaluation procedure improvement is proven as a matter of the national natural capital importance.*

Research aim *is to improve cost estimation tools for natural resources and ecosystem services.*

Methodology *includes generalization and analysis of the notions of eecosystem services and their classification.*

Research results. *The preservation of natural capital, when implementing weak sustainability concept, means that the used natural capital is replaced by the physical one (man-made); in case of strong sustainability concept implementation, minimum substitution is allowed for. These conditions require wider economic methods of governmental control in natural management, such as a wider use of economic evaluation and economic damage. It is necessary to specify the structure of natural capital and draw up the scheme of natural resources (natural assets) utilization in order to improve the procedure of evaluation. The present research schematically outlines the procedure of environmental products and services flow formation, which characterize the utilization of natural assets, i.e. natural resources and ecosystem services. Definitions of ecosystem services have been analysed, and their difference from ecosystem functions has been proven as soon as economic evaluation of ecosystem services requires their accurate definition. Particular classifications of ecosystem services have been generalized and analysed.*

The reasonability has been proven to single out a resource function along with ecosystem functions taking into account that it is often associated with abiotic elements of ecosystems. An author's variant of ecosystem services list is proposed, which excludes provisioning services as they are ascribed to the category of resource services. As far as the regulating services are concerned, the following types are distinguished: flows regulation, physical environment regulation, and biotic environment regulation. Supporting services are ascribed to a separate category which is not subject to further economic evaluation. Cultural services include: spiritual, scientific and educational, and therapeutic. Economic evaluation methods covers both traditional practical methods applied in nature management and new methods which are often associated with sociological surveys and questionnaires. Basic conditions for economic evaluation have been formulated.

Key words: *natural capital; natural resources; ecosystem services; functions; classifications; economic evaluation; methods.*

REFERENCES

1. Logvinenko O. A., Strovskii V. E. Natural resources considered as a part of the national wealth. *Izvestiya Uralskogo Gosudarstvennogo Gornogo Universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2019; 2: 126–133. (In Russ.)
2. Yu H., Wang Y., Li X., Sun M., Du A. Measuring ecological capital: State of the art, trends, and challenges. *Journal of Cleaner Production*. 2019; 219: 833–845. DOI.org/10.1016/j.ecoser.2019.100927
3. Costanza R., Daly H. Natural capital and sustainable development. *Conservation Biology*. 1992; 6: 37–46.
4. Glazyrina I. P. *Natural capital in the economics of transition*. Moscow: NIA-Priroda, REFIA Publishing; 2001. (In Russ.)
5. Pearce David. Economics, equity and sustainable development. *Futures*. 1988; 20(6): 598–605.
6. Levallois Clement. Can de-grow be considered a policy option? A historical note on Nicholas Georgescu-Roegen and the club of Rome. *Ecological Economics*. 2010; 69(11); 2271–2278.
7. Pakhomova N. V., Rikhter K. K. *Economics of nature management and ecological management*. St. Petersburg: SPBGU Publishing; 1999. (In Russ.)
8. Droste N., Bartkowski B. Ecosystem Service valuation for national accounting: a reply to obst, hein and edens. *Environmental and Resource Economics*. 2018; 71 (1): 205–215. DOI.org/10.1007/s10640-017-0146-3
9. Tishkov A. A. (ed.) *Economics of biodiversity conservation: reference book*. Moscow: Institute of Natural Resource Economics and Environmental Policy Publishing; 2002. (In Russ.)
10. *Project "Economics of Ecosystems and Biodiversity". The recognition of environmental economics. The synthesis of TEEB approaches, conclusions and recommendations*. Moscow; 2010. (In Russ.)
11. Fomenko G. A., Fomenko M. A., Loshadkin K. A., Mikhailova A. V. *Cost estimation of natural resources, facilities and ecosystem services in biodiversity conservation control: regional research experience*. Yaroslavl: Kadastr Publishing; 2002. (In Russ.)
12. *Ecosystem services in Russia. Vol. 1. The services of terrestrial ecosystems. National report analogue*. Moscow; 2015. (In Russ.)
13. Strovskii V. E., Komarova O. G., Logvinenko O. A. Special characteristics of sustainable development models. Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. *Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 4: 89–97. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-4-89-97.
14. Ruijs A., van Egmond P. Natural capital in practice. *Ecosystem Services*. 2017; 25: 106–116. DOI: org/10.1016/j.ecoser.2017.03.025
15. Ignatieva M. N. The formation of the territorial natural potential. *Izvestiya Uralskogo Gosudarstvennogo Gornogo Universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2014; 4: 51–56. (In Russ.)
16. Alkamo D. et al. Ecosystems and well-being: a framework for assessment. *Millennium Ecosystem Assessment*. Washington. Covelo. London: Island Press, 2005. 268 p.
17. Economics of ecosystems and biodiversity: potential and prospects of Northern Eurasia counties. *Project TEEB – Economics of Ecosystems and Biodiversity: the prospects for Russia and CIS countries participation: conference proceedings*. Moscow: Tsentr okhrany dikoi prirody Publishing; 2010. (In Russ.)
18. R. Costanza, R. d'Arge, R. de Groot, S. Farberk, M. Grasso, B. Hannon, K. Limburg, S. Naeem, R. V. O'Neill, J. Paruelo, Paul Sutton and M. von Belt. The value of the world's ecosystem services and natural capital. *Nature*. 1997; 387(6630): 253–260.
19. Larkova M. S. *Improving the methods of economic evaluation for ecosystem services: PhD (Economics) Dissertation*. Moscow: 2015. (In Russ.)
20. Litvinova A. A., Ignatieva M. N., Koroteev G. D. Identification of the services provided by specially protected natural reservations. *Uspekhi sovremennogo estestvoznaniia = Advances in Current Natural Sciences*. 2016; 6: 164–168. (In Russ.)
21. Kunitsyn L. F., Mukhina L. I. Some general issues of technology evaluation for natural complexes at land development. *Izvestiia AN SSSR = Proceedings of AS USSR. Ser. Geography*. 1969; 1: 38–49. (In Russ.)
22. Girusov E. V. (ed.) *Ecology and economics of natural management*. Moscow: IuNITI-DANA Publishing; 2007. (In Russ.)
23. Dvoretskii L. M. Analysis of natural resources economic evaluation methods by the example of urban land evaluation. *Ekonomika prirodopolzovaniia = Environmental Economics*. 2004; 4: 84–94. (In Russ.)

24. Balashenko V. V., Ignatieva M. N., Loginov V. G. Natural resources potential of northern regions: consistent features of comprehensive assessment. *Ekonomika regiona = Economy of Region*. 2015; 4: 84–94. (In Russ.)
25. Bobylev S. N., Tishkov A. A. (eds.) *Economic evaluation of biodiversity*. Moscow: 1999. (In Russ.)
26. Medvedeva O. E. Economic evaluation of biodiversity. *Theory and practice of evaluation*. Moscow: Dialog-MSU Publishing; 1998. (In Russ.)
27. Perelet R. A. Testing international approaches to natural resources cost estimation. In: *Towards the sustainable development of Russia*. Moscow: 1997; 2(6): 20–22. (In Russ.)
28. Teoh S. H. S., Symes W. S., Sun H., Pienkowski T., Carrasco L. R. A global meta-analysis of the economic values of provisioning and cultural ecosystem services. *Science of the Total Environment*. 2019; 649: 1293–1298. DOI.org/10.1016/j.scitotenv.2018.08.422
29. Sutton P. C., Duncan S. L., Anderson S. J. Valuing our national parks: an ecological economics perspective. *Land*. 2019; 8(4): 54. DOI.org/10.3390/land8040054

Received 17 June 2019

Information about authors:

Andrei N. Ivanov – senior lecturer, Department of Economics and Management, Ural State Mining University. E-mail: graykardinal@yandex.ru
Oksana A. Logvinenko – senior lecturer, Department of Economics and Management, Ural State Mining University. E-mail: oksana.logvinenko@m.ursmu.ru
Margarita N. Ignatieva – DSc (Economics), Professor, professor of the Department of Economics and Management, Ural State Mining University, leading researcher of the Institute of Economics UB RAS. E-mail: rinis@mail.ru

Для цитирования: Иванов А. Н., Логвиненко О. А., Игнатьева М. Н. Экономическая оценка экологических последствий при недропользовании // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 98–107. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-98-107
For citation: Ivanov A. N., Logvinenko O. A., Ignatieva M. N. Economic evaluation of environmental implications in subsoil use. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 98–107 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-98-107

УДК 622.014.2:658.513.011.56:681.3.001.57 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-108-117

Моделирование работы скребкового конвейера в зоне поворота

Жетесова Г. С.[1], Бейсембаев К. М.[1]*, Мендикенов К. К.[1], Телиман И. В.[2], Акижанова Ж. Т.[1]

[1] Карагандинский государственный технический университет, г. Караганда, Республика Казахстан

[2] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

e-mail: kakim08@mail.ru

Реферат

Введение. *Усложнение горно-геологических условий выемки пластов твердых минералов при подземной добыче приводит к снижению эффективности работ. Решение этих проблем заключается в создании короткозабойных технологий выемки, в основу которых положена работа поворотного скребкового конвейера.*

Цель работы. *На основе анализа работы одноцепного тягового органа, расположенного в центре решетаков, обеспечить устойчивое движение скребков при повороте става до 90° в плоскости пласта, разработать конструктивную схему конвейера, соответствующую принятым технологиям его работы.*

Методология. *Выполняется системный анализ конструкций и исследования движения тягового органа на основе моделирования с использованием метода линеаризации уравнений динамики в Adams, с анализом данных, полученных при испытаниях макетов поворотных конвейеров.*

Результаты. *Разработаны и обоснованы модель и механизм движения тягового органа со скребками при движении по шарнирно соединенным решетакам под углом до 15°, установлены конструктивные схемы узлов для зоны поворота, обеспечивающие устойчивость движения тягового органа и предотвращение просыпания транспортируемого материала. Это позволило разработать технические требования для проектирования, расчета и испытаний экспериментального образца конвейера, уточнить возможные области его применения.*

Выводы. *Установлена возможность создания эффективных моделей на основе линеаризации уравнений динамики в пакете Adams с учетом колебаний, возникающих в системе. Определены особенности движения скребков в зоне поворота, механизм гашения колебаний за счет «пары сил» на скребке тягового органа. Система эффективна при величине угла поворота на каждом решетаке до 15°. Выявлены конструктивные схемы поворотного скребкового конвейера с обеспечением устойчивого движения и перекрытия зазоров, возникающих при повороте секций, упругим сегментным отражателем.*

Ключевые слова: *моделирование; скребковый конвейер; зона поворота; линеаризация уравнений динамики.*

Введение. Усложнение горно-геологических условий выемки пластов твердых минералов при подземной добыче приводит к снижению эффективности работ. Решение этих проблем заключается в создании короткозабойных технологий выемки, в основу которых положена работа поворотного скребкового конвейера с центрально расположенным тяговым органом, что решает задачу обеспечения поворота става на угол до 90° в плоскости пласта. В ранее применявшихся решениях для лав разворот става был возможен в одной зоне, что не позволяло применять его для камерных и короткозабойных технологий. Имелись решения, доведенные до производства в виде устройств с консольными скребками [1], однако

их прочность и производительность оказывалась недостаточной. Кроме того, следует создать механизм и теоретически обосновать устойчивость движения тягового органа с центральной цепью в многосекционном конвейере с прямолинейными шарнирно соединенными секциями, между которыми на стыках возможны зазоры. Использование таких конвейеров возможно для направления потоков транспортирования твердых минералов по 3–6 линиям, а также при разработке рудных месторождений в условиях ограниченного рабочего пространства и буровзрывных работ [2].

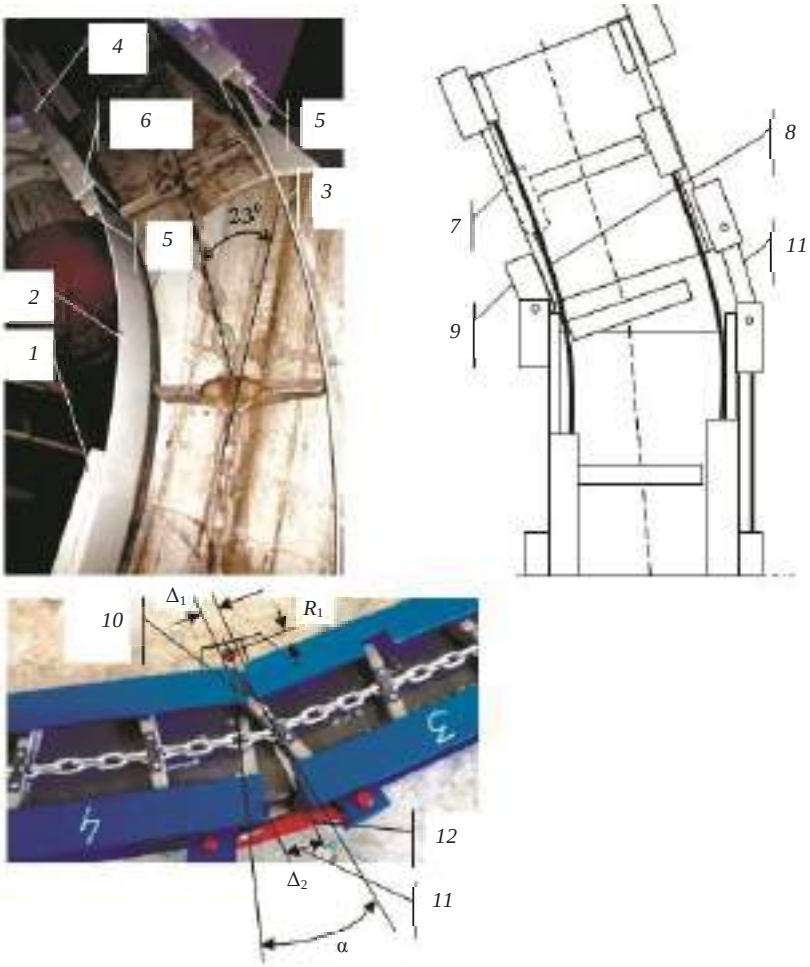

Рис. 1. Конструкция конвейера:
1, *4*, *5* – борт; *6*, *7* – направляющая; *2*, *3*, *8* –упругие секторные отражатели; *9* – шарниры; *10* – наклоненный скребок в зазоре стыка секций; *11*, *12* – зазор между секциями и стяжка для поворота

Fig. 1. Constructions:
1, *4*, *5* – board; *6*, *7* – guide; *2*, *3*, *8* – elastic sector reflectors; *9* – hinges; *10* – inclined scraper in the gap between the sections; *11*, *12* – gap between sections and gathering for a turning

Методы исследований. Выполнен системный анализ конструкций и разработана система уравнений движения последовательности скребков, соединенных цепью, с учетом их в среднем равномерного движения. Рассмотрены возможности исследования динамических процессов движения тягового органа при разгоне системы в начальный период и неравномерностей, связанных с зацеплением цепи в звездочке с учетом известных работ [3–5]. Математическая модель такого рода может быть рас-

смотрена на основе метода линеаризации уравнений динамики и реализована в программном пакете Adams, который позволил выбрать типовые объекты для моделирования скребков, секций, вращательных и вращательно-поступательных соединений, обеспечил возможность ввода массовых и инерциальных характеристик, особенностей движения моделируемых элементов. Это выполнялось с учетом анализа данных, полученных при испытаниях макетов поворотных конвейеров.

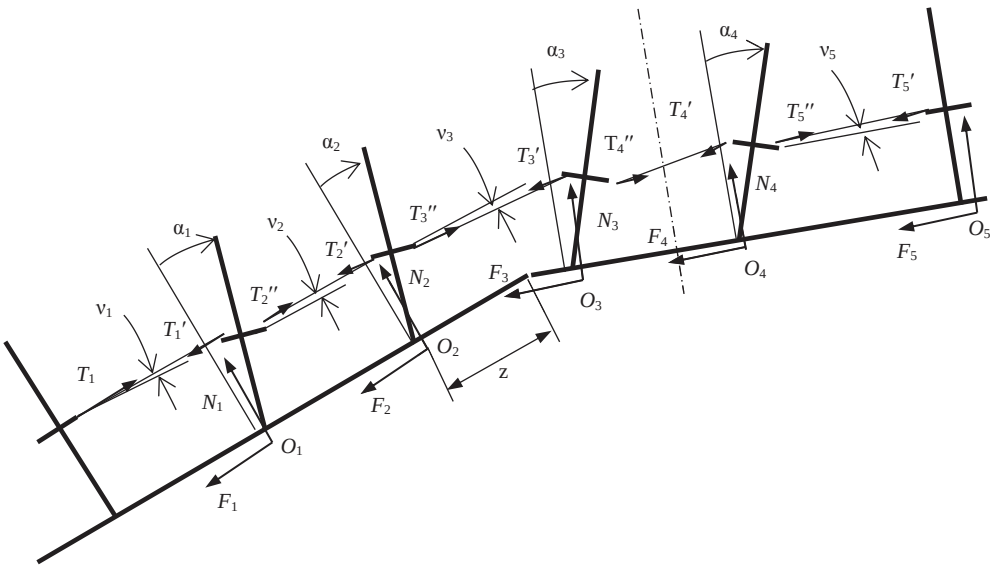

Рис. 2. Расчетная схема
Fig. 2. Design scheme

Описание конструкции. Рассматриваемое решение основано на патенте [2] (рис. 1). Для уменьшения высоты секций конвейера до стандартных при лавной и камерной выемке применены шарниры, разнесенные по бокам секций, один из шарниров соединяет борта двух секций с одной стороны, а с противоположной стороны вращательно-поступательный шарнир позволяет им разъединиться на необходимое для поворота на 15° расстояние (рис. 1). В экспериментах было зафиксировано, что прижатие скребков на повороте происходит к борту, ближнему от центра поворота, и сильнее у зоны стыка. Секции могут быть выполнены с односторонним или двухсторонним поворотом [2]. В первом случае конструкция существенно упрощается, но технологические схемы применения ограничиваются односторонней выемкой с основной выработки. Целью конструирования является обеспечение устойчивого движения скребков и предотвращение просыпания груза на стыках секции. Здесь могут образоваться зазоры, в которых возможно торможение скребков и недопустимый наклон, а с противоположной стороны – просыпание груза за пределы става. Решения на рис. 1, как показал теоретический анализ и испытания макетов, это предотвращают, а упругий секторный отражатель типа *8* предотвращает просыпание груза и уменьшает торможение скребков в зазорах стыка секций:

$$\Delta_1 = R_1 \mathrm{tg}\alpha; \quad (1)$$

$$\Delta_2 = R_2 \mathrm{tg}\alpha, \quad (2)$$

где Δ_1 и Δ_2 – зазоры соответственно со стороны ближнего и дальнего стыков секции от центра их поворота с радиусами R_1 и R_2; α – угол поворота секции.

Анализ и результаты исследований. При постоянной угловой скорости вращения звездочки привода движение цепи пульсирующее, что связано с изменением мгновенного радиуса набегания цепи и неравномерным характером транспортирования груза [3–5]. Для приводной массы конвейера m_k, диаметра звездочки D – передаточного отношения u_p, углового ускорения ε, среднего пускового момента двигателя $M_{\text{п.ср}}$, статического, приведенного к двигателю момента $M_{\text{с}}$, и момента инерции всех движущихся масс $J_{\text{пр}}$ усилие в цепи для использования в моделях:

$$S_{\text{д.п}} = m_k D\varepsilon / (2u_p); \tag{3}$$

$$\varepsilon = (M_{\text{п.ср}} - M_{\text{с}}) / J_{\text{пр}}. \tag{4}$$

По осциллограммам движения конвейера можно оценить мгновенные значения усилий, действующих на тяговые элементы приводной и концевой звездочки [4, 5]. Пусковой момент также характеризуется ускоренным движением цепи. Эти причины приводят к усталостному и фрикционному износу цепи. Так, для конвейеров марки СП при калибре цепи 18 × 64 он составляет от 5 до 8 мес. При разработке математических моделей тягового органа отмечается переход от математических моделей (ММ) в виде дифференциальных уравнений в частных производных к конечно-элементным моделям [3–5]. Рассматривают и ММ тягового органа с грузом в виде совокупности конечных элементов, обладающих упругими, диссипативными и инерционными свойствами. Модели имеют общие методические подходы и различаются в учете неравномерности движения цепи, вызываемой звездочками, особенностями учета влияния параметров электродвигателей [6–8]. Оценка динамики скребковых конвейеров производится экспериментальными замерами усилий в тяговых органах или компьютерной имитацией. Учет реальной скорости движения груза, данные в виде таблиц и графических зависимостей усилия на приводных и концевых звездочках позволяют подойти к моделированию возможных неравномерностей в пакетах динамического моделирования, в том числе и Adams [9–11], где производится линеаризация уравнений динамики, составленных для тел с заданными механическими и силовыми характеристиками с учетом выражений (1)–(4). В этом случае можно задавать нагрузки на начальном и конечном участке моделирования. Зная размеры

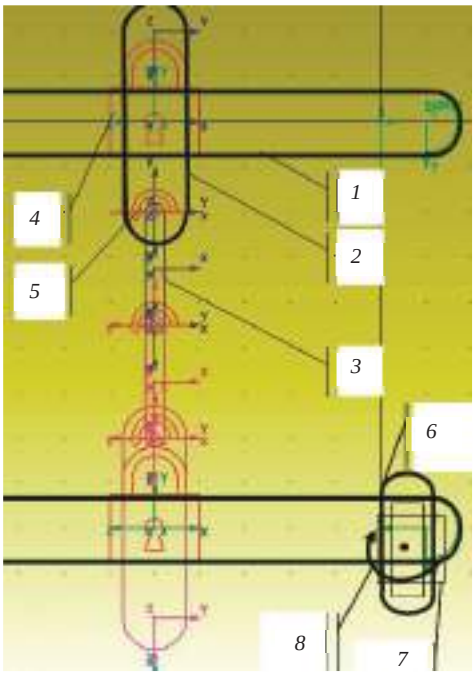

Рис. 3. Модель скребков:
1 – скребок; *2* – ушко; *3* – промежуточное звено; *4* – жесткая связь скребка и ушка; *5* – шарнирная (вращательная) связь; *6* – ползунно-вращательная связь с секцией; *7* – поступательный шарнир; *8* – вращательный шарнир

Fig. 3. Model of scrapers:
1 – scraper; *2* – eye; *3* – intermediate; *4* – hard connection scraper and ear; *5* – hinge (rotational) connection; *6* – translational-rotary connection with the section; *7* – translational joint; *8* – rotational hinge

(калибр) цепи, каждое звено можно моделировать отдельным механическим элементом, с учетом характеристик трения, имеющегося на контактах, при этом моделируется участок цепи и усилия на его границах. Это позволяет выявить: характеристическое поведение движения (автоколебания); амплитудные характеристики опорных усилий и усилия в тяговой цепи, возможности опрокидывания скребков.

Важным моментом анализа является сравнение некоторых характеристик с реальными при запуске макетов и детального просмотра движения скребков на видеофильмах. Далее приведены схемы и система уравнений для участка скребковой цепи, движущегося по секциям, соединенным друг с другом под углом. На прямолинейной части движения, за пределами поворотной зоны конвейера взаимодействие скребков с бортами минимально и его можно считать отсутствующим. При приближении к стыку секций между скребком и бортом секции за счет наклона цепи возникает сила реакции и соответственно сила трения. В пределах одной секции на скребок действуют силы натяжения цепей, опорные силы борта, действует сила трения между ними, учитываемые как при равномерном движении. Сила сопротивления транспортируемой массы компенсируется приращением значения величины натяжения цепи на каждом скребке, а сила инерции для конструктивной схемы бортов и скребка *7* возникает только во время разворота скребка при переходе с одной секции на другую. Сила трения приводит к нарушению перпендикулярности скребков борту. Их наклон убывает с удалением от зоны соединения секций, и скребок с номером q почти не отклоняется от нормали. Определение этих параметров для r скребков, на которые воздействуют известные силы T_1; T_{r+1}, возможно, если рассмотреть систему из трех уравнений, где неизвестные: α_k – угол отклонения скребка от нормали к секции; N_k – нормальная реакция на борт секции; T_{k+1} – натяжение цепи между k и $(k + 1)$ скребками (рис. 2).

В зависимости от постановки вопросов исследования количество уравнений можно увеличить.

Условие равновесия скребка N_1, (крайний левый):

$$\sum F_{ix} = -T_1 \cos \nu_1 + T_2 \cos \nu_2 - F_1 = 0;$$

$$\sum F_{iy} = -T_1' \sin \nu_1 + T_2 \sin \nu_2 + N_1 = 0;$$

$$\sum m_{01}(F_i) = T_1' \cos \nu_1 (h \cos \alpha_1 (h \cos \alpha_1 + (e/2) \sin \alpha_1) + T_1' \sin \nu_1 (h \sin \alpha_1 - (e/2) \cos \alpha_1) +$$

$$+ T_2' \cos \nu_2 (h \cos \alpha_1 (h \cos \alpha_1 - (e/2) \sin \alpha_1) + T_2' \sin \nu_2 (h \sin \alpha_1 (h \cos \alpha_1 - (e/2) \sin \alpha_1) = 0.$$

Неизвестные в этих уравнениях T_2, α_1, N_1, $\sin \nu_1 = (e/2)(\sin\alpha_1)/S$, а T_2' и T_2 равны по абсолютной величине; S – длина цепи, связывающая скребки; $2h$ – длина скребка; e – расстояние между центрами проушин.

Для скребка N_2

$$\sum F_{ix} = -T_2 \cos \nu_2 + T_3 \cos \nu_3 + F_2 = 0;$$

$$\sum F_{iy} = -T_2' \sin \nu_2 + T_3 \sin \nu_3 + N_2 = 0;$$

$$\sum m_{02}(F_i) = T_2' \cos \nu_2 (h \cos \alpha_2 + (e/2) \sin \alpha_2) + T_2' \sin \nu_2 (h \sin \alpha_2 - (e/2) \cos \alpha_2) +$$

$$+ T_3 \cos \nu_3 (h \cos \alpha_2 - (e/2) \sin \alpha_2) + T_3' \sin \nu_3 (h \sin \alpha_2 + (e/2) \cos \alpha_2) = 0.$$

Неизвестные T_3, α_2, N_2, $\sin \nu_2 = ((h\cos\alpha_2 + (e/2)\sin\alpha_2) - (h\cos\alpha_1 + (e/2)\sin\alpha_1))/S$, а T_3' и T_3 равны по абсолютной величине.

Аналогично определяются выражения для скребка N_3 и т. д. Возможен ввод сил инерции, которые определяются через ускорение.

Процесс перехода скребка с секции на секцию не моделируется ввиду разрывности вектора скорости центра скребка в этой зоне. Решение при движении с ускорением показывает возможности возникновения автоколебаний в системе. Наклон скребка приводит в действие выравнивающую систему за счет возникновения момента пары сил на ушках, с помощью которых скребок с обеих сторон крепится к цепи. При решении в пакете Adams трение учитывалось не во всех случаях, и тогда сила, приводящая к наклону скребка, создавалась модельно.

В реальности трение имеет место и в зоне контакта звеньев цепи, прикрепленных к ушкам скребка, между звеньями цепи, между транспортируемой массой и дном секции, что сдерживает колебания. При моделировании учитывается связь между шагом расстановки звеньев цепи и скребков (рис. 3). Ранее рассматривались задачи с постоянной скоростью вращения приводной звездочки и движения цепи, которое в среднем равномерное, хотя вначале происходит разгон, а также неравномерности, связанные с особенностями набегания цепи. Поэтому на первое звено наложено усилие натяжения F_2, а на последние F_1. Кроме того, на правые концы скребков наложены возмущающие нагрузки F_3, F_4, F_5, F_6 (рис. 4), которые имитируют силу трения скребка о секции или, например, одностороннюю нагрузку скребков.

Вначале рассмотрено движение скребков на прямолинейном участке конвейера без наклона секций, но и в этом случае можно оценить влияние конструктивных параметров скребка на возможности колебаний, если применить технологию Adams, используя для уточнений выражения (1)–(4). Действие возмущающей нагрузки на торец скребка вызывает его наклон, но этому препятствует возникающий при повороте скребка момент от пары сил со стороны передней и задней части конвейера на ушках скребка в точках крепления цепи. И чем больше поворот скребка, тем больше восстанавливающий момент. При моделировании, исходя из веса всех движущихся элементов и коэффициента трения 0,3, подбираем движущее усилие, обеспечивающее начальное движение в соответствии с опытными данными [1, 3, 5], минимальное тяговое усилие равно 3549 Н. Последовательно увеличивая количество скребков, можно установить их влияние на параметры движения. При отсутствии трения в шарнирах происходит раскачивание с восстановлением. Стало очевидным, что моделирование груза, имеющего вес скребка, нерационально, поскольку он имеет инерцию и при качании не сдерживается трением в ползуне и зонах крепления скребка и цепи, что в модели приводит к росту амплитуды колебаний. Первый этап моделирования показывает допустимость использованных объектов пакета. При натяжении до 1/3 от веса деталей и соответственном увеличении силы тяги становится очевидным, что колебания цепи уменьшаются. Такой же эффект имеем при увеличении плеча пары сил. При моделировании поворота секций использовались такие же элементы, установленные под заданным углом. Последний скребок при построении модели из-за несоответствия размеров находился в наклонном положении. На рис. 4 для секций, соединенных под углом (движение вниз без натяжения с силой тяги 3566 Н, гравитация направлена вверх), представлены кинограммы положений скребков. Затем натяжение увеличили до 2000 Н, но для обеспечения тяги примем его равным 2566. Во всех случаях при величине угла наклона секций до 15° опрокидывания скребков не происходило. Отсюда следует, что опорная сила на скребке, достигшем стыка, для конструктивной схемы конвейера в позиции *10*

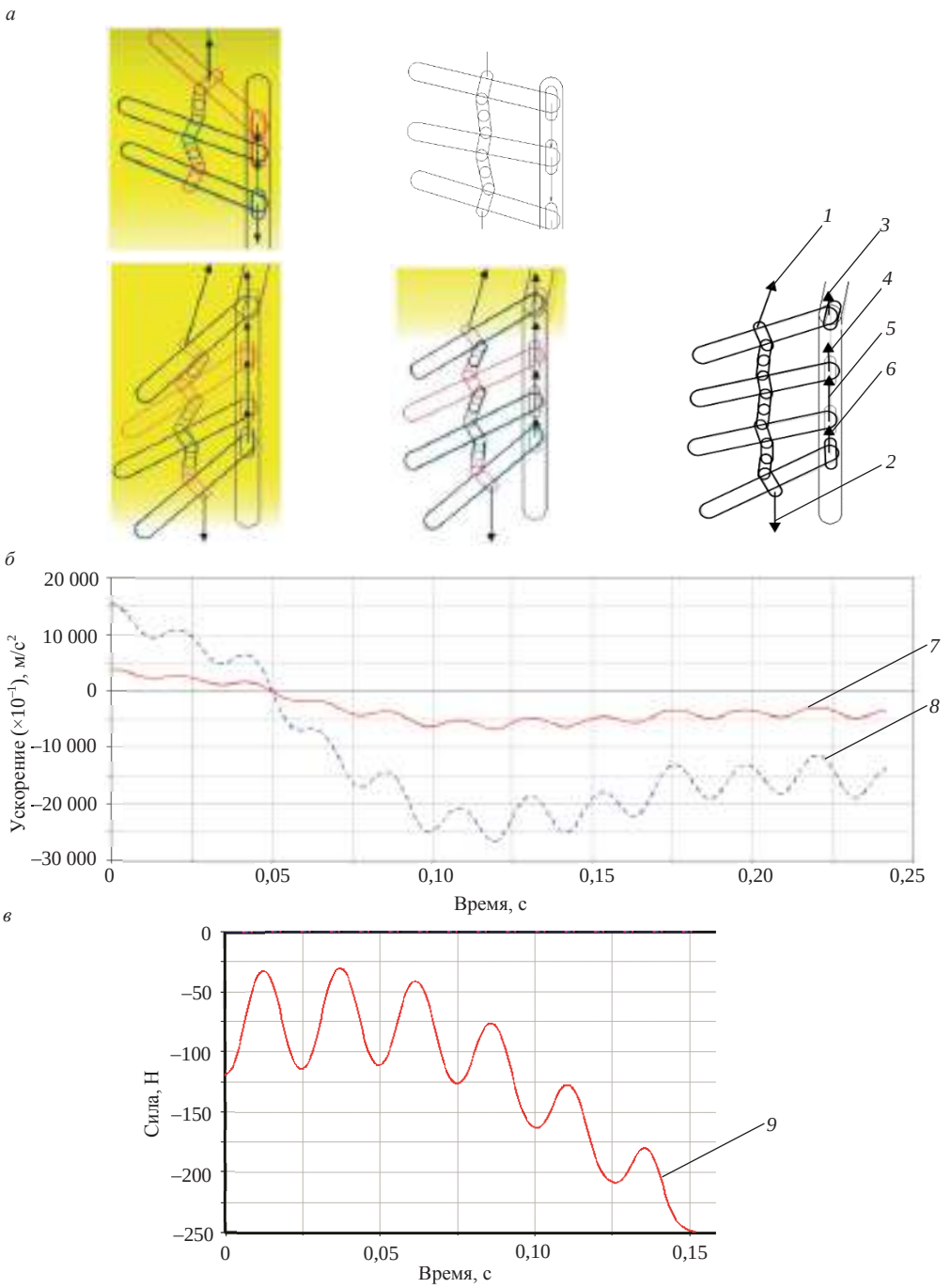

Рис. 4. Кинограммы колебаний скребков – *а*; распределение ускорений – *б* и сил – *в* (пакет Adams): верхний ряд кинограммы – с увеличением усилия натяжения от 400 до 2000 Н без наклона; нижний ряд – с наклоном секций при увеличении усилия натяжения от 0 до 2000 Н; *1–6* – силы F_1–F_6; *7*, *8* – ускорения на опоре ближнего к стыку скребка и опорная сила скребка *9*

Fig. 4. Moving images of the scrapers vibrations – *а*; acceleration distributions – *б* and forces – *в* (Adams package):
the upper line of the moving images – with the increasing tension force from 400 to 2000 N with no inclination; the lower line – with sections inclination at the increase of the tension force from 0 to 2000 N; *1–6* – forces F_1–F_6; *7*, *8* – acceleration at the mount of the scrapper nearest to the joint and the normal force of a scraper *9*

рис. 1 при максимальном угле поворота секций может иметь существенно большие значения, чем на остальных, которые при расчете на Adams практически вырождаются. Это позволяет предложить конструкцию с боковыми пластинками (рис. 1, позиция *8*). Параметры секций конвейера: 0,2 × 0,6 × 0,8 м с углом поворота между соседними секциями до 15°. Уточнены некоторые детали устройства и методические элементы расчета для уменьшения зазора между секциями в зоне поворота (рис. 1), которые обеспечивают работоспособность конвейера. Установлены методические элементы моделирования особенностей движения скребков в статическом и динамическом режиме с учетом проверки механизма и обоснования обеспечения устойчивости движения скребков и работоспособного состояния тягового органа из круглозвенной цепи, силы, скорости и ускорения, действующие в зоне поворота, что позволило с применением [12] создать макет конвейера и методику расчета его работы, включая процесс ввода става в очистную выработку.

Заключение. Установлена возможность создания эффективных моделей на основе пакета Adams с учетом колебаний, возникающих в системе, и определены особенности движения скребков в зоне поворота, механизм гашения колебаний за счет «пары сил» на ушке крепления скребка к тяговому органу. Выявлены конструктивные схемы поворотного скребкового конвейера, обеспечивающие устойчивое движение скребков и перекрытие зазоров, возникающих при повороте секций на угол до 15°, который для многосекционного конвейера, с учетом неравномерности опорных сил между скребками и бортами секций, является предельно допустимым. Увеличение угла поворота возможно за счет минимизации зазора при шарнирной связи или применения устройств с упругим сегментным отражателем. Выполненные исследования позволили создать технические требования на проектирование и расчет поворотного конвейера, уточнить методику испытания экспериментального образца, уточнить заложенные конструктивные принципы и возможные области применения конвейера в горной промышленности.

Исследование выполнено по теме AP05134441 «Разработка, изготовление и испытание новой конструкции поворотного узла конвейера с поворотом грузопотока на угол до 90 градусов в плоскости почвы выработки для систем забойной выемки и криволинейных выработок». Выражаем благодарность Д. Е. Оразбекову, принявшему участие в написании работы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Жетесова Г. С., Бейсембаев К. М., Малыбаев Н. С. Разработка базовой технологии выемки ископаемого с поворотом конвейера // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2018. № 8. С. 37–49.

2. Бейсембаев К. М., Алпысов М. С., Демин В. Ф., Жетесов С. С., Курманов С. Т., Малыбаев Н. С., Мендикенов К. К., Шманов М. Н. Угловой скребковый конвейер: Евразийский патент № 024900; опубл. 31.10.2016. Бюл. Евразийской патентной организации № 10.

3. Marian Dolipski, Eryk Remiorz, Piotr Sobota. Dynamics of non-uniformiti loads of AFC drives // Arch. Min. Sci. 2014. Vol. 59. No. 1. P. 155–168.

4. Осичев А. В., Ткаченко А. А. Оценка влияния приводной звездочки на динамические усилия в рабочем органе скребкового конвейера СР72 // Вісник КДПУ імені Михайла Остроградського. 2009. Вип. 4 (57). Ч. 1. С. 10–13.

5. Marian Dolipski, Eryk Remiorz, Piotr Sobota. Determination of dynamic loads of sposket drum teeth and seats bu means of of a mathematical mode of the longwall conveyor //Arch. Min. Sci. 2012. Vol. 57. No. 4. P. 1101–1119.

6. Чугуев Л. И. Динамика конвейеров с цепным тяговым органом. М.: Недра, 1976. 160 с.

7. Кондрахин В. П., Зубова Ю. А., Ткаченко Е. Л. Многокритериальный подход к обоснованию алгоритма запуска многоприводного забойного скребкового конвейера с двухскоростными электродвигателями. URL: http://masters. donntu.org/2014/fimm/zubova/library/VAK%201.htm (дата обращения 16.03.2019).

8. Zhetesova G. S., Beisembayev K. M., Mendikenov K. K., Malybayev N. S., Madikhanova A. B. Features of designing conveyor scrapers and chain turn zone during vibration // European Journal of Natural History. 2017. No. 5. P. 61–66.

9. Soleiman Nouri F., Haddad Zarif M., Fateh M. M. Designing an adaptive fuzzy control for robot manipulators using PSO // Journal of AI and Data Mining. 2014. Vol. 2. No. 2. P. 125–133.
10. Talli A. L., Kottursheттar B. B. Forward kinematic analysis, simulation &workspace tracing of anthropomorphic robot manipulator by using MSC // ADAMS. 2015. Vol. 4. No. 1. P. 18462–18468.
11. Ashok K. J., Partha P. R. Modeling and simulation of SCORA-ER14 robot in ADAMS platform // International Jornal of Engineering and Technical Research. 2014. Vol. 2. July. P. 105–109.
12. Dodagoudar G. R., Rao B. N. & Sunitha N. V. A mesh free method for beams on elastic foundation // International Journal of Geotechnical Engineering. 2015. Vol. 9. No. 5. P. 298–306.

Поступила в редакцию 28 марта 2019 года

Сведения об авторах:

Жетесова Гульнара Сантаевна – доктор технических наук, профессор, проректор по стратегическому развитию Карагандинского государственного технического университета. E-mail: zhetesova@mail.ru
Бейсембаев Каким Манапович – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры технологического оборудования, машиностроения и стандартизации Карагандинского государственного технического университета. E-mail: kakim08@mail.ru
Мендикенов Канат Кенжигалиевич – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры информатики Карагандинского государственного технического университета. E-mail: mendikenov.k@mail.ru
Телиман Ирина Викторовна – аспирант кафедры горных машин и оборудования Уральского государственного горного университета. E-mail: ir4ik87_telbez@mail.ru
Акижанова Жанар Темирбаевна – старший преподаватель кафедры технологического оборудования, машиностроения и стандартизации Карагандинского государственного технического университета. E-mail: zhanar_1988@inbox.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-108-117

Modelling scraper conveyor operation in the turn zone

Gulnara S. Zhetesova[1], Kakim M. Beisembaev[1], Kanat K. Mendikenov[1], Irina V. Teliman[2], Zhanar T. Akizhanova [1]
[1] Karaganda State Technical University, Karaganda, Republic of Kazakhstan.
[2] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. *More complex mining and geological conditions of solid minerals extraction during underground development result in the loss of work efficiency. The solution to the problems is in the creation of shortwall extraction technologies based on the swivel scraper conveyor operation.*

Research aim. *Based on the analysis of the single-chain traction unit operation situated in the centre of pans, research aims to provide steady movement of scrapers at ramp's turn up to 90° in the bedding plane, develop the constructive scheme of a conveyor which meets the accepted work technologies.*

Methodology. *System analysis of structures is carried out together with the traction unit movement study, based on the simulation with the method of dynamic equations linearization in Adams, with the analysis of data from swivel conveyor prototypes testing.*

Results. *The model and the movement mechanism of the tension unit with scrapers along the pin-connected pans at an angle up to 15° have been worked out and substantiated; constructive schemes of units for the turn zone have been identified, ensuring the stability of tension unit movement and the retention of the transported material within the limits of the rod. It has made it possible to develop the specification of requirement for the conveyor test model design, calculation and testing, and specify its scope.*

Summary. *The possibility of creating efficient models based on the linearization of dynamics equations in Adams package taking into account oscillations within the system. Features of scrapers movement in the turn zone and the mechanism of oscillations suppression by means of a "pair of forces" at the scraper of a traction unit have been identified. The system is effective under the angle of the turn up to 15° for each pan. Constructive schemes have been identified for a swivel scraper conveyor that ensure the steady movement of scrapers and overlap the gaps at the turns of the sections, with an elastic segmental reflector.*

Key words: *modeling; scraper conveyor; turn zone; linearization of dynamics equations.*

Acknowledgements: Research has been carries out on AR05134441 "Development, production and trial run of a new conveyor turn block design with the turn at a corner up to 90 degrees in the mine ground plane for long-face systems and curved mines." We thank D. E. Orazbekov for taking part in writing the present research.

REFERENCES

1. Zhetesova G. S., Beisembaev K. M., Malybaev N. S. Development of the basic technology of mining production with 90° conveyor swing. *Izvestiia Tomskogo politekhnicheskogo universiteta. Inzhiniring georesursov = Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2018; 8: 37–49. (In Russ.)

2. Beisembaev K. M., Alpysov M. S., Demin V. F., Zhetesov S. S., Kurmanov S. T., Malybaev N. S., Mendikenov K. K., Shmanov M. N. Swivel scraper conveyor. Eurasian Patent no. 024900; 2016.
3. Marian Dolipski, Eryk Remiorz, Piotr Sobota. Dynamics of non-uniformiti loads of AFC drives. *Arch. Min. Sci*. 2014; 59 (1): 155–168.
4. Osichev A. V., Tkachenko A. A. Estimating the effect of drive sprocket on the dynamic forces in the working body of a flight conveyor SP72. *Visnik KDPU imeni Mikhaila Ostrogradskogo = Transactions of Kremenchuk Mykhailo Ostrogradskyi National University*. 2009; 4 (57; 1): 10–13. (In Russ.)
5. Marian Dolipski, Eryk Remiorz, Piotr Sobota. Determination of dynamic loads of sposket drum teeth and seats bu means of of a mathematical mode of the longwall conveyor. *Arch. Min. Sci*. 2012; 57 (4): 1101–1119.
6. Chuguev L. I. *The dynamics of the conveyors with chain drive unit*. Moscow: Nedra Publishing; 1976. (In Russ.)
7. Kondrakhin V. P., Zubova Iu. A., Tkachenko E. L. *Multicriteria approach to the justification of the start sequence for the armoured face conveyor with two speed motors*. Available from: http://masters. donntu. org/2014/fimm/zubova/library/VAK%201.htm [Accessed 16 March 2019]. (In Russ.)
8. Zhetesova G. S., Beisembayev K. M., Mendikenov K. K., Malybayev N. S., Madikhanova A. B. Features of designing conveyor scrapers and chain turn zone during vibration. *European Journal of Natural History*. 2017; 5: 61–66.
9. Soleiman Nouri F., Haddad Zarif M., Fateh M. M. Designing an adaptive fuzzy control for robot manipulators using PSO. *Journal of AI and Data Mining*. 2014; 2 (2): 125–133.
10. Talli A. L., Kottursheltar B. B. Forward kinematic analysis, simulation &workspace tracing of anthropomorphic robot manipulator by using MSC. *ADAMS*. 2015; 4 (1): 18462–18468.
11. Ashok K. J., Partha P. R. Modeling and simulation of SCORA-ER14 robot in ADAMS platform. *International Jornal of Engineering and Technical Research*. 2014; 2 (July): 105–109.
12. Dodagoudar G. R., Rao B. N. & Sunitha N. V. A mesh free method for beams on elastic foundation. *International Journal of Geotechnical Engineering*. 2015; 9 (5): 298–306.

Received 28 March 2019

Information about authors:

Gulnara S. Zhetesova – DSc (Engineering), Professor, Vice-Rector for Strategic Development, Karaganda State Technical University. E-mail: zhetesova@mail.ru
Kakim M. Beisembaev – DSc (Engineering), Associate professor, professor of the Department of Technological Equipment, Engineering and Standartization, Karaganda State Technical University. E-mail: kakim08@mail.ru
Kanat K. Mendikenov – PhD (Engineering), Associate professor, associate professor of the Department of Informatics, Karaganda State Technical University. E-mail: mendikenov.k@mail.ru
Irina V. Teliman – PhD student of the Department of Mining Machinery and Complexes, Ural State Mining University. E-mail: ir4ik87_telbez@mail.ru
Zhanar T. Akizhanova – senior lecturer of the Department of Technological Equipment, Engineering and Standartization, Karaganda State Technical University. E-mail: zhanar_1988@inbox.ru

Для цитирования: Жетесова Г. С., Бейсембаев К. М., Мендикенов К. К., Телиман И. В., Акижанова Ж. Т. Моделирование работы скребкового конвейера в зоне поворота // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 108–117. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-108-117
For citation: Zhetesova G. S., Beisembaev K. M., Mendikenov K. K., Teliman I. V., Akizhanova Zh. T. Modelling scraper conveyor operation in the turn zone. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 108–117 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-108-117

УДК 621.86.065.3 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-118-123

Вывод параметров стального каната, влияющих на безопасность эксплуатации

Поляков С. В.[1]
[1] Санкт-Петербургский государственный архитектурно-строительный университет, г. Санкт-Петербург, Россия
e-mail: 555ots@mail.ru

Реферат

Введение. *Подъемный канат как гибкий элемент, способный нести высокую растягивающую нагрузку, широко применяется в современной подъемно-транспортной технике. Трудно представить работу многих важнейших отраслей народного хозяйства без широкого использования подъемных канатов. Это прежде всего относится к строительной и горнодобывающей промышленности, где канат используется в подъемно-транспортном оборудовании.*

Цель работы. *На основе научных открытий российских ученых в области проектирования шахтных канатов определить основные параметры, влияющие на их безопасную эксплуатацию.*

Методология. *При эксплуатации подъемных канатов, работающих в условиях свободного подвеса на высоких подъемах глубоких шахт, происходит значительное раскручивание при растяжении, в результате чего наблюдается изменение углов свивки винтовых элементов каната, вызывающее геометрически нелинейный характер деформаций. Расчет радиуса и угла волнистости по недеформируемой расчетной схеме дает большие погрешности. В работе осуществлен вывод параметров, влияющих на безопасную эксплуатацию каната, с использованием нелинейной теории расчета канатов, что позволяет повысить надежность и долговечность шахтного каната.*

Результаты. *В предлагаемой статье определен и подтвержден параметр, влияющий на безопасную эксплуатацию шахтного подъемного каната. Выведено уравнение радиуса волнистости с помощью нелинейных зависимостей. Уточнено количественное значение допустимого радиуса волнистости.*

Выводы. *Полученные рекомендации благодаря выражениям, определяющим допустимое значение радиуса волнистости каната, повысят безопасность эксплуатации стального шахтного каната.*

Ключевые слова: *канат; деформации; допустимое значение; волнистость; угол свивки; теория расчета канатов.*

Введение. При эксплуатации шахтных подъемных канатов из-за различия геометрических параметров и механических свойств винтовых элементов в них появляется волнистость, при которой ось каната принимает форму пространственной винтовой линии. При этом необходимо знать допустимое значение радиуса волнистости, так как эта величина влияет на безопасную эксплуатацию каната [1–3].

В работах М. Н. Хальфина [4, 5] было получено выражение допустимого значения радиуса волнистости на основе линейной теории расчета шахтных подъемных канатов. Кроме того, была сделана попытка определения количественного значения радиуса волнистости, равного 1,08 мм, которое позже было включено в «Правила устройства безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов» и «Правила устройства безопасной эксплуатации пассажирских подвесных и буксировочных канатных дорог» (*Правила устройства безопасной эксплуатации пассажирских подвесных и буксировочных канатных дорог. М.: НПО ОБТ, 2003. 80 с.; Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых по-*

лезных ископаемых». Сер. 03. Вып. 78 / ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности». М., 2014. 276 с.).

Теоретическое определение параметров шахтного стального каната, влияющих на его безопасную эксплуатацию. Основополагающими зависимостями линейной теории расчета каната, полученными с учетом волнистости, являются геометрические уравнения равновесия внутренних силовых факторов, возникающих в винтовом элементе каната при действии на него внешних нагрузок, и уравнения, отражающие физические свойства элементов каната [4, 6].

Известно, что уравнение, определяющее параметры волнистости в канате, в линейной постановке имеет вид [4]:

$$R_{\text{в}} = \frac{\dfrac{1}{\rho_0} + \dfrac{\Delta_3}{\Delta} P_x R_{\text{в}0}}{\left(\dfrac{1}{\rho_0} + \dfrac{\Delta_3}{\Delta} P_x R_{\text{в}0}\right)^2 + \left(\dfrac{\sin\beta\cos\beta}{R_{\text{к}}} \pm \theta + \dfrac{\Delta_2}{\Delta} P_x R_{\text{в}0}\right)^2}, \tag{1}$$

где ρ_0 – начальная кривизна оси каната; θ – суммарное значение кручения каната от действия эксплуатационных факторов; $R_{\text{в}0}$ – радиус волнистости, появляющийся при изготовлении каната; P_x – внешняя нагрузка; β – угол свивки каната; R_k – радиус каната;

$$\Delta_2 = \begin{vmatrix} A_{11} - \mu_1 A_{13} & A_{14} - \mu_1 A_{23} \\ A_{12} - \mu_1 A_{23} & A_{24} - \mu_1 \dfrac{A_{23}}{A_{13}} \end{vmatrix};$$

$$\Delta_3 = \begin{vmatrix} A_{11} - \mu_1 A_{13} & A_{12} - \mu_1 A_{23} \\ A_{12} - \mu_1 A_{23} & A_{22} - \mu_1 \dfrac{(A_{23})^2}{A_{13}} \end{vmatrix};$$

$$\Delta = \begin{vmatrix} \dfrac{m}{2}\left(A_{14} - \mu_1 A_{34}\right) & \dfrac{m}{2}\left(A_{24} - \mu_1 \dfrac{A_{34}A_{23}}{A_{13}}\right) & \dfrac{m}{2}\left(A_{44} - \mu_1 \dfrac{(A_{34})^2}{A_{13}}\right) \\ A_{11} - \mu_1 A_{13} & A_{12} - \mu_1 A_{23} & A_{14} - \mu_1 A_{34} \\ A_{12} - \mu_1 A_{23} & A_{22} - \dfrac{(A_{23})^2}{A_{13}} & A_{24} - \mu_1 \dfrac{A_{34}A_{23}}{A_{13}} \end{vmatrix}, \tag{2}$$

m – число винтовых элементов в каждом слое каната; μ_1 – коэффициент сужения каната; A_{11}, A_{12}, A_{14}, A_{22}, A_{23}, A_{24}, A_{34}, A_{44} – агрегатные коэффициенты жесткости.

Примем поперечную деформацию $\varepsilon_r = 0$, тогда после математических преобразований получим уравнение, определяющее изменение геометрических параметров и механических свойств винтовых элементов в канате в нелинейной постановке [7, 8]:

$$R_{\text{в}}^{\text{н}} = \frac{\left(X_1 + X_2 + X_3\right)}{2\left(A\varepsilon + C\theta + A_{11}\varepsilon^2 + A_{12}\varepsilon\theta + A_{22}\theta^2\right)}, \tag{3}$$

где $X_1 = A_{14}\Delta\varepsilon + A_{24}\Delta\theta + \left(A_{44} - mg_0\right)\dfrac{1}{\rho}$; $X_2 = A_{411}\Delta\varepsilon^2 + A_{412}\Delta\varepsilon\Delta\theta + A_{422}\Delta\theta^2$;

$X_3 = A_{414}\Delta\varepsilon\frac{1}{\rho} + A_{424}\Delta\theta\frac{1}{\rho} + A_{444}\left(\frac{1}{\rho}\right)^2$; $\Delta\varepsilon$, $\Delta\theta$, $1/\rho$ – дополнительные продольная, крутильная и изгибная деформации каната; g_0 – жесткость пряди на изгиб; A_{411}, A_{412}, A_{414}, A_{422}, A_{424}, A_{444} – агрегатные коэффициенты жесткости каната двойной свивки, полученные автором; A, C – агрегатные коэффициенты жесткости каната двойной свивки, полученные с помощью линейной теории расчета канатов.

Изгибающий момент можно представить как

$$M_z = \sum_{i=1}^{n}\sqrt{\left(0{,}51\sigma_T\delta^2\Delta\delta\right)^2 + \left(0{,}17\delta^3\Delta\sigma_T\right)^2 + \left(\Delta T R_{\text{к}}\cos\alpha\right)^2}, \quad (4)$$

где σ_T – предел текучести; δ – допуск на диаметр проволоки, полученный с помощью линейных уравнений; $\Delta\delta$ – допуск на диаметр проволоки; ΔT – разбег технологического натяжения проволоки.

Как известно, угол волнистости, согласно [3], равен

$$\gamma = \frac{2\pi R_{\text{в}}}{H_{\text{к}}}, \quad (5)$$

где $H_{\text{к}}$ – шаг свивки наружного слоя каната.

С учетом волнистости, подставив уравнение (3) в (5), получим выражение угла волнистости в нелинейной форме:

$$\gamma^{\text{н}} = 2\pi\left(\frac{\left(X_1 + X_2 + X_3\right)}{2\left(A\varepsilon + C\theta + A_{11}\varepsilon^2 + A_{12}\varepsilon\theta + A_{22}\theta^2\right)}\right)H_{\text{к}}^{-1}. \quad (6)$$

Полученные выражения позволяют определить допустимые значения волнистости и угла волнистости шахтного стального каната в зависимости от его кручения, изгиба и предела прочности материала канатной проволоки [9–13].

Расчет основных параметров шахтного стального каната, влияющих на безопасную эксплуатацию. При известных конструкциях канатов, при его натяжении можно определить допустимое значение радиуса волнистости в нелинейной форме [13] (*Калюжина А. А., Фурманюк А. А., Хальфин М. Н. Напряжения в несущих закрытых канатах подвесных канатных дорог при их эксплуатации. Депонированная рукопись № 359-В2014 30.12.2014*).

Для проведения расчета допустимого значения радиуса волнистости, полученного в нелинейной форме, автором были использованы канаты: 14,5–Г-В-Л-О-Р-1960 ГОСТ 7669-80, 16–Г-В-Л-О-Р-1960 ГОСТ 7669-80, 21–Г-В-Л-О-Р-1960 ГОСТ 7669-80, 30–Г-В-Л-О-Р-1670 ГОСТ 7669-80, 35,5–Г-В-Л-О-Р-1960 ГОСТ 7669-80.

Исходные данные к расчету допустимого значения радиуса волнистости при нелинейных зависимостях: конструкция каната – 6 × 36(1 + 7 + 7/7 + 14) + 7 × 7(1 + 6); диаметр каната – 14,5 мм; 16 мм; 21 мм; 30 мм; 35,5 мм; маркировочная группа – 1670 Н/мм^2; 1960 Н/мм^2; модуль упругости I рода $E = 2{,}1 \cdot 10^5$ МПа.

Расчет допустимого значения радиуса волнистости проведен с использованием программы MathCAD по разработанному алгоритму.

В таблице представлены расчетные допустимые значения радиуса волнистости, полученные на основе (3).

Заключение. Целью статьи было выявить основные параметры шахтного стального каната с учетом волнистости, влияющие на его безопасную эксплуатацию. Основными параметрами, влияющими на аварийные ситуации в шахтном подъемно-транспортном оборудовании, использующем стальной канат, являются волнистость и угол волнистости стального каната.

Допустимые значения радиуса волнистости подъемных канатов при нелинейных зависимостях

Permissible values of the radius of waviness of hoisting wire ropes at nonlinear dependences

Конструкция каната	Диаметр каната, мм	Маркировочная группа, Н/мм^2	Допустимое значение радиуса волнистости
6 × 36(1 + 7 + 7/7 + 14) + 7 × 7(1 + 6)	14,5	1960	1,052
6 × 36(1 + 7 + 7/7 + 14) + 7 × 7(1 + 6)	16,0	1960	1,046
6 × 36(1 + 7 + 7/7 + 14) + 7 × 7(1 + 6)	21,0	1960	1,043
6 × 36(1 + 7 + 7/7 + 14) + 7 × 7(1 + 6)	30,0	1670	1,042
6 × 36(1 + 7 + 7/7 + 14) + 7 × 7(1 +6)	35,5	1670	1,042

При исследовании канатов М. Н. Хальфиным с помощью линейной теории расчета канатов были получены допустимые значения радиуса волнистости, составляющие 1,08, которые включены в «Правила устройства безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов» [4, 19] (*Правила устройства и безопасной эксплуатации грузовых подвесных канатных дорог. М.: Недра, 1995. 29 с.*).

Как было показано ранее, при эксплуатации стальных канатов в них происходят изменения геометрических параметров и механических свойств винтовых элементов. С помощью полученных автором теоретических и экспериментальных исследований выведено значение допустимого радиуса волнистости подъемного каната при нелинейных зависимостях, составляющее 1,04–1,05.

При достижении отношения диаметра спирали волнистости $d_в$ к диаметру каната $d_к$, равного 1,04, рекомендуется прекращение дальнейшей эксплуатации шахтных стальных канатов с целью повышения безопасности.

Сравнение допустимых значений радиуса волнистости, полученных при нелинейной теории расчета канатов, с рекомендованными в литературе линейными значениями радиуса волнистости показывает, что нелинейная теория дает более точные значения и на 30 % меньше при идентичных исходных данных.

На основании выполненных теоретических и экспериментальных исследований установлены новые и подтверждены существующие закономерности влияния конструктивных параметров подъемных канатов на их прочностные характеристики, позволяющие обосновать оптимальные параметры канатов с учетом волнистости при нелинейных зависимостях, которые обеспечат повышение надежности и долговечности подъемных канатов, что имеет большое практическое значение для горнодобывающей отрасли России.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Stiepanov A., Koskin A. A few words more on the properties of viscoelastic winding ropes // Minine hoisting '96. Vol. 2: International Scientific and Technical Conference; 8–10 October 1996, Gliwice, Poland. S. 65–68.

2. Nemtsov M. V., Trifanov G. D. A magnetic method of wire-rupture detection in steel cables. Russian Electrical Engineering. 2017. Vol. 88. No. 5. C. 285–288.

3. Chayun I. M., Nepomnyashchyi A. V. Tension optimization of the conductor-and-support cable elements during stranding process // Odes'kyi Politechnichnyi Universytet. Pratsi. 2016. No. 3 (50). P. 21–28.

4. Хальфин М. Н. Расчет шахтного подъемного каната с учетом неодинаковости физико-механических свойств его винтовых элементов // Очистные и проходческие машины и инструменты. Новочеркасск, 1988. С. 122–126.

5. Хальфин М. Н. Расчет стальных канатов с целью различия геометрических параметров и механических свойств проволок // Известия вузов Северо-Кавказского региона. Технические науки. 2005. Спец. вып. С. 5–13.

6. Лепеха О. Г. Підвищення залишкового ресурсу підіймальних канатів удосконаленням методів розрахунку їх напружено-деформованого стану // Вестник Харьковского национального автомобильно-дорожного университета: сб. науч. тр. Харьков: ХНАДУ, 2012. Вып. 57. С. 289–291.

7. Глушко М. Ф. Стальные подъемные канаты. Киев: Техника, 1966. 327 с.

8. Глушко М. Ф., Малиновский В. А., Шигарина Л. И., Каноненко Л. А. Нелинейные уравнения равновесия прямого каната // Прикладная механика. 1979. № 12. С. 127–129.

9. Хальфин М. Н., Исаков В. С. Уравнения нелинейной статики кранового каната с учетом различия геометрических параметров и механических свойств проволок // Матер. I Национальной конференции профессорско-преподавательского состава и научных работников. Южно-Российский государственный политехнический университет (НПИ) имени М. И. Платова, г. Новочеркасск, 2015. С. 143–145.

10. Поляков С. В. Уравнение нелинейной статики каната двойной свивки с учетом волнистости // Новые технологии управления движением технических объектов: матер. 8 Междунар. науч.-техн. конф., г. Новочеркасск, 14 декабря 2005 г. Ростов-н/Д.: СКНЦ ВШ, 2006. Вып. 6. С. 83–88.

11. Поляков С. В. Уравнение нелинейной статики спирального каната с учетом волнистости // Новые технологии управления движением технических объектов: матер. 8 Междунар. науч.-техн. конф., г. Новочеркасск, 14 декабря 2005 г. Ростов-н/Д: СКНЦ ВШ, 2006. Вып. 6. С. 88–91.

12. Осипова Т. Н., Нестеров А. П. Уменьшение динамических нагрузок в канатах барабанных подъемников. Восточно-Европейский журнал передовых технологий. 2014. Т. 2. № 7 (68). С. 17–22.

13. Кошкин А. П., Трифанов Г. Д. Канаты для подъемных установок. Пермь: ПНИПУ, 2014. 107 с.

14. Пат. US 5565771 (A) Канада. МПК G01N27/82. Apparatus for increasing linear resolution of electromagnetic wire rope testing / Michel Hamelin, Frank Kitzinger. 1996. URL: https://www.google.com/patents/US5565771 (дата обращения 20.10.2016).

Поступила в редакцию 8 апреля 2019 года

Сведения об авторах:

Поляков Сергей Владимирович – аспирант кафедры наземных транспортно-технологических машин Санкт-Петербургского государственного архитектурно-строительного университета. E-mail: 555ots@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-118-123

Determination of steel wire rope parameters affecting the safety of operation

Sergei V. Poliakov[1]
[1] Saint Petersburg State University of Architecture and Civil Engineering, St. Petersburg, Russia.

Abstract

Introduction. *Winding wire rope, being a flexible element capable of carrying high tensile load, is widely used in modern hoisting equipment. Now it is hard to imagine the majority of important sectors of economy without the well-used hoisting wire ropes. This primarily applies to construction and mining where wire rope is widely used in hoisting equipment.*

Research aim. *Based on scientific discoveries in mine wire ropes design made by the Russian scientists, the present research aims to determine the main parameters affecting mine wire rope safe operation.*

Methodology. *Hoisting wire ropes in service, operating in the conditions of free suspension, are subject to significant unwinding in tension in deep hoisting shafts, as a result, spiral elements lay angles of wire rope change and cause a geometrically nonlinear nature of strains. Calculating the radius and angle of waviness using an inflexible calculation model results in low accuracy. The present research determines the parameters affecting wire rope safe operation; nonlinear theory of wire ropes calculation has been applied making it possible to improve the reliability and durability of the mine wire rope.*

Results. *The present article defines and provides support for the parameter affecting the safe operation of mine hoisting wire ropes. The equation of the radius of waviness is derived through nonlinear dependences. The quantitative value of the permissible radius of waviness is specified.*

Summary. *The obtained formulae allow to determine the permissible value of the radius of waviness wherein future safe operation of mine wire rope is possible. Due to the formulae which determine the permissible value of the radius of waviness, the recommendations given in this article will improve the security of steel mine wire rope operation.*

Key words: *wire rope; strains; permissible value; waviness, lay angle; theory of wire rope.*

REFERENCES

1. Stiepanov A., Koskin A. A few words more on the properties of viscoelastic winding ropes. In: *Mine hoisting '96. Vol. 2: International Scientific and Technical Conference; 8–10 October 1996, Gliwice, Poland*. p. 65–68.
2. Nemtsov M. V., Trifanov G. D. A magnetic method of wire-rupture detection in steel cables. *Russian Electrical Engineering*. 2017; 88 (5): 285–288.
3. Chayun I. M., Nepomnyashchyi A. V. Tension optimization of the conductor-and-support cable elements during stranding process. *Odeskyi Politechnichnyi Universytet. Pratsi*. 2016; 3 (50): 21–28.
4. Khalfin M. N. Mine hoisting wire rope calculation with the account of unequal physical-mechanical properties of its spiral elements. In: Heading and winning machines and tools. Novocherkassk; 1988. p. 122–126. (In Russ.)
5. Khalfin M. N. Steel wire ropes calculation for the purpose of distinguishing between geometric parameters and mechanical properties of wires. *Izvestiia vuzov Severo-Kavkazskogo regiona. Tekhnicheskie nauki = University New. North-Caucasian Region. Technical Sciences Series*. 2005; special edition: 5–13. (In Russ.)
6. Lepekha O. G. Increasing the residual life of hoisting cables by improving the methods of their deflected mode calculation. *Vestnik Kharkovskogo natsionalnogo avtomobilno-dorozhnogo universiteta = Bulletin of Kharkiv National Automobile and Highway University: collection of scientific works*. Kharkiv: KhNADU Publishing; 2012; 57: 289–291.
7. Glushko M. F. *Steel hoisting wire ropes*. Kiiv: Tekhnika Publishing; 1966. (In Russ.)
8. Glushko M. F., Malinovskii V. A., Shigarina L. I., Kanonenko L. A. Nonlinear equilibrium equations for straight wire strand. *Prikladnaia mekhanika = International Applied Mechanics*. 1979; 12: 127–129. (In Russ.)
9. Khalfin M. N., Isakov V. S. Nonlinear static equations for crane cable taking into account the differences between the geometric parameters and mechanical properties of wires. In: *Proceedings of the1st National Conference for Professors, Lecturers, and Scientific Researchers. Platov South Russian State Polytechnic University (NPI)*. Novocherkassk; 2015. p. 143–145. (In Russ.)
10. Poliakov S. V. Nonlinear static equations for double lay wire rope with the account of waviness. In: *New technologies in technical units motion control: Proceedings of the 8th Science and Technology Conference, Novocherkassk, 14 December 2005*. Rostov-on-Don: SKNTs VSh Publishing; 2006; 6. p. 83–88. (In Russ.)
11. Poliakov S. V. Nonlinear static equation for a spiral wire rope with the account of waviness. In: *New technologies in technical units motion control: Proceedings of the 8th Science and Technology Conference, Novocherkassk, 14 December 2005*. Rostov-on-Don: SKNTs VSh Publishing; 2006; 6. p. 88–91. (In Russ.)
12. Osipova T. N., Nesterov A. P. Reducing the dynamic load in ropes of drum hoists. *Vostochno-Evropeiskii zhurnal peredovykh tekhnologii = Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. 2014; 2 (7; 68): 17–22. (In Russ.)
13. Koshkin A. P., Trifanov G. D. *Wire ropes for hoisters*. Perm: PNPRU Publishing; 2014. (In Russ.)
14. Michel Hamelin, Frank Kitzinger. *Apparatus for increasing linear resolution of electromagnetic wire rope testing*. United States Patent, no. 5565771; 1996. Available from: https://www.google.com/patents/US5565771 [Accessed 20 October 2016].

Received 8 April 2019

Information about authors:

Sergei V. Poliakov – PhD student, Department of Land Transport Technological Vehicles, Saint Petersburg State University of Architecture and Civil Engineering. E-mail: 555ots@mail.ru

Для цитирования: Поляков С. В. Вывод параметров стального каната, влияющих на безопасность эксплуатации // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 6. С. 118–123. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-118-123

For citation: Poliakov S. V. Determination of steel wire rope parameters affecting the safety of operation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 6: 118–123 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-6-118-123

К ЮБИЛЕЮ ВИКТОРА ЛЕОНТЬЕВИЧА ЯКОВЛЕВА

85 лет исполняется Виктору Леонтьевичу Яковлеву – одному из ведущих представителей Уральской школы отечественной горной науки, Советнику РАН, члену-корреспонденту РАН, действительному члену АН Республики Саха (Якутия), члену Академии горных наук РФ, профессору, доктору технических наук, заслуженному деятелю науки Республики Саха (Якутия).

Более 63 лет Виктор Леонтьевич отдал горному делу – стратегическому направлению развития экономики России.

В 1956 году В. Л. Яковлев с отличием оканчивает горный факультет Свердловского горного института им. В. В. Вахрушева и направляется в институт «Уралгипрошахт». Будучи инженером-проектировщиком, он творчески решает сложные вопросы технологии горных работ и транспорта в проектах крупных асбестовых карьеров и угольных разрезов Урала.

С 1962 года Виктор Леонтьевич трудится в Институте горного дела – центральном научно-исследовательском институте МЧМ СССР, а ныне ИГД УрО РАН. В 60-е годы В. Л. Яковлев активно участвует в становлении Уральской научной школы карьерного транспорта, сформированной под руководством проф. М. В. Васильева, и со временем становится ее общепризнанным лидером. Развитие научной школы связано с разработкой научных основ сравнения и выбора видов карьерного транспорта при проектировании новых и реконструкции действующих горнодобывающих предприятий. В 1966 году В. Л. Яковлев защищает кандидатскую, а в 1979 – докторскую диссертацию, в которых впервые были рассмотрены общие положения стратегии формирования транспортных систем, позволяющие прогнозировать развитие карьерного транспорта.

Основной направленностью научной деятельности В. Л. Яковлева являются исследования в области теории формирования транспортных систем глубоких карьеров, представленные во множестве научных трудов и обобщенные в монографии «Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров». В. Л. Яковлев выполнил большую работу по обоснованию целесообразности создания отечественных дизель-троллейвозов для глубоких карьеров. Новое знание получило практическое воплощение при обосновании параметров технологических схем транспорта на ряде крупнейших горно-обогатительных комбинатов Советского Союза и России.

Будучи директором Института горного дела Севера Сибирского отделения РАН (г. Якутск), который он возглавлял с 1986 по 1994 годы, В. Л. Яковлев успешно решал задачи, связанные с созданием научных основ разработки месторожде-

ний в условиях многолетней мерзлоты. Под его руководством получены важные научные результаты по исследованию тепловых и механических процессов в массивах многолетнемерзлых горных пород, созданию методов производства горных работ на основе управления этими процессами, разработке научных основ комплексного использования полезных ископаемых месторождений северо-востока Российской Федерации.

За время работы директором Института горного дела Севера СО РАН, в котором Виктор Леонтьевич Яковлев приобрел заслуженный авторитет в научном сообществе, являясь членом Президиума Якутского научного центра, Объединенного совета СО РАН по наукам о Земле, Международного комитета по горному делу в Арктике, он избирается членом-корреспондентом вновь созданной Российской академии наук (1991). Виктор Леонтьевич принимает активное участие в общественной жизни Якутии, развитии ее научно-технического потенциала, создании Академии наук Республики Саха (Якутия), где был избран действительным членом, членом Президиума, председателем Объединенного совета по физико-техническим наукам, председателем уставной комиссии. В 1994 году за разработку научных основ комплексного освоения недр северовостока России и научно-организационную деятельность В. Л. Яковлев награжден Почетной грамотой Президиума СО РАН, грамотой Президента РС (Я) с вручением именных золотых часов «За большой вклад в укрепление государственности республики», ему присвоено почетное звание «Заслуженный деятель науки Республики Саха (Якутия)».

В 1995 году по инициативе Президиума УрО РАН и с согласия Президиума СО РАН В. Л. Яковлев возвращается на Урал и как имеющий большой опыт организационной и научно-исследовательской работы был назначен, а в марте 1996 года избран на должность директора Института горного дела УрО РАН. Под его руководством деятельность института, которому в течение 30 лет выпало быть отраслевым, характеризуется адаптацией в системе РАН, возобновлением и расширением научных связей с академическими институтами горного профиля и горнодобывающими предприятиями России и Казахстана, развитием экспериментальной базы и оснащением современным исследовательским оборудованием, повышением качества фундаментальных исследований и увеличением объема внедренческих работ. Благодаря настойчивой работе по повышению квалификации сотрудников заметно улучшился кадровый состав института, значительно возросло число докторов наук. В этот период основные труды В. Л. Яковлева связаны с разработкой научных основ стратегии эффективного и безопасного освоения недр, созданием ресурсосберегающих экологически безопасных технологий добычи полезных ископаемых, разработкой методов оптимизации транспортных систем глубоких карьеров.

С 2006 года в статусе Советника РАН Виктор Леонтьевич выполняет большой объем научно-организационной работы, связанной с руководством и обеспечением исследований по программам и проектам Правительства РФ, Президиума РАН, ОНЗ РАН, УрО РАН и многих других. Под его научным руководством выполняется государственное задание по развитию теоретических основ стратегии комплексного освоения и создания ресурсосберегающих инновационных технологий разработки глубокозалегающих месторождений твердых полезных ископаемых, в котором задействовано 7 из 11 научных подразделений института.

Основные научные труды и публикации последних лет в большей степени связаны с разработкой научных основ стратегии освоения недр, созданием ресурсосберегающих экологически безопасных технологий добычи полезных ископаемых, разработкой методов оптимизации транспортных систем глубоких карьеров.

В последние годы В. Л. Яковлевым формируется новое направление по решению проблем комплексного освоения георесурсов – исследование переходных процессов как инструмента адаптации горнодобывающих предприятий к изменяющимся внутренним и внешним условиям разработки месторождений. На основе исследования переходных процессов уточняются подходы к обоснованию стратегии освоения сложноструктурных месторождений и решению проблем комплексного освоения георесурсов.

Научная деятельность В. Л. Яковлева отражена в 448 научных трудах, в том числе 50 печатных трудах последних пяти лет, из них 2 монографии в соавторстве.

Виктор Леонтьевич выполняет большой объем организационной работы как заместитель председателя Объединенного Ученого совета по наукам о Земле УрО РАН, член научного Совета по проблемам горных наук ОНЗ РАН, секции «Геология и горное дело» Комитета по премиям Правительства РФ, председатель комиссий по комплексной проверке институтов горного профиля, член редколлегии ряда научно-технических журналов, Председатель Уральского отделения Академии горных наук. Он является профессором кафедры разработки месторождений открытым способом Уральского государственного горного университета, председателем диссертационного совета при ИГД УрО РАН по защите докторских и кандидатских диссертаций. Виктор Леонтьевич – неизменный участник и член оргкомитетов различных международных конференций, председатель конференций и семинаров по проблемам карьерного транспорта.

Научная деятельность В. Л. Яковлева отмечена премией им. Н. В. Мельникова за серию работ «Технологические аспекты проблемы комплексного освоения недр», премией УрО РАН им. Л. Д. Шевякова за цикл работ по проблеме «Научные основы формирования транспортных систем карьеров при разработке глубокозалегающих месторождений».

За выдающиеся заслуги и достижения, способствующие эффективному развитию горной промышленности и горных наук, В. Л. Яковлев награжден орденами «Дружбы» и «Почета», тремя медалями, золотым знаком «Горняк России», знаками «Почетный работник угольной промышленности», «Почетный работник топливно-энергетического комплекса». Он является полным кавалером нагрудного знака «Шахтерская слава», лауреатом Уральской горной премии; имеет почетные грамоты Минчермета СССР, Президиума РАН, Президента РС(Я), Губернатора и Правительства Свердловской области. Его трудовая деятельность отмечена знаком «За заслуги перед Свердловской областью» 3 степени. Как ветеран института, посвятивший ему более 50 лет жизни, награжден «Золотым знаком ИГД».

Обаяние личности В. Л. Яковлева особенно ярко проявляется во время научных дискуссий, на конференциях, заседаниях научных советов, при защитах диссертаций, в обсуждениях различных проектов и т. д. Многие были свидетелями того, как, обладая превосходной реакцией и развитой интуицией ученого, В. Л. Яковлев почти мгновенно улавливает и оценивает суть излагаемого. Ученые сполна оценили его способность быстро давать максимально логичные и содержательные формулировки атрибутов дискуссий. При этом особо отметим присущую Виктору Леонтьевичу тактичность и гибкость высказываний. Он не делит

оппонентов на «своих» и «чужих», отличается умением поставить общенаучные интересы выше корпоративных. Благодаря общительности, коммуникабельности, широкой эрудиции и авторитету Виктор Леонтьевич имеет много знакомых в среде крупных ученых, руководителей предприятий и держит в своей недюжинной памяти более полутора тысяч имен и фамилий.

Отмечая юбилей Виктора Леонтьевича Яковлева, коллектив института, научно-техническая и горная общественность желают ему доброго здоровья и творческих успехов на благо российской горной науки и практики.

Коллектив ИГД УрО РАН
Горнопромышленная ассоциация Урала

Р е д а к ц и я
Главный редактор Е. Ф. Цыпин
Зам. главного редактора Ю. И. Лель, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, Л. Ю. Парамонова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 04.09.2019. Дата выхода в свет 26.09.2019
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
12,0 усл. печ. л., 11,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ 6728
Цена свободная

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

Издатель ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30

Редакция «Известия вузов. Горный журнал»
г. Екатеринбург, пер. Университетский, 7, к. 4101
тел. (факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
http://www.mining-science.ru

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

ЖУРНАЛ ПУБЛИКУЕТ СТАТЬИ В СЛЕДУЮЩИХ РАЗДЕЛАХ:

- **Геотехнология: подземная, открытая, строительная**
- **Геомеханика. Разрушение горных пород**
- **Физические и химические процессы горного производства. Аэрогазодинамика**
- **Горнопромышленная и нефтегазовая геология, геофизика**
- **Маркшейдерское дело, геодезия и кадастр**
- **Геоинформатика**
- **Обогащение полезных ископаемых**
- **Экономика и управление горным производством**
- **Геоэкология, рациональное природопользование**
- **Горная механика. Горные машины и транспорт**
- **Электрификация и автоматизация горных предприятий**
- **Безопасность горного производства**
- **Высшее горное образование**
- **История. Информация. Рецензии**

Требования к оформлению статей размещены на официальном сайте журнала: http://www.mining-science.ru

Индекс 70367

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 6, 2019.