

ISSN 0536-1028 (Print)

ISSN 2686-9853 (Online)

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

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

**7
2021**



Журнал распространяется по подписке агентством «Урал-Пресс».

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 ВИНТИ РАН.

Электронные выпуски журнала размещены на порталах

Научной электронной библиотеки eLIBRARY.ru (<http://elibrary.ru>),

компании «ИВИС» (<http://ivis.ru>)

и поисковой системы Google Scholar (scholar.google.com).

Журнал доступен в электронно-библиотечной системе издательства «Лань»

(<http://e.lanbook.com>)

и электронно-библиотечной системе IPRbooks (<http://www.iprbookshop.ru>).

Журнал включен в «ПЕРЕЧЕНЬ РЕЦЕНЗИРУЕМЫХ НАУЧНЫХ ИЗДАНИЙ,
В КОТОРЫХ ДОЛЖНЫ БЫТЬ ОПУБЛИКОВАНЫ ОСНОВНЫЕ НАУЧНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ
ДИССЕРТАЦИЙ НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ КАНДИДАТА НАУК,
НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ ДОКТОРА НАУК»

(в соответствии с распоряжением Минобрнауки России от 28 декабря 2018 г. № 90-р)

В журнале публикуются статьи по следующим группам специальностей
научных работников:

05.05.04 – Дорожные строительные и подъемно-транспортные машины (технические науки),
05.05.06 – Горные машины (технические науки), 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 азорогадинамика
и горная теплофизика (технические науки), 25.00.21 – Теоретические основы проектирования
горнотехнических систем (технические науки), 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая
и строительная) (технические науки), 25.00.35 – Геоинформатика (технические науки),
25.00.36 – Геоэкология (по отраслям) (технические науки)

**ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ
ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ***Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года***Выходит 8 раз в год****№ 7, 2021****Учредитель и издатель****УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ****Главный редактор****Н. Г. ВАЛИЕВ, Уральский государственный горный университет,
г. Екатеринбург****Заместитель главного редактора****Ю. И. ЛЕЛЬ, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург****Редакционная коллегия**

Гордеев В. А. Кубанский государственный технологический университет, г. Краснодар
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
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
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
Цыпин Е. Ф. 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 «Днепропетровская политехника», г. Днепр, Украина
Топалов С. Й. Университет горного дела и геологии Св. Иоанна Рыльского, г. София, Болгария
Трыбальский К. Научно-технический университет им. С. Сташица, г. Краков, Польша

ISSN 0536-1028 (Print)

ISSN 2686-9853 (Online)

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII
GORNYI ZHURNAL

Scientific and technical journal. First published in 1958

8 issues a year

No. 7, 2021

Founder and publisher

URAL STATE MINING UNIVERSITY

Editor-in-chief

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

Deputy editor-in-chief

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

Editorial board

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

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*

Kartozhiia B. A. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*

Kashnikov Iu. A. *Perm National Research Polytechnic University, Perm*

Kozin V. Z. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

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

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

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

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

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*

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

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

Strovsckii V. E. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*

Tsy-pin E. F. *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

БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

<i>Амосов П. В.</i> Численное моделирование процесса проветривания карьера при вариации местоположения пылегазового облака (In English)	5
---	---

ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД. ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

<i>Антонов А. Е., Шадрин А. С., Коношонкин Д. В., Рукавишников В. С., Петрова Д. С.</i> Определение направлений горизонтальных напряжений по площадям Томской области (In English)	16
--	----

<i>Исаев Е. Д., Кушнер Л. Е.</i> Исследование влияния реологических свойств промывочных жидкостей на эффективность разрушения горных пород при бурении скважин шароструйным способом	25
--	----

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

<i>Евдокимов С. И., Герасименко Т. Е.</i> Разработка технологии попутного извлечения золота при обогащении медно-колчеданных руд (In English)	35
---	----

<i>Бузунова Т. А., Шигаева В. Н.</i> Оценка возможности применения сухой технологии обогащения для окисленных пегматитов и гранитов полевошпатового месторождения Кедровое	45
--	----

<i>Лопатин Ю. Н., Мушкетов А. А., Дмитриева Е. Г.</i> Комплексные исследования по получению окисленных окатышей из бурожелезняковой руды	55
--	----

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО, ГЕОДЕЗИЯ И КАДАСТР

<i>Барулин А. И.</i> Методика маркшейдерской съемки и устранения деформаций днища стальных резервуаров	69
--	----

ГЕОЭКОЛОГИЯ, РАЦИОНАЛЬНОЕ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЕ

<i>Валиев Н. Г., Страданченко С. Г., Масленников С. А., Голодов М. А., Армейсков В. Н.</i> К концепции охраны окружающей среды угледобывающего региона	80
--	----

ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

<i>Блинков О. Г.</i> Кинетические критерии оценки работоспособности буровых долот шарошечного типа	92
--	----

ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

<i>Лалин Э. С., Абдрахманов М. И.</i> Формальное доказательство соответствия программной реализации используемых в системах контроля и управления моделей заданным требованиям	99
--	----

CONTENTS

MINING SAFETY

<i>Amosov P. V.</i> Numerical modeling of open pit ventilation when varying the location of the dust and gas cloud.....	5
---	---

GEOMECHANICS. DESTRUCTION OF ROCKS. PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING

<i>Antonov A. E., Shadrin A. S., Konoshonkin D. V., Rukavishnikov V. S., Petrova D. S.</i> Determination of horizontal stresses orientation in the area of the Tomsk region.....	16
--	----

<i>Isaev E. D., Kushner L. E.</i> The influence of flushing fluids rheological properties on rock breaking efficiency when drilling wells by pellet impact drilling method.....	25
---	----

MINERAL PROCESSING

<i>Evdokimov S. I., Gerasimenko T. E.</i> Developing the technology of associated gold recovery when concentrating copper-pyrite ore.....	35
---	----

<i>Buzunova T. A., Shigaeva V. N.</i> Assessing the possibility of using dry concentration for oxidized pegmatite and granites at the Kedrovoe feldspar deposit	45
---	----

<i>Lopatin Iu. N., Mushketov A. A., Dmitrieva E. G.</i> Integrated study on obtaining oxide pellets from brown iron ore.....	55
--	----

MINE SURVEYING, GEODESY AND CADASTRE

<i>Barulin A. I.</i> Mine surveying technique and steel storage tank base deformation removal.....	69
--	----

GEOECOLOGY, RATIONAL NATURE MANAGEMENT

<i>Valiev N. G., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A., Golodov M. A., Armeiskov V. N.</i> Environmental protection of a coal-mining region	80
--	----

MINING MECHANICAL ENGINEERING. MINING MACHINERY AND TRANSPORT

<i>Blinkov O. G.</i> Kinetic criteria for evaluating the performance of roller-cone drill bits	92
--	----

MINING PROCESSES ELECTRIFICATION AND AUTOMATION

<i>Lapin E. S., Abdrakhmanov M. I.</i> Formally proving whether the software implementation of models applied in instrumentation and control systems conform to the specified requirements.....	99
---	----

БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-5-15

Numerical modeling of open pit ventilation when varying the location of the dust and gas cloud

Pavel V. Amosov¹¹ Institute of North Industrial Ecology Problems KSC RAS, Apatity, Russia

e-mail: p.amosov@ksc.ru

Abstract

Research objective is to estimate the effect of bulk explosion location and the initial height of the dust and gas cloud on open-pit natural ventilation time and the level of air contamination of the upper edge of the open pit down the wind.

Methods of research. Computer modeling of aerodynamics and gaseous component transfer in the 2D geometry is carried out with the COMSOL software. To calculate the aerodynamic characteristics, the approximation of the incompressible fluid with the standard $k-\epsilon$ turbulence model was carried out. Gaseous component distribution was modeled using the numerical solution to the convection-diffusion equation of contaminant transfer. Numerical experiments under the fixed initial concentration of the gaseous component and the speed of the incoming wind flow have been carried out for three locations of bulk explosions and six values of the initial height (from 70 to 420 m with a step of 70 m) of the dust and gas cloud.

Research results and analysis. Spatial distributions of the model's aerodynamic characteristics and contaminants gaseous component when reaching the maximum permissible concentration in the modeled area have been obtained. The estimated time of the open-pit natural ventilation and the dynamics of the open-pit upper edge air contamination dynamics down the wind have been analyzed. The complex and diversified nature of open pit ventilation for various locations of bulk explosions has been recorded. The undulating character of contaminant loss has been predicted (with different heights of peaks) conditioned by the presence of vortex formation in the open pit.

Conclusion and scope of results. For the recirculation scheme of ventilation, the situations with the bulk explosion locations shifted to the windward edge of the open pit are the longest. It has been shown that the reduction in the dust and gas cloud lift does not always ensure the reduction in the contamination level at the upper edge of the open pit down the wind.

Keywords: open pit; bulk explosion; ventilation; lift; dust and gas cloud; contamination; numerical modeling.

Introduction. The studies of open-pit aerology greats (Beresnevich P. V., Bitkolov N. Z., Konorev M. M., Mikhailov V. A., Nesterenko G. F., Nikitin V. S., Pavlov A. I., Ushakov K. Z., Filatov S. S. and others [1–6]) contain rich experimental and theoretical material on the issues of open-pit aeration in the course of blasting operations. These studies contain analytical expressions that make it possible to estimate the dimensions of the dust and gas cloud (DGC), its height dynamics depending on the temperature drop in the atmospheric layer, the depth of the wells blasted, and other meteorological and process parameters. The methods and means of protection against dust and toxic gas and the issues of open-pit atmospheric composition control have been discussed in detail.

In paper [7], the author depicted the emerging tendency of using several codes (Flowvision, ANSYS Fluent, ANSYS CFX, COMSOL, etc) to solve the tasks of mining

aerology and open-pit aerology [8–15]. It has been conditioned by some factors, including the invention of high-end computers, the development of the software systems of computational dynamics of fluid, and training of a new generation of specialists in the field of information technology. The indicated papers deal with the issue of occupational safety for miners that remains up to date.

Based on the method of numerical modeling, paper [7] analyses the estimated time of open-pit natural ventilation when varying three parameters of the computer model, namely the location of bulk explosions, the initial concentration of the gaseous component in the DGC, and the speed of the incoming wind flow. The issues of DGC initial height effect on open-pit ventilation time and the level of air contamination in the upper edge of the open pit remained undiscussed. This study presents new results concerning the indicated issues to correct these defects.

The research objective is to estimate the effect of bulk explosion location and the initial height of the DGC on open-pit natural ventilation time and the level of air contamination of the upper edge of the open pit down the wind.

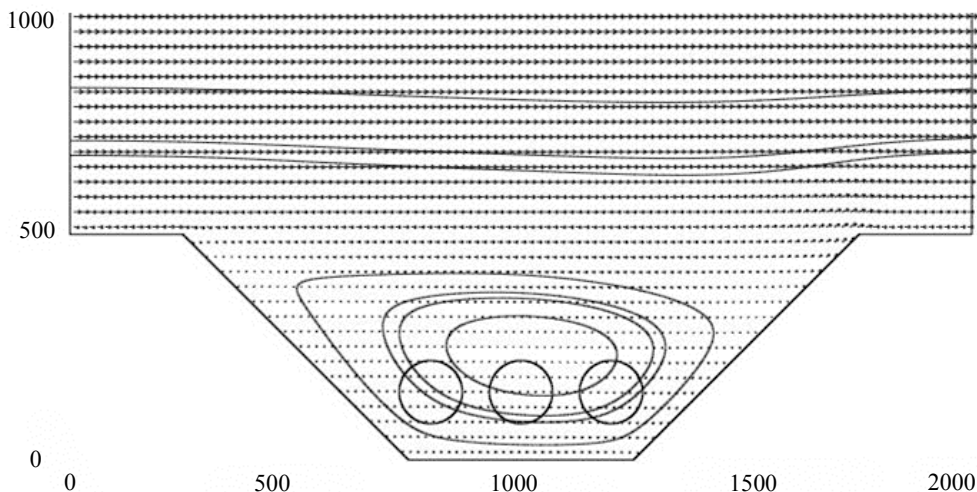


Figure 1. Stationary velocity field and streamlines in the geometric scheme of the open pit model (the contours of the circles show three locations of bulk explosions: left–central–right)

Рисунок 1. Стационарное поле скорости и линии тока в геометрической схеме модели карьера (контуры окружностей демонстрируют три местоположения массовых взрывов: левое–центральное–правое)

Computer model description and the methods of research. To reach the set research objective, the previously constructed COMSOL [16, 17] 2D model of open-pit atmospheric air and gas dynamics has been used [7]. The selected geometry of an open pit (Figure 1) ventilated as per the recirculation scheme [6, p. 34] has been chosen: 500 m deep, 1500 m long in the direction of the wind (relative length of the open pit in the direction of the wind is 3, angle of slope of the leeward pit edge is more than 15°).

In numerical experiments, the following model's parameters vary. The location of bulk explosions (Figure 1): left – not far from the leeward pit edge and pit bottom border, central – along the center of the pit bottom, and right – not far from the windward pit edge and pit bottom border. The initial lift of the DGC ranges between 70 and 420 m with the step of 70 m.

The calculations hold two parameters fix, namely the initial concentration of the gaseous component in the cloud is accepted equal to 100 maximum permissible

concentration (MPC), and the speed of the incoming wind flow at the pit edge 10 m high is equal to 5 m/s.

On the inflow boundary of the model, to set the velocity profile, the logarithmic function is used [18].

For each location of the bulk explosion, one calculation of aerodynamic parameters and six calculations for the initial height of the gaseous cloud are carried out.

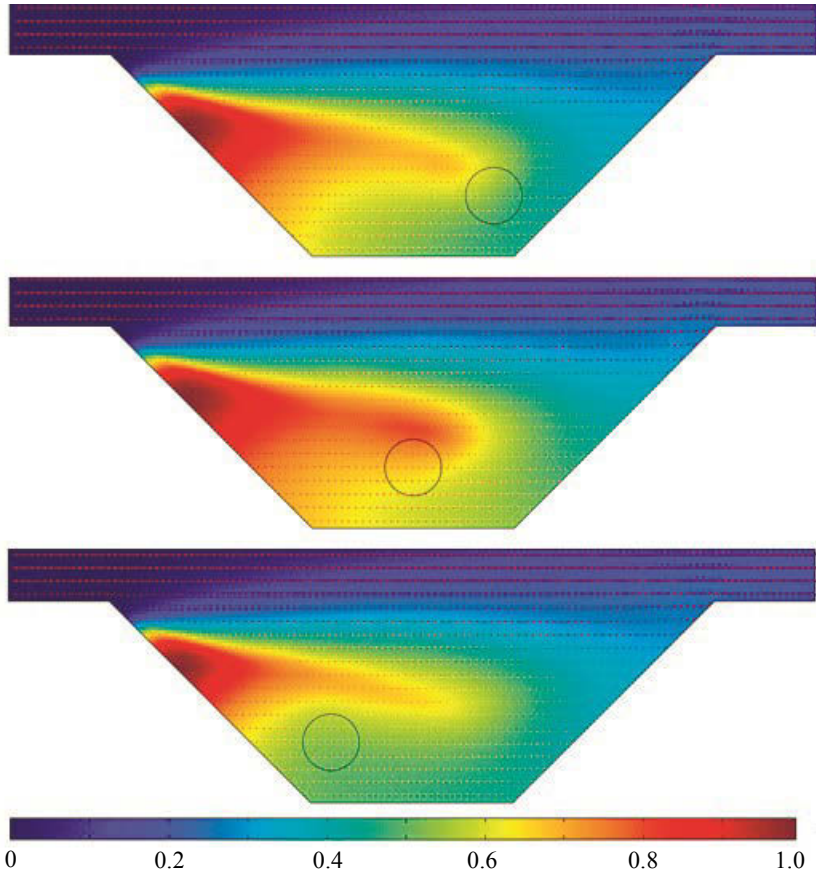


Figure 2. Spatial distribution of contamination in the open pit volume at the time of reaching the MPC level (in the legend – MPC units)

Рисунок 2. Пространственное распределение загрязнения в объеме карьера на моменты времени достижения уровня ПДК (в легенде – единицы ПДК)

Numerical experiments have been carried out at the Extra fine grid (the number of freedom degree is 58,964, and the number of triangular elements is 5,526). The results are analyzed by stages in the same sequence as in paper [7].

At the first stage, open-pit atmosphere aerodynamics is calculated in the approximation of the incompressible fluid (the equation of continuity and the Navier–Stokes equation averaged according to Reynolds) applying the standard k – ε turbulence model (equation of turbulence kinetic energy and its dissipation speed) [19–21]. To obtain the spatial distribution of aerodynamics parameters (field of velocities and the coefficients of eddy viscosity), the stationary problem is solved. Calculation stability is reached by selecting the solver (Direct UMFPACK) and the values of the damping ratios (Isotropic diffusion) for momentum conservation equations and (Turbulence isotropic diffusion) for the k – ε model equations at point 0.5. At the same step,

the eddy diffusion coefficient is calculated through the averaging of eddy viscosity ratios spatial distribution by the volume of the modeled area applying the Prandtl–Schmidt number [2].

At the second stage, the distribution of the gaseous component of contamination is modeled by solving the classic nonstationary convection-diffusion equation of passive impurity transfer before contamination in the area modeled reaches the MPC. Calculation stability is ensured by the selection of the indicated solver and damp ratio value (Isotropic diffusion) at the level of 0.75. At this stage, to reach the MPC, multiple numerical experiments had to be carried out to neatly “catch” the estimated time of natural ventilation.

Table 1. The estimated time of ventilation of the open pit with a variation of the initial location of the dust and gas cloud, s
Таблица 1. Расчетное время проветривания карьера при вариации начального местоположения ПГО, с

Initial height of the DGC center, m	Bulk explosions location		
	left	central	right
70	1563	1666	1754
140	1552	1668	1817
210	1501	1723	1917
280	1476	1872	2012
350	1424	1479	1873
420	1352	1346	1272

Each stage undoubtedly employs the initial and boundary conditions required for calculation (e.g. see [22]).

The estimated time of open-pit natural ventilation is analyzed as well as the atmospheric contamination level at the upper edge of the open pit down the wind, depending on the initial lift of the gaseous cloud and the location of the bulk explosion site.

Analyzing the results of numerical experiments. A typical scene of the spatial distribution of contamination in an open pit when reaching the MPC for three locations of bulk explosions under the same initial height of DGC is presented in Figure 2. It can be seen that the area next to the leeward wall is clarified last of all (at the benchmarks near 350 m; zone of stagnation develops there), and the structure of the contamination area for various locations of bulk explosions has particular differences.

Table 1 and Figure 3 illustrate the results for open pit ventilation time under the indicated parameters variation. For the overwhelming majority of the studied situations, the longest processes of ventilation are the situations of the right location of bulk explosions. However, there are some exceptions which are shown in Figure 3 and Table 1.

It seems that for a recirculation scheme of ventilation, the longest are the situations of bulk explosion locations shifted towards the windward pit edge.

Graphs arrangement in Figure 3 testifies to the complex and diversified nature of open-pit ventilation for various locations of bulk explosions. Only in the left location of the bulk explosion, the “behavior” of the graph is rather simple with a gradual (close to the linear dependence) reduction in ventilation time with the increase in the initial height of DGC. In this case, with the growth of DGC initial height, contaminants enter the airflow that carries the contaminants out of the open pit, faster. For the central and the right location, the scene is more complex: up to the height of 280 m (this benchmark

approximates to the center of a large vortex formation (Figure 1)) the growth of ventilation time is predicated. However, after that with the growth of DGC initial height, there is a sharp drop. The obtained result seems to be rather fair because under the DGC initial height values of 350 and 420 m for central and right locations, the main volume of contamination does not travel (together with the reverse flow along the pit bottom) towards the leeward pit edge into the zone of stagnation but heads directly out of the modeled area. The longest process of ventilation is predicted for the DGC initial height of 280 m which is conditioned by the fully formed structure of air flows and is fair within the limits of the applied model approximations.

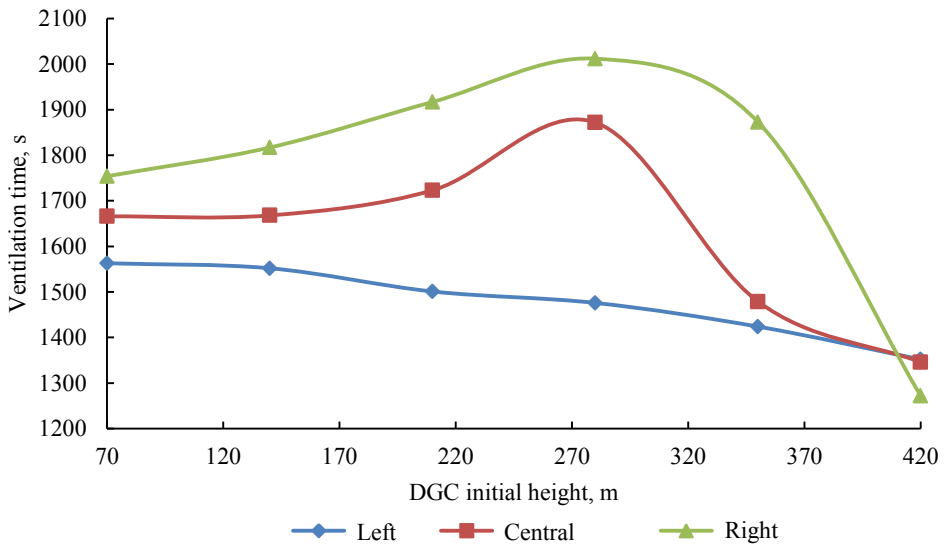


Figure 3. The dependence of the ventilation time on the initial height of the dust and gas cloud for different locations of bulk explosions

Рисунок 3. Зависимость времени проветривания от начальной высоты пылегазового облака (ПГО) для разных местоположений массовых взрывов

Graphs of Figure 4 illustrate the dynamics of air contamination near the upper edge of the open pit down the flow (air contamination in the point with 2000 m coordinate is controlled (Figure 1)) under DGC initial height variation. Figure 4, *a* complies with the left, (while Figure 4, *b* with the central and Figure 4, *c* with the right) location of bulk explosions.

The undulating “behavior” of curves (with different heights of peaks) is common for all situations and testifies to the fact that the contamination leaves the open pit not at one blow (as probably expected). This process, along with the convection-diffusion mechanism, also includes the recirculation conditioned by the physics of the process, i.e. the manifestation of vortex formation.

In Table 2 estimated values of time are presented, which comply with the first peaks of air contamination for three locations of bulk explosions under DGC initial height variation.

For left and central locations, typical is the reduction in the time of reaching the first peak of contamination with the growth of DGC initial height (Table 2), which cannot be recorded for the right location. In this case, with the growth of DGC initial height, the contamination peak access time increases, and starting with height of 280 m time reduction is predicted, which complies with the maximum level of air contamination.

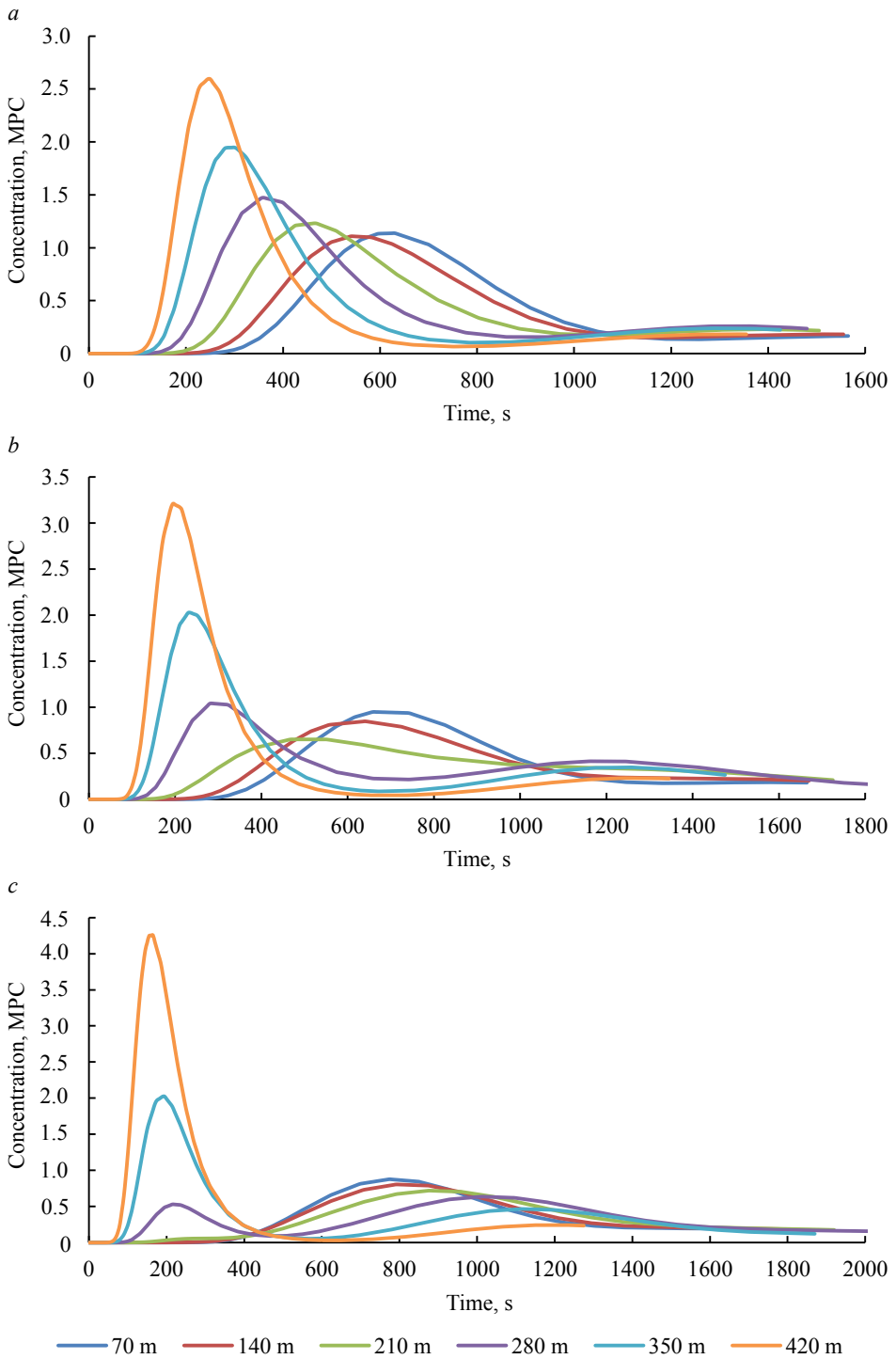


Figure 4. Dynamics of atmospheric contamination at the monitoring point with variations in the initial height of the dust and gas cloud for the left – *a*, central – *b* and right – *c* locations of bulk explosions
 Рисунок 4. Динамика загрязнения атмосферы в точке мониторинга при вариации начальной высоты ПГО для левого – *a*, центрального – *b* и правого – *c* местоположений массовых взрывов

The analysis of contamination spatial distribution along the windward pit edge has revealed that within the whole period of ventilation, contamination distribution is close to regular. Notably, the slight growth of contamination (about 7.5% for 100 m) is recorded towards the open pit.

Comparative analysis of contamination peaks does not make it possible to entirely agree with the authors of paper [23]. The indicated paper concludes that DGC lift reduction prevents contaminants from leaving the borders of the open pit space. As can be seen from Figure 4 and Table 2, this rule is not realized in all situations.

For the left location of bulk explosions particularly, the first peak of air contamination at the pit wall under the DGC initial value of 70 m is higher than the first air contamination peak at the pit edge under the DGC initial value of 140 m.

Table 2. The time of reaching the first peak of atmospheric contamination at the monitoring point for three locations of bulk explosions with a variation of the initial height of the dust and gas cloud, s

Таблица 2. Время достижения первых максимумов загрязнения атмосферы в точке мониторинга для трех местоположений массовых взрывов при вариации начальной высоты ПГО, с

Initial height of the DGC center, m	Bulk explosions location		
	left	central	right
70	630	660	775
140	540	640	795
210	465	470	880
280	360	285	215
350	300	235	195
420	250	200	165

For the central location of bulk explosions, the chain of first peaks reduction is 70–140–210 m. In the instance of the right location, the same chain is even longer: 70–140–210–280 m.

It must be emphasized that the obtained results comply with the accepted model approximations. It seems rather obvious that the research should be continued to create a more realistic model, aerothermodynamic first of all. It can be a CFD model where the approximation of the incompressible fluid is supplemented by the heat transfer equation and convection (buoyancy) and background stratification parameters [24–27]. In this case and when solving the convection-diffusion equation of contamination transfer, the gaseous DGC heating factor may be taken into account.

Conclusions. By the numerical modeling method, the effect of bulk explosions location and the DGC initial height on the time of open-pit ventilation and the upper pit wall air contamination level down the wind was studied.

The modified 2D computer model has been used that makes it possible to calculate the open pit air aerodynamics in the approximation of the incompressible fluid applying the standard k - ε turbulence model and the processes of the gaseous component contamination by solving the nonstationary convection-diffusion equation of impurity transfer before contaminants reach the MPC in the area of modeling.

Open-pit natural ventilation time has been analyzed as well as the air contamination dynamics of the upper edge of the pit down the wind when varying two parameters of the model, namely bulk explosion locations and the initial lift of DGC under the fixed values of the gaseous component initial concentration in the cloud and the speed of the

incoming wind flow. The complex and diversified nature of pit ventilation for various locations of bulk explosions has been recorded. For the recirculation scheme of ventilation, bulk explosion locations shifted to the windward side of the pit are the longest.

The air contamination dynamics has been analyzed at the upper edge of the open pit down the wind. The undulating character of contaminant loss has been predicted (with different heights of peaks) conditioned by the presence of vortex formation in the open pit. It has been shown that the reduction in the DGC lift does not always ensure the reduction in the contamination level at the upper edge of the open pit down the wind.

The ways have been mapped of the CFD model development by supplementing the approximation of the incompressible fluid with the heat transfer equation and the parameters of convection (buoyancy) and background stratification.

REFERENCES

1. Konorev M. M., Nesterenko G. F., Pavlov A. I. *Ventilation and dust and gas suppression in the air of an open pit*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2010. (In Russ.)
2. Ushakov K. Z., Mikhailov V. A. *The aerology of open pits*. Moscow: Nedra Publishing; 1975. (In Russ.)
3. Beresnevich P. V., Mikhailov V. A., Filatov S. S. *The aerology of open pits*. Moscow: Nedra Publishing; 1990. (In Russ.)
4. Filatov S. S. *Open pit ventilation*. Moscow: Nedra Publishing; 1981. (In Russ.)
5. Bitkolov N. Z., Medvedev I. I. *The aerology of open pits*. Moscow: Nedra Publishing; 1992. (In Russ.)
6. Nikitin V. S., Bitkolov N. Z. *Ventilation design in open pits*. Moscow: Nedra Publishing; 1980. (In Russ.)
7. Amosov P. V. The dominant factor in the "blasting–wind conditions" pair. *Izvestiia SPbGTI(TU) = Bulletin of the Saint Petersburg State Institute of Technology (Technical University)*. 2020; 54(80): 93–98 (In Russ.). Available from: doi: 10.36807/1998-9849-2020-54-80-93-98
8. Chugh Y. P., MdAzmi A. Z., Gurley H., Kollipara V. K., Hirschi J. CFD analysis of airflow distribution in high mining areas of room-and-pillar coal mining. *Proceedings of the 37th International Symposium APCOM 2015, Fairbanks, Alaska*. 2015. P. 911–920.
9. Tutak M., Brodny J. Influence of auxiliary ventilation devices on a distribution of methane concentration at the crossing of longwall and ventilation roadway. *International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM*. 2017; 17(13): 437–444.
10. Nakariakov E. V., Semin M. A., Grishin E. L., Kolesov E. V. Analysis of the regularities of accumulation and removal of the exhaust gases from the combustion-engined vehicles in the dead-end chamber-like mine workings. *Bezopasnost truda v promyshlennosti = Occupational Safety in Industry*. 2021; 5: 41–47 (In Russ.). Available from: doi: 10.24000/0409-2961-2021-5-41-47
11. Iastrebova K. N. *Improving the intensity of natural air exchange in the working areas of open pits based on the aerodynamic profiling of the leeward sides: PhD in Engineering thesis* (In Russ.). Available from: http://xn----etbhhdidsfiu1b6f.xn--p1ai/system/files/lib/sci/aspirant-doctorant/avtoreferaty/2015/2015-3/yastrebova_dissertaciya.pdf [Accessed: 24th June 2015].
12. Gridina E. B., Andreev R. E. Mathematical modeling based on CFD method of wind currents in combined working out of the Olenegorsky pit in the Flowvision software package. *International Review on Modelling and Simulations*. 2017; 10(1): 62–69.
13. Raj K. V. *Three dimensional computational fluid dynamics models of pollutant transport in a deep open pit mine under Arctic air inversion and mitigation measures: PhD thesis*. Available from: <https://scholarworks.alaska.edu/handle/11122/5756> [Accessed: 17th October 2017].
14. Bashirov N. R. Method for dynamic design of dumps in preliminary simulation of airflow. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 2: 40–47. (In Russ.)
15. Amosov P. V., Kozyrev S. A., Nazarchuk O. V. Creating computer model of atmosphere aerothermodynamics of open pit in Ansys Fluent. *Izvestiia Sankt-Peterburgskogo gosudarstvennogo tekhnologicheskogo instituta = Bulletin of the Saint Petersburg State Institute of Technology (Technical University)*. 2018; 44(70): 121–125. (In Russ.)
16. *Integrated environment of the numerical modelling COMSOL* (In Russ.). Available from: <https://www.comsol.ru> [Accessed: 14 December 2019].
17. Egorov V. I. *Using a computer to solve the problem of thermal conductivity*. St. Petersburg: SPb GU ITMO Publishing; 2006. (In Russ.)
18. Biutner E. K. *The dynamics of the nearsurface air layer*. Leningrad: Gidrometeoizdat Publishing; 1978. (In Russ.)

19. Kollman V. (ed.) *The method of turbulent flows calculation*. Moscow: Mir Publishing; 1984. (In Russ.)
20. Snegirev A. Iu. *High performance computing in the applied physics. Numerical modelling of turbulent flows*. St. Petersburg: Politekh. un-t Publishing; 2009. (In Russ.)
21. Garbaruk A. V., Strelets M. Kh., Shur M. L. *Modelling turbulence in complex flows computing*. St. Petersburg: Politekh. un-t Publishing; 2012. (In Russ.)
22. Kozyrev S. A., Amosov P. V. Modeling of removal of harmful substances during airing deep open-pits through ventilation mine excavations. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; S56: 390–398. (In Russ.)
23. Mislibaev I. T., Zairov Sh. Sh., Tukhtashev A. B., Normatova M. Zh. Reduction in dust and gas pollution of the atmosphere under the production of bulk explosions at open pits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2017; 2: 39–43. (In Russ.)
24. Marchuk G. I. *Mathematical modeling in the environmental issue*. Moscow: Nauka Publishing; 1982. (In Russ.)
25. Penenko V. V., Aloian A. E. *Models and methods for the environmental protection tasks*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 1985. (In Russ.)
26. Baklanov A. A. *Numerical modeling in the mining earology*. Apatity: KB AS URRS Publishing; 1987. (In Russ.)
27. Baklanov A. Application of CFD methods for modeling in air pollution problems: possibilities and gaps. *Environmental Monitoring and Assessment*. 2000; 65(1–2): 181–189. Available from: doi: 10.1023/A:1006442514766

Received 19 July 2021

Information about authors:

Pavel V. Amosov – PhD (Engineering), leading researcher, Institute of North Industrial Ecology Problems KSC RAS. E-mail: p.amosov@ksc.ru; <https://orcid.org/0000-0002-7725-6261>

УДК 622.4+519.67

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-5-15

Численное моделирование процесса проветривания карьера при вариации местоположения пылегазового облака

Амосов П. В.¹

¹ Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, Апатиты, Россия.

Реферат

Цель работы. Оценка влияния местоположения массовых взрывов и начальной высоты пылегазового облака на время естественного проветривания карьера и уровень загрязнения атмосферы верхнего борта карьера вниз по ветровому потоку.

Методика. Компьютерное моделирование аэродинамики и переноса газовой компоненты в двухмерной геометрии выполнено с помощью программы COMSOL. Для вычисления аэродинамических характеристик применялось приближение несжимаемой жидкости с привлечением стандартной ($k-\epsilon$)-модели турбулентности. Процесс распространения газовой компоненты промоделирован посредством численного решения конвективно-диффузионного уравнения переноса загрязнений. Численные эксперименты при фиксированной начальной концентрации газовой компоненты и скорости набегающего ветрового потока выполнены для трех местоположений массовых взрывов и шести значений начальной высоты (от 70 до 420 м с шагом 70 м) пылегазового облака.

Результаты и их анализ. Получены пространственные распределения аэродинамических характеристик модели и газовой компоненты загрязнений на момент достижения уровня ПДК в области моделирования. Выполнен анализ расчетного времени естественного проветривания карьера и динамики загрязнения атмосферы верхнего борта карьера вниз по ветровому потоку. Отмечен сложный и разнообразный характер процесса проветривания карьера для различных местоположений массовых взрывов. Спрогнозирован волнообразный характер выноса загрязнений (с разной высотой максимумов), обусловленный наличием в карьере вихреобразования.

Выводы и область применения. Для рециркуляционной схемы проветривания наиболее продолжительными являются ситуации местоположения массовых взрывов, смещенных к наветренному борту карьера. Показано, что уменьшение высоты подъема пылегазового облака не всегда обеспечивает снижение уровня загрязнения на верхнем борту карьера вниз по потоку.

Ключевые слова: карьер; массовый взрыв; проветривание; высота подъема; пылегазовое облако; загрязнение; численное моделирование.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Конорев М. М., Нестеренко Г. Ф., Павлов А. И. Вентиляция и пылегазоподавление в атмосфере карьеров. Екатеринбург: УрО РАН, 2010. 440 с.
2. Ушаков К. З., Михайлов В. А. Аэрология карьеров. М.: Недра, 1975. 248 с.
3. Бересневич П. В., Михайлов В. А., Филатов С. С. Аэрология карьеров. М.: Недра, 1990. 280 с.
4. Филатов С. С. Вентиляция карьеров. М.: Недра, 1981. 206 с.
5. Битколов Н. З., Медведев И. И. Аэрология карьеров. М.: Недра, 1992. 264 с.
6. Никитин В. С., Битколов Н. З. Проектирование вентиляции в карьерах. М.: Недра, 1980. 171 с.
7. Амосов П. В. Доминирующий фактор в паре «взрывные работы–ветровой режим» // Известия СПбГТИ(ТУ). 2020. № 54(80). С. 93–98. DOI: 10.36807/1998-9849-2020-54-80-93-98
8. Chugh Y. P., MdAzmi A. Z., Gurley H., Kollipara V. K., Hirschi J. CFD analysis of airflow distribution in high mining areas of room-and-pillar coal mining // Proceedings of the 37th International Symposium APCOM 2015, Fairbanks, Alaska. 2015. P. 911–920.
9. Tutak M., Brodny J. Influence of auxiliary ventilation devices on a distribution of methane concentration at the crossing of longwall and ventilation roadway // International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM. 2017. Vol. 17. No. 13. P. 437–444.
10. Накаряков Е. В., Семин М. А., Гришин Е. Л., Колесов Е. В. Анализ закономерностей накопления и выноса выхлопных газов от машин с двигателями внутреннего сгорания в тупиковых камерообразных горных выработках // Безопасность труда в промышленности. 2021. № 5. С. 41–47. DOI: 10.24000/0409-2961-2021-5-41-47
11. Ястребова К. Н. Повышение интенсивности естественного воздухообмена в рабочих зонах карьеров на основе аэродинамического профилирования подветренных бортов: дис. ... канд. техн. наук. URL: http://xn---etbhhdtsfui1b6f.xn--p1ai/system/files/lib/sci/aspirant-doctorant/avtoreferaty/2015/2015-3/yastrebova_dissertaciya.pdf (дата обращения: 24.06.2015).
12. Gridina E. B., Andreev R. E. Mathematical modeling based on CFD method of wind currents in combined working out of the Olenegorsky pit in the Flowvision software package // International Review on Modelling and Simulations. 2017. Vol. 10. No. 1. P. 62–69.
13. Raj K. V. Three dimensional computational fluid dynamics models of pollutant transport in a deep open pit mine under Arctic air inversion and mitigation measures. PhD thesis. URL: <https://scholarworks.alaska.edu/handle/11122/5756> (дата обращения: 17.10.2017).
14. Баширов Н. Р. Метод динамического проектирования отвалов при предварительной симуляции воздушного потока // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 2. С. 40–47.
15. Амосов П. В., Козырев С. А., Назарчук О. В. Разработка компьютерной модели аэротермодинамики атмосферы карьера в Ansys Fluent // Известия Санкт-Петербургского государственного технологического института. 2018. № 44(70). С. 121–125.
16. Интегрированная среда численного моделирования COMSOL. URL: <https://www.comsol.ru> (дата обращения: 14.12.2019)
17. Егоров В. И. Применение ЭВМ для решения задач теплопроводности. СПб: СПб ГУ ИТМО, 2006. 77 с.
18. Бютнер Э. К. Динамика приповерхностного слоя воздуха. Л.: Гидрометеоздат, 1978. 158 с.
19. Методы расчета турбулентных течений / под ред. В. Колльмана. М.: Мир, 1984. 464 с.
20. Снегирев А. Ю. Высокопроизводительные вычисления в технической физике. Численное моделирование турбулентных течений. СПб: Политехн. ун-т, 2009. 143 с.
21. Гарбарук А. В., Стрелец М. Х., Шур М. Л. Моделирование турбулентности в расчетах сложных течений. СПб: Политехн. ун-т, 2012. 88 с.
22. Козырев С. А., Амосов П. В. Моделирование выноса вредных примесей при проветривании глубоких карьеров с помощью вентиляционных горных выработок // ГИАБ. 2015. № S56. С. 390–398.
23. Мислибаев И. Т., Заиров Ш. Ш., Тухташев А. Б., Норматова М. Ж. Уменьшение пылегазового загрязнения атмосферы при производстве массовых взрывов на карьерах // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 2. С. 39–43.
24. Марчук Г. И. Математическое моделирование в проблеме окружающей среды. М.: Наука, 1982. 320 с.
25. Пененко В. В., Алоян А. Е. Модели и методы для задач охраны окружающей среды. Новосибирск: Наука, 1985. 256 с.

26. Бакланов А. А. Численное моделирование в рудничной аэрологии. Апатиты: КФ АН СССР, 1987. 200 с.

27. Baklanov A. Application of CFD methods for modeling in air pollution problems: possibilities and gaps // Environmental Monitoring and Assessment. 2000. Vol. 65. No. 1–2. P. 181–189. DOI: 10.1023/A:1006442514766

Поступила в редакцию 19 июля 2021 года

Сведения об авторах:

Амосов Павел Васильевич – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник Института проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН. E-mail: p.amosov@ksc.ru; <https://orcid.org/0000-0002-7725-6261>

Для цитирования: Амосов П. В. Численное моделирование процесса проветривания карьера при вариации местоположения пылегазового облака // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 7. С. 5–15 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-5-15

For citation: Amosov P. V. Numerical modeling of open pit ventilation when varying the location of the dust and gas cloud. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 7: 5–15. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-5-15

ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД. ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-16-24

Determination of horizontal stress orientation in the areas of the Tomsk region

Anton E. Antonov^{1*}, Andrei S. Shadrin¹, Dmitrii V. Konoshonkin¹,
Valerii S. Rukavishnikov¹, Daria S. Petrova²

¹ National Research Tomsk Polytechnic University, Tomsk, Russia

² Gazpromneft–Technological Partnerships, St. Petersburg, Russia

*e-mail: antonovae@hw.tpu.ru

Abstract

Introduction. The World Stress Map project proves that horizontal stress orientation determination is a global task essential for the majority of geomechanical calculations. However, there is scant data on stress orientations in the territory of Russia at the moment. The task is therefore highly relevant.

Research objective is to determine the orientations of maximum and minimum horizontal stresses by separate areas of the Tomsk region and build a map of horizontal stresses.

Method of research. The basis for determining the orientations of horizontal stresses is the theory of drilling-induced fracture and borehole breakouts occurrence. The maximum stress orientation coincides with the drilling-induced fracture orientation, whereas the minimum stress orientation coincides with the borehole breakouts orientation or is perpendicular to the maximum stresses.

Results. Research results are compiled in a summary table containing mean orientations of horizontal stresses by areas and a map of horizontal stress orientations.

Conclusions. A summary map of maximum horizontal stress strike azimuths has been constructed. The stresses are of similar orientation in every well under consideration, except for a well in the North-Shingin area. The average value of maximum horizontal stress orientation has made up 337° northwest and 157° southeast.

Keywords: drilling-induced fracture; stress orientation; geomechanics; borehole breakout; microimager.

Introduction. To carry out several tasks, namely hydraulic fracturing design development, predicting complications when drilling, designing wellbores, predicting sand production, and building geomechanical models, it is necessary to determine horizontal stresses in the areas of the Tomsk region. The obtained data will also add new information to the World Stress Map (WSM) [1].

Open-source information analysis makes it possible to conclude that data on horizontal stresses in the Tomsk region territory is scant. Most often there is information on separate wellbores in different areas and considered as a quality value for various tasks execution.

General data collation on horizontal stress orientation from open sources is presented in paper [2]. According to [2], the average value of horizontal stresses orientation is 330° for West Siberia. Up to 30° deviation of horizontal stress orientation was also recorded in several areas.

Other papers that use data on horizontal stress orientation prove the orientation from 310° to 350°. Paper [3] accepts from 320° to 350° when calculating multistage hydraulic

fracturing at the Em-Egovsky field; paper [4] uses orientations within the range of 310° to 350° to analyse the stability of Palianovsky fieldTs wellbore; paper [5] accepts 340° horizontal stress orientation to select hydraulic fracturing parameters at the West-Salymy field; paper [6] accepts 330° horizontal stress orientation for 3D geomechanical modelling at the Middle-Nazymy field; paper [7] accepts 330° when exploring hard-to-recover reserves of the Bazhenov formation by the example of the Bittemy field; paper [8] defines horizontal stress orientation within the range of 350° – 10° when describing the experience of employing horizontal wells for hard-to-recover reserves in West Siberia. Some papers have data on separate wells, maximum horizontal stress orientation of which is from 10° to 40° , for example, in paper [9], within the framework of the geomechanical simulation at the East-Messoyakhsky field, maximum horizontal stress orientation is set 10° – 20° .

In this research, the determination of horizontal stress orientation is based on the theory of drilling-induced fracture and borehole breakouts in the course of drilling [10–13].

To determine the orientation of drilling-induced fracture and breakouts, microimages data from 5 fields was analysed, namely Archinsky, West-Luginetsky, Kulginsky, Urmansky, and North-Shinginsky.

As part of the study the following key data have been obtained: horizontal stress orientation variability in the area under investigation, horizontal stress orientations comparison in the pre-Jurassic assemblage and the sedimentary mantle.

Research method and results. In the course of drilling, drilling-induced fractures and borehole breakouts develop in the well. Determination of the drilling-induced fracture with a high degree of accuracy can be carried out based on the data from the microimagers. At the microimages, drilling-induced fractures are of a distinctive form: vertical stripes or inclined lines (dashed lines) extended along orientation.

The presence of the drilling-induced fracture or borehole breakouts makes it possible to estimate the orientation of maximum and minimum horizontal stress in a vertical well. Drilling-induced fractures develop parallel to maximum horizontal stress, while borehole breakouts develop in the transverse orientation [14]. In the course of this research, the orientations of drilling-induced fracture and breakouts in each area taken separately have been distinguished.

Statistical processing has been carried out by formulae from [14]. To calculate the mean orientation $\bar{\theta}$ and standard deviation SD , the Fisher statistics have been applied. Mean orientation is determined as the angular mean of all sample vectors. For this purpose, C_i and S_i are determined as the coordinates of the unit vector end, the orientation of which is set by angle θ_i :

$$C_i = \cos \theta_i; \quad S_i = \sin \theta_i,$$

where $i = 1, \dots, N$ – drilling-induced fractures found.

Mean orientation is determined by the formula:

$$\bar{\theta} = \arctg(S/C),$$

where $S = \sum_{i=1}^n S_i$ and $C = \sum_{i=1}^n C_i$.

By sines and cosines summation, the resultant vector is obtained:

$$R^2 = \left(\sum_{i=1}^n C_i \right)^2 + \left(\sum_{i=1}^n S_i \right)^2.$$

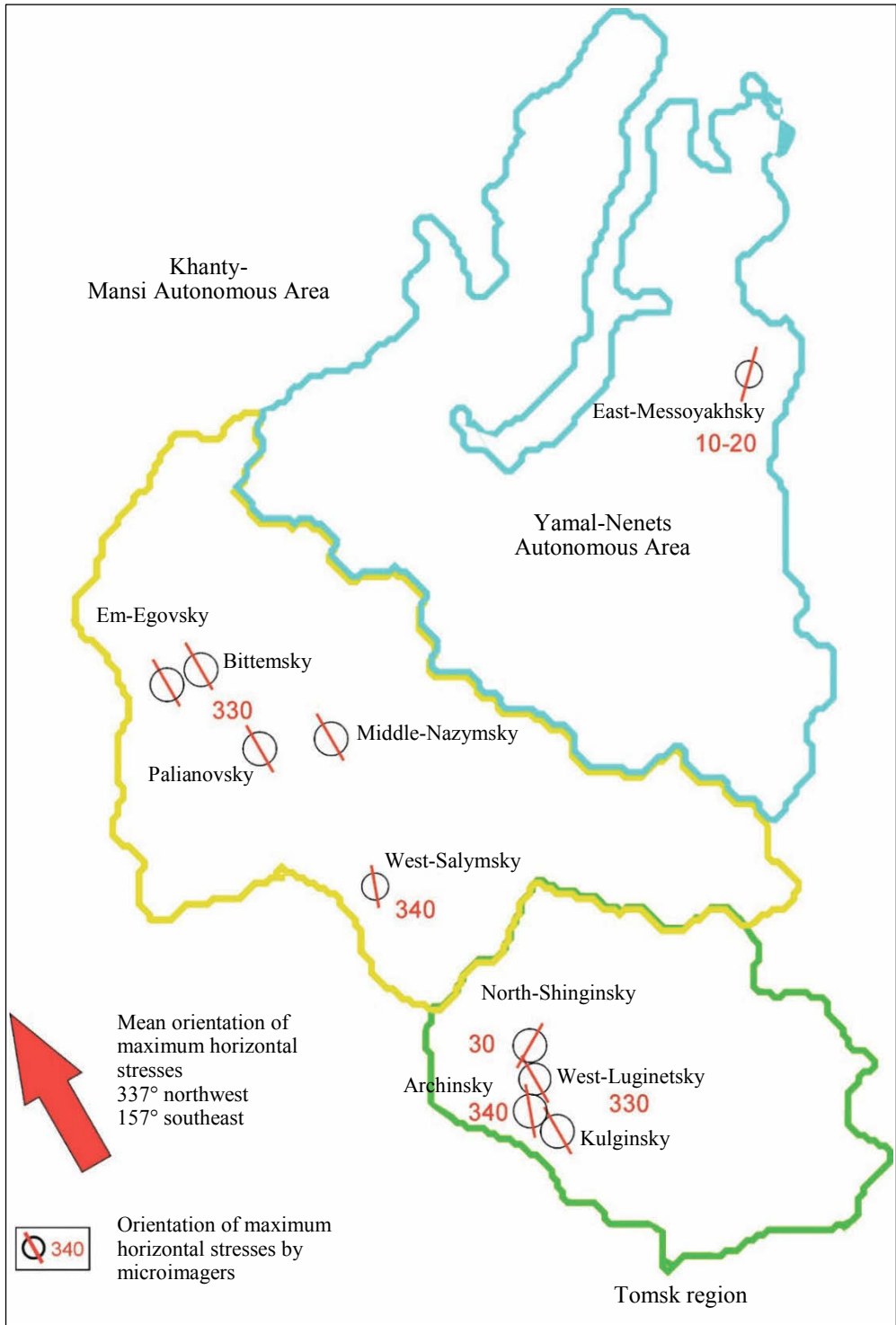


Figure 1. A map of horizontal stress mean orientations
Рисунок 1. Карта средних направлений горизонтальных напряжений

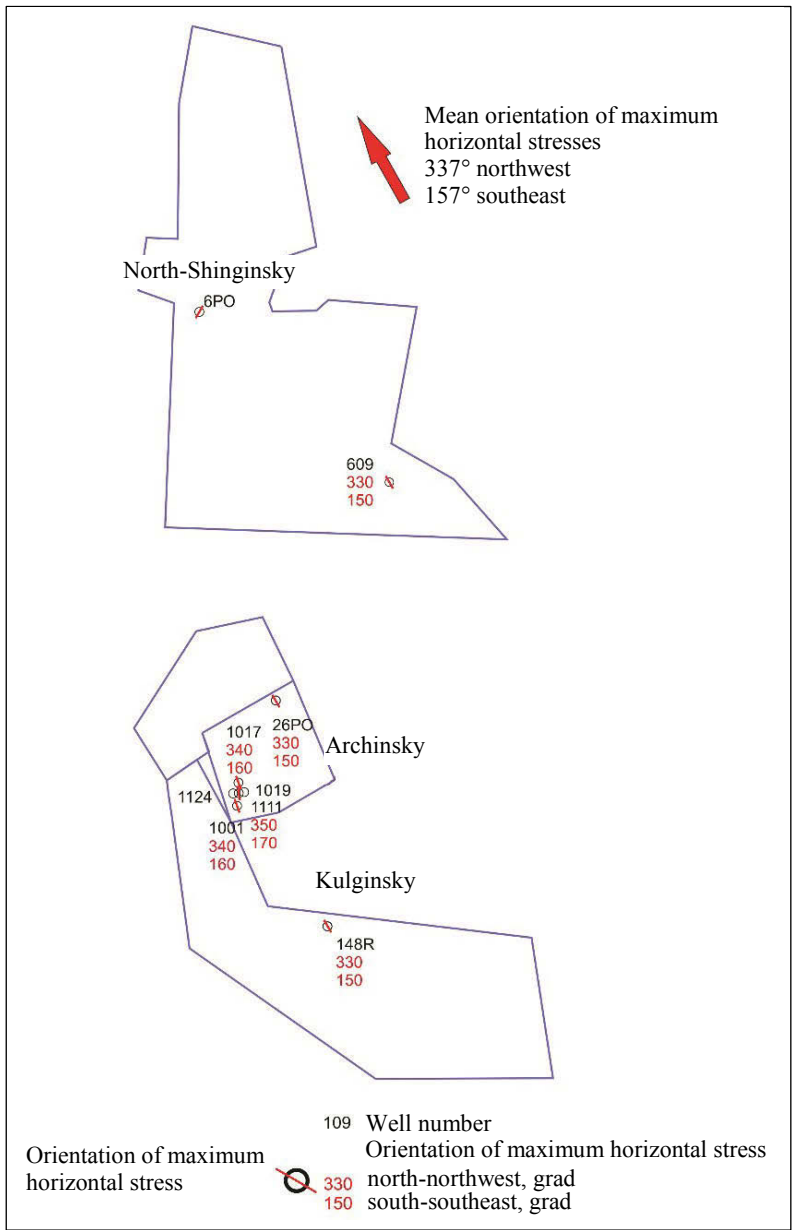


Figure 2. A map of horizontal stress mean orientations by areas
 Рисунок 2. Карта средних направлений горизонтальных напряжений по площадям

Standard deviation is determined as

$$SD = 81^\circ \left(\sqrt{\frac{N-1}{N-R}} \right)^{-1}$$

Mean orientation and standard deviations have been determined for all wells.

The Kulginsky area is represented by one well; mean orientation of the drilling-induced fractures, therefore maximum horizontal stresses, makes up 330° northwest

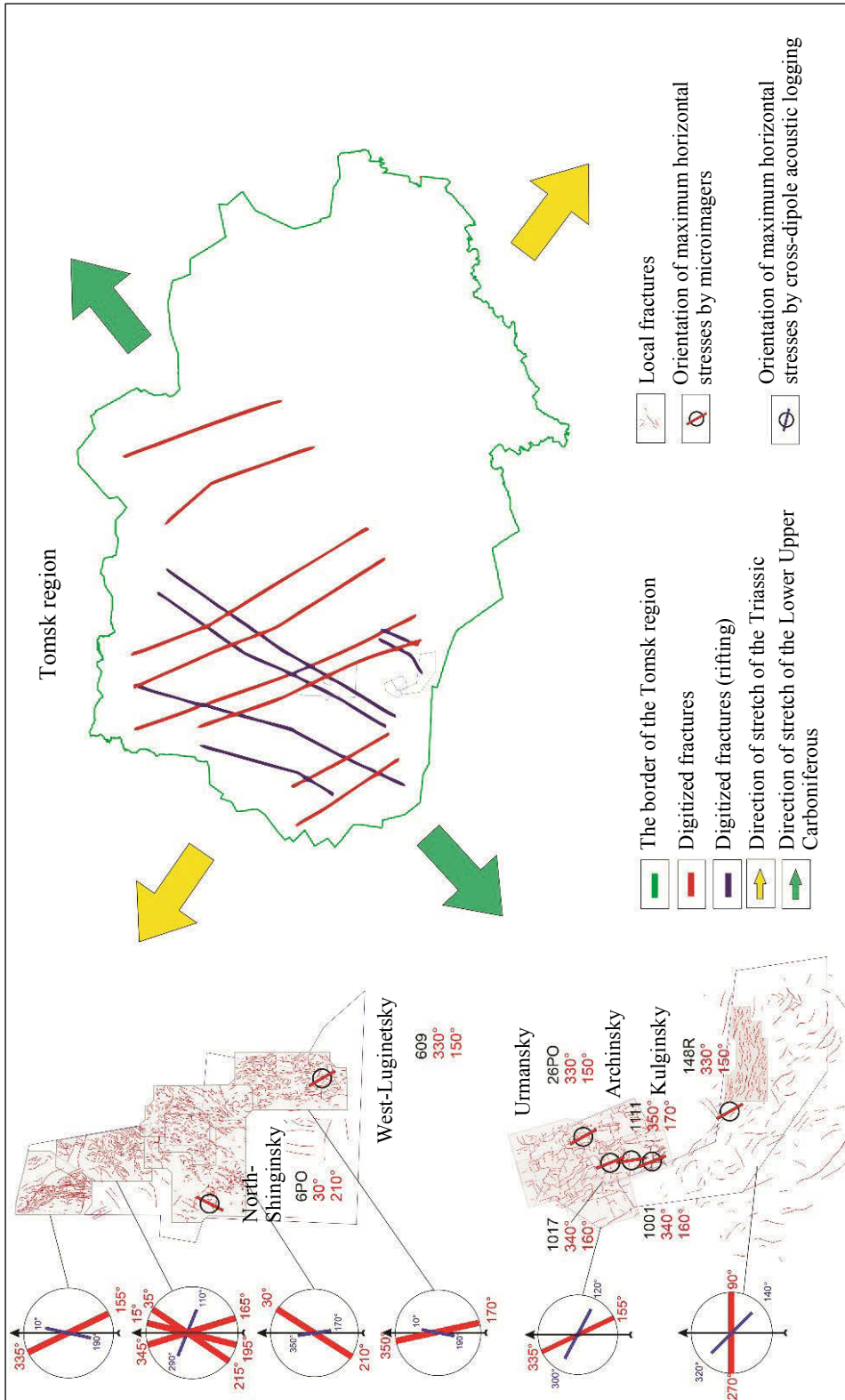


Figure 3. The orientation of horizontal stresses in the Tomsk region and a map of fractures the Tomsk region
 Рисунок 3. Направление горизонтальных напряжений по Томской области и карта разломов Томской области

and 150° southeast with a standard deviation equal to 23° which is rank C of the WSM quality ranking scheme [14].

The Archinsky area is represented by three wells, mean orientation of maximum horizontal stresses makes up 340°–350° northwest and 160°–170° southeast, with a standard deviation of not more than 25°, which is rank C of the WSM quality ranking scheme.

The Urmansky area is represented by one well, the mean orientation of maximum horizontal stresses makes up 330° northwest and 150° southeast, with a standard deviation of 18°, which is rank B of the WSM quality ranking scheme.

Table 1. Summary table of S_{Hmax} azimuth values, standard deviations, and stress indicator ranks by area

Таблица 1. Сводная таблица значений азимута S_{Hmax} , стандартных отклонений SD , рангов индикаторов напряжений по площадям

Area	Orientation S_{Hmax}	SD	Rank
West-Luginetsky	150°	20°	B
Urmansky	150°	18°	B
Archinsky	160°	25°	C
Kulginsky	150°	23°	C
North-Shinginsky	15°	24°	C

The West-Luginetsky area is represented by one well, the mean orientation of maximum horizontal stresses makes up 330° northwest and 150° southeast, with a standard deviation of 20°, which is rank B of the WSM quality ranking scheme.

In the North-Shinginsky field, a deviation from the mean value of the horizontal stresses orientation is recorded in the previously studied areas. Drilling-induced fractures strike azimuth in this well makes up 30° northeast – 210° southwest, with a standard deviation of 24°, which is rank C of the WSM quality ranking scheme. This orientation does not correspond to the neighboring wells. Presumably, the deviation may be caused by the local variation of stresses as a result of the lithological variation: the well of the North-Shingin area opened up the igneous type of log, while the logs of the remaining wells are represented mainly by the carbonate sediments.

The stress orientations have also been compared with the data on the North-Ostaninsky field with both microscanners and the cross-dipole acoustic instruments. It has been found that the orientations of maximum stresses according to FMI data of the North-Ostaninsky area correspond to the orientation in the North-Shingin area's well; the orientations according to the cross-dipole acoustic logging correspond to the mean orientation in the remaining wells.

After that, the values have been plotted on maps allowing to get an idea of horizontal stress orientations variation (Figures 1 and 2).

As a whole, stress orientation is rather consistent, the minimum value of azimuth is recorded in four wells and makes up 330° northwest, the maximum value of 350° northwest is recorded in one well. So, the spread of values is not more than 20°.

When comparing the obtained data with the map of fractures of the Tomsk region, it has been found that the direction of maximum stress in wells of the West-Luginetsky, Urmansky, Archinsky, and Kulginsky areas as a whole is similar to the orientation of the local fractures (Figure 3) and corresponds to the general orientation of regional fractures of the Tomsk region and was presumably formed in the lower Upper Carboniferous. Local variation of stress orientation in the well of the North-Shingin area is similar to the variation of the orientation of the local fractures and corresponds

to Tomsk regional fracture general orientation, which was presumably formed in the Triassic [15, 16].

Conclusions. The mean value of maximum horizontal stress is 157° – 337° . It follows from the constructed map of horizontal stress orientations that the variability of horizontal stress orientations in the area under investigation is low.

The values of the horizontal stress orientations keep their direction from well to well in the area under investigation, except for a well in the North-Shingin area.

For each area, the following maximum horizontal stress orientations have been determined (Table 1).

REFERENCES

1. Heidbach O., Rajabi M., Reiter K., Ziegler M., WSM Team. World stress map database release 2016. *GFZ Data Services*. Available from: <http://doi.org/10.5880/WSM.2016.001>
2. Lushev M. A., Pavlov V. A., Korelskii E. P., Patutin A. V. Horizontal stresses orientation of the Earth's upper crust in Russian Federation according to instrumental measurements in wells. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 3: 337–349. (In Russ.)
3. Kaluder Z. et al. First high-rate hybrid fracture in Em-Yoga Field, West Siberia, Russia. *Offshore Technology Conference-Asia. Offshore Technology Conference, 2014*.
4. Lukin S. V., Esipov S. V., Zhukov V. V., Ovcharenko Iu. V., Khomutov A. Iu. Borehole stability prediction to avoid drilling failures. *Neftianoe khoziaistvo = Oil Industry*. 2016; 6: 70–73. (In Russ.)
5. Marino S. et al. Integrated approach to hydraulic fracturing of Achimov Formation in Western Siberia. *SPE Russian Oil and Gas Conference and Exhibition. Society of Petroleum Engineers, 2010*.
6. Konstantinovskaya E. et al. 3D geomechanics modeling and shale anisotropy for wellbore stability and horizontal well optimization, Middle Nazym Field, Western Siberia, Russia. *SPE Russian Petroleum Technology Conference and Exhibition. Society of Petroleum Engineers, 2016*.
7. Melnikov L. et al. Defining potentially-productive intervals and evaluating petrophysical properties of the Tight-Oil Bazhenov Formation in Western Siberia using a suite of modern wireline logs. *SPE Russian Petroleum Technology Conference. Society of Petroleum Engineers, 2015*.
8. Lozanovich E. et al. Experience in the use of horizontal wells of various designs for the development of hard-to-recover oil reserves in LLC Lukoil–Western Siberia. *SPE Russian Petroleum Technology Conference. Society of Petroleum Engineers, 2019*.
9. Khasanov M. M., Zhukov V. V., Ovcharenko Iu. V., Timofeeva T. N., Lukin S. V. A geomechanical approach to minimising sanding risk. *Neftianoe khoziaistvo = Oil Industry*. 2016; 12: 48–51. (In Russ.)
10. Zoback M. D., Barton C. A., Brudy M., Castillo D. A., Finkbeiner T., Grollmund B. R., Moos D. B., Peska P., Ward C. D., Wiprut D. J. Determination of stress orientation and magnitude in deep wells. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2003; 40(7–8): 1049–1076.
11. Dubinia N. V. An overview of wellbore methods of investigating stress state of the upper layers of the Earth's crust. *Fizika Zemli = Physics of the Solid Earth*. 2019; 2: 137–155. (In Russ.)
12. Fjaer E., Holt R. M., Horsrud P., Risnes R. *Petroleum related rock mechanics*. Elsevier, 2008.
13. Dubinia N. V., Ezhov K. A. In-situ horizontal stress estimation based on the geometrical properties of fractures in well vicinity. *Geofizicheskie issledovaniia = Geophysical Research*. 2017; 18(2): 5–26. (In Russ.)
14. Zoback M. D. *Reservoir geomechanics*. Cambridge University Press, 2010. 505 p.
15. Surkov V. S., Zhero O. G. *Basement and development of the West Siberian Plain's platform mantle*. Moscow: Nedra Publishing; 1981. (In Russ.)
16. Kontorovich V. A. *Tectonics and oil and gas occurrence of the Mesozoic-Kainozoic sediments of the southeast regions of West Siberia*. Novosibirsk: SB RAS Publishing; 2002. (In Russ.)

Received 16 July 2021

Information about authors:

Anton E. Antonov – student of Petroleum Engineering, National Research Tomsk Polytechnic University. E-mail: antonovae@hw.tpu.ru; <https://orcid.org/0000-0002-2761-3830>

Andrei S. Shadrin – student of Petroleum Engineering, National Research Tomsk Polytechnic University. E-mail: shadrinandreyserg@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0002-1544-7978>

Dmitrii V. Konoshonkin – Geology Laboratory engineer, National Research Tomsk Polytechnic University. E-mail: konoshonkindv@hw.tpu.ru; <https://orcid.org/0000-0002-9939-2301>

Valerii S. Rukavishnikov – PhD (Engineering), Associate Professor, deputy manager R&D, National Research Tomsk Polytechnic University. E-mail: rukavishnikov@tpu.ru; <https://orcid.org/0000-0001-7063-9756>

Daria S. Petrova – line-of-business manager, Gazpromneft–Technological Partnerships. E-mail: petrova.ds@gazpromneft-ntc.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8488-8347>

УДК 622.831.3:622.24(571.16)

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-16-24

Определение направлений горизонтальных напряжений по площадям Томской области

Антонов А. Е.¹, Шадрин А. С.¹, Коношонкин Д. В.¹, Рукавишников В. С.¹, Петрова Д. С.²

¹ Национальный исследовательский Томский политехнический университет, Томск, Россия.

² Компания «Газпромнефть–Технологические партнерства», Санкт-Петербург, Россия.

Реферат

Введение. Определение направления горизонтальных напряжений необходимо для большинства геомеханических расчетов и представляет собой глобальную задачу, что подтверждает проект по построению мировой карты напряжений. С другой стороны, в настоящее время на карте практически отсутствуют данные о направлениях напряжений на территории России, поэтому задача определения направления горизонтальных напряжений является весьма актуальной.

Цель работы. Определить направления максимальных и минимальных горизонтальных напряжений по отдельным площадям Томской области, составить карту горизонтальных напряжений.

Методология. В основу определения направлений горизонтальных напряжений положена теория возникновения техногенной трещиноватости и вывалов стенок скважины. Направление максимальных напряжений совпадает с направлением техногенных трещин, направление минимальных напряжений совпадает с направлением вывалов стенок скважины или перпендикулярно максимальным напряжениям.

Результаты. Результатом проделанной работы являются сводная таблица средних направлений горизонтальных напряжений по площадям, а также карта направлений горизонтальных напряжений.

Выводы. Составлена сводная карта, на которую вынесены азимуты простирания максимального горизонтального напряжения. Напряжения имеют схожую направленность во всех рассматриваемых скважинах, кроме скважины Северо-Шингинской площади. Среднее значение направления максимальных горизонтальных напряжений составило 337° на северо-запад, 157° на юго-восток.

Ключевые слова: техногенная трещина; направление напряжений; геомеханика; вывал стенок скважины; микроимиджер.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Heidbach O., Rajabi M., Reiter K., Ziegler M., WSM Team. World stress map database release 2016 // GFZ Data Services. URL: <http://doi.org/10.5880/WSM.2016.001>
2. Лушев М. А., Павлов В. А., Корельский Е. П., Патутин А. В. Ориентация горизонтальных напряжений верхней части земной коры в РФ по данным инструментальных измерений в скважинах // ГИАБ. 2017. № 3. С. 337–349.
3. Kaluder Z. et al. First high-rate hybrid fracture in Em-Yoga Field, West Siberia, Russia // Offshore Technology Conference-Asia. Offshore Technology Conference, 2014.
4. Лукин С. В., Есипов С. В., Жуков В. В., Овчаренко Ю. В., Хомутов А. Ю. Расчет устойчивости ствола скважины для предотвращения осложнений при бурении // Нефтяное хозяйство. 2016. № 6. С. 70–73.
5. Marino S. et al. Integrated approach to hydraulic fracturing of Achimov Formation in Western Siberia // SPE Russian Oil and Gas Conference and Exhibition. Society of Petroleum Engineers, 2010.
6. Konstantinovskaya E. et al. 3D geomechanics modeling and shale anisotropy for wellbore stability and horizontal well optimization, Middle Nazym Field, Western Siberia, Russia // SPE Russian Petroleum Technology Conference and Exhibition. Society of Petroleum Engineers, 2016.
7. Melnikov L. et al. Defining potentially-productive intervals and evaluating petrophysical properties of the Tight-Oil Bazhenov Formation in Western Siberia using a suite of modern wireline logs // SPE Russian Petroleum Technology Conference. Society of Petroleum Engineers, 2015.
8. Lozanovich E. et al. Experience in the use of horizontal wells of various designs for the development of hard-to-recover oil reserves in LLC Lukoil–Western Siberia // SPE Russian Petroleum Technology Conference. Society of Petroleum Engineers, 2019.
9. Хасанов М. М., Жуков В. В., Овчаренко Ю. В., Тимофеева Т. Н., Лукин С. В. Геомеханическое моделирование для решения задачи ограничения пескопроявления // Нефтяное хозяйство. 2016. № 12. С. 48–51.
10. Zoback M. D., Barton C. A., Brudy M., Castillo D. A., Finkbeiner T., Grollimund B. R., Moos D. B., Peska P., Ward C. D., Wiprut D. J. Determination of stress orientation and magnitude in deep wells // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2003. Vol. 40. No. 7–8. P. 1049–1076.
11. Дубиня Н. В. Обзор скважинных методов изучения напряженного состояния верхних слоев земной коры // Физика Земли. 2019. № 2. С. 137–155.
12. Fjaer E., Holt R. M., Horsrud P., Risnes R. Petroleum related rock mechanics. Elsevier, 2008.
13. Дубиня Н. В., Ежов К. А. Уточнение профилей горизонтальных напряжений в окрестности скважин по геометрическим характеристикам трещин в породах околоскважинного пространства // Геофизические исследования. 2017. Т. 18. № 2. С. 5–26.

14. Zoback M. D. Reservoir geomechanics. Cambridge University Press, 2010. 505 p.
15. Сурков В. С., Жеро О. Г. Фундамент и развитие платформенного чехла Западно-Сибирской плиты. М.: Недра, 1981. 143 с.
16. Конторович В. А. Тектоника и нефтегазоносность мезозойско-кайнозойских отложений юго-восточных районов Западной Сибири. Новосибирск: СО РАН, 2002. 253 с.

Поступила в редакцию 16 июля 2021 года

Сведения об авторах:

Антонов Антон Евгеньевич – студент отделения Нефтегазового дела Национального исследовательского Томского политехнического университета. E-mail: antonovae@hw.tpu.ru; <https://orcid.org/0000-0002-2761-3830>

Шадрин Андрей Сергеевич – студент отделения Нефтегазового дела Национального исследовательского Томского политехнического университета. E-mail: shadrinandreyserg@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0002-1544-7978>

Коношонкин Дмитрий Владимирович – инженер лаборатории геологии Национального исследовательского Томского политехнического университета. E-mail: konoshonkindv@hw.tpu.ru; <https://orcid.org/0000-0002-9939-2301>

Рукавишников Валерий Сергеевич – кандидат технических наук, доцент, заместитель директора по развитию Национального исследовательского Томского политехнического университета. E-mail: rukavishnikov@tpu.ru; <https://orcid.org/0000-0001-7063-9756>

Петрова Дарья Сергеевна – руководитель направления компании «Газпромнефть–Технологические партнерства». E-mail: petrova.ds@gazpromneft-ntc.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8488-8347>

Для цитирования: Антонов А. Е., Шадрин А. С., Коношонкин Д. В., Рукавишников В. С., Петрова Д. С. Определение направлений горизонтальных напряжений по площадям Томской области // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 7. С. 16–24 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-16-24

For citation: Antonov A. E., Shadrin A. S., Konoshonkin D. V., Rukavishnikov V. S., Petrova D. S. Determination of horizontal stresses orientation in the area of the Tomsk region. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 7: 16–24. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-16-24

Исследование влияния реологических свойств промывочных жидкостей на эффективность разрушения горных пород при бурении скважин шароструйным способом

Исаев Е. Д.^{1*}, Кушнер Л. Е.¹

¹ Национальный исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Россия

*e-mail: pelletdrilling@gmail.com

Реферат

Введение. Шароструйный способ бурения, основанный на разрушении горных пород ударами шаров – объект изучения многих ученых. Несмотря на это, реологические свойства промывочной жидкости, применяемой при шароструйном бурении, не были исследованы. Все стендовые и полевые испытания проводились с применением технической воды. Применение промывочной жидкости, обладающей более высокой вязкостью, чем вода, способно потенциально расширить область применения шароструйного бурения. Поэтому актуальность приобретает исследование эффективности разрушения горных пород при использовании промывочных жидкостей, обладающих различными реологическими параметрами.

Цель работы. Исследовать эффективность разрушения горной породы в процессе бурения скважин шароструйным способом при различных реологических параметрах промывочной жидкости.

Методология. При проведении исследований использовался масштабированный лабораторный стенд. Стенд представлял собой замкнутую систему циркуляции промывочной жидкости (бурового раствора). Заготовка раствора осуществлялась отдельно на высокоскоростном миксере. Основная часть стенда представляла собой масштабированное шароструйное долото, находящееся в имитированной скважине. После проведения эксперимента замерялись объем выбуренной породы и реологические параметры промывочной жидкости. Проводилась серия экспериментов с постепенным увеличением вязкости промывочной жидкости. Для загущения промывочной жидкости использовался биополимер (ксантановая смола) в различной концентрации. Измерения реологических параметров бурового раствора производились при помощи восьмикоростного ротационного вискозиметра и воронки Марша.

Результаты. Впервые установлена зависимость между эффективностью разрушения горной породы при бурении шароструйным способом и реологическими параметрами применяемой промывочной жидкости. Установлено, что с ростом концентрации биополимера и ростом вязкости сначала происходит значительное увеличение объема выбуренной за единицу времени породы, а при дальнейшем увеличении концентрации – плавное снижение.

Выводы. Полученные результаты расширяют область применения шароструйного бурения. Улучшается достоверность прогнозирования механической скорости бурения скважин в зависимости от изменения свойств промывочной жидкости. На основании результатов сформированы рекомендации к подбору оптимальных параметров промывочной жидкости в зависимости от условий бурения.

Ключевые слова: разрушение горных пород; шароструйное бурение; промывочная жидкость; буровой раствор; условная вязкость; пластическая вязкость; твердые горные породы.

Введение. В Томском политехническом университете ведутся работы по развитию и совершенствованию шароструйного способа бурения скважин [1–8]. При реализации данного способа разрушение горной породы происходит под действием ударов металлических шаров, движущихся с большой скоростью.

Шароструйный способ бурения предложен в США в 1955 г. [9], свое развитие в СССР получил благодаря А. Б. Увакову [10] и С. А. Заурбекову [11]. Теорети-

ческим исследованием шароструйного бурения занимались в Украине [12–14]. В. В. Штрассер рассматривал возможность применения снаряда для шароструйного бурения в качестве устройства для диспергирования обломков горной породы [15].

Все исследования и промышленные испытания шароструйного способа бурения производились с использованием воды в качестве промывочной жидкости. Единственное упоминание о применении глинистого бурового раствора встречается в статье [9].

Исследователями установлено, что при использовании глинистого бурового раствора с условной вязкостью 36,5 с эффективностью бурения снизилась на 25 %. Другие значения условной вязкости не рассматривались. В статье отсутствует подробная методика проведения эксперимента. Стоит отметить, что показатель условной вязкости не дает исчерпывающей информации о реологических свойствах промывочной жидкости и по данному показателю нельзя однозначно судить о выносящих способностях раствора [16, 17].

Практикой бурения установлено, что вода во многих случаях не может обеспечить устойчивость ствола скважины. Пресная вода практически не обладает ингибирующей способностью. Динамическое напряжение сдвига (ДНС) воды равно нулю и обеспечивает минимально возможную выносящую способность шлама. При остановке циркуляции шлам не поддерживается во взвешенном состоянии. Из-за низкой вязкости отсутствует возможность утяжеления промывочной жидкости.

Использование воды в качестве промывочной жидкости потенциально способно вызвать следующие осложнения:

- зашламование ствола скважины из-за низкой выносящей способности раствора;
- осыпание стенок скважины из-за гидратации пород вследствие высокой фильтратоотдачи воды;
- проявление пластового флюида и осыпание стенок скважины из-за отсутствия возможности использования инертных утяжелителей (барит, гематит, мел и др.);
- поглощение промывочной жидкости из-за высокой фильтратоотдачи, отсутствия фильтрационной корки и отсутствия возможности применения кольматирующих составов.

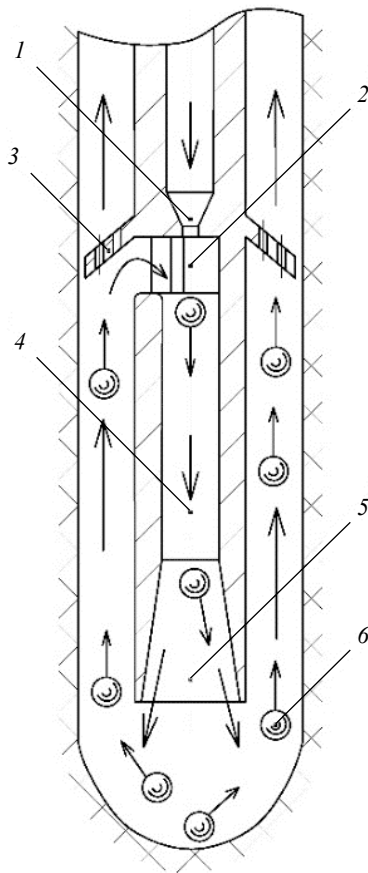


Рисунок 1. Снаряд для шароструйного бурения:

1 – сопло; 2 – впускные окна; 3 – задерживающее устройство; 4 – камера смешения; 5 – диффузор; 6 – шары

Figure 1. Pellet impact drilling bit:
1 – nozzle; 2 – inlet ports; 3 – guide sleeve; 4 – mixing chamber; 5 – diffuser; 6 – pellets

Перечисленные проблемы и осложнения могут наблюдаться и при шароструйном бурении. Поэтому в ряде случаев при шароструйном бурении необходимо использовать буровой раствор, отвечающий требованиям, предъявляемым горно-геологическими условиями и технологией строительства скважины. Актуальность приобретает исследование влияния реологических свойств промывочной жидкости на разрушение горных пород при шароструйном бурении.

Имеется большое количество публикаций о влиянии различных параметров раствора на эффективность разрушения горной породы при вращательном бурении. Согласно информации, представленной в публикациях, вязкость бурового раствора влияет на эффективность разрушения горных пород главным образом за счет очистки забоя скважины. С ростом вязкости улучшается очистка забоя от шлама, что способствует большей глубине внедрения резцов долота, особенно в более мягких породах. Кроме того, скорость разрушения горных пород может возрастать за счет гидродинамического эффекта [16–19]. При шароструйном бурении вязкость будет влиять не только на вынос породы, но и на кинематику движения шаров. Поэтому зависимости, подтвержденные для вращательного бурения, нельзя однозначно переносить на шароструйное бурение.

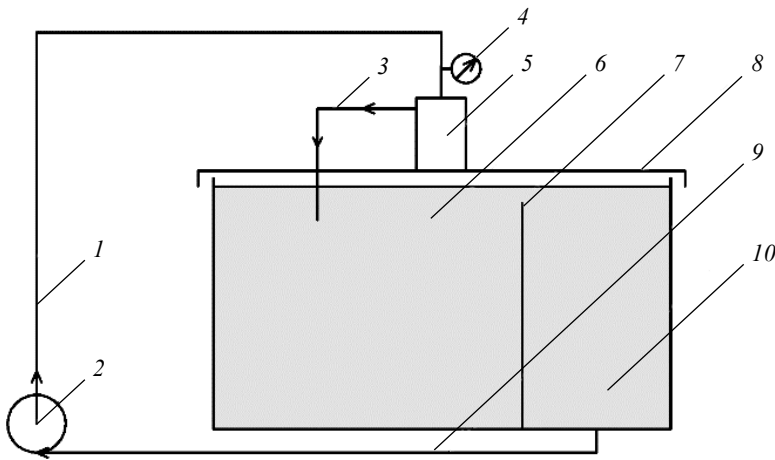


Рисунок 2. Циркуляционная система лабораторного стенда:
1 – нагнетательная линия; 2 – насос; 3 – линия сброса; 4 – манометр; 5 – стакан, имитирующий стенки скважины; 6 – отсек для сброса жидкости вместе со шламом (отстойник); 7 – перегородка; 8 – основание стенда; 9 – питающая линия; 10 – отсек для подачи на буровой насос

Figure 2. Circulation system of laboratory bench:
1 – discharge line; 2 – pump; 3 – fault line; 4 – pressure gage; 5 – a glass simulating the borehole walls; 6 – compartment for dumping liquid together with sludge (mud sump); 7 – partition; 8 – bench base; 9 – supply line; 10 – compartment for feeding the mud pump

Цель работы – исследовать эффективность разрушения горной породы в процессе бурения скважин шароструйным способом при различных реологических параметрах промывочной жидкости.

Материалы и методы исследования. Исследования производились на масштабируемом лабораторном стенде. Конструкция снаряда для шароструйного бурения, используемого в стенде, представлена на рис. 1.

При работе снаряда для шароструйного бурения струя жидкости, истекающая из сопла 1, передает энергию шарам 6. Шары 6, проходя через камеру смешения 4, ускоряются и ударяются о горную породу, осуществляя ее разрушение. Шары циркулируют в скважине замкнуто, при соударении с задерживающим устройством 3 проходят через впускные окна 2, расположенные в конструкции бурового снаряда под соплом.

Схема лабораторного стенда для проведения исследований изображена на рис. 2. Промывочная жидкость, подаваемая насосом 2, движется по нагнетательной линии 1 и поступает к снаряду для шароструйного бурения. Давление в линии подачи фиксируется манометром 4. Стенки скважины имитирует металлический

стакан 5. Отвод жидкости происходит через линию 3. После прохождения через снаряд для шароструйного бурения и стакан сброс жидкости с выбуренной породой осуществляется в отсек 6, где происходит гравитационное осаждение шлама. По верхнему перетоку над перегородкой 7 жидкость попадает в отсек 10, откуда повторно забирается насосом 2 по питающей линии 9.

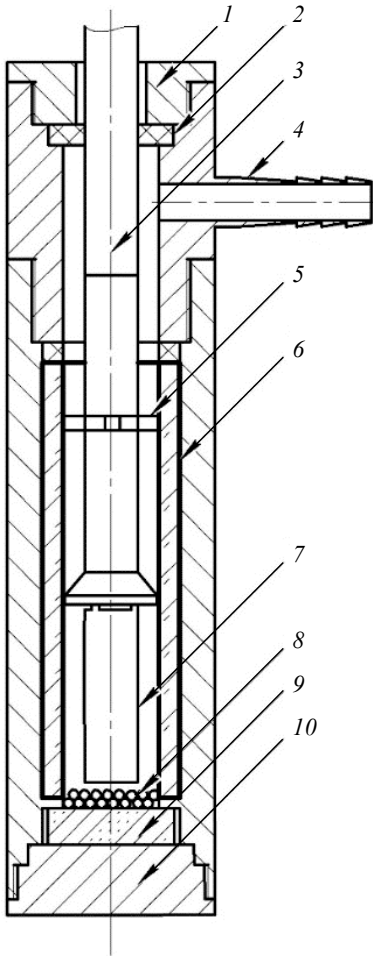


Рисунок 3. Стакан, имитирующий скважину:

1 – фиксатор герметизирующего элемента; 2 – герметизирующий элемент; 3 – бурильная колонна; 4 – отвод жидкости; 5 – центратор; 6 – трубка из оргстекла; 7 – шароструйный буровой снаряд; 8 – шары; 9 – разрушаемый материал; 10 – фиксатор разрушаемого материала

Figure 3. Glass simulating the well:
1 – retainer of the sealing element; 2 – sealing element; 3 – drill string; 4 – liquid outlet; 5 – centralizer; 6 – plexiglass tube; 7 – pellet impact drilling bit; 8 – pellets; 9 – destructed material; 10 – destructed material retainer

Методика проведения эксперимента.

В циркуляционную систему лабораторного стенда набирается пресная вода с общей жесткостью не более 200 мг/л. Для улучшения работы полимера производилась обработка промывочной жидкости каустической содой в концентрации 1 кг/м³ для повышения pH до 11. Для предотвращения ферментации биополимера использовался бактерицид.

В стакан, имитирующий скважину (рис. 3), устанавливается разрушаемый при бурении материал 9. Материал закрепляется фиксатором 10. В рамках данного лабораторного исследования в качестве разрушаемого материала выступала керамическая плитка. Внутри трубки из оргстекла высыпается порция металлических шаров 9 и спускается шароструйный буровой снаряд 7. Шароструйный снаряд 7 прикручивается к бурильной трубе 3. Через бурильную трубу предварительно продеты герметизирующий элемент 2 и его фиксатор 1. Фиксатор 1 прикручивается к стакану.

После сборки снаряд устанавливается на определенном расстоянии от разрушаемого материала. Включается насос, и в течение фиксированного времени в скважине осуществляется циркуляция шаров, разрушающих горную породу. После проведения эксперимента снаряд разбирается, фиксируются объем разрушенного материала путем создания и взвешивания слепка. Отбирается проба раствора для измерения реологических параметров. Измерения реологических параметров бурового раствора производились при помощи восьмикоростного ротационного вискозиметра и воронки Марша.

Эксперимент при одной и той же концентрации полимера производился не менее трех раз. При необходимости число экспериментов увеличивалось. Во время проведения экспериментов поддерживался фиксированный расход промывочной жидкости.

Для изменения вязкости раствора из циркуляции отбиралась проба объемом 3 л и обрабатывалась биополимером при непрерывном перемешивании на высокоскоростной мешалке. Необходимая концентрация биополимера пересчитывалась на объем циркуляции. После приготовления порции раствора осуществлялся

ее ввод в циркуляционную систему. Далее запускался насос, и циркуляция осуществлялась не менее 10 мин. При выравнивании параметров раствора циркуляция осуществлялась в обход шароструйного снаряда.

Постоянные параметры при проведении эксперимента: диаметр бурового снаряда – 16 мм; длина камеры смещения – 8 мм; диаметр сопла – 2 мм; конусность задерживающего устройства – 40°; высота технологических окон – 4,2 мм; длина камеры смещения – 60 мм; угол конусности диффузора – 10°; расстояние между долотом и забоем – 10 мм; диаметр шаров – 3 мм; расход промывочной жидкости – 0,6 л/с; время проведения опыта – 20 с; образец, разрушаемый материал – керамическая плитка; масса порции шаров – 5 г.

Таблица 1. Сводные данные по исследованию реологических параметров раствора при различных концентрациях биополимера

Table 1. Summary data on the rheological parameters of the solution at various concentrations of the biopolymer

Концентрация биополимера, кг/м ³	Условная вязкость, с	Объем разрушения, см ³	ПВ, дПа · с	ДНС, дПа	СНС за 10 с, дПа	СНС за 10 мин, дПа
0	26	0,842	1,0	0	0	0
0,75	27	1,005	1,5	1,0	0	0
1,50	30	1,017	2,5	2,5	0,5	0,5
2,00	32	0,957	3,0	4,5	1,5	2,0
3,00	37	0,910	4,0	10,0	5,0	7,0
4,00	42	0,869	4,5	16,0	9,0	11,0
5,00	50	0,840	5,0	22,0	11,0	15,0

ПВ – пластическая вязкость, ДНС – динамическое напряжение сдвига, СНС – статическое напряжение сдвига.

Полученные результаты и их обсуждение. Все полученные результаты сведены в табл. 1. Концентрация биополимера была ограничена значением 5 кг/м³, так как при дальнейшем увеличении вязкости происходила заклинка шаров над задерживающим устройством, что приводило к остановке их циркуляции.

Как видно из табл. 1, с ростом условной вязкости промывочной жидкости сначала происходит значительное увеличение объема выбуренной за единицу времени породы, а при дальнейшем увеличении концентрации – плавное снижение. Наибольший объем разрушения наблюдается при достаточной низкой условной вязкости (30 с) и концентрации биополимера 1,5 кг/м³.

Рассмотрим формулу, характеризующую эффективность бурения скважины шароструйным способом [10]:

$$V_{\text{скв}} = V_{1\text{ш}} Q_{\text{кс}}^m t \gamma, \quad (1)$$

где $V_{\text{скв}}$ – объем скважины, пробуренной шароструйным способом; $V_{1\text{ш}}$ – объем воронки в горной породе, образующийся при единичном ударе шара, который зависит от горной породы, объема, массы, материала и скорости шара, м³; $Q_{\text{кс}}^m$ – число ударов шаров о забой в единицу времени, ш/с; t – время бурения, с; γ – коэффициент, который учитывает падение скорости бурения из-за соударения шаров между собой, 1/ш.

Можно предположить, что резкое повышение эффективности бурения с увеличением концентрации биополимера связано с тем, что шару сообщается

большая кинетическая энергия. При ударе шара о забой с большей кинетической энергией увеличивается объем воронки разрушения после единичного удара. Дальнейшее увеличение скорости шара может привести к тому, что дополнительная энергия будет расходоваться не на разрушение породы, а на отскок шара. С ростом вязкости раствора снижается коэффициент эжекции шароструйного снаряда, представляющий собой отношение эжектируемого потока к рабочему. Эжектируемым потоком является раствор, поступающий в камеру смешения из затрубного пространства через спускные окна вместе с шарами, а рабочим потоком – смешанный поток внутри камеры смешения. Из-за снижения расхода рабочего раствора снижается расход шаров в единицу времени, что приводит к падению эффективности бурения согласно формуле (1). Данное предположение подтверждается появлением заклинок шаров перед впускными окнами при увеличении вязкости раствора, что происходит из-за снижения коэффициента эжекции.

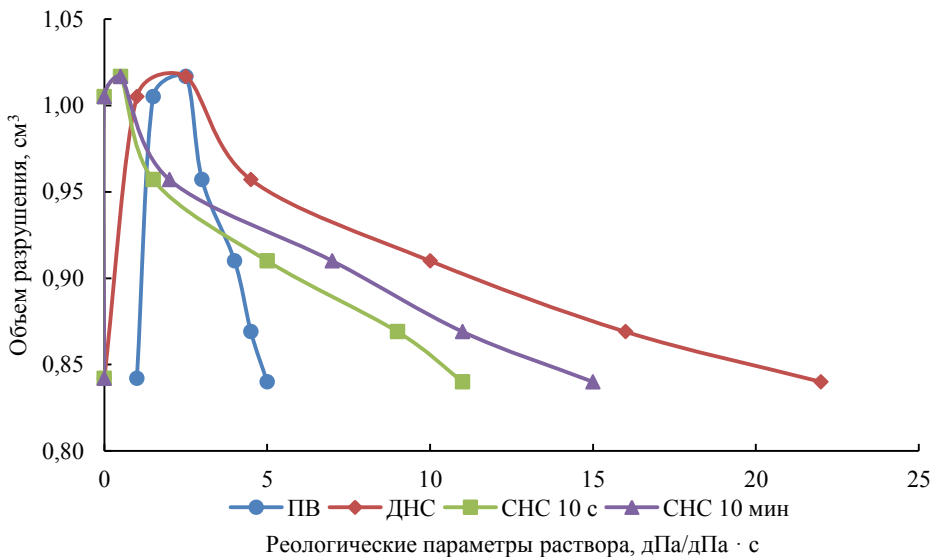


Рисунок 4. Зависимость объема разрушения от реологических свойств бурового раствора
Figure 4. Dependence of the volume of destruction on the rheological properties of the drilling fluid

Помимо условной вязкости замерялась динамическая вязкость раствора при различных скоростях вращения шпинделя ротационного вискозиметра. По полученным данным вычислялись ДНС – величина, которая характеризует выносящую способность раствора, пластическая вязкость (ПВ) и статическое напряжение сдвига (СНС) после истечения 10 с и 10 мин, определяющее удерживающую способность раствора в отсутствии циркуляции. Пластическая вязкость существенно не влияет на выносящую способность раствора и зависит от количества инертных частиц, находящихся в нем. Во всех опытах пластическая вязкость была минимальна, так как в растворе присутствовало минимальное число инертной твердой фазы. В полевых условиях рост данного параметра также будет приводить к росту условной вязкости [17, 18]. Полученные данные в графическом виде представлены на рис. 4.

Характер изменения объема разрушения от величины ДНС повторяет зависимость от условной вязкости, так как пластическая вязкость была минимальна. Пластическая вязкость имеет минимальные значения. В полевых условиях при наработке раствора пластическая вязкость будет увеличиваться. В этих случаях

рекомендуется руководствоваться значением ДНС. Наибольший объем разрушенного материала наблюдается при достаточно низком значении СНС, которого недостаточно для поддержания выбуренной породы во взвешенном состоянии при остановке циркуляции.

В производственных условиях, при использовании бурового раствора требования к его реологическим параметрам могут быть различны, но, как правило, значение ДНС рекомендуется поддерживать не ниже 38 дПа и СНС не ниже 14/24 (10 с/10 мин) дПа. Данному критерию соответствует концентрация биополимера 3 кг/м³. При данной концентрации биополимера объем разрушенного материала все равно остается на 12 % выше, чем при использовании воды, но на 6 % ниже, чем при концентрации биополимера 1,5 кг/м³.

На основании полученных результатов можно сформулировать рекомендации к подбору реологических параметров раствора.

Вариант 1. Если при бурении отсутствует возможность задействовать систему очистки (вибросита, песко- и илоотделители), при этом к раствору не предъявляется особых требований, то рекомендуется осуществлять бурение на технической воде. Для очистки промывочной жидкости может быть достаточно гравитационного осаждения шлама в отдельной емкости (отстойнике).

Вариант 2. Главным требованием является высокая механическая скорость бурения, при этом не предъявляется дополнительных требований к свойствам промывочной жидкости. В этом случае рекомендуется начать бурение с минимальной концентрацией биополимера, примерно 0,5 кг/м³, с постепенным увеличением концентрации. При снижении механической скорости остановить увеличение концентрации биополимера. При необходимости осуществить разбавление водой.

Вариант 3. Если не обеспечивается достаточно эффективный вынос шлама и существует вероятность осыпания стенок скважины, а также при других ситуациях, когда необходимо обеспечить особые требования к буровому раствору, необходимо произвести обработку раствора до достижения требуемых параметров. При этом снижением эффективности бурения следует пренебречь.

При высокой вязкости раствора или при увеличении расхода раствора может наблюдаться заклинка шаров перед впускными окнами. Возможным решением этой проблемы является увеличение коэффициента эжекции. Требуется установить к компоновке шароструйного снаряда проходное сопло меньшего диаметра. При этом возрастет устьевое давление.

Выводы. Впервые установлена зависимость между вязкостью бурового раствора и эффективностью разрушения горной породы при бурении шароструйным способом. Сформированы рекомендации по подбору оптимальных реологических параметров промывочной жидкости в зависимости от задач, ставящихся при бурении.

Полученные результаты расширяют область применения шароструйного бурения, а также улучшают качество прогнозирования эффективности бурения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ковалев А. В., Рябчиков С. Я., Алиев Ф. Р., Якушев Д. А., Горбенко В. М. Проблемы гидродинамических способов бурения скважин и основные направления их решения // Известия Томского политехнического университета. 2015. Т. 326. № 3. С. 6–12.
2. Ковалев А. В., Рябчиков С. Я., Горбенко М. В., Горбенко В. М., Саруев Л. А. Расчет технологических процессов шароструйного бурения в оптимальном режиме разрушения горных пород // Георесурсы. 2016. Т. 18. № 1. С. 102–106. DOI: 10.18599/grs.18.2.5
3. Kovalyov A. V., Ryabchikov S. Ya., Isaev Ye. D., Ulyanova O. S. Modeling pellet impact drilling process // IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci. 2016. Vol. 33. Art. 012030. DOI: 10.1088/1755-1315/33/1/012030
4. Урниш В. В., Ковалев А. В., Горбенко М. В., Саруев Л. А. Разработка конструкции задерживающего устройства для шароструйного бурения скважин с применением улавливаю-

подпитывающего устройства // Проблемы геологии и освоения недр: тр. XX Междунар. симп. студентов и молодых ученых им. акад. М. А. Усова, Томск, 4–8 апреля, 2016. Томск: ТПУ, 2016. Т. 2. С. 786–788.

5. Ваганов А. Р., Исаев Е. Д. Испытание шароструйно-эжекторного бурового снаряда на лабораторном стенде на базе станка СКБ-4 // Проблемы геологии и освоения недр: тр. XXI Междунар. симп. им. акад. М. А. Усова, Томск, 3–7 апреля, 2017. Томск: ТПУ, 2017. Т. 2. С. 460–461.

6. Горбенко М. В. Выявление эффективной области применения шароструйно-эжекторных буровых снарядов // Проблемы геологии и освоения недр: тр. XXI Междунар. симп. студентов и молодых ученых им. акад. М. А. Усова, Томск, 3–7 апреля, 2017. Томск: ТПУ, 2017. С. 568–569.

7. Урнш В. В., Саруев Л. А., Саруев А. Л. Оптимизация режимов шароструйного бурения регулированием расстояния от снаряда до забоя // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2018. Т. 329. № 4. С. 162–170.

8. Исаев Е. Д. К вопросу перспектив развития шароструйного бурения // Проблемы геологии и освоения недр: тр. XX Междунар. симп. им. акад. М. А. Усова, Томск, 6–10 апреля, 2020. Томск: ТПУ, 2020. Т. 2. С. 451–452.

9. Eckel I. E., Deily F. H., Ledgerwood L. W. Development and testing of jet pump pellet impact drill bits // Transaction AIME. 1956. Vol. 207. P. 15.

10. Уваков А. Б. Шароструйное бурение. М.: Недра, 1969. 207 с.

11. Заурбеков С. А. Повышение эффективности призабойных гидродинамических процессов при шароструйном бурении скважин: автореф. дис. ... канд. техн. наук. Алматы, 1995. 18 с.

12. Вяткин С. С. Современное состояние и проблемы развития физических способов бурения // Бурение: матер. докл. XI Всеукр. науч.-техн. конф. студентов, Донецк, 28–29 апреля, 2011. С. 20–22.

13. Давиденко А. Н., Игнатов А. А. Абразивно-механическое ударное бурение скважин. Днепропетровск: НГУ, 2013. 110 с.

14. Ярошенко А. В. Резерв повышения производительности физических способов бурения // Форум студентов-буровиков: сб. докл. Всеукр. студ. науч.-техн. конф. Днепропетровск, 2017. С. 7–9.

15. Штрассер В. В., Стаханов Д. В., Попов А. И. Водоструйный рециркулятор: вопросы теории и практики применения // Вестник Мичуринского государственного аграрного университета. 2016. № 4. С. 159–171.

16. Mi Swaco. Руководство по буровым растворам для инженеров-технологов. Ред. 2.1. США, 2009. 992 с.

17. Митчелл Дж. Безаварийное бурение: пер. с англ. М.; Ижевск: Институт компьютерных исследований, 2017. 344 с.

18. Евсеев В. Д. Физика разрушения горных пород при бурении нефтяных и газовых скважин. Томск: ТПУ, 2008. 151 с.

19. Бруй Л. К., Шемлей Н. В., Аткинская Т. В. Буровые и тампонажные растворы. Гомель: ГГТУ, 2019. 135 с.

Поступила в редакцию 4 августа 2021 года

Сведения об авторах:

Исаев Евгений Дмитриевич – аспирант отделения нефтегазового дела Томского политехнического университета. E-mail: pelletdrilling@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0002-3694-0307>

Кушнер Лев Евгеньевич – студент отделения нефтегазового дела Томского политехнического университета. E-mail: lek4@tpu.ru; <https://orcid.org/0000-0001-8202-0926>

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-25-34

The influence of flushing fluids rheological properties on rock breaking efficiency when drilling wells by pellet impact drilling method

Evgenii D. Isaev¹, Lev E. Kushner¹

¹ Tomsk Polytechnic University, Tomsk, Russia.

Abstract

Introduction. Pellet impact drilling method which is basically the destruction of rocks by blows of pellets, has been studied by many researchers. Despite this, the rheological properties of the drilling fluid used in pellet impact drilling have not been investigated yet. All bench and field tests were carried out using service water. The use of a drilling fluid with a higher viscosity than water has the potential to expand the field of application of pellet impact drilling. Therefore, it becomes urgent to study the effectiveness of destruction of rocks when using flushing fluids with different rheological parameters.

Objective of this research is to investigate the efficiency of rock destruction in the process of drilling wells using the pellet impact drilling method at various rheological parameters of the drilling fluid.

Methods of research. A scaled laboratory bench was used in the research. The bench was a closed system of circulation of the drilling fluid (drilling mud). The solution was prepared separately on a high-speed mixer. The main part of the bench was a scaled pellet drill bit located in a simulated well. After the experiment, the destructed rock volume and the rheological parameters of the flushing fluid were measured. A series of experiments was carried out with a gradual increase in the viscosity of the flushing fluid. A biopolymer (xanthan gum) in various concentrations was used to thicken the flushing fluid. Drilling fluid rheological parameters were measured using an eight-speed rotary viscometer and a Marsh funnel.

Results. For the first time, a relationship has been established between the efficiency of rock destruction during pellet impact drilling and the rheological parameters of the drilling fluid used. It was found that with an increase in the concentration of biopolymer and an increase in viscosity, at first, there was a significant increase in the volume of drilled rock per unit time, and with a further increase in concentration, a gradual decrease occurs.

Conclusions. The results obtained expand the field of application of pellet impact drilling. The reliability of predicting the drilling speed is improved depending on changes in the properties of the drilling fluid. Based on the results, recommendations were made for the selection of the optimal parameters of the drilling fluid, depending on the drilling conditions.

Keywords: rock destruction; pellet impact drilling; flushing fluid; drilling mud; conditional viscosity; plastic viscosity; solid rocks.

REFERENCES

1. Kovalev A. V., Riabchikov S. Ia., Aliev F. R., Iakushev D. A., Gorbenko V. M. Problems of hydrodynamic methods of wells drilling and the main directions in their solution. *Izvestiia Tomskogo politekhnicheskogo universiteta = Bulletin of the Tomsk Polytechnic University*. 2015; 326(3): 6–12. (In Russ.)
2. Kovalev A. V., Riabchikov S. Ia., Gorbenko M. V., Gorbenko V. M., Saruev L. A. Calculation of ball jet drilling processes in the optimal mode of rock destruction. *Georesursy = Georesources*. 2016; 18(1): 102–106 (In Russ.). Available from: doi: 10.18599/grs.18.2.5
3. Kovalyov A. V., Ryabchikov S. Ya., Isaev Ye. D., Ulyanova O. S. Modeling pellet impact drilling process. In: *IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci.* 2016. Vol. 33. Art. 012030. Available from: doi: 10.1088/1755-1315/33/1/012030
4. Urnish V. V., Kovalev A. V., Gorbenko M. V., Saruev L. A. Developing the design of a time-delay device for pellet impact drilling of well with a catching and backup device. In: *Problems of geology and subsurface development: Proceedings of the 20th Internat. Sci. Symp. for Students and Young Scientists in honor of Academician M. A. Usov, Tomsk, 4–8 April, 2016*. Vol. 2. Tomsk: TPU Publishing; 2016. 786–788. (In Russ.)
5. Vagapov A. R., Isaev E. D. Testing a pellet impact ejector drill stem using a test bench based on the SKB-4 bench. In: *Problems of geology and subsurface development: Proceedings of the 21st Internat. Sci. Symp. in honor of Academician M. A. Usov, Tomsk, 3–7 April, 2017*. Vol. 2. Tomsk: TPU Publishing; 2017. 460–461. (In Russ.)
6. Gorbenko M. V. Searching for an effective scope for pellet impact ejector drill stems. In: *Problems of geology and subsurface development: Proceedings of the 21st Internat. Sci. Symp. in honor of Academician M. A. Usov, Tomsk, 3–7 April, 2017*. Vol. 2. Tomsk: TPU Publishing; 2017. 568–569. (In Russ.)
7. Urnish V. V., Saruev L. A., Saruev A. L. Optimization of pellet impact drilling regimes by regulation of spacing between a drill bit and a hole bottom. *Izvestiia Tomskogo politekhnicheskogo universiteta. Inzhiniring georesurov = Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2018; 329(4): 162–170. (In Russ.)
8. Isaev E. D. Regarding the prospects of pellet impact drilling development. In: *Problems of geology and subsurface development: Proceedings of the 20th Internat. Sci. Symp. in honor of Academician M. A. Usov, Tomsk, 6–10 April, 2020*. Vol. 2. Tomsk: TPU; 2020. p. 451–452. (In Russ.)
9. Eckel I. E., Deily F. H., Ledgerwood L. W. Development and testing of jet pump pellet impact drill bits. *Transaction AIME*. 1956. Vol. 207, p. 15.
10. Uvakov A. B. *Pellet impact drilling*. Moscow: Nedra Publishing; 1969. (In Russ.)
11. Zaurbekov S. A. *Improving the efficiency of hydrodynamic processes near a face in the course of pellet impact drilling: PhD in Eng. abstract of diss.* Almaty; 1995. (In Russ.)
12. Viatkin S. S. Current state and problems of physical drilling methods. In: *Drilling: Proceedings of the 11th All-Ukrainian Sci.-to-Pract. Conf for Students, Donetsk, 28–29 April, 2011*. p. 20–22. (In Russ.)
13. Davidenko A. N., Ignatov A. A. *Abrasive-mechanical impact drilling of wells*. Dnipropetrovsk: NSU Publishing; 2013. (In Russ.)
14. Iaroshenko A. V. Room for physical drilling methods efficiency improvement. In: *Forum for drilling students: Proceedings of the All-Ukrainian Sci. and Tech. Conf.* Dnipropetrovsk; 2017. p. 7–9. (In Russ.)
15. Shtrasser V. V., Stakhanov D. V., Popov A. I. Water-jet recirculator: theory and practice of application. *Vestnik Michurinskogo gosudarstvennogo agrarnogo universiteta = The Bulletin of Michurinsk State Agrarian University*. 2016; 4: 159–171. (In Russ.)
16. *M-I SWACO. Engineering drilling fluid manual*. Ed. 2.1. USA; 2009.
17. Mitchel J. *Trouble-free drilling: translation from English*. Moscow; Izhevsk: Institute of Computer Sciences; 2017. (In Russ.)

18. Evseev V. D. *Physics of rock breaking when drilling oil and gas wells*. Tomsk: TPU Publishing; 2008. (In Russ.)

19. Brui L. K., Shemlei N. V., Atvinovskaia T. V. *Grout and drilling fluid*. Gomel: GSTU Publishing; 2019.

Received 4 August 2021

Information about authors:

Evgenii D. Isaev – PhD student, Oil and Gas Engineering Department, Tomsk Polytechnic University. E-mail: pelletdrilling@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0002-3694-0307>

Lev E. Kushner – student, Oil and Gas Engineering Department, Tomsk Polytechnic University. E-mail: lek4@tpu.ru; <https://orcid.org/0000-0001-8202-0926>

Для цитирования: Исаев Е. Д., Кушнер Л. Е. Исследование влияния реологических свойств промывочных жидкостей на эффективность разрушения горных пород при бурении скважин шароструйным способом // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 7. С. 25–34. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-25-34

For citation: Isaev E. D., Kushner L. E. The influence of flushing fluids rheological properties on rock breaking efficiency when drilling wells by pellet impact drilling method. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 7: 25–34 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-25-34

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-35-44

Developing the technology of associated gold recovery when concentrating copper-pyrite ore

Sergei I. Evdokimov¹, Tatiana E. Gerasimenko^{1*}¹ North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University), Vladikavkaz, Russia**e-mail: gerasimenko_74@mail.ru*

Abstract

Research objective is to address an up to date task of developing the technology of associated gold recovery from complex ore.

Object of research is the gold-bearing copper-pyrite ore. Gold was recovered in laboratory conditions with the use of gravity methods of mineral separation.

Research tools. Rational modes of machinery operation have been determined through mathematical planning of experiments including the obtained results processing by mathematical and statistical methods.

Methods of research. Gold was recovered in the grinding-classification circuit based on a series-installed short-cone hydrocyclone, a jigging machine and a shaking table.

Research results. The developed jig mode differs from the existing ones by the closed-circuit of jig machine chambers: from the feed of the second (in the direction of the light fraction travel) jig chamber, the light fraction (tailings) and undersize product – fraction with the increased content of accessory minerals (rough concentrate) are separated. The rough concentrate in the second chamber is directed to the first chamber of the machine, where the finished jig concentrate is obtained in the form of an undersize product. The light fraction moves from the first chamber to the second and is removed from the machine through the tail board. When fine-tuning the heavy fraction of jigging on a shaking table, it is recommended to mix 1/2 part of the initial feed of the tables with the rough concentrate isolated from the other 1/2 of the original feed. The new jigging mode and the scheme of concentration on the tables provide an increase in the gold content in the initial feed of the apparatus, which is the reason for a decrease in gold losses with the tails of the gravity circuit.

Research relevance. Gold recovery increment by 4.77% was obtained due to the use of all three recommended scientific and technical measures, namely sands concentration in a short head cone crusher on a jig, switching the jig chambers to a closed circuit, and jet motion of concentrates on shaking tables.

Scope of the results. The results should be applied when concentrating ore containing free (amalgamable) gold, as well as gold-bearing pyrite.

Keywords: copper-pyrite ore; gold; associated extraction; gravity.

Introduction. This research addresses the task of developing the technology of associated gold recovery. The issue is highly relevant for mining enterprises processing complex copper ore [1]. Return on equity for associated valuable noble metals production turns out to be rather high since 80–90% of all costs are connected with core products manufacture and are outweighed by its gross value [2–4].

Gold recovery into copper concentrates in the course of copper-zinc gold-bearing ore processing in the Urals doesn't exceed 10–20% under the weight content of noble metal varying from 0.2 to 10 g/t [5]. Only for ores in particular fields, for instance Gaysky and Oktyabrsky, gold recovery makes up 15–45%. Noble metals loss is

basically (40–90 %) connected with the pyritic concentrate, since in the course of pyritic Uralian ore processing with the pyritic concentrate, from 10 to 11 t of gold are lost annually [4, 5]. Gold grain surface passivation in the processes of *grinding–classification* and high content of free CaO are other reasons for the loss of gold with tailings [6–10].

The object of this research are typical refractory copper-pyrite ores of the Urupsky field (Karachay-Cherkess Republic). In the course of these ores flotation, gold is extracted as an associated component by gravitational methods of concentration. Gold in ores is mainly accompanied by pyrite [2, 3, 5]. Therefore, with an increase in the copper concentrates quality, gold loss with flotation tailings inevitably increases [5, 11, 12]. In some instances, to increase profit by paying for gold in copper concentrate, its quality during flotation is reduced (for example, down to 15% at JSC Svyatogor). However, the costs of bare concentrate processing at a copper plant are increased significantly [5, 13, 14].

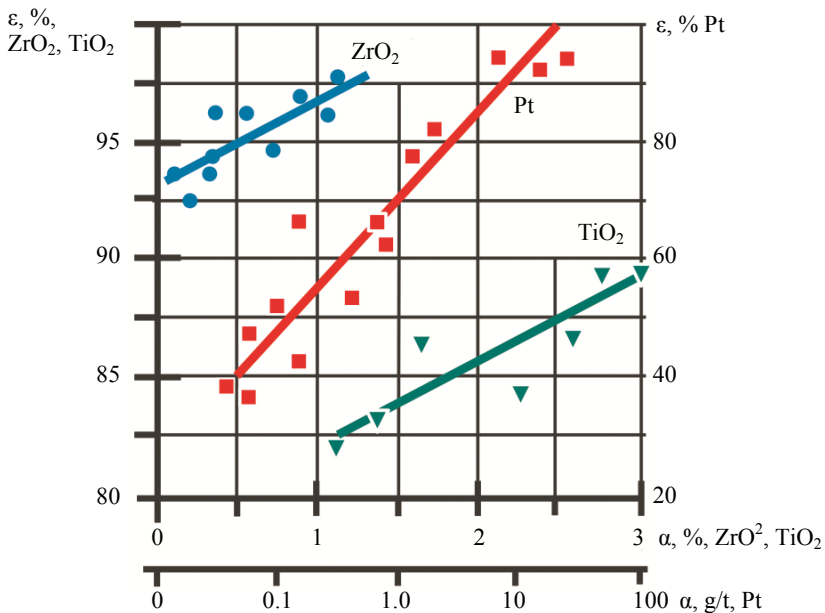


Figure 1. Extracting zirconium dioxide, native platinum, and titanium dioxide depending of their content in placer sand

Рисунок 1. Извлечение диоксида циркония, самородной платины и диоксида титана в зависимости от их содержания в песках россыпи

The technological solutions under discussion. As a database for the development of new modes for mineral separation by density, the dependences between valuable components extraction and their content in the feedstock have been used. They had previously been obtained by a number of researchers [15–24] in the course of concentration by gravity methods (Figure 1) among other things.

High concentration of the valuable component in the feedstock required for its complete extraction can be achieved through the use of rough concentrate dressed from a part of the feedstock in circulation [25–27].

In this research, gold from the mill discharge was recovered on a duplex diaphragm jig machine with jiggling concentrate cleaning on a shaking table.

To increase gold recovery, the material was jigged when jig machine chambers were operated in a closed circuit. In this mode, the light fraction of the material transfers from the first chamber to the second and exits the machine through the tail board.

The undersize product of the second (in the direction of the light fraction travel) jig chamber is directed into the first chamber combining it with the original feedstock. A jig concentrate is obtained from the resulting mixture in the form of an undersize product of the first chamber.

When cleaning the jig concentrate, a heavy fraction is separated from its half (1st concentration jet) on shaking tables and combined with another half of the jig concentrate. A commercial gold-bearing gravity concentrate is separated from the resulting blend (2nd concentration jet).

Results and discussion. In the first series of experiments, in the *grinding–classification* circuit, gold was recovered according to the factory scheme, i.e. using a short head cone crusher, the sands of which were cleaned up on a shaking table.

Table 1. Mode and technological indicators of concentration on tables

Таблица 1. Режим и технологические показатели процесса концентрации на столах

Indicator	Process scheme	
	jigging with concentration on the table	jigging (chambers are operated in a closed circuit) with concentration on tables (jet scheme)
Deck table operation mode:		
stroke frequency n , min^{-1}	324	339
stroke length l , mm	6	6
water consumption for flushing q , m^3/t	2.5	2.5
Concntrate of the table:		
yield, %	0.22	0.37
Au content, g/t	35.93	37.26
Au recovery, %	5.27	9.19
response function	5.15	9.00
concentration grade	3.47	3.58

In the experiment, a short head cone crusher designed by the Central Research Institute of Geological Prospecting for Base and Precious Metals (TsNIGRI) was used with a diameter of 35 mm and a 90° tapering angle of the conical part. Power was supplied by a sand centrifugal pump with a pulp pressure at the inlet of 0.051 MPa through a branch pipe with a 6 mm feed diameter. To separate the sands, a sand nozzle with a 2 mm diameter and an 8 mm diameter of underflow were installed. The specific load on the sand hole was maintained at $1.43 \text{ t} / (\text{cm}^2 \cdot \text{h})$, the size of the nominal grain in the underflow was $40 \mu\text{m}$.

As a result, a heavy fraction containing 34.77 g/t Au was separated on the table, the recovery of which was 5.12%.

Low productivity of shaking tables allows only part of the sands of short head cone crushers to be involved in processing, which reduces the commercial yield. To reduce the amount of sands of short head cone crushers directed for concentration on the tables, a jig machine was used.

Under laboratory conditions, the sands of a short head cone crusher were concentrated on the MOD-0.2 jig machine. The rational mode of jigging was determined by the experiment planning method with four factors variation at two levels. The cones stroke of X_1 ranged within $l = 3\text{--}7 \text{ mm}$, the vibration frequency of the X_2 cones ranged within $n = 200\text{--}240 \text{ min}^{-1}$, the flow rate of X_3 undersize water ranged within $q = 4\text{--}6 \text{ m}^3/\text{t}$,

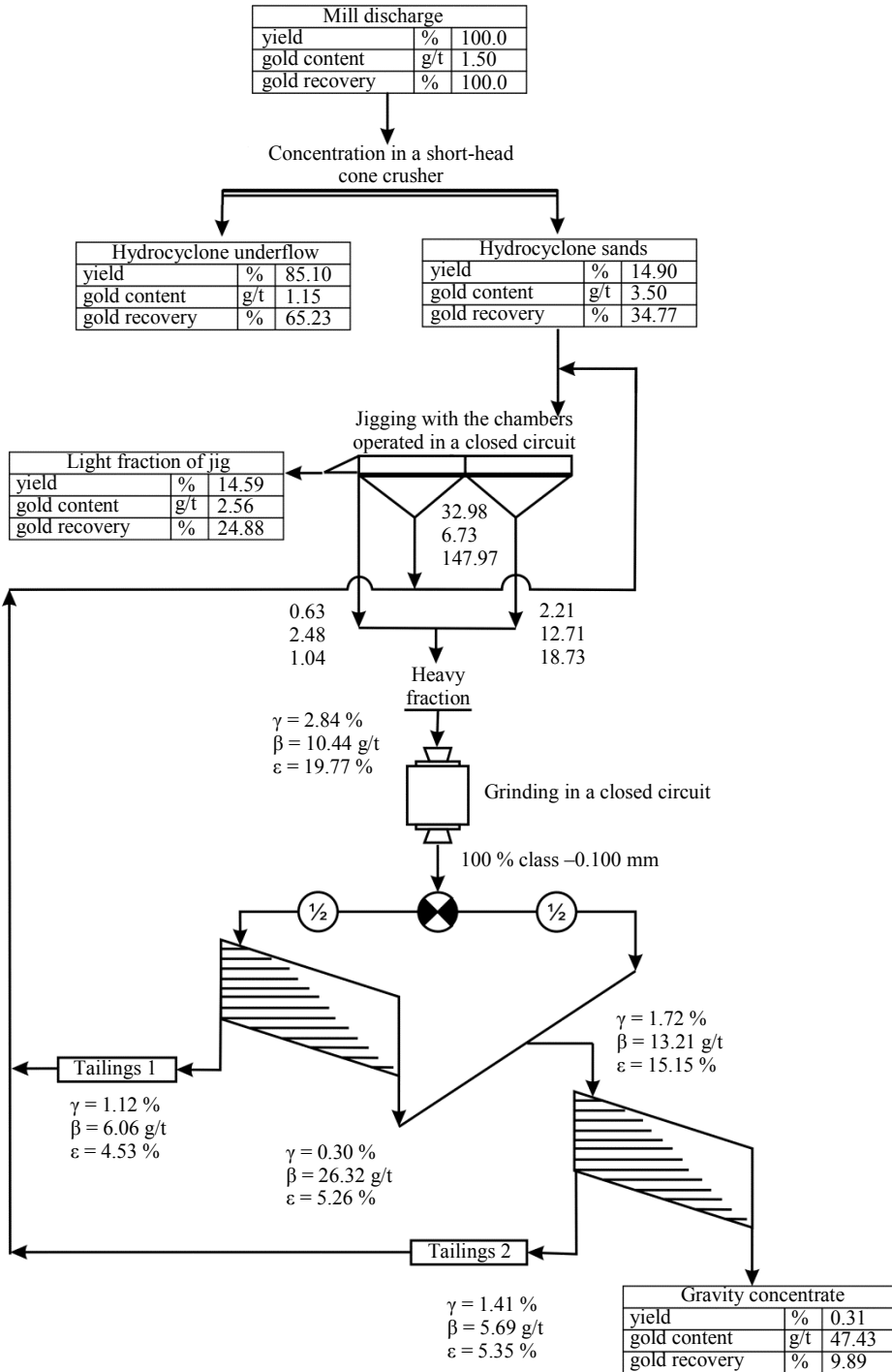


Figure 2. The recommended quality-quantity scheme of associated gold recovery in the grinding-classification circuit when concentrating copper-pyrite ore; built based on the experimental results according to the continuous process principle

Рисунок 2. Рекомендуемая качественно-количественная схема попутного извлечения золота в цикле измельчение-классификация при обогащении медно-колчеданных руд, составленная по результатам опыта, проведенного по принципу непрерывного процесса

the height of the artificial bed in the second chamber of the X_4 machine ranged within $h = 23\text{--}37$ mm under a constant height of the artificial bed in the first chamber of the machine of 74 mm. To create an artificial bed, 5–7 mm steel shot was poured into the removable stencil cells and the stencils were installed in the jig chambers on a screen with 3×3 mm cells.

The specific productivity of the jig machine for the feedstock was $14.7 \text{ t} / (\text{h} \cdot \text{m}^2)$ in the experiments.

The Hancock criterion was used as a response function, %,

$$Y = \frac{\varepsilon_{\text{Au}} - \gamma_c}{100 - \alpha_{\text{Au}}} \cdot 100,$$

where ε_{Au} is the gold recovery into concentrate, %, under the concentrate yield γ_c , %, and the gold content in the base ore α_{Au} , %.

Experiments were duplicated and randomized by arbitrary choice of the experimentation order. Gold content in the concentrates was determined by the assay test. The equality of empirical variances was determined by the Cochran's Q-test. The experimental results were approximated by a linear regression equation:

$$Y = 9.416 + 1.162X_1 + 1.223X_2 + 1.031X_3 + 1.101X_4. \quad (1)$$

The Fisher's criterion test has shown that regression equation (1) adequately describes the experimental data with 95% reliability. The best result of short head cone crusher sand jigging was obtained under cones stroke of 8 mm and their vibration frequency of 250 min^{-1} , the undersize water flow rate of $6.2 \text{ m}^3/\text{t}$, and the artificial bed height of 39 mm.

After determining the rational mode of jigging, jig heavy fraction grinding and cleaning on the shaking table were added into the gold recovery scheme. It follows from the results of the experiment carried out under conditions simulating a closed circuit, that with the jig machine, metal recovery grows from 5.12 to 5.97% under the gravity concentrate yield of 0.237% and Au content of 37.77 g/t.

When switching to jigging with closed-circuit chambers, the experimental results were approximated by a linear regression equation, adequate to the experimental data with the 95% reliability of the estimate:

$$Y = 10.291 + 2.032X_1 + 1.586X_2 - 1.367X_3 + 0.737X_4. \quad (2)$$

The adequacy of the plane approximation and the application of the first-order regression equation (2) was confirmed by checking the deviations from the arithmetic-mean of the experiments of the response function values at the central point. By the steepest ascent method, a rational mode of jigging with closed-circuit chambers was found. The selected response function takes on a maximum value under the jig cones stroke of 8 mm and their oscillation frequency of 244 min^{-1} , and $3.95 \text{ m}^3/\text{t}$ of water application under the jig machine gratings under the artificial bed height of 36 mm. When jig chambers were operated in a closed circuit and rational mode, an experiment was carried out according to the principle of a continuous process.

It was found that when switching to the closed circuit mode, the optimization parameter value grows from 14.45 to 15.98, which corresponds to an increment of gold extraction into the jig concentrate by 1.77% without sacrificing its quality.

Further improvement of gold extraction by the gravity method was associated with shaking tables efficiency growth.

Work optimization of the SKO-0.5 shaking table at the first stage of the research consisted in determining the rational operation mode by the method of mathematical planning of experiments. When cleaning the jig concentrate on the table, the frequency ($X_1 = 260\text{--}340 \text{ min}^{-1}$) and length ($X_2 = 8\text{--}16 \text{ mm}$) of the table deck stroke, and water consumption for material flushing ($X_3 = 1.1\text{--}2.7 \text{ m}^3/\text{t}$) were selected as independent variables.

The experimental results were evaluated according to the Hancock criterion. As a result of mathematical processing of the experimental data array, a regression equation has been obtained that connects the selected response function and the parameters of the shaking table operating mode:

$$Y = 2.585 + 0.296X_1 - 0.667X_2 + 0.399X_3. \quad (3)$$

The significance of the coefficients in regression equation (3) was estimated by the Student's criterion. The Fisher's criterion test showed that regression equation (3) adequately describes the experimental data with a statistical reliability of 95%.

When switching the tables' operation to the jet scheme, the experimental data were approximated by a regression equation that is adequate to the experimental data with a significance level of 0.05:

$$Y = 5.837 + 1.059X_1 - 1.610X_2 + 0.712X_3. \quad (4)$$

A comparison of regression equations (3) and (4) revealed that regardless of the concentration scheme on the tables, a high frequency and a short stroke length of the deck helps to achieve the maximum value of the response function; flush water consumption in both instances should be high.

The rational modes of jig concentrate cleaning on shaking tables operating according to competing patterns of concentrates motion are determined by the steepest ascent method (Table 1).

It follows from Table 1 that the use of the developed technology of associated gold extraction in the *grinding-classification* circuit is 3.92% higher than with the existing technology; gold content in commercial gravity concentrate is 7.26 g/t higher than at the existing production. When the tables work according to the jet scheme, the frequency of their deck stroke should be 5% higher.

Experiments have been carried out according to a scheme that simulates a closed circuit of associated gold extraction in a *grinding-classification* circuit by gravity concentration methods (Figure 2). In accordance with the diagram in Figure 2, sands of a short head cone crusher are subjected to jiggling on a jig machine with chambers operated in a closed circuit; oversize concentrate and heavy fraction of the first chamber are cleaned on shaking tables after grinding. The shaking tables are operated in a mode with feedstock jet motion and rough concentrate.

It follows from the research results that the recommended technology of associated gold recovery in the *grinding-classification* circuit in the course of copper-pyrite ores concentration allows increasing gold recovery by 4.77%, and from 5.12 to 9.89%, namely by 0.85% by concentrating sands in a short head cone crusher on a jig machine; by 1.77% by switching the chambers to a closed circuit; by 2.15% by jet motion of concentrates on the shaking tables.

Conclusion. A technology has been developed for the associated gold extraction in the *grinding-classification* circuit in the course of copper-pyrite ore concentration at the Urupsky field. The developed technology differs from the existing ones (and the ones adopted at the operating concentration plant) by the mode of sand jiggling in

a short head cone crusher and the scheme of treating heavy jig fraction on shaking tables. The novelty of the jig mode consists in the jig chambers operation in a closed circuit. The novelty of heavy fraction treatment scheme consists in mixing a half of the tables feedstock with rough concentrate separated from the other half of the feedstock. The new jig mode and the scheme with the shaking tables increase gold content in the feedstock, which is the reason for reduced gold loss with the gravity circuit tailings.

In the laboratory conditions, the new jig mode and scheme with the shaking tables have been tested on a sample of ore from the Urupsky field. The research was carried out using the methods of mathematical planning of experiments. The effectiveness of the developed technology has been proven by experiment. Moreover, gold recovery increment by 4.77% was obtained due to the use of all three recommended scientific and technical measures, namely sands concentration in a short head cone crusher on a jig, switching the jig chambers to a closed circuit, and jet motion of concentrates on shaking tables.

REFERENCES

1. Chanturiia V. A., Bocharov V. A. Current state and main directions of non-ferrous metals comprehensive processing. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals*. 2016; 11: 11–18. (In Russ.)
2. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Kaiumov A. A. Methods of gold recovery during the concentration of refractory gold-bearing pyritic copper-zinc ores. Part 1. Analysis of practice and choice of ways of selective recovery of mineral phases of gold from pyritic copper-zinc ores. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals*. 2017; 4: 5–7. (In Russ.)
3. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Kaiumov A. A. Methods of gold recovery during the concentration of refractory gold-bearing pyritic copper-zinc ores. Part 2. Technological peculiarities of gold associations release from pyritic copper-zinc ores. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals*. 2017; 5: 4–7. (In Russ.)
4. Tarasova I. G. Analyzing mineral raw materials and processing products of non-ferrous metallurgy. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals*. 2021; 3: 61–65. (In Russ.)
5. Chanturiia V. A., Shadrinova I. V. *The technology of copper and copper-zinc ore concentration*. Moscow: Nauka Publishing; 2016. (In Russ.)
6. Zia Y., Mohammadnejad S., Abdollahy M. Gold passivation by sulfur species: a molecular picture. *Minerals Engineering*. 2019; 134: 215–221.
7. Santiago R. C. C., Ladeira A. C. Q. Reduction of preg-robbing activity of carbonaceous gold ores with the utilization of surface blinding additives. *Minerals Engineering*. 2019; 131: 313–320.
8. Abelhaffez G. S. Metallurgical amenability testing of Bir-Tawilah gold field in Central Arabian Gold Region, Saudi Arabia. *International Journal of Mining Science*. 2016; 2(2): 1–7.
9. Gul A., Kangal O., Sirkeci A. A., Onal G. Beneficiation of the gold bearing ore by gravity and flotation. *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*. 2012; 19(2): 106–110.
10. Tegin I., Ziyadanogullari R. The effect of sulfurization process on flotation of copper ore containing gold and silver. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*. 2008; 7(3): 193–202.
11. Lazica P., Niksica D., Tomaneca R., Vucinica D., Cveticanin L. Chalcopyrite floatability in flotation plant of the Rudnik mine. *Journal of Mining Science*. 2020; 56(1): 119–126.
12. Yalcin E., Kelebek S. Flotation kinetics of a pyritic gold ore. *International Journal of Mineral Processing*. 2011; 98(1-2): 48–54.
13. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Chanturiia E. L., Iushina T. I. Technologies of complex processing of refractory pyritic ores and pyrite technogenic products with extraction of non-ferrous and rare metals. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals*. 2016; 9: 16–21. (In Russ.)
14. Bocharov V. A., Ignatkina V. A. The analysis of modern directions for all-round utilization of base metals refractory ores. *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2015; 5: 46–53. (In Russ.)
15. Shangin S. S. *Substantiating design solutions when mining goldfields by the underground method using small-sized self-propelled equipment: PhD in Engineering abstract of diss.* Moscow; 2013. (In Russ.)
16. Levchenko E. N. *Scientific and methodological rationale for the mineralogical and technological estimate of rare-metal-titanium placers: DSc in Engineering diss.* Moscow; 2011. (In Russ.)
17. Kozlov A. P. *Scientific rationale and development of a technology for platinum metal ore of zonal basite-ultrabasite complexes concentration in special environmental conditions of Kamchatka: DSc in Engineering diss.* Moscow; 2010. (In Russ.)
18. Glotov V. V. *Rationale for the strategy and parameters of rational development of small-scale fields: DSc in Engineering abstract of diss.* Moscow; 2007. (In Russ.)
19. Epelman M. L., Ruchkin I. I., Briukhov V. V., Purgina O. K. Regarding the feasibility of copper-zinc ore blending. *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 1976; 4: 18–20. (In Russ.)
20. Zhaksybaev N. K., Kuliashev Iu. G., Pustovalov A. I., Reutskii Iu. V., Rybert V. F., Statsura P. F., Filshin Iu. I., Shtoi G. G. On the effect the metal content in ore has on the indicators of flotation. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals*. 1969; 8: 14–16. (In Russ.)

21. Petrov S. V. Upon dependence of platinum-group metals flotation recovery on metals grade in ore. *Oboogashchenie rud = Mineral Processing*. 2015; 5: 7–9. (In Russ.)
22. Marion C., Grammatikopoulos T., Rudinsky S., Langlois R., Williams H., Chu P., Awais M., Gauvin R., Rowson N. A., Waters K. E. A mineralogical investigation into the pre-concentration of the Nechalacho field by gravity separation. *Minerals Engineering*. 2018; 121: 1–13.
23. Yan B., Wang D., Wu L., Dong Y. A novel approach for pre-concentrating vanadium from stone coal ore. *Minerals Engineering*. 2019; 125: 231–238.
24. Burdakova E. A., Bragin V. I., Usmanova N. F., Vashlaev A. O., Lesnikova L. S., Dyachenko L. E., Fertikov A. I. Radiometric separation in grinding circuit of copper-nickel ore processing. *Journal of Mining Science*. 2019; 55(5): 141–150.
25. Evdokimov S. I., Gerasimenko T. E. Regime design for gold ore flotation by air and steam mixture. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2021; 2: 162–178. (In Russ.)
26. Evdokimov S. I., Gerasimenko T. E., Marzoev A. T. Applying the jet scheme and the mode of flotation by the air and stream mixture when at gold-bearing ore concentration. *Ustoichivoe razvitiye gornyykh territorii = Sustainable Development of Mountain Territories*. 2021; 13(1(47)): 84–93. (In Russ.)
27. Evdokimov S. I., Evdokimov V. S. Processing ores and anthropogenic CU-NI feedstock with the application of technology of jet air-steam flotation. *Non-Ferrous Metals*. 2015; 56(3): 229–232. (In Russ.)
28. Kantemirov V. D., Titov R. S., Iakovlev A. M. Substantiating the technologies of copper sulphide ore deposits exploitation in the Arctic zone of the Urals. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 3: 6–14 (In Russ.). Available from: DOI: 10.21440/0536-1028-2019-3-6-14

Received 21 June 2021

Information about authors:

Sergei I. Evdokimov – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mineral Processing, North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University). E-mail: eva-ser@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-2960-4786>

Tatiana E. Gerasimenko – PhD (Engineering), Head of Intellectual Property Department, North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University). E-mail: gerasimenko_74@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-7048-4379>

УДК 622.7:622.342

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-35-44

Разработка технологии попутного извлечения золота при обогащении медно-колчеданных руд

Евдокимов С. И.¹, Герасименко Т. Е.¹

¹ Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), Владикавказ, Россия.

Реферат

Цель работы – решение актуальной задачи: разработка технологии попутного извлечения золота из комплексных руд.

Объектом исследования являлись золотосодержащие медно-колчеданные руды. Извлечение золота из них осуществляли в лабораторных условиях с использованием гравитационных методов разделения минералов.

Инструменты исследования. Рациональные режимы работы аппаратов определены с применением математического планирования экспериментов с обработкой полученных результатов математико-статистическими методами.

Методика проведения исследований. Извлечение золота осуществляли в цикле измельчение–классификация с использованием последовательно установленных короткоконусного гидроциклона, отсадочной машины и концентрационного стола.

Результаты. Разработанный режим отсадки отличается от известных тем, что камеры отсадочной машины работают в замкнутом цикле: из исходного продукта во второй (по ходу движения легкой фракции) камере машины выделяют легкую фракцию (хвосты) и подрешетный продукт – фракцию с повышенным содержанием тяжелых минералов (черновой концентрат). Черновой концентрат, выделенный во второй камере, направляют в первую камеру машины, где получают готовый концентрат отсадки в виде подрешетного продукта. Легкая фракция перемещается из первой камеры во вторую и выводится из машины через сливной порог. При доводке тяжелой фракции отсадки на концентрационном столе рекомендуется смешение 1/2 части исходного питания столов с черновым концентратом, выделенным из другой 1/2 части исходного питания. Новые режим отсадки и схема концентрации на столах обеспечивают увеличение содержания золота в исходном питании аппаратов, что является причиной снижения потерь золота с хвостами цикла гравитации.

Актуальность. За счет применения разработанных научно-технических мероприятий: обогащения песков короткоконусного гидроциклона на отсадочной машине, перевода камер отсадочной машины на работу в замкнутом цикле и струйного движения продуктов обогащения при концентрации на столах, получен прирост извлечения золота на 4,77 %.

Область применения результатов. Результаты работы рекомендуется использовать при обогащении руд, содержащих свободное (амальгамируемое) золото, а также золотосодержащего пирита.

Ключевые слова: медно-колчеданная руда; золото; попутное извлечение; гравитация.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Чантурия В. А., Бочаров В. А. Современное состояние и основные направления развития комплексной переработки руд цветных металлов // Цветные металлы. 2016. № 11. С. 11–18.
2. Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Каюмов А. А. Методы извлечения золота при обогащении упорных золотосодержащих колчеданных медно-цинковых руд. Ч. 1. Анализ практики и выбор направлений селективного выделения минеральных фаз золота из колчеданных медно-цинковых руд // Цветные металлы. 2017. № 4. С. 5–7.
3. Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Каюмов А. А. Методы извлечения золота при обогащении упорных золотосодержащих колчеданных медно-цинковых руд. Ч. 2. Технологические особенности выделения ассоциаций золота из колчеданных медно-цинковых руд // Цветные металлы. 2017. № 5. С. 4–7.
4. Тарасова И. Г. Анализ минерального сырья и продуктов переработки в цветной металлургии // Цветные металлы. 2021. № 3. С. 61–65.
5. Чантурия В. А., Шадрунова И. В. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала. М.: Наука, 2016. 386 с.
6. Zia Y., Mohammadnejad S., Abdollahy M. Gold passivation by sulfur species: a molecular picture // Minerals Engineering. 2019. Vol. 134. P. 215–221.
7. Santiago R. C. C., Ladeira A. C. Q. Reduction of preg-robbing activity of carbonaceous gold ores with the utilization of surface blinding additives // Minerals Engineering. 2019. Vol. 131. P. 313–320.
8. Abelhaffez G. S. Metallurgical amenability testing of Bir-Tawilah gold deposit in Central Arabian Gold Region, Saudi Arabia // International Journal of Mining Science. 2016. Vol. 2. Issue 2. P. 1–7.
9. Gul A., Kungal O., Sirkeci A. A., Onal G. Beneficiation of the gold bearing ore by gravity and flotation // International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials. 2012. Vol. 19. No. 2. P. 106–110.
10. Tegin I., Ziyadanogullari R. The effect of sulfurization process on flotation of copper ore containing gold and silver // Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering. 2008. Vol. 7. No. 3. P. 193–202.
11. Lazica P., Niksica D., Tomaneca R., Vucinica D., Cveticanin L. Chalcopyrite floatability in flotation plant of the Rudnik mine // Journal of Mining Science. 2020. Vol. 56. No. 1. P. 119–126.
12. Yalcin E., Kelebek S. Flotation kinetics of a pyritic gold ore // International Journal of Mineral Processing. 2011. Vol. 98. Issues 1-2. P. 48–54.
13. Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Чантурия Е. Л., Юшина Т. И. Технологии комплексной переработки упорных колчеданных руд и пиритных техногенных продуктов с извлечением цветных и редких металлов // Цветные металлы. 2016. № 9. С. 16–21.
14. Бочаров В. А., Игнаткина В. А. Анализ современных направлений комплексного использования упорных руд цветных металлов // Обогащение руд. 2015. № 5. С. 46–53.
15. Шангин С. С. Обоснование проектных решений при подземной разработке золоторудных месторождений комплексами малогабаритного самоходного оборудования: автореф. дис. ... канд. техн. наук. Москва, 2013. 23 с.
16. Левченко Е. Н. Научно-методическое обоснование минералого-технологической оценки редкометалльно-титановых россыпей: дис. ... д-ра техн. наук. Москва, 2011. 272 с.
17. Козлов А. П. Научное обоснование и разработка технологии обогащения платинометаллических руд зональных базит-ультрабазитовых комплексов в особых экологических условиях Камчатки: дис. ... д-ра техн. наук. Москва, 2010. 261 с.
18. Глотов В. В. Обоснование стратегии и параметров рациональной разработки маломасштабных месторождений: автореф. дис. ... д-ра техн. наук. Москва, 2007. 39 с.
19. Эпельман М. Л., Ручкин И. И., Брюхов В. В., Пургина О. К. О целесообразности усреднения медно-цинковых руд // Обогащение руд. 1976. № 4. С. 18–20.
20. Жаксыбаев Н. К., Куляшев Ю. Г., Пустовалов А. И., Реуцкий Ю. В., Рыберг В. Ф., Стацуря П. Ф., Фильшин Ю. И., Штойк Г. Г. О влиянии содержания металла в руде на показатели флотационного обогащения // Цветные металлы. 1969. № 8. С. 14–16.
21. Петров С. В. О зависимости флотационного извлечения платиноидов от содержания металлов в руде // Обогащение руд. 2015. № 5. С. 7–9.
22. Marion C., Grammatikopoulos T., Rudinsky S., Langlois R., Williams H., Chu P., Awais M., Gauvin R., Rowson N. A., Waters K. E. A mineralogical investigation into the pre-concentration of the Nechalacho deposit by gravity separation // Minerals Engineering. 2018. Vol. 121. P. 1–13.

23. Yan B., Wang D., Wu L., Dong Y. A novel approach for pre-concentrating vanadium from stone coal ore // *Minerals Engineering*. 2019. Vol. 125. P. 231–238.

24. Burdakova E. A., Bragin V. I., Usmanova N. F., Vashlaev A. O., Lesnikova L. S., Dyachenko L. E., Fertikov A. I. Radiometric separation in grinding circuit of copper-nickel ore processing // *Journal of Mining Science*. 2019. Vol. 55. No. 5. P. 141–150.

25. Евдокимов С. И., Герасименко Т. Е. Разработка режима флотации золотосодержащих руд смесью воздуха с водяным паром // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2021. № 2. С. 162–178.

26. Евдокимов С. И., Герасименко Т. Е., Марзоев А. Т. Применение струйной схемы и режима флотации паровоздушной смесью при обогащении золотосодержащих руд // *Устойчивое развитие горных территорий*. 2021. Т. 13. № 1(47). С. 84–93.

27. Evdokimov S. I., Evdokimov V. S. Processing ores and anthropogenic CU-NI feedstock with the application of technology of jet air-steam flotation // *Non-Ferrous Metals*. 2015. Vol. 56. No. 3. P. 229–232.

28. Кантемиров В. Д., Титов Р. С., Яковлев А. М. Обоснование технологий освоения месторождений медно-колчеданных руд в арктической зоне Урала // *Известия вузов. Горный журнал*. 2019. № 3. С. 6–14. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-3-6-14

Поступила в редакцию 21 июня 2021 года

Сведения об авторах:

Евдокимов Сергей Иванович – кандидат технических наук, доцент кафедры обогащения полезных ископаемых Северо-Кавказского горно-металлургического института (государственного технологического университета). E-mail: eva-ser@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-2960-4786>

Герасименко Татьяна Евгеньевна – кандидат технических наук, начальник отдела интеллектуальной собственности Северо-Кавказского горно-металлургического института (государственного технологического университета). E-mail: gerasimenko_74@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-7048-4379>

Для цитирования: Евдокимов С. И., Герасименко Т. Е. Разработка технологии попутного извлечения золота при обогащении медно-колчеданных руд // *Известия вузов. Горный журнал*. 2021. № 7. С. 35–44 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-35-44

For citation: Evdokimov S. I., Gerasimenko T. E. Developing the technology of associated gold recovery when concentrating copper-pyrite ore. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 7: 35–44. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-35-44

Оценка возможности применения сухой технологии обогащения для окисленных пегматитов и гранитов полевошпатового месторождения Кедровое

Бузунова Т. А.^{1*}, Шигаева В. Н.¹

¹ Научно-исследовательский и проектный институт «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: buzunova_ta@umbr.ru

Реферат

Введение. Полевошпатовое сырье – природный источник кремнезема, глинозема и окислов щелочных металлов. Каждая разновидность полевых шпатов отличается особым кругом применения и методами, используемыми при обогащении. Основным, достаточно эффективным методом обогащения полевошпатового сырья, является флотация, при помощи которой происходит отделение основной массы вредных примесей. Однако данный метод характеризуется значительными затратами, связанными с приобретением флотационных реагентов, организацией и обслуживанием хвостохранилищ и пр.

Актуальность. В связи с этим сухие технологии переработки полевого шпата с точки зрения ресурсосбережения являются перспективными, но в настоящее время мало где применяются. Таким образом, разработка сухой технологии обогащения полевошпатового сырья весьма актуальна.

Цель работы. Изучение возможности использования сухой технологии обогащения для переработки полевошпатового сырья нового месторождения Кедровое.

Методология. В процессе исследований использовано лабораторное оборудование АО «Уралмеханобр»: центробежная дробилка ДЦ-0,5; центробежно-отражательная мельница; лабораторный каскадный классификатор; сухой электромагнитный сепаратор СМС-20М «ИТОМАК» и трибоэлектростатический сепаратор.

Результаты. По результатам испытаний подтверждены возможность обогащения полевошпатового сырья месторождения Кедровое сухими методами, а также эффективное использование центробежного дробления и измельчения в качестве подготовки сырья к обогащению. Получен полевошпатовый концентрат с массовой долей $Fe_2O_3 - 0,30\%$; $SiO_2 - 69,42\%$; $Al_2O_3 - 17,36\%$; $K_2O + Na_2O - 11,84\%$, что характеризует его как соответствующий ТУ.

Выводы. В результате проведенных технологических исследований подтверждена принципиальная возможность сухого обогащения полевошпатового сырья для окисленных пегматитов и гранитов месторождения Кедровое на обогатительной фабрике АО «Малышевское рудоуправление». Получен кондиционный полевошпатовый концентрат.

Ключевые слова: полевошпатовое сырье; сухие методы обогащения; магнитная сепарация; воздушная классификация; кондиционный полевошпатовый концентрат.

Введение. В марте 2018 г. в цех обогащения АО «Малышевское рудоуправление» (МРУ) впервые организована экспериментальная подача полевошпатового сырья из опытного карьера нового месторождения Кедровое. До этого времени в цехе обогащения перерабатывалось полевошпатовое сырье техногенного месторождения Квартальное. По результатам изучения вещественного состава полевошпатовое сырье месторождения Кедровое во многом схоже с сырьем месторождения Квартальное. Тем не менее различия в содержании отдельных компонентов, а также факт подачи в цех обогащения на начальном этапе разработки месторождения Кедровое сырья с верхних горизонтов, подвергшихся выветриванию, оказывают существенное влияние на технологию обогащения и качество полевошпатового и слюдяного концентратов.

Данные факты обуславливают необходимость корректировки существующей технологической схемы обогащения полевошпатового сырья для нового месторождения, а также возможность переработки данного вида сырья новыми методами обогащения.

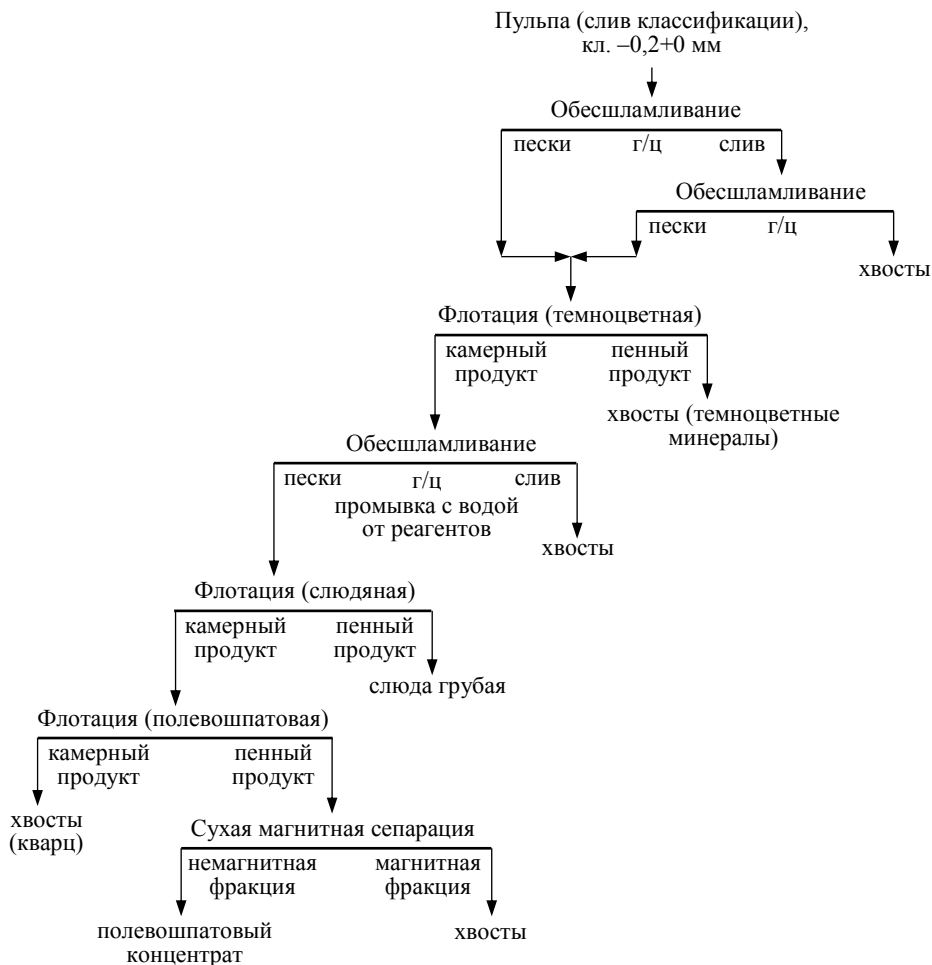


Рисунок 1. Принципиальная схема обогащения полевошпатовой руды АО «МРУ»

Figure 1. Circuit diagram of feldspar ore concentration at JSC MRU

Требования, предъявляемые промышленностью к качеству полевошпатового и кварцевого сырья, определяют специфический характер его обогащения по сравнению с рудами цветных, черных и редких металлов [1, 2]. Общее направление процесса прямо противоположно традиционному для руд цветных и других металлов, так как основные породообразующие минералы (полевошпат и кварц) выделяются в концентрат, в то время как при обогащении руд других металлов они направляются в хвосты. В этом случае под обогащением понимается совокупность операций механической обработки твердого полезного ископаемого с целью получения из него одного или нескольких продуктов с увеличенным содержанием полезных компонентов или с уменьшенным содержанием вредных примесей.

В общем случае в процессе обогащения кварц-полевошпатового сырья следует решать такие основные задачи:

– дробление и измельчение породы с целью раскрытия сростков минералов, а также доведения исходного материала до верхнего оптимально нормированного предела крупности;

– классификация по крупности для получения заданного гранулометрического состава материала;

– удаление вредных минеральных примесей.

Основными вредными примесями для полевошпатового концентрата являются оксид железа – Fe_2O_3 , а также слюда и кварц. Повсеместно отработана технология снижения данных примесей мокрыми методами обогащения, в основном флотацией. Сухие технологии переработки полевого шпата очень актуальны с точки зрения ресурсосбережения, но мало где используются.

Таким образом, разработка сухой технологии обогащения полевошпатового сырья является весьма актуальной.

Таблица 1. Результаты испытаний кварц-полевошпатового сырья месторождения Адуйского по сухой технологии

Table 1. Test results for quartz-feldspar raw material from the Aduyskoe deposit according to the dry technology

Продукт	Выход от исходного, %	Массовая доля Fe_2O_3 , %	Распределение Fe_2O_3 от исходного продукта, %
Кварц-полевошпатовый концентрат	42,24	0,14	6,61
Промпродукт железистый 1 (в хвосты)	18,32	1,62	34,18
Слюдяной концентрат (мусковитовый и флогопитовый)	0,78	5,17	4,64
Промпродукт железистый 2 (в хвосты)	3,72	0,82	3,53
Каолиновый продукт (шламы)	34,94	1,26	51,04
<i>Итого</i>	100,00	0,87	100,00

Материалы и методы. Исследования проводились на полевошпатовой руде верхних горизонтов месторождения Кедровое, состоящих из окисленных пегматитов и гранитов. Проба для исследований отобрана после второй стадии дробления на обогатительной фабрике, крупность кусков – менее 70 мм. Масса пробы – 500 кг.

Исследования проводились с использованием лабораторного оборудования АО «Уралмеханобр»: центробежной дробилки ДЦ-0,5; центробежно-отражательной мельницы (ЦОМ); лабораторного каскадного классификатора, сухого электромагнитного сепаратора СМС-20М «ИТОМАК» и трибоэлектростатического сепаратора. Изучение продуктов обогащения выполнялось в аналитической лаборатории АО «Уралмеханобр» методами химического и минералогического анализа.

Результаты и их обсуждение. Технология обогащения полевошпатовой руды на обогатительной фабрике АО «МРУ» адаптирована к переработке рядовой руды с содержанием Fe_2O_3 не выше 1,0 % и содержанием полевого шпата не ниже 57 %. Схема включает в себя подготовку материала к обогащению в операции шарового измельчения до крупности раскрытия минералов и три операции флотации – темноцветную с выделением железосодержащих минералов, слюдяную и полевошпатовую. Процесс обесшламливания в гидроциклонах (г/ц) перед темноцветной и слюдяной флотацией производится по классу 0,042 мм. Доводка полевошпатового концентрата и кварцевого песка осуществляется методами сухой магнитной сепарации.

Для выделения темноцветных минералов используется талловое масло при pH среды 8–9. Слюдяная флотация осуществляется в кислой среде при pH 2,4–2,7 с добавлением серной кислоты и катионного собирателя «Флон-2». Полевошпатовая флотация ведется в кислой среде при pH 2,4–2,5 с катионным собирателем «Флон-2» и добавлением плавиковой кислоты. Пенный продукт полевошпатовой флотации является готовым полевошпатовым концентратом, камерный продукт – кварцевым концентратом. В качестве вспенивателя добавляется дизельное топливо.

В результате реализации мокрой флотационной схемы обогащения (рис. 1) предприятие получает высококачественный слюдяной концентрат, полевошпатовый концентрат для стекольной промышленности с содержанием Fe_2O_3 0,1–0,3 % и для керамической промышленности – с содержанием Fe_2O_3 0,2–0,5 %, а также кварцевый концентрат.



Рисунок 2. Схема испытаний полевого шпата по сухой технологии
Figure 2. Dry technology tests circuit for feldspar

Затраты на технологию обогащения полевошпатового сырья методом флотации значительные. Основные из них связаны с высокой стоимостью флотационных реагентов, организацией и обслуживанием хвостохранилища, подогревом воды перед флотацией и др. В связи с этим на обогатительной фабрике (ОФ) АО «Малышевское рудоуправление» постоянно ведутся работы по разработке и опробованию различных технологических схем, а также реагентных режимов флотации, исследуется возможность использования высокоградиентной магнитной сепарации взамен флотации, рассматриваются сухие методы обогащения [3–5].

В работах [6, 7] при изучении кварц-полевошпатового месторождения, участок 5 Адуйского гранитного массива, установлена возможность получения кварц-полевошпатовых и слюдяных концентратов при обогащении сухим способом.

Особенностью технологии является:

– предварительная подготовка сырья к обогащению с помощью сушки;

- дробление (дезинтеграция) материала в комбинации центробежно-ударной дробилки и высокочастотного грохота «Kroosh»;
- обогащение методом воздушной классификации по узким фракциям с последующей магнитной сепарацией.

Результаты испытаний приведены в табл. 1.

В результате сухого обогащения кварц-полевошпатового сырья [6, 7] получен кондиционный полевошпатовый концентрат с выходом от исходной руды 42,24 %, массовой долей Fe_2O_3 – 0,14 %.

Изучение вещественного состава и обогатимости окисленного полевошпатового сырья месторождения Кедровое показало [3–5], что существующая технология обогатительной фабрики АО «МРУ» не позволяет получить заданные технологические показатели. В процессе проведенных испытаний по существующей флотационной схеме кондиционных полевошпатовых и кварцевых концентратов, соответствующих ГОСТ и ТУ, не получено.

В 2020 г. в АО «Уралмеханобр» проведены испытания сухих методов обогащения для полевошпатового сырья верхних горизонтов месторождения Кедровое [3–5]. В результате исследований определена принципиальная возможность обогащения данного вида сырья сухими методами. Для разработки полной технологической схемы необходимы полномасштабные испытания предложенных методов обогащения с отработкой режимов работы аппаратов, проверкой операций обогащения и схемы с использованием замкнутых циклов, перечистных и контрольных операций [8–17].

Схема испытаний приведена на рис. 2. Схема включает операцию классификации на сите с целью отделения крупной слюды от кварц-полевошпатового продукта; операцию воздушной сепарации для получения мусковитового концентрата; сухую магнитную сепарацию для снижения содержания железосодержащих минералов в кварц-полевошпатовом продукте и трибоэлектростатическую сепарацию для получения обогащенных полевошпатового и кварцевого концентратов.

Исходный продукт в схему обогащения поступал после измельчения в ЦОМ при скорости вращения ротора 10 000 об/мин, выбранной как наиболее эффективной для полного раскрытия минералов. Массовая доля Fe_2O_3 составляла 0,87 %.

В процессе проведения испытаний на ЦОМ определено, что измельченный продукт неоднороден по своему составу: в крупной части материала преобладают частички слюды, а в мелкой части – частички полевого шпата, кварца, гранатов и прочих минералов. В связи с чем принято решение измельченный продукт не доводить до более тонкого, а выделить слюду на сите 0,2 мм в надрешетный продукт с последующим обогащением методом воздушной сепарации и классификации на сите 0,4 мм. В результате этого получен крупный мусковитовый продукт и кварц-полевошпатовый продукт крупностью $-0,4+0,2$ мм. Кварц-полевошпатовый продукт направлен в оборот в качестве циркуляционной нагрузки ЦОМ.

Продукт крупностью менее 0,2 мм прошел испытания методами сухой электромагнитной сепарации в лабораторном сепараторе СМС-20М «ИТОМАК» с напряженностью магнитного поля 960 000 А/м и трибоэлектростатическом сепараторе камерного типа ПЭС-1.

Трибоэлектростатическая сепарация (ТЭС) проведена с целью доводки обогащенного кварц-полевошпатового продукта после магнитной сепарации. Цель сепарации – разделить минералы кварца и полевого шпата, получить обогащенный полевошпатовый и кварцевый концентраты. Подача исходного материала осуществлялась при разных расположениях питателя. Трибоэлектрический заряд частицам придавался в вибробункере питателя в стесненных условиях за счет кипящего слоя материала. В результате сепарации получено три продукта:

Таблица 2. Пооперационный качественно-количественный расчет схемы обогащения
Table 2. Operational qualitative and quantitative calculation of the concentration flow sheet

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %					Извлечение, %					
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	Fe ₂ O ₃	
Поступает:												
измельченный ЦОМ	100,00	74,27	15,80	4,29	3,89	0,87	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Выходит:												
полевошпатовый концентрат ТЭС	12,40	69,42	17,36	6,08	5,76	0,30	11,50	13,60	17,60	18,40	4,30	
промпродукт ТЭС	11,54	72,59	15,73	3,55	5,37	0,56	11,30	11,50	9,60	15,90	7,40	
хвосты ТЭС	18,81	82,02	10,43	2,13	3,93	0,46	20,80	12,40	9,30	19,00	9,90	
магнитная фракция (хвосты)	19,03	66,29	23,39	5,48	4,63	0,77	17,00	28,20	24,30	22,60	16,90	
слюдяной продукт	10,68	60,44	25,97	7,79	1,53	3,09	8,70	17,60	19,40	4,20	37,90	

Таблица 3. Результаты минералогического исследования продуктов по схеме
Table 3. Results of mineralogical study of products according to the flow sheet

Наименование продукта	Массовая доля, %					Извлечение, %						
	кварц	полевоый шпат	мусковит	биотит	окислы железа	прочие	кварц	полевоый шпат	мусковит	биотит	окислы железа	прочие
Кварц-полевошпатовый продукт (исходный в ТЭС)	24	71	2	1	1	1	31	56	12	21	24	23
Слюдяной продукт	21	28	45	4	1	1	7	6	66	20	6	6
Магнитная фракция (хвосты)	33	53	6	2	5	1	19	19	15	46	54	10
Циркуляционный продукт *	54	38	2	1	1	4	43	19	7	13	16	61
Итого	33	54	7	2	2	2	100	100	100	100	100	100

* Циркуляционный продукт по схеме рис. 2.

полевошпатовый концентрат, промежуточный продукт и хвосты (кварц). В процессе сепарации частицы кварца в электростатическом поле отклоняются к положительному электроду, частицы полевого шпата – к отрицательному.

Результаты химических анализов продуктов обогащения по схеме представлены в табл. 2.

В процессе обогащения полевошпатового сырья месторождения Кедровое сухими методами получен полевошпатовый концентрат (табл. 2), массовая доля Fe_2O_3 – 0,30 %; SiO_2 – до 70 %; Al_2O_3 – не менее 17 %; $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ – не менее 11 %, что характеризует его как соответствующий ТУ. С целью повышения извлечения полевошпатового концентрата потребуются перемывка хвостов ТЭС и промежуточного продукта ТЭС в операции трибоэлектростатической сепарации. Также по схеме получен практически чистый слюдяной продукт с выходом 10,68 %.

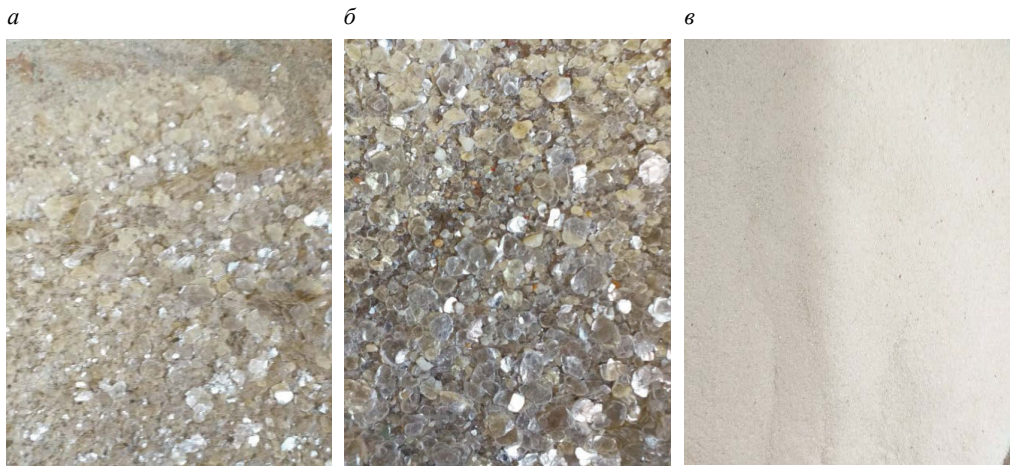


Рисунок 3. Внешний вид конечных продуктов по схеме:
a – мелкий слюдяной продукт; *б* – крупный слюдяной продукт; *в* – полевошпатовый концентрат
 Figure 3. The exterior view of final products according to the flow sheet:
a – small mica product; *б* – large mica product; *в* – feldspar concentrate

Результатами минералогических исследований (табл. 3) подтверждается возможность получения кондиционного полевошпатового концентрата сухими методами обогащения. Для получения кондиционных кварцевого и мусковитового концентратов необходимы дополнительные операции.

На рис. 3 представлен внешний вид конечных продуктов по схеме. Закономерное распределение минералов в продуктах обогащения, как и во флотационной схеме ОФ АО «МРУ», указывает на эффективность процесса центробежного дробления и измельчения в центробежных аппаратах.

Выводы. В результате проведенных исследований подтверждена принципиальная возможность сухого обогащения полевошпатового сырья верхних горизонтов месторождения Кедровое АО «МРУ» и эффективное использование центробежного дробления и измельчения в качестве подготовки сырья к обогащению.

Подтверждена эффективность измельчения материала крупностью –3 мм в ЦОМ при окружной скорости вращения ротора 10 000 об/мин. За один проход через мельницу получен измельченный материал с содержанием частиц крупностью менее 0,16 мм – 54,74 %. Средний диаметр частиц исходного продукта составил 0,57 мм, измельченного – 0,24 мм.

Получен полевошпатовый концентрат с массовой долей Fe_2O_3 0,30 %; SiO_2 – 69,42 %; Al_2O_3 – 17,36 %; $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ – 11,84 %, соответствующий ТУ.

Установлены особенности сухой технологии обогащения:

– измельчение материала в центробежной мельнице до крупности $-0,2$ мм не более 60 %;

– использование операции классификации для выделения крупной фракции слюды; операций электромагнитной и трибоэлектростатической сепарации для получения полевошпатового концентрата и кварц-полевошпатового продукта.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Эйгельс М. А. Обогащение неметаллических полезных ископаемых. М: Промстройиздат, 1952. 563 с.
2. Ревнивцев В. И. Обогащение полевых шпатов и кварца. М: Недра, 1970. 128 с.
3. Газалеева Г. И., Бузунова Т. А., Шигаева В. Н. Разработка технологии подготовки полевошпатового сырья месторождения Кедровое к флотации // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 8. С. 52–61.
4. Газалеева Г. И., Бузунова Т. А., Шигаева В. Н. Особенности обогащения полевошпатового сырья сухими методами // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: сб. матер. XXVI Нац. науч.-техн. конф. (26–27 мая 2021 г.). Екатеринбург: УГГУ, 2021. С. 25–28.
5. Газалеева Г. И., Бузунова Т. А., Шигаева В. Н., Назаренко Л. Н. Современные тенденции в обогащении полевошпатового сырья // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: сб. матер. XXV Междунар. науч.-техн. конф. в рамках XVIII Уральской горнопромышленной декады (2–11 апреля 2020 г.). Екатеринбург: ОАО «Уралмеханобр», 2020. С. 15–20.
6. Валиев Н. Г., Кутенев А. А. Технология сухого обогащения кварц-полевошпатовой руды // Известия вузов. Горный журнал. 2011. № 2. С. 103–105.
7. Кутенев А. А., Валиев Н. Г. Технология сухого обогащения пегматитовых руд для получения кварц-полевошпатовой смеси // Уральская горнопромышленная декада: матер. Междунар. конф. (4–13 апреля 2011 г.). Екатеринбург: УГГУ, 2011. С. 244–245.
8. Газалеева Г. И. Теория, технология и техника измельчения минерального сырья. Екатеринбург: АМБ, 2017. 351 с.
9. Шемякин В. С., Скопов С. В., Маньковский Р. В., Красильников П. А., Мамонов Р. С. Предварительное обогащение кварцевого сырья // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 8. С. 74–79.
10. Курков А. В., Егоров А. М., Пастухова И. В. Создание комплекса эффективных процессов получения полевошпатовых концентратов // ГИАБ. 2003. № 5. С. 147–150.
11. Наумов М. Е., Щербакова С. Н., Егоров А. М. Пути повышения комплексности использования пегматитовых руд // Специальные вопросы атомной науки и техники. Сер. «Химические проблемы ядерной энергетики». 1991. № 5. С. 7–9.
12. Авдохин В. М., Ле Ван Тхань. Перспективы обогащения полевошпатового сырья Вьетнама // Неделя горняка–2002. 2002. Семинар № 21. С. 175–179.
13. Carrasco C., Keeney L., Napier-Munn T. J., Bode P. Unlocking additional value by optimizing comminution strategies to process Grade Engineering® streams // Minerals Engineering. 2017. No. 103–104. P. 2–10.
14. Hitch M., Geo P., Dunbar W. S. Paths of innovation in the mining industry. Norman B Keevil School of Mining Engineering, 2015. 61 p.
15. King D., Adair B. Innovation in action. A step change in the energy, production and water signatures at the MSC site in Bolivia // IMARC 2017, International Mining and Resources Conference. 2017.
16. Jung L. High purity natural quartz. New Jersey, Liberty Corner: Quartz Technology, Inc. 1992. 550 p.
17. Dobbins M., Heam S. Slon magnetic separator. A new approach for recovering and concentrating iron ore fines // Metallurgy and Petroleum Conference and Exhibition (April 29–May 2). Montreal: Canadian Institute of Mining, 2007.

Поступила в редакцию 31 августа 2021 года

Сведения об авторах:

Бузунова Татьяна Александровна – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории обогащения руд редких металлов и неметаллического сырья Научно-исследовательского и проектного института «Уралмеханобр». E-mail: buzunova_ta@umbr.ru; <https://orcid.org/0000-0001-8222-9404>

Шигаева Варвара Николаевна – научный сотрудник лаборатории обогащения руд редких металлов и неметаллического сырья Научно-исследовательского и проектного института «Уралмеханобр». E-mail: shigaeva_vn@umbr.ru; <https://orcid.org/0000-0002-2662-2030>

Assessing the possibility of using dry concentration for oxidized pegmatite and granites at the Kedrovoye feldspar deposit

Tatiana A. Buzunova¹, Varvara N. Shigaeva¹

¹ JSC Uralmekhanobr (scientific-research and design institute), Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. Feldspar raw material is a natural source of silica, alumina, and alkali metal oxides. Each type of feldspar is distinguished by its applications and concentration methods. The main effective method of feldspar raw material concentration is flotation in the course of which the majority of harmful impurities are separated. However, this method is rather costly due to flotation reagents purchase, tailings ponds organization and maintenance, etc.

Research relevance. Feldspar dry concentration technologies are promising in terms of resource-saving but uncommon. So, the development of a dry concentration technology for feldspar raw materials seems highly relevant.

Research objective is to study the possibility of employing dry concentration technology to process feldspar raw materials at the new Kedrovoye deposit

Methods of research. Laboratory equipment of JSC Uralmekhanobr was used for the research, namely centrifugal crusher DC-0.5; centrifugal deflection mill; laboratory-scale cascade classifier; dry electromagnetic separator SMS-20M ITOMAK, and tribo electrostatic separator.

Results. The trials confirmed that it is possible to process Kedrovoye feldspar raw materials by dry methods and effectively use centrifugal crushing and grinding as preparation of raw materials for concentration. Feldspar concentrate with a mass fraction of Fe_2O_3 – 0.30%; SiO_2 – 69.42%; Al_2O_3 – 17.36%; $K_2O + Na_2O$ – 11.84% has been obtained, which meets the specifications.

Conclusions. The technological studies confirmed the possibility in principle of using feldspar raw material dry concentration for oxidized pegmatite and granites of the Kedrovoye deposit at the processing plant of Malyshevskoye Ore Management JSC. Saleable feldspar concentrate has been obtained.

Keywords: feldspar raw material; dry concentration methods; magnetic separation; air classification; saleable feldspar concentrate.

REFERENCES

1. Eigels M. A. *Processing nonmetallic minerals*. Moscow: Promstroizdat Publishing; 1952. (In Russ.)
2. Revnitshev V. I. *Beneficiation of feldspars and quartz*. Moscow: Nedra Publishing; 1970. (In Russ.)
3. Gazaleeva G. I., Buzunova T. A., Shigaeva V. N. Developing the technology of feldspar raw materials pre-flotation conditioning at the Kedrovoye deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 8: 52–61. (In Russ.)
4. Gazaleeva G. I., Buzunova T. A., Shigaeva V. N. The features of feldspar raw materials dry beneficiation. In: *Scientific fundamentals and practice of ore and technogenic raw materials processing: Proceedings of XXVI National Science and Technology Conference (26–27 May 2021)*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2021. (In Russ.)
5. Gazaleeva G. I., Buzunova T. A., Shigaeva V. N., Nazarenko L. N. Recent trends in feldspar raw material beneficiation. In: *Scientific fundamentals and practice of ore and technogenic raw materials processing: Proceedings of XXVI National Science and Technology Conference within the framework of the XVIII Ural Metallurgical Decade (02–11 April 2020)*. Ekaterinburg: JSC Uralmekhanobr; 2020. (In Russ.)
6. Valiev N. G., Kutenev A. A. Technology of dry dressing of quartz-feldspar ore. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2011; 2: 103–105. (In Russ.)
7. Kutenev A. A., Valiev N. G. The technology of dry beneficiation of pegmatite ore to obtain the quartz-feldspar mixture. In: *Ural Metallurgical Decade: Proceedings of International Conference (4–13 April 2011)*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2011. (In Russ.)
8. Gazaleeva G. I. *Theory, technology, and technique of mineral raw material grinding*. Ekaterinburg: AMB Publishing; 2017. (In Russ.)
9. Shemiakin V. S., Skopov S. V., Mankovskii R. V., Krasilnikov P. A., Mamonov R. S. Preliminary beneficiation of quartz raw materials. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2016; 8: 74–79. (In Russ.)
10. Kurkov A. B., Egorov A. M., Pastukhova I. V. Creating the complex of effective feldspar concentrates extraction. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2003; 5: 147–150. (In Russ.)
11. Naumov M. E., Shcherbakova S. N., Egorov A. M. Ways of reaching a more integrates use of pegmatite ore. In: *Special points of nuclear science and technology. Series. "Chemical Problems of Nuclear Power Engineering"*. 1991; 5: 7–9. (In Russ.)
12. Avdokhin V. M., Le Van Tkhan. The prospects of feldspar raw material processing. *Nedelia gorniaka–2002 = Miner's Week–2002*. 2002; Seminar 21: 175–179. (In Russ.)

13. Carrasco C., Keeney L., Napier-Munn T. J., Bode P. Unlocking additional value by optimizing comminution strategies to process Grade Engineering® streams. *Minerals Engineering*. 2017; 103–104: 2–10.
14. Hitch M., Geo P., Dunbar W. S. *Paths of innovation in the mining industry*. Norman B Keevil School of Mining Engineering, 2015. 61 p.
15. King D., Adair B. Innovation in action. A step change in the energy, production and water signatures at the MSC site in Bolivia. In: *IMARC 2017, International Mining and Resources Conference*. 2017.
16. Jung L. *High purity natural quartz*. New Jersey, Liberty Corner: Quartz Technology, Inc. 1992. 550 p.
17. Dobbins M., Heam S. Slon magnetic separator. A new approach for recovering and concentrating iron ore fins. *Metallurgy and Petroleum Conference and Exhibition (April 29–May 2)*. Montreal: Canadian institute of Mining, 2007.

Received 31 August 2021

Information about authors:

Tatiana A. Buzunova – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Ore Processing for Rare Metals and Non-Metallic Raw Materials, JSC Uralmekhanobr (scientific-research and design institute). E-mail: buzunova_ta@umbr.ru; <https://orcid.org/0000-0001-8222-9404>

Varvara N. Shigaeva – researcher, Laboratory of Ore Processing for Rare Metals and Non-Metallic Raw Materials, JSC Uralmekhanobr (scientific-research and design institute). E-mail: shigaeva_vn@umbr.ru; <https://orcid.org/0000-0002-2662-2030>

Для цитирования: Бузунова Т. А., Шигаева В. Н. Оценка возможности применения сухой технологии обогащения для окисленных пегматитов и гранитов полевошпатового месторождения Кедровое // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 7. С. 45–54. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-45-54

For citation: Buzunova T. A., Shigaeva V. N. Assessing the possibility of using dry concentration for oxidized pegmatite and granites at the Kedrovoe feldspar deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 7: 45–54 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-45-54

Комплексные исследования по получению окисленных окатышей из бурожелезняковой руды

Лопатин Ю. Н.¹, Мушкетов А. А.^{1,2*}, Дмитриева Е. Г.¹

¹ Научно-исследовательский и проектный институт «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

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

*e-mail: maas@yandex.ru

Реферат

Введение. В настоящее время основным сырьем для производства чугуна и стали на металлургических комбинатах являются железные концентраты, получаемые из магнетитовых или железистых кварцитов, титаномагнетитовых и скарновых руд. Существующие технологии переработки этих типов руд, включающие в основном процессы разделения по магнитным свойствам, крупности, равнопадаемости и смачиваемости, позволяют получать как рядовые железные концентраты, так и высококачественные. Использование таких схем при переработке бурых железняков не обеспечивает высокие показатели обогащения. Одним из способов переработки подобного типа руд является обжиг-магнитная схема обогащения, которая позволяет перевести слабомагнитные (немагнитные) формы железа в сильномагнитные.

Цель. Разработка режима магнетизирующего обжига бурожелезняковой руды, технологии обогащения обожженного продукта для получения железного концентрата и окисленных окатышей.

Методика. Определены продолжительность термообработки шихты, состоящей из железной руды месторождения Абаил и угля Экибастузского месторождения, и необходимая массовая доля углерода твердого, находящегося в составе угля. Проведены технологические исследования обожженного продукта с целью получения концентрата с массовой долей железа не менее 67 %. По разработанной технологии наработана партия железного концентрата с целью получения и исследования сырых и окисленных окатышей.

Результаты. Разработаны режимы магнетизирующего обжига окисленной железной руды месторождения Абаил и охлаждения обожженного материала. Разработана схема обогащения обожженного материала с целью получения концентрата с массовой долей железа не менее 67 %. Изучен процесс получения прочных сырых и обожженных окатышей из железного концентрата.

Выводы. Разработанный режим термообработки шихты, состоящей из угля и руды месторождения Абаил, позволяет получить обожженный продукт со степенью магнетизации 93 %. Использование предварительной дешламации обожженного продукта позволяет удалить из переработки магнитные флоккулы, снижающие качество концентрата, и получить в последней стадии магнитного обогащения концентрат с массовой долей железа не менее 67 %. Из полученного железного концентрата возможно получение окисленных окатышей с прочностью не менее 200 кг/ок. при температуре обжига 1325 °С.

Ключевые слова: магнетизирующий обжиг; железный концентрат; окисленная железная руда; гетит и гидрогетит; окатыши; степень магнетизации; мокрая магнитная сепарация; дешламация.

Введение. Основным сырьем для получения железных концентратов являются три промышленных типа железных руд: железистые кварциты, скарновые и титаномагнетитовые руды. Существующие технологии переработки этих типов руд включают процессы разделения не только по магнитным свойствам, но и по крупности, равнопадаемости, смачиваемости. Они позволяют получать как рядовые железные концентраты, так и высококачественные [1–14]. Окускованные ря-

довые железные концентраты используются при переработке в доменном процессе с последующим конвертированием чугуна для получения рядовой стали. Высококачественные концентраты в виде окатышей направляются на металлургическую в шахтные печи для получения губчатого железа и последующей электроплавки [15].

Единственный промышленный тип железной руды, из которого достаточно сложно получать железные концентраты с кондиционными содержаниями вредных и шлакообразующих примесей, – бурые железняки. Окисленные руды этого типа являются наиболее труднообогатимыми и в переработку, как правило, не вовлекаются. Промышленную переработку такого типа руд на территориях России и стран ближнего зарубежья осуществляют только на Бакальском рудоуправлении (Российская Федерация), перерабатывающем руду Ново-Бакальского месторождения по обжиг-магнитной схеме, и на обогатительной фабрике (ОФ) Лисаковского ГОКа, перерабатывающей руду Лисаковского месторождения (Республика Казахстан) по гравитационно-магнитной схеме. Основное сырье для производства железного концентрата на Бакальском рудоуправлении – сидеритовая руда, бурый железняк является сопутствующим типом руды [16].

Еще одним перспективным месторождением бурожелезняковой руды Республики Казахстан, разработка которого планируется в ближайшие годы, является месторождение Абаил. Месторождение расположено на юге Казахстана и представлено окисленными железными рудами. Основные рудные минералы – гетит и гидрогетит. Нерудные минералы – в основном карбонаты и кварц.

Проведенные ранее исследования по термической обработке исходной руды месторождения Абаил с массовой долей железа 57 % заключались в ее обжиге в окислительной и восстановительной средах [17–21].

Термообработка окисленной руды в присутствии восстановителя позволяет перевести слабомагнитные железные минералы в магнетит. При этом качество железного концентрата, получаемого из обожженной руды, становится выше, но и себестоимость схемы переработки обожженной руды значительно возрастает [22]. При восстановлении руды месторождения Абаил в присутствии угля Шубаркольского месторождения получен железный концентрат с массовой долей железа 62,2 % [17]. При восстановлении руды продуктами пиролиза нефти в железном концентрате получена массовая доля железа 68,45 % [18].

Термообработка руды месторождения Абаил в окислительной атмосфере за счет дегидратации позволяет перевести гидроокислы железа в гематит с повышением массовой доли железа в обожженной руде с 57 до 62,86 % [19].

Переработка восстановленной руды магнитным методом обогащения осложнена высокой остаточной намагниченностью получаемого восстановленного магнетита, которая больше аналогичного показателя природного магнетита в 2–2,5 раза, и возможным наличием в зернах порообразующих минералов эмульсионных вкраплений восстановленного магнетита [23].

Высокая остаточная намагниченность восстановленного магнетита осложняет разрушение образующихся магнитных агрегатов (флокул), включающих кроме зерен магнетита и его сростков раскрытые зерна нерудных минералов. Это приводит к снижению качества железного концентрата и эффективности классификации в замкнутых циклах измельчения [23].

Наличие после магнетизирующего обжига тонких вкраплений зерен магнетита в нерудных минералах, первоначально (до обжига) связанных с окисленными железными минералами, приводит к возникновению у сростков пограничной магнитной восприимчивости, при которой появляется возможность перехода магнетитовых сростков в концентрат и их потеря с хвостами [23].

Цели исследований. Перечисленные особенности переработки окисленных железных руд позволяют сформулировать основные цели исследований:

- разработка режима магнетизирующего обжига зерен окисленной руды;
- разработка технологической схемы обогащения для получения железного концентрата, пригодного для получения окатышей;
- разработка режима для получения окатышей для последующей металлургической переработки.

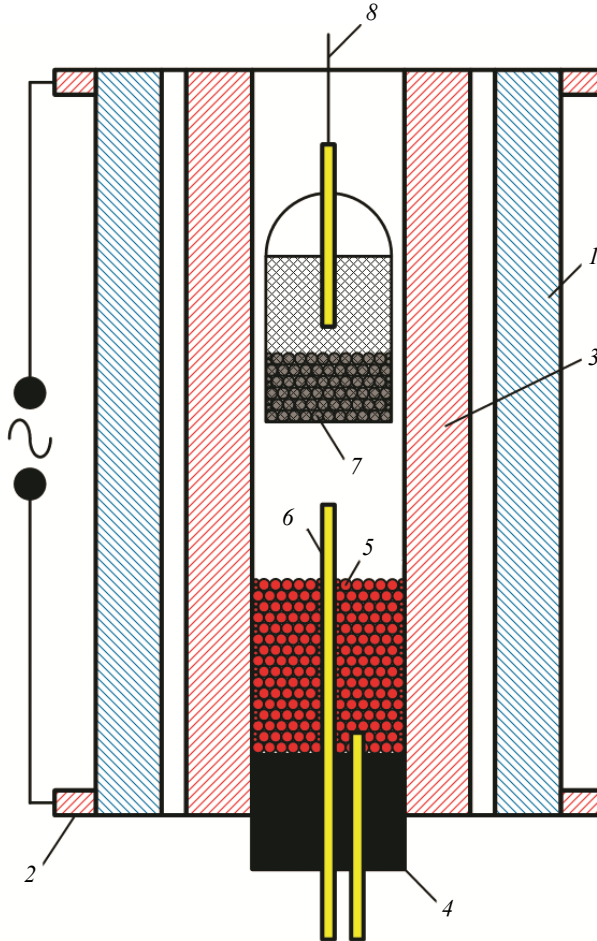


Рисунок 1. Принципиальная схема обжига руды в печи Таммана:

1 – нагреватель (угольная труба); 2 – контактные кольца; 3 – корундовая труба; 4 – резиновая пробка; 5 – шамотная засыпка; 6 – термопары; 7 – корзинка с шихтой; 8 – тросик

Figure 1. Schematic diagram of ore roasting in a Tamman furnace:

1 – heater (coal pipe); 2 – contact rings; 3 – corundum pipe; 4 – dummy; 5 – fire clay filling; 6 – thermocouples; 7 – basket with charge; 8 – cable

Исходные материалы. Исследования проведены на классе крупности $-5+3$ мм, выделенном из руды крупностью $-5+0$ мм. При магнетизации руды в качестве восстановителя использован уголь Экибастузского месторождения крупностью $-3+1$ мм с массовой долей углерода 36,8 %, массовой долей летучих веществ 27,3 % и зольностью 35,9 %.

Методика и результаты исследований. Лабораторные исследования по магнетизирующему обжигу проведены в трубчатой печи Таммана. Принципиальная схема обжига в печи Таммана представлена на рис. 1.

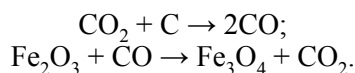
Печь имеет угольный нагреватель и дополнительно вставленную корундовую трубу диаметром 50 мм и длиной 1000 мм. Измерение температуры в изотермической зоне печи осуществляется нижней (неподвижной) и верхней (подвижной) термопарами. Высота изотермической зоны составляет от 100 до 120 мм.

Таблица 1. Зависимость показателей термообработки шихты от продолжительности термообработки и массовой доли углерода твердого в шихте
Table 1. Dependence between the charge thermal processing indicators and the duration of heat treatment and the mass fraction of solid carbon in the charge

Продолжительность термообработки, мин	Массовая доля, %		Степень магнетизации, %
	Fe	FeO	
<i>Массовая доля углерода твердого 2,5 %</i>			
0	46,2	0,48	2,41
14	50,1	14,5	67,44
19	50,4	18,7	86,45
24	52,3	20,2	89,99
<i>Массовая доля углерода твердого 5,7 %</i>			
0	42,0	0,45	2,50
14	46,6	17,9	89,50
19	50,7	20,2	92,83
24	50,3	20,8	96,35
<i>Массовая доля углерода твердого 7,4 %</i>			
0	39,8	0,44	2,55
14	46,3	20,2	101,65
19	45,0	20,5	106,14
24	49,0	22,7	107,94

Схема опыта заключалась в следующем. Из руды крупностью $-5+3$ мм и угля крупностью $-1,6+1,0$ мм формировались пробы шихты с различными соотношениями по массе руды и восстановителя, которые помещались в корзину с размером отверстий квадратной ячейки 0,5 мм. Высота слоя зерен шихты не превышала 50 мм, что позволяло поместить ее в изотермическую зону печи. Исследуемый материал обжигался в изотермической зоне, причем нижняя часть корзины подводилась на расстояние до 5–7 мм к спаяу стационарной термопары. После обжига для фиксации процесса обожженная проба охлаждалась в воде. Восстановительная атмосфера в печи создавалась монооксидом углерода, полученным после восстановления углекислого газа углеродом, находящимся в составе угля в шихте, с расходом 3 л/мин через шамотную набивку.

В процессе магнетизирующего обжига окисленной руды твердым углеродом восстановление происходило зонально в направлении от поверхности зерен к их центру. При этом протекали следующие основные химические реакции в пересчете на Fe_2O_3 :



Исследования проведены на пробах шихты с массовой долей углерода твердого 2,5; 5,7 и 7,4 %. Термообработка шихты заключалась в нагреве шихты углекислым газом от 20 до 900 °С со скоростью 100 °С/мин в течение 8 мин. После выхода на заданный температурный режим шихта обжигалась в течение 5; 10 и 15 мин, что соответствует суммарной продолжительности термообработки 14; 19 и 24 мин, с последующим резким охлаждением обожженного материала в воде. Степень магнетизации обожженного материала, %, определена по следующей формуле [20, 23, 24]:

$$M = 2,33 \frac{\beta_{\text{FeO}}}{\beta_{\text{Fe}}} \cdot 100, \quad (1)$$

где M – степень магнетизации, %; 2,33 – коэффициент пропорциональности; β_{FeO} – массовая доля закиси железа, %; β_{Fe} – массовая доля железа общего, %. Результаты экспериментов представлены в табл. 1.

Анализ результатов исследований показал, что с увеличением продолжительности термообработки степень магнетизации шихты непрерывно возрастает. При этом увеличение массовой доли углерода твердого с 2,5 до 7,4 % (в 3 раза) для продолжительности термообработки 24 мин соответствует повышению степени магнетизации обожженной руды с 90 до 107,9 % (в 1,2 раза).

Получение степени магнетизации более 100 % при обжиге шихты с массовой долей углерода твердого 7,4 % свидетельствует о перевосстановлении в магнетите железа Fe^{3+} с образованием вюститита (FeO) [23]. Присутствие в обожженном материале вюститита негативно сказывается на последующих технологических показателях магнитного обогащения и выражается в повышенных потерях железа с отвальными хвостами из-за слабомагнитных свойств этого минерала.

Таблица 2. Зависимость показателей термообработки шихты в присутствии углерода твердого с массовой долей 2,5 % от продолжительности термообработки при температуре 900 °С

Table 2. Dependence between the charge thermal processing indicators in the presence of solid carbon with a mass fraction of 2.5% and its heat treatment duration at a temperature of 900 °С

Продолжительность термообработки, мин	Массовая доля, %		Степень магнетизации, %
	Fe	FeO	
0	46,5	0,48	2,41
14	52,1	17,0	76,03
24	57,6	19,4	78,48
34	57,9	23,0	92,56
44	57,0	23,1	94,51
54	56,0	23,7	98,61

Поскольку в промышленных условиях основная доля себестоимости термообработки руды в присутствии твердого углерода связана с углем, дальнейшие лабораторные исследования по магнетизации проведены при минимальной исследуемой массовой доле углерода твердого в шихте 2,5 %. Результаты опытов по влиянию продолжительности изотермической выдержки при температуре 900 °С на степень магнетизации обожженной руды представлены в табл. 2.

Результаты термообработки шихты с массовой долей углерода твердого 2,5 % показали, что с увеличением продолжительности термообработки с 0 до 54 мин степень магнетизации возрастает с 2,41 (исходная шихта) до 98,61 %.

Результаты термообработки при продолжительности 54 мин показали, что полученная степень магнетизации (98,61 %) не превышает 100 %, что означает отсутствие в обожженном материале вюститита.

Для наработки обожженной руды, полученной из шихты крупностью $-5,0+1,0$ мм с массовой долей углерода твердого 2,5 %, для последующих технологических исследований выбрана лабораторная вращающаяся трубочатая печь.

Таблица 3. Показатели магнитного обогащения обожженной руды
Table 3. Indicators of roasted ore magnetic concentration

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Fe	FeO	Fe	FeO
<i>-2+0 мм</i>					
Магнитный	77,37	60,50	22,71	93,06	96,58
Немагнитный	22,63	15,43	2,75	6,94	3,42
Исходный	100,00	50,30	18,19	100,00	100,00
<i>$\beta^{-71} = 53 \%$</i>					
Магнитный	72,44	63,20	23,70	91,02	95,07
Немагнитный	27,56	16,39	3,23	8,98	4,93
Исходный	100,00	50,30	18,06	100,00	100,00
<i>$\beta^{-71} = 74 \%$</i>					
Магнитный	72,11	63,30	23,90	90,75	95,13
Немагнитный	27,89	16,69	3,16	9,25	4,87
Исходный	100,00	50,30	18,12	100,00	100,00
<i>$\beta^{-71} = 90 \%$</i>					
Магнитный	70,26	63,00	23,86	88,00	92,41
Немагнитный	29,74	20,30	4,63	12,00	7,59
Исходный	100,00	50,30	18,14	100,00	100,00

В процессе обжига изотермическая выдержка шихты происходила в атмосфере монооксида углерода, полученного из углекислого газа, при температуре 900 °С. Охлаждение обожженного материала до температуры 300 °С осуществлялось в азоте с последующим резким охлаждением в воде.

Во вращающейся печи по описанному режиму термообработки для технологических исследований по обогащению наработана партия обожженной руды со средней степенью магнетизации 93 % и массовой долей железа 50–51 %.

Для изучения возможности получения из обожженной руды железного концентрата с массовой долей железа не менее 67 % в лабораторных условиях проведены технологические исследования с использованием магнитной сепарации обожженной руды, предварительно измельченной до различной крупности, в магнитном поле с напряженностью 88 кА/м. Результаты исследований приведены в табл. 3.

Результаты технологических исследований показали, что снижение крупности обожженной руды с $-2+0$ мм до 53 % кл. -71 мкм привело к увеличению массовой доли железа в магнитном продукте с 50,3 до 63,2 %. Дальнейшее снижение крупности обожженной руды привело не к увеличению массовой доли железа

в магнитном продукте, а к снижению его выхода с 72,96 до 70,05 % и извлечения в него железа с 91,23 до 87,89 % при соответствующем увеличении потерь железа с немагнитным продуктом с 8,77 до 12,11 %.

Для анализа причин отсутствия влияния снижения крупности обогащения на качество магнитных продуктов при массовой доле кл. –71 мкм более 53 % проведен минералогический анализ магнитного продукта, полученного при крупности 90 % кл. –71 мкм. Результаты анализа представлены на рис. 2.

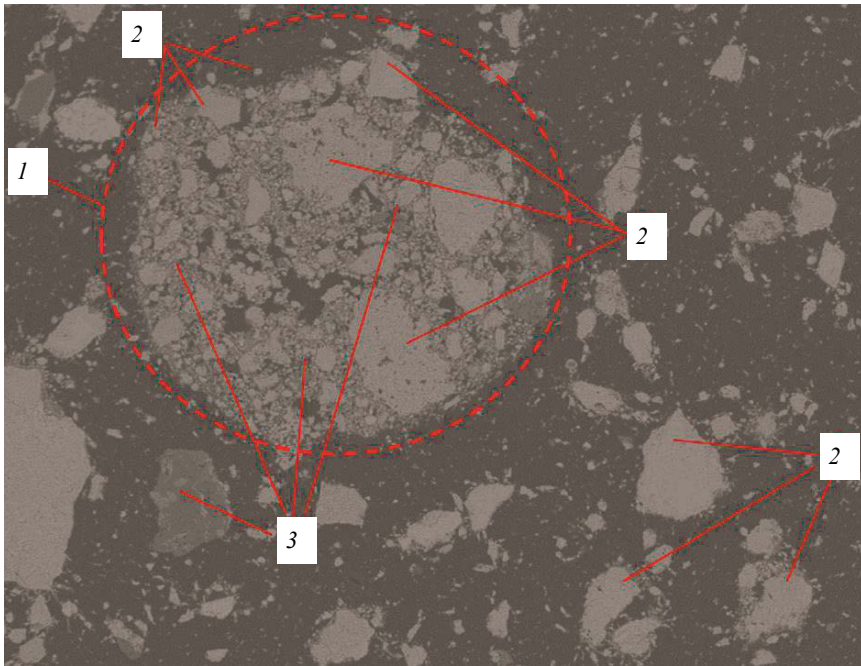


Рисунок 2. Результаты минералогического анализа:
1 – флоккула; 2 – зерна магнетита; 3 – зерна нерудных минералов
Figure 2. Results of mineralogical analysis:
1 – floccule; 2 – magnetite grains; 3 – grains of nonmetallic minerals

Результаты анализа показали, что в магнитном продукте кроме раскрытых зерен магнетита и его сростков присутствуют флоккулы, состоящие из раскрытых зерен магнетита и его сростков с породными минералами, имеющими различные текстуры вплоть до тонкой и весьма тонкой. Присутствие во флоккулах достаточно большого содержания зерен магнетита значительно повысило их магнитные свойства и сделало сильномагнитными.

Для исследований вещественного состава флоккул выборочно проведена электронная микроскопия отдельных зерен минералов, входящих в состав флоккул. На рис. 3 и в табл. 4 приведена карта аншлифа магнитного продукта с обозначением исследуемых участков зерен различных минералов и представлены вещественные составы этих участков.

Результаты анализа показали, что в участках «Спектр 34», «Спектр 38», «Спектр 40», «Спектр 45», «Спектр 46», «Спектр 47» и «Спектр 49», визуальнo относящихся к раскрытым зернам магнетита, массовая доля железа находится в диапазоне от 67,4 до 73,7 %. Полученные значения содержаний достаточно близки к максимально возможной массовой доле железа в магнетите 72,4 %. Превышение массовой доли железа в участке «Спектр 34» предельного значения содер-

жания железа в магнетите является следствием наличия достаточно высокой относительной погрешности применяемого метода.

Химический состав участка «Спектр 39» зерна, входящего в состав флокулы и визуально определенного при минералогическом анализе как породное, показал преимущественное содержание в нем кальция и кислорода (массовая доля 44,9 и 52,3 % соответственно) при минимальной массовой доле железа 2,4 %. При магнитном обогащении подобные бедные по железу породные зерна, входящие в состав сильномагнитных флокул, попадут в магнитный продукт и приведут к снижению качества железного концентрата. Флокулы, имеющие в своем составе недостаточное количество магнетита для придания им сильномагнитных свойств, перейдут в немагнитный продукт, увеличив потери железа с отвальными хвостами [23]. В такой ситуации разделение материала по магнитным свойствам не позволит получить кондиционный по железу концентрат.

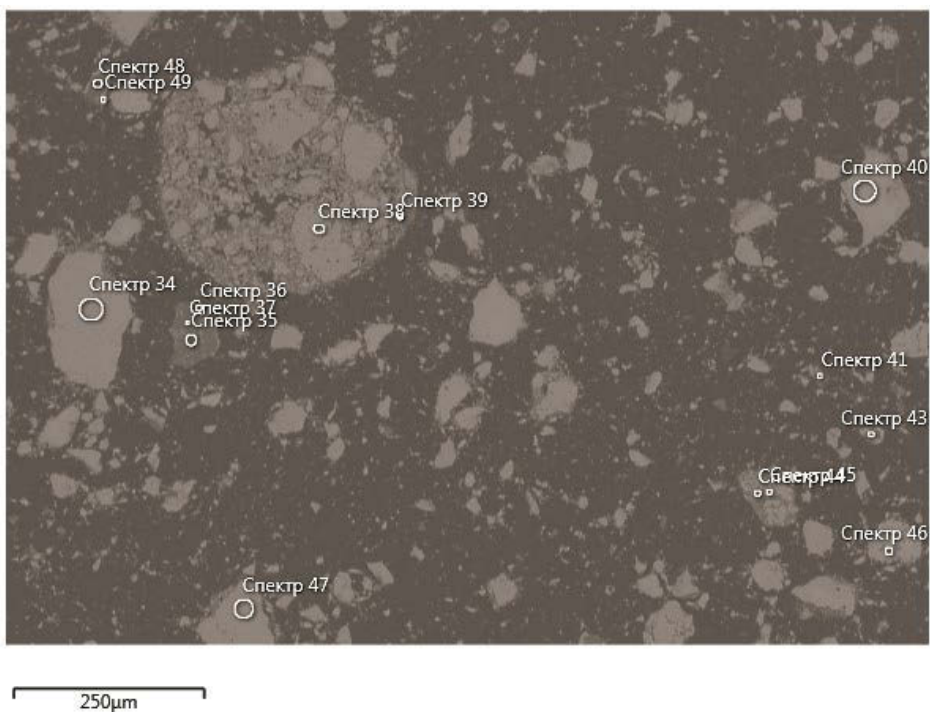


Рисунок 3. Карта исследуемых участков зерен шлифа магнитного продукта
Figure 3. Map of the studied areas of magnetic product polished section grains

Для получения более высоких показателей обогащения обожженных руд в схемах обогащения вместе с мокрой магнитной сепарацией применяется несколько стадий дешламации [23]. Для перехода в слив дешламации крупных флокул необходимая скорость восходящего потока в рабочей зоне дешламатора должна быть достаточно высокой, что дополнительно приведет к неизбежному попаданию в слив мелких зерен магнетита и, как следствие, к увеличению потерь железа с отвальными хвостами.

С целью повышения качества магнитного продукта измельченная обожженная руда перед магнитной сепарацией подвергнута дешламации. В результате исследований при крупности обогащения 98 % кл. –71 мкм получен железный концентрат с массовой долей железа 67,2 % [25].

Из железного концентрата с массовой долей железа и закиси железа 67,2 и 26,0 % соответственно в лабораторном окомкователе при использовании комбинированной связующей добавки, состоящей из 0,7 % бентонита и 0,4 % карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ), получены прочные сырые и сухие окатыши. Влажность гранул составила 15–16 %.

Таблица 4. Вещественный состав областей зерен в магнитном продукте
Table 4. Material composition of grain regions in a magnetic product

Анализируемый участок	Массовая доля, %							
	Fe	O	Ca	Si	Mn	Mg	F	P
Спектр 34	73,7	26,1	0,2	–	–	–	–	–
Спектр 35	–	51,7	0,2	–	–	–	–	–
Спектр 36	1,2	53,4	45,3	–	–	–	–	–
Спектр 37	–	37,4	38,1	–	–	–	4,0	18,8
Спектр 38	72,6	25,2	–	1,0	0,6	–	–	–
Спектр 39	2,4	52,3	44,9	0,1	–	0,2	–	–
Спектр 40	68,6	27,1	0,3	2,1	1,8	–	–	–
Спектр 41	1,3	53,4	44,7	–	–	0,6	–	–
Спектр 43	2,8	52,7	44,4	–	–	–	–	–
Спектр 44	1,6	52,6	45,5	–	–	0,3	–	–
Спектр 45	67,4	25,9	1,7	0,4	4,6	–	–	–
Спектр 46	71,7	26,8	0,3	1,0	–	–	–	–
Спектр 47	71,4	26,2	–	1,2	1,2	–	–	–
Спектр 48	0,9	51,4	–	47,7	–	–	–	–
Спектр 49	69,4	26,5	0,4	1,7	1,3	0,5	–	–

«–» – ниже предела обнаружения.

Исследования процессов окисления и последующей высокотемпературной термообработки окатышей проведены на полностью высушенных гранулах. Опыты по окислению окатышей произведены в печи Таммана по описанной методике.

Для получения прочных обожженных окатышей необходимо наиболее полное их окисление перед высокотемпературным обжигом. Оптимальная температура окисления природных магнетитовых окатышей, как правило, составляет от 900 до 1050 °С. При этом окисление магнетита протекает в условиях начинающегося процесса спекания окатышей, которое носит зональный характер и приводит к уменьшению их общей пористости.

В текущей работе сухие окатыши, которые после удаления влаги имели повышенную пористость, были окислены в токе воздуха в диапазоне температуры от 600 до 1000 °С в течение фиксированной продолжительности. В быстро нагретых (200 °С/мин) и быстро охлажденных (200 °С/мин) гранулах определена массовая доля железа и закиси железа. Результаты исследований по кинетике окисления окатышей представлены в табл. 5.

Из анализа результатов следует, что окисление окатышей, полученных из железного концентрата, происходит достаточно быстро даже при температурах подогрева от 600 до 800 °С за счет повышенной пористости сухих гранул.

Для дальнейшей металлизации окисленных окатышей во вращающейся печи их прочность на сжатие должна составлять не менее 200 кг/ок. Для определения

прочностных характеристик окисленных окатышей проведены исследования по оценке влияния продолжительности спекания окатышей и температуры обжига на их прочность при начальной температуре 900 °С. Результаты исследований представлены в табл. 6.

Таблица 5. Влияние температуры и продолжительности изотермической выдержки окатышей на процесс их окисления в зависимости от массовой доли закиси железа

Table 5. Influence of pellets isothermal holding temperature and duration on their oxidation depending on iron oxide mass fraction

Температура окисления, °С	Продолжительность окисления, мин	Массовая доля, %	
		Fe	FeO
600	1	65,0	0,49
800	2	64,8	0,23
1000	2	64,8	0,23
1000	3	65,2	0,23
1000	6	64,9	0,23

Результаты исследований показали, что прочность окисленных окатышей в основном увеличивается за счет повышения температуры обжига. Максимальная прочность окатышей составила 236 кг/ок. при температуре 1325 °С. Снижение прочности гранул, обожженных при температуре 1350 °С, связано с развитием процесса диссоциации гематита до магнетита и с последующим его окислением при охлаждении. Таким образом, в промышленных условиях для получения окисленных окатышей с прочностью не менее 200 кг/ок. из железного концентрата, полученного после обжиг-магнитного обогащения, необходимо использовать установку *решетка–трубчатая печь* с температурой обжига 1325 °С.

Таблица 6. Влияние температурно-временных параметров спекания окатышей на их прочностные характеристики и химический состав

Table 6. Influence of pellet sintering temperature-time parameters on their strength characteristics and chemical composition

Температура обжига, °С	Продолжительность спекания с 900 °С до температуры обжига, мин	Прочность окатышей, кг/ок.	Массовая доля, %	
			Fe	FeO
1250	12	158	64,7	0,38
1250	17	152	64,9	0,23
1300	18	167	65,4	1,42
1300	18	185	65,3	0,15
1325	14	236	64,9	0,22
1350	15	151	65,1	1,09
1350	16	139	64,6	2,41

Заключение. Для окисленной железной руды месторождения Абаил разработан режим магнетизирующего обжига в крупности –5+3 мм в присутствии твердого углерода в виде угля для следующего режима работы вращающейся печи: нагрев до температуры 900 °С и изотермическая выдержка в атмосфере монооксида углерода; охлаждение до температуры 300 °С в атмосфере азота с последующей закалкой обожженной руды в воде. Разработанный режим позволил получить обожженный продукт со степенью магнетизации 93 %.

Уменьшение крупности обогащения в слабом магнитном поле обожженной руды месторождения Абаил не позволяет увеличить массовую долю железа в магнитном продукте более 63,2 %. Это связано с наличием в магнитных продуктах сильномагнитных флокул, состоящих из раскрытых зерен магнетита и его сростков с породными минералами.

Использование предварительной дешламации железного промпродукта позволяет удалить часть флокул в слив с получением железного концентрата с массовой долей железа 67,2 %.

Изучен процесс получения прочных сырых и обожженных окатышей из железного концентрата с массовой долей железа 67,2 %. Для получения обожженных окатышей с прочностью не менее 200 кг/ок. в промышленных условиях необходимо использовать установку *решетка-трубчатая печь* с температурой обжига 1325 °С.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Пелевин А. Е. Повышение эффективности обогащения железорудного сырья путем сепарации в переменном магнитном поле // Черные металлы. 2021. № 5. С. 4–9.
2. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение тонкого гидравлического грохочения для стадийного выделения титаномагнетитового концентрата // Обогащение руд. 2021. № 1. С. 8–14.
3. Пелевин А. Е. Получение гематитового концентрата из гематит-магнетитовых руд // ГИАБ. 2020. № 3-1. С. 422–430.
4. Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Напольских С. А., Гельбинг Р. А. Стадийное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 28–33.
5. Опалев А. С. Повышение качества магнетитовых концентратов на основе магнитно-гравитационной сепарации // Горный журнал. 2020. № 9. С. 72–77.
6. Panda L., Biswal S. K., Venugopal R., Mandre N. R. Recovery of ultra-fine iron ore from iron ore tailings // Transactions of the Indian Institute of Metals. 2018. Vol. 71. No. 2. P. 463–468.
7. Sadeghi M., Bazin C., Renaud M. Radial distribution of iron oxide and silica particles in the reject flow of a spiral concentrator // International Journal of Mineral Processing. 2016. Vol. 153. P. 51–59.
8. Idres A., Bounouala M., Benselhoub A., Bouhedja A. New method of electrostatic separation of the oxidized iron ore // Mining Science. 2016. Vol. 23. P. 33–42.
9. Stupnik M. I., Morkun V. S., Oliinyk T. A., Peregodov V. V., Korolenko M. K. Development of concentration technology for medium-impregnated hematite quartzite of Kryvyi Rih iron ore basin // Science and Innovation. 2021. Vol. 16. No. 6. P. 56–71.
10. Sharkovsky D. O., Gubin S. L., Ignatova T. V., Levshin A. V. Collecting agents for flotation upgrade of Mikhailovsky gok's magnetite iron ore concentrate // IMPC 2018 – 29th International Mineral Processing Congress Proceedings. 2019. P. 2141–2152.
11. Avdokhin V. M., Gubin S. L. Production of high-grade iron-ore concentrates in column-type flotation cells at Mikhailovsky gok // IMPC 2006 – 23rd International Mineral Processing Congress Proceedings. 2006. P. 1935–1939.
12. Stafeev A. A. Iron-ore enrichment by magnetic hydroseparation // Steel in Translation. 2011. Vol. 41. No. 10. P. 823–825.
13. Козин В. З., Комлев А. С., Волков П. С. Эффективность использования операций обогащения в схемах подготовки проб // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 3. С. 3–12.
14. 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.
15. Юсфин Ю. С. Металлургия железа. М.: Академкнига, 2007. 464 с.
16. Железородная база России / под ред. В. П. Орлова, М. И. Беригина, Н. И. Головкина. М.: Геоинформация, 1998. 842 с.
17. Мухтар А. А., Момынбеков А. Д., Нускабеков Ж. С., Коровушкин В. В. Обжигмагнитное обогащение бурожелезняковой руды Абаильского месторождения // Обогащение руд. 2015. № 4. С. 13–16.
18. Мухтар А. А., Мухымбекова М. К., Макашев А. С., Нускабеков Ж. С., Момынбеков А. Д., Касимова Б. К. Обжигмагнитное обогащение лимонитизированной руды месторождения Кок-Булак // ГИАБ. 2015. № 10. С. 88–93.
19. Мухтар А. А., Мухымбекова М. К., Нускабеков Ж. С., Макашев А. С., Коровушкин В. В. Исследование влияния термической обработки бурожелезняковой руды Абаильского месторождения на качество получаемых продуктов // ГИАБ. 2015. № 4. С. 129–133.
20. Мухтар А. А., Мухымбекова М. К., Макашев А. С., Нускабеков Ж. С., Момынбеков А. Д., Касимова Б. К. Обжигмагнитное обогащение бурожелезняковой руды Абаильского месторождения // ГИАБ. 2015. № 10. С. 113–117.

21. Дмитриева Е. Г., Газалева Г. И., Братыгин Е. В., Власов И. А. Особенности вещественного состава и термических свойств окисленных железных руд месторождения Абаил // Горный журнал. 2019. № 9. С. 15–20.
22. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики / под ред. О. С. Богданова, Ю. Ф. Ненарокова. М.: Недра, 1984. 358 с.
23. Шинкоренко С. Ф., Белецкий Е. П. Справочник по обогащению руд черных металлов. М.: Недра, 1980. 527 с.
24. Кармазин В. И., Губин В. И., Юров П. П. Обжигмагнитное обогащение железных руд. М.: Недра, 1969. 168 с.
25. Тациенко П. А. Подготовка труднообогатимых железных руд. М.: Недра, 1979. 208 с.

Поступила в редакцию 6 сентября 2021 года

Сведения об авторах:

Лопатин Юрий Николаевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории окускования и физико-механических испытаний отдела рудоподготовки и специальных методов исследований научно-исследовательского и проектного института «Уралмеханобр».

Мушкетов Антон Андреевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории обогащения руд черных металлов отдела рудоподготовки и специальных методов исследований научно-исследовательского и проектного института «Уралмеханобр», доцент кафедры обогащения полезных ископаемых Технического университета УГМК. E-mail: maas@yandex.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9542-6474>

Дмитриева Елена Геннадьевна – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник лаборатории окускования и физико-механических испытаний отдела рудоподготовки и специальных методов исследований научно-исследовательского и проектного института «Уралмеханобр». E-mail: umbr@umbr.ru; <https://orcid.org/0000-0002-5636-4263>

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-55-68

Integrated study on obtaining oxide pellets from brown iron ore

Iurii N. Lopatin¹, Anton A. Mushketov^{1,2}, Elena G. Dmitrieva¹

¹ JSC Uralmexhanobr (Scientific-Research and Design Institute), Ekaterinburg, Russia.

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

Abstract

Introduction. Currently, the main raw materials for the production of cast iron and steel at metallurgical plants are iron concentrates obtained from magnetite (ferrous) quartzites, titanium-magnetite, and skarn ores. The existing technologies for processing these types of ores, which mainly include separation processes based on magnetic properties, size, separating of equally falling grains, and surface wettability allow us to produce both ordinary iron concentrates and high quality ones. The use of such schemes in the processing of brown iron ore does not allow obtaining high rates of mineral concentration. One of the methods for processing this type of ore is a roasting-magnetic scheme, which allows converting weakly magnetic (non-magnetic) forms of iron into strongly magnetic ones.

Research objective is to develop the mode of magnetizing roasting of brown iron ore, technology of concentrating of the burn-out product in order to obtain iron concentrate and oxide pellets.

Methods of research. The duration of heat treatment of the charge consisting of iron ore from the Abail deposit and coal from the Ekibastuz deposit and the required mass fraction of solid carbon contained in the coal are determined. Technological studies of the roasted product were carried out in order to obtain a concentrate with a mass fraction of iron at least 67%. According to the developed technology, a batch of iron concentrate was developed in order to obtain and study raw and oxide pellets.

Results. The modes of magnetizing roasting of brown iron ore from the Abail deposit and cooling of the roasted material have been developed. A scheme for mineral processing of the roasted material has been developed in order to obtain a concentrate with at least 67% of iron mass fraction. The process of obtaining strong raw and roasted pellets from iron concentrate is studied.

Conclusions. The developed mode of magnetizing roasting of the charge consisting of coal and ore from the Abail deposit makes it possible to obtain a roasted product with a degree of magnetization of 93%. The using of desliming of the roasted product makes it possible to remove magnetic floccules from the processing that reduce the concentrate quality, and to obtain a concentrate with a mass fraction of iron of at least 67% in the last stage of magnetic separation. From the iron concentrate, it is possible to obtain oxidized pellets with a strength of at least 200 kg/pellet at temperature of pellets firing of 1325 °C.

Keywords: magnetizing roasting; iron concentrate; oxidized iron ore; goethite and hydrogoethite; pellets; degree of magnetization; wet magnetic separation; desliming.

REFERENCES

1. Pelevin A. E. Increasing the efficiency of iron-ore dressing by separation in an alternative magnetic field. *Chernye metally = Ferrous Metals Journal*. 2021; 5: 4–9. (In Russ.)
2. Pelevin A. E., Sytykh N. A. Fine hydraulic screening for staged separation of titanium-magnetite concentrate. *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2021; 1: 8–14. (In Russ.)
3. Pelevin A. E. Production of hematite concentrate from hematite-magnetite ore. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2020; 3-1: 422–430. (In Russ.)
4. 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. (In Russ.)
5. Opalev A. S. Improving quality of magnetite concentrates based on magnetic-gravity separation. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2020; 9: 72–77. (In Russ.)
6. Panda L., Biswal S. K., Venugopal R., Mandre N. R. Recovery of ultra-fine iron ore from iron ore tailings. *Transactions of the Indian Institute of Metals*. 2018; 71(2): 463–468.
7. Sadeghi M., Bazin C., Renaud M. Radial distribution of iron oxide and silica particles in the reject flow of a spiral concentrator. *International Journal of Mineral Processing*. 2016; 153: 51–59.
8. Idres A., Bounouala M., Benselhou A., Bouhedja A. New method of electrostatic separation of the oxidized iron ore. *Mining Science*. 2016; 23: 33–42.
9. Stupnik M. I., Morkun V. S., Oliinyk T. A., Peregodov V. V., Korolenko M. K. Development of concentration technology for medium-impregnated hematite quartzite of Kryvyi Rih iron ore basin. *Science and Innovation*. 2021; 16(6): 56–71.
10. Sharkovsky D. O., Gubin S. L., Ignatova T. V., Levshin A. V. Collecting agents for flotation upgrade of Mikhailovsky gok's magnetite iron ore concentrate. In: *IMPC 2018 – 29th International Mineral Processing Congress Proceedings*. 2019. P. 2141–2152.
11. Avdokhin V. M., Gubin S. L. Production of high-grade iron-ore concentrates in column-type flotation cells at Mikhailovsky gok. In: *IMPC 2006 – 23rd International Mineral Processing Congress Proceedings*. 2006. P. 1935–1939.
12. Stafeev A. A. Iron-ore enrichment by magnetic hydroseparation. *Steel in Translation*. 2011; 41(10): 823–825.
13. Kozin V. Z., Komlev A. S., Volkov P. S. Concentration operations efficiency in the schemes of samples preparation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2017; 3: 3–12. (In Russ.)
14. 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.)
15. Iusfin Iu. S. *Metallurgy of iron*. Moscow: Akademkniga Publishing; 2007. (In Russ.)
16. Orlov V. P., Berigin M. I., Golovkin N. I. (eds.) *Iron ore resources of Russia*. Moscow: Geoinformatsiia Publishing; 1998. (In Russ.)
17. Mukhtar A. A., Momynbekov A. D., Nuskabekov Zh. S., Korovushkin V. V. The Abailskoye deposit brown iron ore roasting-magnetic processing. *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2015; 4: 13–16. (In Russ.)
18. Mukhtar A. A., Mukhymbekova M. K., Makashev A. S., Nuskabekov Zh. S., Momynbekov A. D., Kasymova B. K. Magnetic roasting enrichment of Coc-Bulak deposit limonite ore. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 10: 88–93. (In Russ.)
19. Mukhtar A. A., Mukhymbekova M. K., Nuskabekov Zh. S., Makashev A. S., Korovushkin V. V. Influence of heat treatment of Abail ironstone ore on final product quality. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 4: 129–133. (In Russ.)
20. Mukhtar A. A., Mukhymbekova M. K., Makashev A. S., Nuskabekov Zh. S., Momynbekov A. D., Kasymova B. K. Magnetic roasting enrichment of Abail deposit limonite ore. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tehnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; 10: 113–117. (In Russ.)
21. Dmitrieva E. G., Gazaleeva G. I., Bratygin E. V., Vlasov I. A. Features of material constitution and thermal properties of oxidized iron ore at the Abail deposit in the Republic of Kazakhstan. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2019; 9: 15–20. (In Russ.)
22. Bogdanov O. S., Nenarokomov Iu. F. (eds.) *Reference book on mineral processing. Processing plants*. 2nd edition. Moscow: Nedra Publishing; 1984. (In Russ.)
23. Shinkorenko S. F., Beletskii E. P. *Reference book on ferrous metal ore processing*. 2nd edition. Moscow: Nedra Publishing; 1980. (In Russ.)
24. Karmazin V. I., Gubin V. I., Iurov P. P. *Iron ore roasting-magnetic processing*. Moscow: Nedra Publishing; 1969. (In Russ.)
25. Tatsienko P. A. *Refractory iron ore preparation*. Moscow: Nedra Publishing; 1979. (In Russ.)

Information about authors:

Iurii N. Lopatin – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Pitting and Physical and Mechanical Testing, Department of Ore Preparation and Special Research Methods, JSC Uralsmekhanobr. **Anton A. Mushketov** – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Ferrous Ore Concentration, Department of Ore Preparation and Research Special Methods, JSC Uralsmekhanobr, associate professor of the Department of Mineral Processing, Technical University of UMMC. E-mail: maas@yandex.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9542-6474>

Elena G. Dmitrieva – PhD (Engineering), leading researcher, Laboratory of Pitting and Physical and Mechanical Testing, Department of Ore Preparation and Special Research Methods, JSC Uralsmekhanobr. E-mail: umbr@umbr.ru; <https://orcid.org/0000-0002-5636-4263>

Для цитирования: Лопатин Ю. Н., Мушкетов А. А., Дмитриева Е. Г. Комплексные исследования по получению окисленных окатышей из бурожелезняковой руды // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 7. С. 55–68. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-55-68

For citation: Lopatin Iu. N., Mushketov A. A., Dmitrieva E. G. Integrated study on obtaining oxide pellets from brown iron ore. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 7: 55–68 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-55-68

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО, ГЕОДЕЗИЯ И КАДАСТР

УДК 622.1+528

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-69-79

Методика маркшейдерской съемки и устранения деформаций днища стальных резервуаров

Барулин А. И.¹

¹ Рудненский индустриальный институт, г. Рудный, Костанайская обл., Республика Казахстан
e-mail: barulina@mail.ru

Реферат

Введение. На месторождениях нефти используется большое количество стальных вертикальных резервуаров для хранения нефти и других жидкостей. Их строительство требует непрерывного маркшейдерского контроля, но методики измерений, обработки результатов, исправления отклонений и документирования не отличаются универсальностью и не подходят по точности для резервуаров с объемом менее 3000 м³, а процесс исправления обнаруженных отклонений неровностей днища плохо обоснован и является интуитивным.

Цель работы. Выполнение исследований, направленных на повышение точности и достоверности исполнительной съемки днища металлического стального резервуара малого объема, обоснование минимальной высоты его неровностей, повышение объективности и производительности обработки измерений, разработка однозначного способа прогнозирования по времени исправления неровностей днища и обоснование оптимального состава исполнительной схемы его рельефа.

Методология. Метод геометрического нивелирования съемки профиля днища, не обеспечивающий надлежащей точности, заменен методом тригонометрического нивелирования. Создан метод определения отклонений реального профиля днища резервуара от проектного положения посредством алгебраических действий с поверхностями топографического порядка. Выполнена оценка точности определения наименьшей высоты неровностей днища при тахеометрическом способе съемки. Предложена методика контроля исправления неровностей днища резервуара, основанная на оценочных расчетах деформаций днища методом конечных элементов.

Результаты работы. Все разработки проиллюстрированы на конкретном производственном примере. Установлено, что для полного завершения работы достаточно двух итераций исправления отклонений неровностей днища резервуара. Представлены способы оптимального оформления исполнительных схем объекта.

Выводы. Разработана простая, точная, малозатратная, производительная, прогнозируемая по времени выполнения методика маркшейдерской съемки, математической обработки и исправления отклонений профиля днища резервуара, сокращающая сроки его строительства и увеличивающая время эксплуатации.

Ключевые слова: резервуар; днище; картирование; обработка измерений; исправление отклонений; метод конечных элементов; исполнительная схема.

Введение. Для хранения нефтепродуктов и других жидких материалов на месторождениях нефти используют вертикальные стальные резервуары (РВС) различных объемов [1]. Строительство таких сооружений требует непрерывного маркшейдерского инструментального контроля с целью обеспечения требований геометрической точности, от которой зависят безопасность и долговечность их использования.

Большинство видов контроля являются стандартными: положение центра резервуара; взаимное положение элементов сооружения; радиальность основания; вертикальность стенок и др. Однако при монтаже резервуаров имеются отдельные

виды работ, на которые нет общепринятых методик съемки ГОСТ Р 51872-2019, обработки ее результатов, исправления отклонений и составления исполнительных схем.

К таким работам относится картирование неровностей конического стального дна резервуара. Неровности поверхности дна резервуара *1*, показанные на рис. 1 вдоль линии *DE*, образуются в процессе их строительства при стягивании и сварке изготовленных на заводе металлических стенок *ABCHGF* и *ADCHIF*, основания *ABCD* и кровельных радиальных балок *5*. В процессе заполнения сосуда жидкостью неровности расправляются – слышен звук хлопка, поэтому в технической литературе их чаще всего обозначают термином *хлопуны* [2].

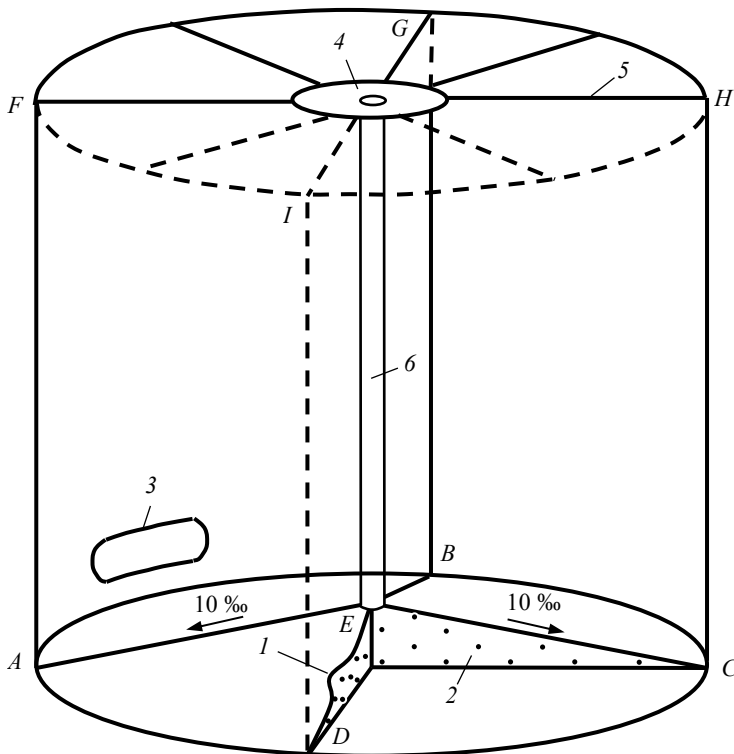


Рисунок 1. Схема металлического резервуара:
1 – *хлопун*; *2* – гидрофобный слой; *3* – лаз; *4* – *корона*; *5* – кровельные радиальные балки; *6* – центральная стойка
 Figure 1. Metal storage tank scheme:
1 – *dent*; *2* – hydrophobic layer; *3* – manway; *4* – *crown plate*; *5* – roof radial beams; *6* – center post

Несмотря на то, что на *хлопуны* приходится только около 2 % всех опасных дефектов и повреждений стальных вертикальных резервуаров [3], они всегда представляют реальную угрозу разрушения целостности дна сосуда. Возвратные деформации металлической конструкции могут сопровождаться повреждением сварных швов между листами, из которых методом автоматической сварки изготовлено основание, поэтому строительные нормы и правила СНиП 3.03.01-87 ограничивают предельно допустимые размеры *хлопунов* по площади и высоте.

После завершения монтажа резервуара для обоснования соответствия геометрии его дна предъявляемым требованиям составляется соответствующая исполнительная схема на основе геодезической съемки. Обычно съемка выполняется

методом геометрического нивелирования по радиальным линиям с частотой, обеспечивающей определение профиля основания резервуара в целом. Однако такой подход на сосудах объемом менее 3000 м³ сопряжен с высоким уровнем погрешности, так как находящийся под основанием резервуара гидрофобный слой смеси кварцевого песка и вязкого нефтепродукта 2 и небольшая толщина используемой листовой стали не способствуют устойчивости поверхности дна незаполненного резервуара. Перемещающийся по дну резервуара реечник за счет собственного веса изменяет профиль основания. В процессе геометрического нивелирования короткие плечи, высокая кратность увеличения зрительной трубы и плохая устойчивость основания измерительной станции также не способствуют высокой точности съемки. Чем меньше радиус основания резервуара и его толщина, тем ниже точность решения поставленной задачи.

Цель работы. Настоящее исследование направлено на повышение точности и достоверности исполнительной съемки поверхности основания металлического резервуара посредством ее выполнения цифровым тахеометром в безотражательном режиме измерений. При этом тахеометр устанавливается в центре основания резервуара, где в силу особенностей строительства формируется плоская площадка диаметром 1,6–2,0 м, обеспечивающая необходимую для работы устойчивость прибора и наблюдателя. Наличие такой площадки объясняется тем, что на ней до начала монтажа стенок резервуара устанавливается центральная стойка 6, удерживающая кольцо *короны* 4, к которому впоследствии привариваются кровельные радиальные балки 5 для фиксации стенок резервуара. После установки кровельных радиальных балок центральная стойка удаляется, и под ней уже сформирована уплотненная устойчивая площадка.

Методология. Измерения в безотражательном режиме работы тахеометра позволяют исключить погрешности, возникающие на поверхности основания резервуара от действия веса помощника с отражателем. Чтобы определить влияние на деформирование основания резервуара веса наблюдателя и инструмента до начала съемки, через лаз обслуживания 3 (рис. 1) определяется высота точки установки тахеометра *E*. Погрешность определяется как разность высотной отметки точки *E* перед началом и в процессе производства геодезической съемки. Выполненные методом геометрического нивелирования по методике II класса точности измерения высотной отметки точки *E* до и в процессе выполнения наблюдателем тахеометрической съемки показали, что она не превышает $\Delta h_{\text{co}} = \pm 0,0005$ м. Такой уровень устойчивости точки съемочного обоснования свидетельствует о ее фактической высотной неподвижности и допустимости производства с нее тахеометрической съемки.

Незначительное удаление точек съемки от инструмента и хорошие отражающие характеристики листовой стали позволяют выполнять эти работы всеми электронными тахеометрами в безотражательном режиме работы. Исполнительная съемка рассматриваемого резервуара выполнена полевой станцией *Leica TS06* [4] с использованием специального жесткого тахеометрического штатива, устанавливаемого на металлическое основание на резиновые подкладки для исключения их проскальзывания.

Полевые станции позволяют получать пространственные координаты любых съемочных точек, поэтому предварительная разбивка сетки съемочных точек на поверхности основания резервуара не выполнялась. Съемку дна предпочтительнее выполнять вдоль линий сварных швов и по линии периметра основания резервуара. Линия периметра стенок резервуара вследствие сплошного сварного шва с основанием остается практически недеформируемой, а соединения стальных листов самого основания представляют наибольший интерес, так как именно

по ним развиваются опасные деформации. При установке измерительной станции в точке E угловая ориентировка прибора выполняется на одну и ту же произвольную точку, нанесенную на стенку резервуара маркером, в условной системе координат.

Отсутствие предшествующих съемке разбивочных работ позволяет существенно повысить производительность измерительных работ. С учетом того факта, что подобную съемку в процессе устранения неровностей основания резервуара приходится делать несколько раз, такой подход позволяет избавиться от ненужных рутинных действий.

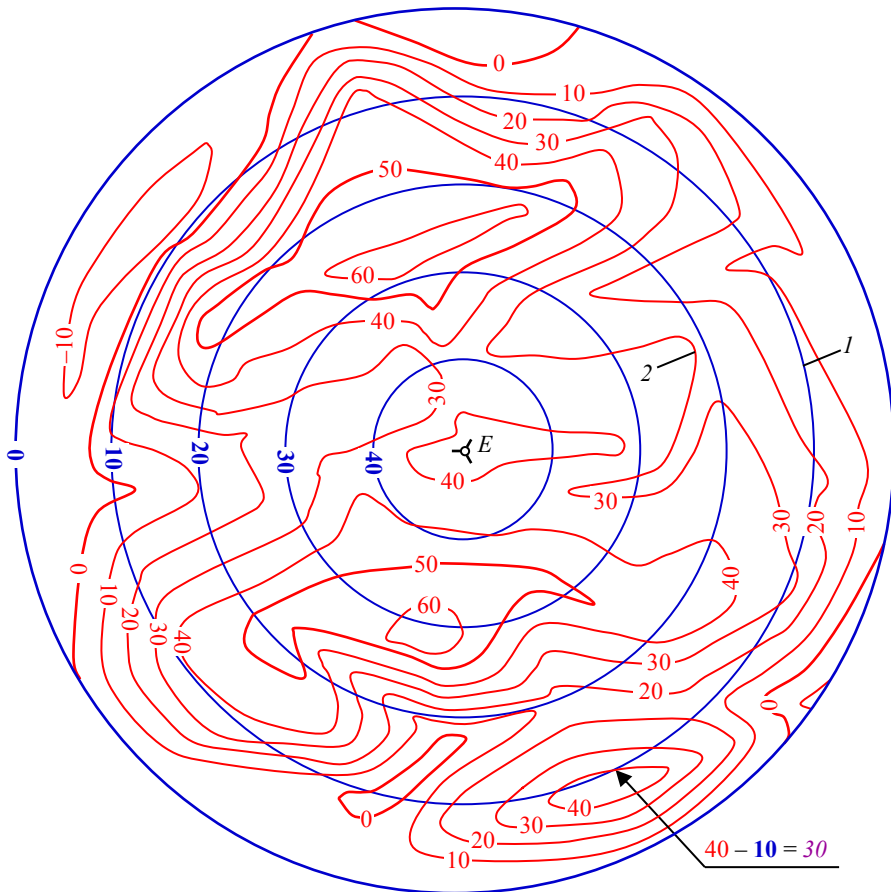


Рисунок 2. Топографические поверхности теоретического – 1 и фактического – 2 основания резервуара пожарного водоснабжения

Figure 2. Topographic surfaces of theoretical – 1 and current – 2 base of the firewater tank

Предлагаемая методика камеральной обработки результатов измерений иллюстрируется на примере строительства второго пожарного вертикального стального резервуара воды объемом 1000 м^3 центральной перекачивающей станции месторождения нефти имени Р. Требса и А. Титова Ямало-Ненецкого автономного округа Архангельской области. Резервуар диаметром $10,44 \text{ м}$ и высотой $12,0 \text{ м}$ был изготовлен на заводе и доставлен к месту сборки автотранспортом по зимнику в виде рулонов. Основанием резервуара является совокупность забитых в вечноммерзлые грунты свай в виде стальных металлических труб диаметром $0,209 \text{ м}$ и ростверка из двутавра 24М .

Данные измерений должны быть импортированы из памяти полевой станции в графический редактор *AutoCAD* [5] компьютера в виде совокупности точек плоской прямоугольной проекции с оцифровкой соответствующих им высотных отметок. По контурным точкам проводится линия границы основания резервуара, кругами от точки съёмочного обоснования E обозначены кольцевые изолинии теоретической конической поверхности его основания (рис. 2), имеющего проектный всесторонний уклон в 10 %, с удобной для решения задачи высотой сечения. В данном случае высота сечения изолиний теоретической поверхности основания выбрана равной 0,01 м. Аналогичная высота сечения выбрана для построения фактической поверхности дна, хотя они могут быть различными. Построение изолиний основания резервуара выполнено в графическом редакторе *AutoCAD* методом объёмной палетки [6].

Искомую поверхность *хлопунов* находим способом выполнения алгебраических операций с поверхностями топографического порядка [7]. С этой целью необходимо вычесть из теоретической высотной отметки дна резервуара фактическую высотную отметку основания резервуара в точках пересечения их топографических поверхностей (например, $40 - 10 = 30$, рис. 2), обозначить точки их пересечений и снабдить числовыми значениями рассчитанных разностей высотных отметок двух топографических поверхностей.

На полученных точках разности высотных отметок теоретического и фактического положения дна резервуара построить в изолиниях поверхность, наглядно отображающую отклонение смонтированного дна от проектного положения (рис. 3).

Нормативные требования ГОСТ 31385-2016 относятся только к предельно допустимой высоте *хлопунов* в 150 мм, но этим документом не определена их минимально допустимая высота. По мнению автора, этот параметр не может не иметь место, так как в значительной степени зависит от точности: подготовки необходимого профиля гидрофобного основания Δh_p , обеспечения необходимой степени уплотнения песчано-масляного основания Δh_w , изготовления плоских поверхностей резервуара из стальных листов Δh_s , устойчивости точки съёмочного обоснования Δh_{co} , маркшейдерской съёмки *хлопунов* дна резервуара Δh_i и влияния внешних погодных условий.

Погрешность измерения вертикального угла, s , определяется по формуле [8]:

$$m_s = \pm \sqrt{m_o^2 + m_v^2}, \quad (1)$$

где m_o , m_v – погрешности отсчитывания и визирования соответственно.

Для определения погрешности отсчитывания в электронных тахеометрах неприменимы выражения, используемые в оптических инструментах, так как она свободна от ошибок человека, поэтому принимаем ее равной паспортной (для полевой станции *Leica TS06* она составляет $m_o = \pm 1''$).

Погрешность визирования определяется по формуле:

$$m_v = \frac{60''}{v} = \pm 2,3'',$$

где v – увеличение зрительной трубы полевой станции *Leica TS06*, $v = 26$ крат.

Тогда рассчитанная по формуле (1) погрешность измерения вертикального угла составит $m_s = 2,5''$ (при паспортном значении тахеометра *TS06*, равном $\pm 2,0''$).

Средняя квадратичная ошибка (СКО) определения превышения от неточного измерения вертикального угла, m , может быть вычислена по формуле:

$$M_v = \pm \frac{m_\delta}{\rho} S \cos \delta, \quad (2)$$

где ρ – линейно-угловая константа, $\rho = 206\,265$; δ , S – средние значения измеряемого вертикального угла и наклонной длины при высоте инструмента 1,7 м, $\delta = 33^\circ$; $S = 3,115$ м.

Тогда рассчитанная по формуле (2) СКО превышения от неточного измерения вертикального угла составит $M_v = \pm 0,00003$ м.

Погрешность измерения наклонной длины стороны S , м, при использовании полевой станции *Leica TS06* в безотражательном режиме определяется по формуле [4]:

$$m_s = \pm(0,003 + 0,002 \text{ ppm} \cdot S),$$

где *ppm* – коэффициент атмосферной коррекции; S – измеренное расстояние, км.

С учетом того, что средняя измеряемая наклонная длина стороны S существенно меньше километра, вторым слагаемым m_s можно пренебречь. Тогда $m_s = \pm 0,003$ м.

СКО определения превышения от неточного измерения наклонной длины, m , может быть вычислена по формуле [8]:

$$M_s = \pm m_s \sin \delta = \pm 0,0016.$$

Тогда СКО инструментальной съемки, m , можно определить как среднюю квадратичную погрешность измерения превышения по формуле тригонометрического нивелирования:

$$\Delta h_i = \pm \sqrt{M_v^2 + M_s^2} = \pm 0,0016.$$

Контроль качества формирования профиля гидрофобного слоя выполняли методом геометрического нивелирования технической точности нивелиром *Leica NA300*. Измеренная максимальная погрешность составила $\Delta h_p = \pm 0,005$ м.

Определение качества уплотнения гидрофобного слоя проверялось полевым пенетрометром статического зондирования *SO65*, максимальное просадочное отклонение составило $\Delta h_w = 0,005$ м.

Неровность плоских поверхностей, изготовленных на заводе, из которых на объекте монтировался резервуар, в соответствии с ГОСТ 31385-2016 должна быть не более $\Delta h_l = 0,004$ м.

На определение минимальной высоты *хлопунов* в условиях Заполярья оказывают существенное влияние сложно учитываемые погодные условия (сильный ветер и непрерывно изменяющийся тепловой нагрев стенок резервуара незаходящим солнцем), степень пересеченности рельефа и ситуация на территории строительства.

Учитывая сложность оценки неблагоприятного влияния всех этих неравнозначных и функционально не связанных друг с другом погрешностей, m , используем наихудший вариант их проявления, когда они имеют одинаковый знак и суммируются:

$$\Delta h = \Delta h_i + \Delta h_{co} + \Delta h_p + \Delta h_w + \Delta h_l = 0,0016 + 0,0005 + 0,005 + 0,005 + 0,004 \approx 0,02.$$

Таким образом, в рассматриваемом методическом примере необходимо уменьшить площадь только трех хлопунков, пронумерованных римскими цифрами на рис. 3. Все хлопунки высотой 20 мм и ниже, а также площадью меньше 2 м² должны игнорироваться.

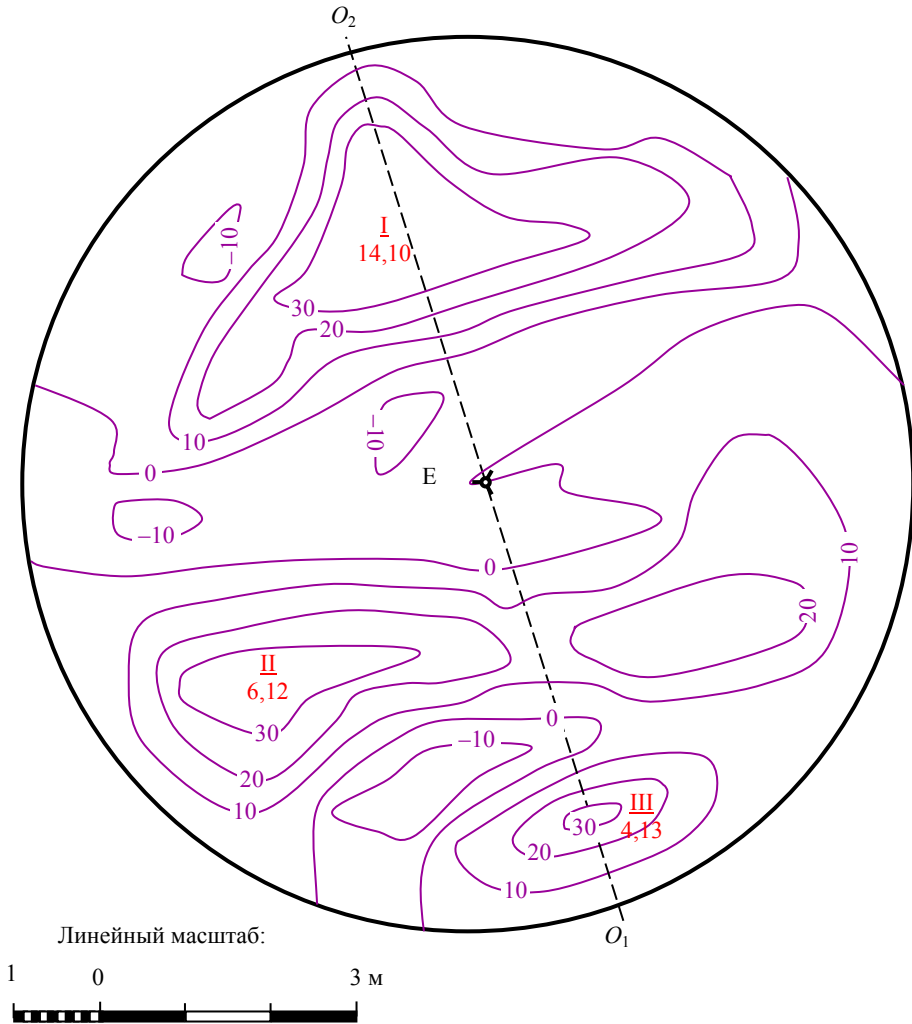


Рисунок 3. Топографическая поверхность хлопунков:
I, II, III – порядковый номер; 4,13 (красным) – площадь хлопунка, м²
Figure 3. Topographic surface of dents:
I, II, III – number; 4,13 (red) – area of a dent, m²

Исправление деформаций начинают со снижения высоты хлопунков, если они по высоте больше 0,15 м, в соответствии с требованиями технической инструкции (РД 34.21.526-95. Типовая инструкция по эксплуатации металлических резервуаров для хранения жидкого топлива и горячей воды. Строительные конструкции. М.: СПО ОРГРЭС, 1995. 68 с.), но на резервуарах небольшого объема они встречаются редко. Затем приступают к уменьшению их площади.

Единственным способом уменьшения площади хлопунков являются потолочные радиальные балки, укорачиванием или удлинением которых можно достичь поставленной цели. На этой стадии необходимо уменьшить площадь хлопунков дна резервуара до значений, по площади меньше 2 м².

Чтобы выполнить исправление профиля днища резервуара за прогнозируемый интервал времени, предложена и реализована следующая методика. Разработана универсальная плоская математическая конечно-элементная модель стального резервуара, показанная на рис. 4. Очертания резервуара, опорного кольца и гидрофобного слоя отображались плоскими треугольными конечными элементами. Узлы математической модели, особенно по днищу, расположили в точках производства маркшейдерской съемки. Чтобы избежать жесткой паразитной связи между конечными элементами стального основания резервуара и несущего песчано-масляного гидрофобного слоя в математическую модель были встроены контакт-элементы [9], которые в отличие от конечных элементов могли деформироваться с нарушением сплошности.

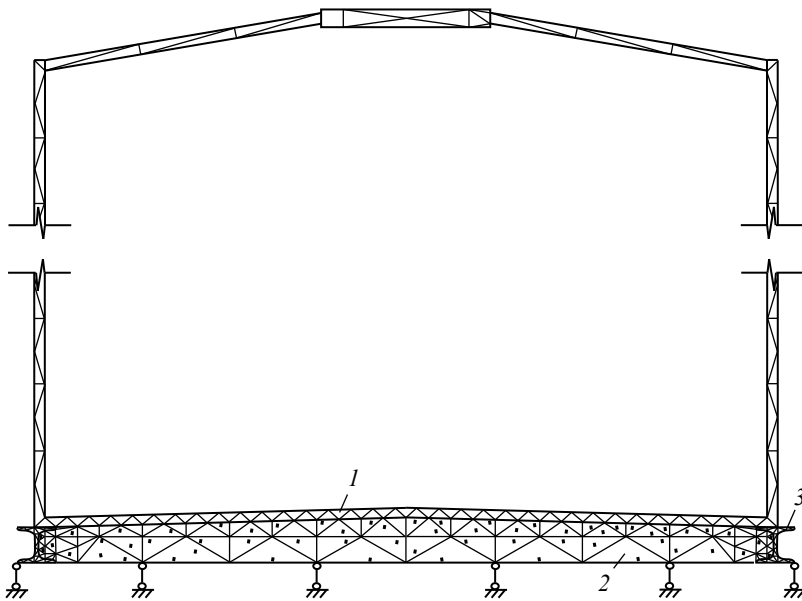


Рисунок 4. Математическая модель стального резервуара с конечными элементами:
 1 – резервуар; 2 – гидрофобный слой; 3 – опорное кольцо
 Figure 4. Mathematical model of a steel storage tank with finite elements:
 1 – storage tank; 2 – hydrophobic layer; 3 – plate

Несущее основание математической модели в рассматриваемой задаче принималось горизонтальным и недеформируемым. Плоские координаты днища и стенок резервуара математической модели в расчетном сечении корректировались по результатам выполненной маркшейдерской съемки.

Физико-механические свойства стали приняты по ее марке [10]: модуль упругости $E = 2,1 \cdot 10^5$ МПа; коэффициент Пуассона $\nu = 0,27$; плотность $\rho = 7,9$ г/см³. Гидрофобный слой представлял собой смесь 97 % кварцевого мелкозернистого песка и 3 % отработанного машинного масла по объему. Физико-механические свойства гидрофобной смеси получены на сдвиговом приборе ГП-30 [11]: $E = 24$ МПа, $\nu = 0,43$, $\rho = 1,6$ г/см³, сцепление $C = 0,37$ кПа, угол внутреннего трения 25° . Плотность стальных радиальных балок принималась равной нулю, так как в решаемой задаче они выполняли функцию только жесткой связи стенок резервуара.

Для решения задачи использовалась авторская программа метода конечных элементов [12], предоставляющая возможности модификации ее кода под нужды конкретной решаемой задачи. Например, программа была дополнена модулями коррекции положения резервуара по данным инструментальных наблюдений и

оперативного контроля допустимости деформирования резервуара в процессе исправления *хлопунов*.

Для облегчения процесса исправления неровностей днища стального резервуара стенки резервуара в процессе его монтажа фиксировали к *короне* только третьей частью радиальных балок. В рассматриваемом примере использовали 8 из 24 балок.

Таблица 1. Окончательные параметры *хлопунов* днища резервуара

Table 1. Final parameters of the tank bottom dents

Номер <i>хлопуна</i>	Измеренная площадь*, м ²	Измеренная высота, м
1	1,84	0,073
2	0,55	0,037
3	1,89	-0,027
4	1,43	0,041
5	1,23	-0,032
6	1,95	0,039
7	1,89	0,059

* При допустимой площади 2,00 м² и допустимой высоте 0,15 м.

Решалась упруго-пластическая задача, так как выход в зону пластичности конструкций резервуара невозможен по требованиям его проекта, но гидрофобный слой должен испытывать пластические деформации по его функциональному назначению. Для решения задачи использовался метод сил [13]. Горизонтальные силы задавали интуитивно в верхней части стенок резервуара. Результаты расчетов считались удовлетворительными при достижении 60–70 % значения исправления геометрии *хлопуна*, так как в решаемой задаче напряженно-деформированное состояние плоским можно считать только приближенно. Все действия нацеливались на деление крупного *хлопуна* по площади на две части. Наилучшими решениями были те, в которых искомого результата добивались, деформируя обе стенки резервуара. В каждом расчетном приближении допустимо деформирование не более чем в трех расчетных сечениях, таких как O_1-O_2 (рис. 3).

На полученное расчетное перемещение точки приложения силы, если оно было больше 0,005 м, удлинляли или укорачивали соответствующую радиальную балку. Затем снова выполнялась исполнительная маркшейдерская съемка, математическая обработка результатов измерений и следующее приближение по исправлению неровностей днища резервуара. Для увеличения производительности маркшейдерских работ составлена компьютерная программа автоматического построения картограммы *хлопунов* днища.

На начальной стадии разработки этой методики предпринимались попытки решения объемной задачи методом конечных элементов. Использовались программы [14, 15] в полном соответствии с описанным ранее решением. Без труда добивались расчетного исправления неровностей днища по всей площади, но в реальности это приводило к ухудшению исходного состояния. Единственной причиной неудовлетворительного соответствия расчетного и реального состояний являлись непрогнозируемые прочностные свойства сварных швов *AF* и *CH* (рис. 1), выполняемых на месте строительства резервуара. По этой причине от решения объемной задачи методом конечных элементов пришлось отказаться.

Результаты работы. Для резервуаров объемом менее 3000 м³ обычно двух итераций исправления *хлопунов* достаточно для достижения параметрами днища

значений нормативных документов. Из трех *хлопунов* большой площади иллюстрируемого примера получено 7 *хлопунов*, не превышающих требуемой высоты и площади. Если на днище резервуара немного *хлопунов*, то их параметры можно подписать непосредственно на геодезической исполнительной схеме, если много, то на схеме необходимо пронумеровать их, а параметры привести в прилагаемой таблице. Для рассматриваемого примера резервуара описание полученных характеристик *хлопунов* представлено в табл. 1.

Выводы. К достоинствам предлагаемой методики определения параметров и устранения *хлопунов* днища металлического резервуара объемом менее 3000 м³ относятся: простота и высокая производительность полевых маркшейдерских работ; исключение существенного влияния внешних механических искажений на результаты геодезических измерений; однозначность определения формы и очертаний *хлопунов*; высокая точность; меньшая по сравнению с классической методикой трудоемкость камеральной обработки результатов измерений; существенное сокращение времени на исправление обнаруженных маркшейдерскими измерениями отклонений днища резервуара от проектного положения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Стальные вертикальные резервуары низкого давления для нефти и нефтепродуктов / Н. В. Николаев [и др.]. Тюмень: Академия, 2001. 767 с.
2. Алешкина А. А., Бурков П. В., Буркова С. П. Исследование состояния днища резервуаров вертикальных стальных // ГИАБ. 2011. № 2. С. 92–98.
3. Сафина И. С., Каузова П. А., Гушин Д. А. Оценка технического состояния резервуаров вертикальных стальных // ТехНАДЗОР. 2016. № 3(112). С. 40–41.
4. Leica FlexLine TS02/TS06/TS09. User manual. Leica Geosystems AG, Heerbrugg, Switzerland, 2009. 342 p.
5. AutoCAD 2013. User's Guide. San Ravel: Autodesk, 2012. 872 p.
6. Поклад Г. Г., Гриднев С. П. Геодезия. М.: Академический проект, 2007. 592 с.
7. Букринский В. А. Геометрия недр. М.: Горная книга, 2016. 550 с.
8. Маркшейдерское дело / Д. Н. Оглоблин [и др.]. М.: Недра, 1981. 704 с.
9. Koutromanos Ioannis. Fundamentals of finite element analysis: linear finite element analysis. NY: Wiley, 2017. 715 p.
10. Елманов Г. Н., Исаенкова М. Г., Смирнов Е. А. Физические свойства металлов и сплавов. М.: МИФИ, 2014. 136 с.
11. Шутов В. Е., Сенцов С. И. Руководство к проведению лабораторных работ по дисциплине «Механика грунтов». М.: РГУ нефти и газа, 2002. 74 с.
12. Барулин А. И., Рахимов З. Р. Оценка устойчивости откосов слабых горных пород методом конечных элементов // Труды университета. 2006. № 4. С. 26–31.
13. Бате К.-Ю. Методы конечных элементов. М.: Физматлит, 2010. 1024 с.
14. Барулин А. И. Деформирование пород отвала при разгрузке автосамосвала под откос // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 3. С. 60–68.
15. Stolarski T., Nakasone Y., Yoshimoto S. Engineering analysis with ANSYS Software. Butterworth-Heinemann: Elsevier, 2018. 553 p.

Поступила в редакцию 9 июня 2021 года

Сведения об авторах:

Барулин Александр Иванович – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургии и горного дела Рудненского индустриального института. E-mail: barulinai@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8297-4065>

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-69-79

Mine surveying technique and steel storage tank base deformation removal

Aleksandr I. Barulin¹

¹Rudny Industrial Institute, Rudny, Kostanai region, Republic of Kazakhstan.

Abstract

Introduction. Vertical steel tanks are extensively used in oil fields to hold crude oil and other liquids. Their construction requires continuous surveying control. However, measurement procedures, data processing,

and deviations and documentation correction are not universal and cannot be applied for tanks with a capacity of less than 3000 m³. Moreover, the process of correcting the detected bottom irregularities is poorly substantiated and intuitive.

Research objective is to improve the as-built survey accuracy and reliability of the low-capacity steel tank bottom, substantiate the minimum height of its irregularities, increase the objectivity and productivity of measurement processing, develop an unambiguous method for time-predictable correction of bottom irregularities, and substantiate the optimal contents of its relief's as-built scheme.

Methods of research. Geometric leveling for the bottom profile survey failed to provide adequate accuracy and was therefore replaced by the method of trigonometric leveling. A method has been developed for determining the deviations of the existent tank bottom profile from the design position by means of algebraic actions with surfaces of a topographic order. The accuracy of determining the smallest height of bottom irregularities has been estimated under the tacheometric survey. A method has been proposed for controlling the correction of tank bottom irregularities based on evaluation calculations of bottom deformations by the finite element method.

Research results. All the development results are exemplified by a specific production example. It was found that for a full completion of work, two iterations of tank bottom irregularities correction are enough. Methods of optimal design for the facility's as-built schemes are presented.

Conclusions. A simple, accurate, low-cost, productive, and time-predictable method of mine surveying, mathematical processing and correction of deviations in the tank bottom profile has been developed. This technique reduces the construction period and increases the operating time of the facility.

Keywords: tank; bottom; mapping; measurement processing; correction of deviations; finite element method; as-built scheme.

REFERENCES

1. Nikolaev N. V. et al. *Steel vertical low-pressure oil storage tanks*. Tyumen: Akademiia; 2001. (In Russ.)
2. Aleshkina A. A., Burkov P. V., Burkova S. P. Studying the state of a vertical steel tank head. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2011; 2: 92–98. (In Russ.)
3. Safina I. S., Kuzova P. A., Gushchin D. A. Estimating the technical condition of vertical steel tanks. *TekhNADZOR = Technical Supervision*. 2016; 3(112): 40–41. (In Russ.)
4. *Leica FlexLine TS02/TS06/TS09. User manual*. Leica Geosystems AG, Heerbrugg, Switzerland, 2009. 342 p.
5. *AutoCAD 2013. User's Guide*. San Ravel: Autodesk, 2012. 872 p.
6. Poklad G. G., Gridnev S. P. *Geodesy*. Moscow: Akademicheskii proekt Publishing; 2007. (In Russ.)
7. Bukrinskii V. A. *Subsoil geometry*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2016. (In Russ.)
8. Ogloblin D. N. et al. *Mine surveying*. Moscow: Nedra Publishing; 1981. (In Russ.)
9. Koutromanos Ioannis. *Fundamentals of finite element analysis: linear finite element analysis*. NY: Wiley, 2017. 715 p.
10. Elmanov G. N., Isaenkova M. G., Smirnov E. A. *Physical properties of metals and alloys*. Moscow: MEPhI Publishing; 2014. (In Russ.)
11. Shutov V. E., Sentsov S. I. *Guidelines on laboratory research in "Mechanics of Soil"*. Moscow: National University of Oil and Gas Publishing; 2002. (In Russ.)
12. Barulin A. I., Rakhimov Z. R. Slope stability analysis of soft rock by the finite element method. *Trudy universiteta = Proceedings of the University*. 2006; 4: 26–31. (In Russ.)
13. Bathe K. J. *Finite element procedures*. Moscow: Fizmatlit Publishing; 2010. (In Russ.)
14. Barulin A. I. Deformation of rocks under the machines unloaded at the slant. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2013; 3: 60–68. (In Russ.)
15. Stolarski T., Nakasone Y., Yoshimoto S. *Engineering analysis with ANSYS Software*. Butterworth-Heinemann: Elsevier, 2018. 553 p.

Received 9 June 2021

Information about authors:

Aleksandr I. Barulin – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Metallurgy and Mining, Rudny Industrial Institute. E-mail: barulinai@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8297-4065>

Для цитирования: Барулин А. И. Методика маркшейдерской съемки и устранения деформаций днища стальных резервуаров // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 7. С. 69–79. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-69-79

For citation: Barulin A. I. Mine surveying technique and steel storage tank base deformation removal. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 7: 69–79 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-69-79

ГЕОЭКОЛОГИЯ, РАЦИОНАЛЬНОЕ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЕ

УДК 504.55.054:622(470.6)

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-80-91

К концепции охраны окружающей среды угледобывающего региона

Валиев Н. Г.¹, Страданченко С. Г.^{2*}, Масленников С. А.²,
Голодов М. А.², Армейсков В. Н.²

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

² Институт сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) ДГТУ, г. Шахты, Россия

*e-mail: ssg72@mail.ru

Реферат

Целью работы является обоснование актуальности конверсии горного производства на технологии, обеспечивающие более безопасное для окружающей среды использование минеральных запасов недр.

Методика проведения исследований включает анализ теории и практики применения природоохранных технологий и многофакторный эксперимент.

Результаты. Предложен критерий эффективности технологий добычи минерального сырья в виде снижения влияния продуктов деятельности добычных и перерабатывающих предприятий на состояние окружающей природной среды. Рассмотрена проблема минимизации наносимого окружающей среде ущерба от хранения отходов обогащения углей в отвалах и хранилищах путем утилизации их компонентов. Сформулирован механизм загрязнения окружающей среды. Исследованы аспекты извлечения металлов из хвостов обогащения в мельнице-дезинтеграторе. Дан прогноз уменьшения угрозы живому веществу путем реализации концепции радикальной безотходной переработки некондиционного минерального сырья. Отмечена необходимость совершенствования процессов дробления, тонкого измельчения и классификации минералов в мельницах для уменьшения вредных для окружающей среды отходов угольного производства.

Выводы и область применения результатов. Показано, что ухудшение условий разработки месторождений минерального сырья повышает опасность техногенного воздействия на окружающую среду в регионах его добычи. Численность населения Земли увеличивается и, соответственно, растут объемы добычи ресурсов для удовлетворения его потребностей. Возрастающую угрозу живому веществу можно снизить радикальными мерами, среди которых приоритетна безотходная переработка некондиционного минерального сырья. Результаты исследования могут быть востребованы при разработке месторождений твердых металлосодержащих технологически вскрываемых руд.

Ключевые слова: уголь; окружающая среда; отходы обогащения; утилизация; извлечение металлов; мельница-дезинтегратор.

Введение. России принадлежит 16 % всех природных минерально-сырьевых ресурсов мира, но ее база характеризуется истощением богатых и крупных месторождений полезных ископаемых. Поэтому увеличивается актуальность поиска и освоения технологий, обеспечивающих полное и комплексное использование запасов недр [1–4].

Одним из критериев эффективности технологий добычи минерального сырья является влияние деятельности добычных и перерабатывающих предприятий на состояние окружающей природной среды [5–9].

В России накоплено более 12 млрд т твердых отходов. Ежегодно образуется до 75 млн т отходов, из которых утилизируется лишь 18 %. На территории Ростов-

ской области ежегодно образуется от 7 до 8 млн т промышленных отходов, большая часть которых приходится на долю хвостов обогащения углей. Выщелоченные осадками из хвостов обогащения углей металлы угнетают биоту.

При оценке влияния хвостохранилищ на окружающую среду учитывают занятость земли и снижение продуктивности сельского хозяйства. Фактический же ущерб больше. Горнодобывающая промышленность поставляет около 20 % загрязнителей, оказывая негативное воздействие на окружающую среду (рис. 1).

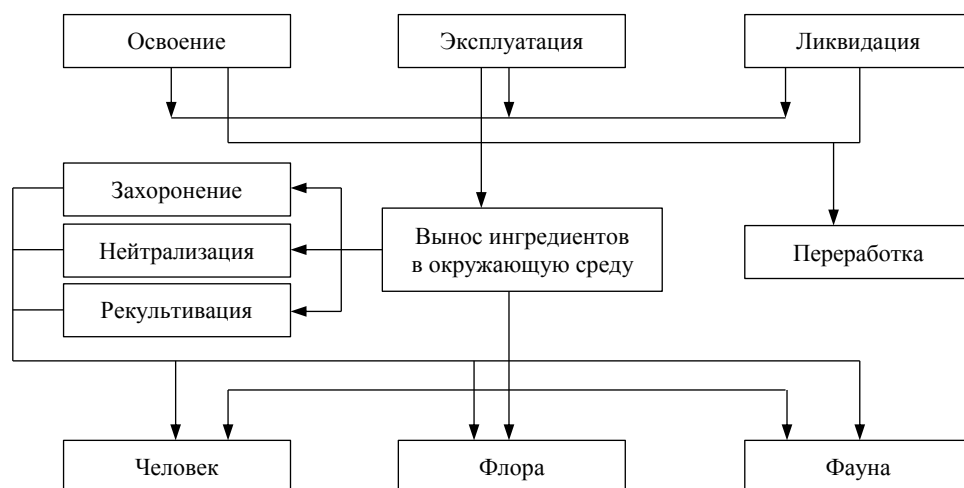


Рисунок 1. Схема воздействия горного предприятия на окружающую среду
Figure 1. Scheme of a mining enterprise impact on the environment

Одно из направлений снижения опасности отходов – их возвращение в природный круговорот.

Для утилизации хвостов необходимо совершенствовать процессы дробления, тонкого измельчения и классификации минералов, потому что размеры и активность продуктов утилизации нередко определяют показатели их использования, например при изготовлении бетонов и выщелачивании металлов [10–12].

Концепция охраны окружающей среды включает в себя комплекс мер по сохранению атмосферного воздуха, вод, земель, почв, недр, биоразнообразия, защите охраняемых природных территорий от антропогенного воздействия продуктов горного производства, в том числе в процессах обращения с минеральными отходами.

Процессы обращения с минеральными отходами добычи и переработки руд должны получить комплексное экологическое обоснование, подтверждающее стремление минимизировать негативное техногенное воздействие на окружающую среду при приемлемых затратах.

Концепция охраны окружающей среды в качестве приоритетного объекта своей деятельности рассматривает живое вещество или совокупность живых организмов в биосфере вне зависимости от их систематической принадлежности.

Задачи института экологии природопользования: выявление механизма функционирования окружающей среды, предложение новых решений в экосистемах, прогнозирование изменений от воздействия человека, разработка технологий предупреждения и ликвидации экологического ущерба при развитии опасных природных и наведенных экзогенных процессов.

Таблица 1. Содержание металлов в отвалах угольных шахт Донбасса
Table 1. Content of metals in dumps of Donbass coal mines

Район	Содержание металлов, г/т									
	Mn	Ni	Co	V	Cr	Zr	Pb	Zn	Be	
Каменско-Гундоровский	300–700	40–80	10–20	80–20	100–200	50–100	10–30	–	–	–
Белокалитвинский	100–600	30–10	–	30–100	30–100	50–100	–	–	–	–
Гуково-Зверевский	200–600	10–100	–	60–100	50–200	60–100	10–100	–	–	–
Красно-Донецкий	200–600	15–30	–	50–80	50–60	–	20–30	–	–	–
Сулино-Садкинский	200–500	30–50	10–20	80–150	–	50–60	10–20	30–50	1,5–3,0	–
Шахтинско-Несветаевский	100–1000	10–100	–	50–500	50–200	50–200	15–3000	–	–	–

Таблица 2. Содержание металлов в отвалах обогатительных фабрик
Table 2. Content of metals in dumps of concentration plants

Обогатительная фабрика	Содержание металлов, г/т										
	Mn	Ni	Co	V	Cr	Mo	Zr	Pb	Zn	Be	Sr
Донецкая	640,9	74,2	17,4	124,0	222,1	5,0	113,6	74,0	149,1	3,0	175,2
Гуковская	989,4	39,7	14,9	79,9	148,6	5,6	99,0	49,8	83,7	4,0	594,3
Шолоховская	324,1	55,2	24,1	242,0	242,0	6,2	104,2	55,5	263,0	2,6	356,4
Несветаевская	790,5	49,6	10,4	99,3	198,0	3,0	99,0	39,9	148,8	3,0	151,0

Эти положения концепции охраны окружающей среды формируют цель настоящего исследования – обоснование актуальности поиска и освоения прорывных технологий, обеспечивающих более полное и безопасное для окружающей среды использование запасов недр, в частности углей.

Методика. Цель достигается комплексным методом, включающим анализ теории и практики применения природоохранных технологий добычи углей с точки зрения экологии природопользования. Основным методом является лабораторный эксперимент на предприятиях России и зарубежья. Продукционные растворы выщелачивания хвостов обогащения углей анализировали на содержание металлов в рентгеновском спектрометре «Спектроскан МАХ-GV». Пробы упаривали и добавляли раствор соды для перевода металлов в нерастворимую форму. Гель отфильтровывался и после упаривания и сушки сокращенные пробы прокаливали для удаления кристаллически связанной воды.

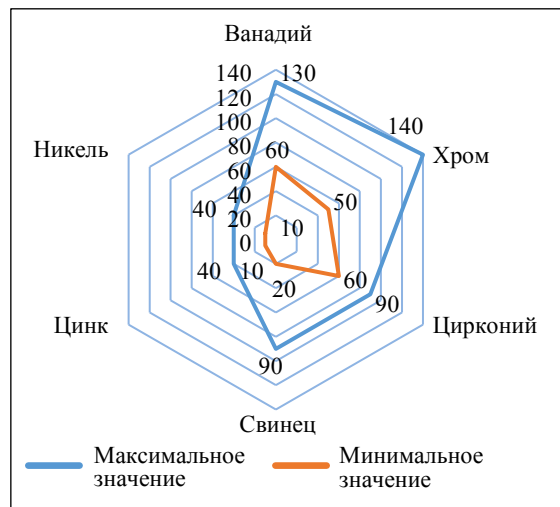


Рисунок 2. Изменение содержания металлов в хвостах обогащения углей

Figure 2. Change in the content of metals in silt coal

Результаты. Процесс накопления хвостов переработки угля на месторождениях Донбасса является универсальным, как и механизм воздействия продуктов дезинтеграции хвостов на окружающую среду.

Недостатком традиционных технологий извлечения ценных компонентов из хвостов является неполное извлечение металлов до норм ПДК.

Традиционным технологиям извлечения металлов из хвостов противопоставляется технология выщелачивания в дезинтеграторе, которая позволяет извлекать металлы из хвостов до нужного уровня.

Месторождения углей локализованы преимущественно в Старобельско-Миллеровском и Новомосковском угленосных районах Донецкого бассейна.

За почти 300 лет добычи углей в Донбассе сформировано около 1300 терриконов общим объемом 1 000 000 тыс м³ на площади 5500 га. Негативная нагрузка горного производства на окружающую природную среду складывается из следующих составляющих: отвлечение земли под отвалы, изменение бонитета почв, химизация гидросистем растворимыми соединениями металлов.

После извлечения на дневную поверхность минералов развиваются процессы перехода металлов в растворимые соединения, масштаб которых зависит от ми-

нерального состава углей. Внутри отвалов создаются благоприятные условия для окисления автотрофными микроорганизмами, получающими энергию при окислении серы и ее продуктов.

При рекультивации отвалов процессы естественного выщелачивания в хранилищах хвостов после покрытия их слоем грунта и последующего озеленения не прекращаются. Водная эрозия отвалов угледобычи характеризуется выносом содержащихся в породах опасных компонентов. Снизить активность водной эрозии пытаются посадкой деревьев и кустов. Содержание металлов в отвалах шахт характеризуется в табл. 1. Содержание металлов в отвалах обогатительных фабрик показано в табл. 2.

Таблица 3. Свойства производственной пыли
Table 3. Industrial dust properties

Крупность, мм	Ранг опасности	Механизм действия	Ущерб здоровью человека
200–500	3	Комкование и огрубление кожи, шерсти и пуха. Ожог растений	Кожные заболевания, нарушение функции зрения, слуха, обоняния
50–200	2	Цементация и склеивание поверхности живых организмов	Кожные заболевания, нарушение функции зрения, слуха, обоняния
Менее 50	1	Участие в процессах жизнедеятельности	Заболеваемость за счет химического, физического и др. видов воздействия

Границы изменения содержания металлов в хвостах обогащения углей представлены на рис. 2.

Пыль представляет собой минеральные частицы размером от 0 до 500 микрон. Факторы ее воздействия на живое вещество ранжированы в табл. 3.

Пылевое загрязнение окружающей среды осуществляется в процессе буровзрывных, погрузочно-разгрузочных, транспортных, дробильно-сортировочных, планировочных и отвальных работ.

Пыль содержит компоненты, которые провоцируют заболевания. У горнорабочих отмечается ускоренное развитие патологии биоэлектрической и сократительной функции сердца, атерогенные изменения крови, нейроциркуляторная дистония, миокардиодистрофия, атеросклероз, хроническая сердечная недостаточность и другие заболевания. Установлена корреляция между химическим загрязнением окружающей среды и частотой аллергий, бронхолегочной патологией, гиперплазией щитовидной железы, кариесом, нарушением нервно-психического и физического развития, врожденными пороками развития и злокачественными образованиями.

Наиболее перспективны для использования в народном хозяйстве горелые породы и обожженные глинисто-песчаные минералы. На их основе могут быть изготовлены бетонные блоки и панели, например крепежные бетониты для крепления горных подземных выработок.

При неполном обжиге горелые породы содержат компоненты, которые существенно изменяют объем при колебаниях влажности и температуры среды, а также при взаимодействии с кислородом воздуха и водой. Из качеств горелых пород нежелательны водопоглощение и влажность, капиллярное всасывание и гидрофильный характер поверхности.

Борьба с негативным влиянием отвалов хвостов угледобычи включает в себя предотвращение пылевых выбросов, ограничение доступа атмосферных осадков, рекультивацию и озеленение.

История становления и развития угледобычи Донбасса, а также сегодняшнее состояние его территории свидетельствуют о неэффективности процессов рекультивации. Вначале это объяснялось недостаточной технической вооруженностью процессов рекультивации. В новое время отвалы остаются без хозяев, так как их рекультивация не всегда рентабельна. Захоронение хвостов обогащения чревато потерей ценных компонентов, в том числе металлов.

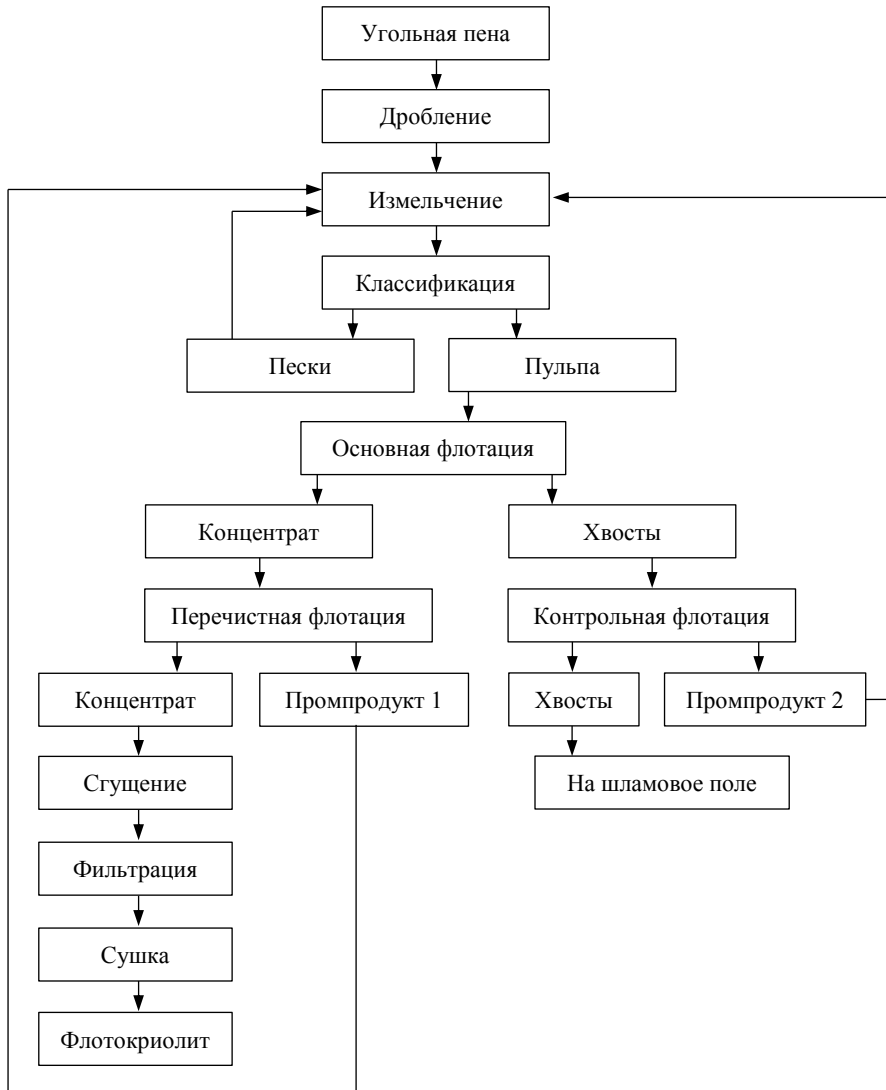


Рисунок 3. Алгоритм утилизации хвостов обогащения угля
 Figure 3. Algorithm for utilization of silt coal

В добываемых донецких углях содержится драгоценных компонентов на сумму, в 20 раз превышающую стоимость сжигаемых углей.

Примерно 80 % добываемого угля направляется на производство энергии, до 20 % используется металлургической промышленностью.

Принимаемые меры снижения загрязнения окружающей среды металлами не могут быть результативными, поскольку не устраняют контакта отходов с ее экосистемами.

Радикально проблема может быть решена утилизацией отходов производства угля, которая позволит не только получить необходимые народному хозяйству товарные продукты, но и снизит негативную нагрузку на экологическую обстановку. При утилизации хвостов обогащения угля конечными продуктами являются уголь (30–10 мм, 0–10 мм) и сопутствующие компоненты (рис. 3).

Известные технологии переработки хвостов обогащения образуют вторичные хвосты, снижая опасность, но не ликвидируя ее в целом, что усложняет дальнейшую утилизацию.

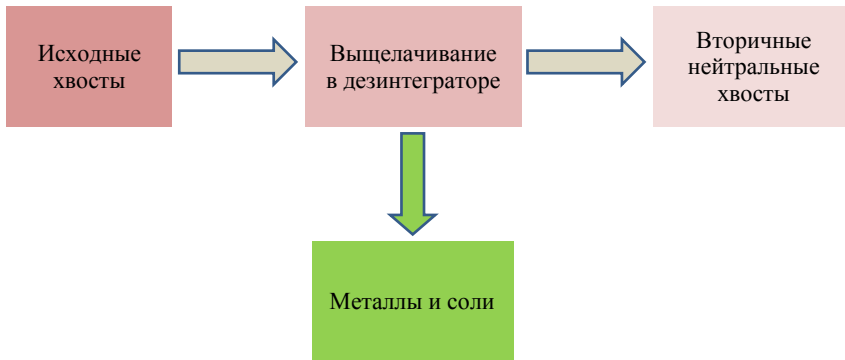


Рисунок 4. Схема извлечения металлов из хвостов обогащения углей
Figure 4. Scheme of metal recovery from silt coal

Металлы из хвостов обогащения углей могут быть извлечены выщелачиванием в скоростной мельнице-дезинтеграторе, после чего вторичные хвосты применяются без ограничений (рис. 4).

Хвосты обогащения измельчали до размеров –2,5 мм, затем сушили при температуре 60 °С в течение 12–24 ч, чтобы максимальная влажность материалов не превышала 2 %. Исследовали две партии растворов, полученных при выщелачивании в дезинтеграторе разноразных горелых и негорелых отходов. Начальное содержание металлов в хвостах обогащения углей характеризуется в табл. 4.

В результате упаривания, сушки и прокаливания пробы сократились в 10–12 раз (табл. 5).

Извлечение марганца в выпаренный и прокаленный продукт составляет 1,3 %, никеля – 102,1 %, кобальта – 104,5 %, хрома – 18,0 %, свинца – 43,5 %, цинка – 36,6 %. Извлечение металлов больше 100 % объясняется возможным превышением их содержания в выщелачиваемых материалах над содержанием в пробах исходных материалов. Извлечение металлов достаточно высокое, хотя их содержание в растворах низкое, мг/л: марганец – 1,0; никель – 7,0; кобальт – 2,0; хром – 4,0; свинец – 3,0; цинк – 5,0.

Анализ и обсуждение. Полученные с доверительной вероятностью 95 % результаты исследований свидетельствуют о том, что выщелачивание металлов из отходов добычи угля возможно.

Особенности вторичных хвостов обогащения углей:

- в процессе активации в раствор переходят практически все металлы и соли, поэтому хвосты становятся доступными к использованию без ограничений;

- масса вторичных хвостов представляет собой пластичную смесь дисперсных компонентов, до 60 % которой составляют активные частицы размером не более 0,076 мм, что сокращает затраты на производство продукции.

Технологии с выщелачиванием металлов и полной утилизацией отходов переработки углей станут привлекательными с экономической точки зрения, когда

современные методы подготовки минерального сырья к использованию в промышленности уступят природоохранным методам, а в экономическом сравнении альтернативных вариантов технологии будет участвовать величина компенсации за действительный ущерб всему живому от хранения отходов на земной поверхности, а не штрафы [13–15].

Таблица 4. Содержание металлов в хвостах обогащения угля, г/т
Table 4. The content of metals in silt coal, g/t

Элемент	Минимум	Максимум	Среднее
Марганец	310	330	320
Никель	10	40	25
Кобальт	5	10	5
Ванадий	60	130	95
Хром	50	140	85
Молибден	1	2	1,5
Цирконий	60	90	75
Свинец	20	90	55
Цинк	10	40	50
Бериллий	2	2,6	2,3

Эффективность технологии оценивается на основании долговременных статистических показателей, она определяется соотношением компенсационных затрат и ущерба от хранения отходов, производственной мощности утилизирующего предприятия и его технологического уровня [16–18].

Концепция обращения с некондиционным минеральным сырьем исходит из того, что поскольку нет возможности оценить действительный ущерб человеку, флоре и фауне, следует технологически исключить возможность нанесения этого ущерба, т. е. не консервировать, а утилизировать хвосты.

Полное извлечение тяжелых металлов и солей ликвидирует опасность миграции продуктов природного выщелачивания хвостов в окружающую среду, что обеспечивает решение задачи исследования.

Совершенствование технологии измельчения минерального сырья включает в себя создание комплексов, в которых мельницы различного типа комбинируют, что уменьшает объем отходов. Так, в цепи закладочного комплекса производительностью 70 м³/ч дезинтегратор ДУ-65 обеспечивал выход активного класса до 55 %. Комбинирование его с вертикальной вибромельницей увеличило выход активной фракции до 70 %, что позволило утилизируемому шлаку конкурировать с товарным цементом.

Выводы. Ухудшение условий разработки угольных месторождений повышает опасность техногенного воздействия на окружающую среду в регионах добычи.

Численность населения Земли будет увеличиваться и, соответственно, будут расти объемы добычи ресурсов для удовлетворения его потребностей. Возрастающую угрозу живому веществу можно снизить только ограничительными мерами, среди которых приоритетна радикальная безотходная переработка некондиционного минерального сырья.

Поэтому повышается ценность исследований, которые отвечают на вопрос не только о том, как конкретная технология угрожает окружающей среде, но и о том, как предотвратить или уменьшить угрозу.

Детализированы аспекты концепции охраны окружающей среды от антропогенного воздействия продуктов добычи углей. Дано комплексное экологическое обоснование возможности минимизировать негативное техногенное воздействие на окружающую среду путем извлечения металлической компоненты разубоживающих пород.

Таблица 5. Состав сухого концентрата из разнородных хвостов обогащения

Table 5. Composition of dry concentrate from mixed tailings

Металл	Горелые хвосты, %	Негорелые хвосты, %	Приращение, %
Cr	0,10	0,15	+0,05
Fe	2,75	3,06	+0,31
Ni	0,30	0,17	-0,13
Mn	0,10	0,10	0,00
Co	0,10	0,12	+0,02
Cu	0,40	0,30	-0,10
Pb	0,10	0,10	0,00
Zn	0,30	0,14	-0,16

Охарактеризован механизм функционирования окружающей среды при поражении продуктами хранения хвостов обогащения угля и предложено новое решение по защите экосистем.

Полученные результаты исследования могут быть востребованы при разработке месторождений твердых металлосодержащих технологически вскрываемых руд.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Валиев Н. Г., Пропп В. Д., Вандышев А. М. Кафедре горного дела УГГУ – 100 лет // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 8. С. 130–143.
2. Голик В. И., Дмитрак Ю. В., Комащенко В. И., Разоренов Ю. И. Экологические аспекты хранения хвостов обогащения руд в горном регионе // Экология и промышленность России. 2018. Т. 22. № 6. С. 35–39.
3. Tolvanen A., Eilu P., Juutinen A., Kangas K., Kivinen M., Markovaara-Koivisto M., Naskali A., Salokannel V., Tuulentie S., Similä Ju. Mining in the Arctic environment – A review from ecological, socioeconomic and legal perspectives // Journal of Environmental Management. 2019. Vol. 23. P. 832–844.
4. Domingues Maria S. Q., Baptista Adelina L. F., Diogo Miguel Tato. Engineering complex systems applied to risk management in the mining industry // International Journal of Mining Science and Technology. 2017. Vol. 27. P. 611–616.
5. Голик В. И., Дмитрак Ю. В., Габараев О. З., Кожиев Х. Х. Минимизация влияния горного производства на окружающую среду // Экология и промышленность России. 2018. Т. 22. № 6. С. 26–29.
6. Земсков А. Н., Лискова М. Ю., Смирнова Е. В. Анализ условий труда горнорабочих и мероприятия по нормализации пылевого и газового состава атмосферы шахт и рудников // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. № 2. С. 58–68.
7. Ляшенко В. И. Научно-технические предпосылки повышения экологической безопасности в горнодобывающем регионе // Черная металлургия. 2015. № 1. С. 21–30.
8. Vintroà C., Sanmiquelb L., Freijoc M. Environmental sustainability in the mining sector: evidence from Catalan companies // Journal of Cleaner Production. 2014. Vol. 84. P. 155–163.
9. Чен Х. Л. Краткий анализ технических моментов об оценке воздействия хвостохранилищ на окружающую среду // Передовые исследования материалов. 2014. Т. 955–959. С. 1685–1689.
10. Дмитрак Ю. В. Теория движения мелочей загрузки и повышение эффективности оборудования для тонкого измельчения горных пород: автореф. дис. ... д-ра техн. наук. Москва, 2000. 44 с.
11. Doifode S. K., Matani A. G. Effective industrial waste utilization technologies towards cleaner environment // International Journal of Chemical and Physical Sciences. 2015. Vol. 4. Special Issue. NCSC. P. 536–540.

12. Голик В. И., Комащенко В. И., Страданченко С. Г., Масленников С. А., Пушкина В. В. Исследование технологий выщелачивания металлов из хвостов обогащения // Уголь. 2012. № 9(1038). С. 91–93.

13. Разоренов Ю. И., Голик В. И., Куликов М. М. Экономика и менеджмент горной промышленности. Новочеркасск: ЮРГТУ (НПИ), 2010. 247 с.

14. Комащенко В. И. Эколого-экономическая целесообразность утилизации горнопромышленных отходов с целью их переработки // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 4. С. 23–30.

15. Голик В. И., Дмитрак Ю. В., Комащенко В. И., Бурдзиева О. Г. Геофизические методы контроля руд при выщелачивании // Геофизика. 2018. № 1. С. 85–91.

16. Молев М. Д., Армейсков В. Н., Голодов М. А. Геофизическое прогнозирование экологической безопасности угледобывающих регионов на основе решения многокритериальных задач // ГИАБ. 2019. № 3. С. 63–73.

17. Качурин Н. М., Стась Г. В., Корчагина Т. В., Змеев М. В. Геомеханические и аэрогазодинамические последствия подработки территорий горных отводов шахт Восточного Донбасса // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2017. Вып. 1. С. 170–182.

18. Gasho E. G., Gasho I. A. Economics and ecology symbiosis: transition to principles of best available techniques // Journal of Physics: Conf. Ser. 2018. P. 22–24.

Поступила в редакцию 24 июня 2021 года

Сведения об авторах:

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

Страданченко Сергей Георгиевич – доктор технических наук, профессор, ректор Института сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) Донского государственного технического университета. E-mail: ssg72@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-8621-1144>

Масленников Станислав Александрович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой строительства и техносферной безопасности Института сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) Донского государственного технического университета. E-mail: mail@sssu.ru; <https://orcid.org/0000-0003-2821-6666>

Голодов Максим Александрович – кандидат технических наук, доцент кафедры строительства и техносферной безопасности Института сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) Донского государственного технического университета. E-mail: doc_zamdivr@sssu.ru; <https://orcid.org/0000-0002-3020-6339>

Армейсков Виталий Николаевич – кандидат технических наук, доцент кафедры строительства и техносферной безопасности Института сферы обслуживания и предпринимательства (филиал) Донского государственного технического университета. E-mail: doc_zamdirahr@sssu.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9689-2274>

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-80-91

Environmental protection of a coal-mining region

Niiiaz G. Valiev¹, Sergei G. Stradanchenko², Stanislav A. Maslennikov², Maksim A. Golodov², Vitalii N. Armeiskov²

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

² Institute of Service and Entrepreneurship (branch) DSTU, Shakhty, Russia.

Abstract

Research objective is to substantiate the relevance of mining transition to eco-friendly technologies of subsurface use.

Methods of research include analyzing theory and practice of environmental technologies application and carrying out a multifactor experiment.

Results. An efficiency criterion for mineral resources extraction technologies is proposed that involves reducing the effect made by the by-products of mining and processing enterprises on the state of the environment. The problem is considered of minimizing the environmental damage from storing silt coal in dumps and storages by utilizing their components. The mechanism of environmental pollution has been formulated. Aspects of metal recovery from beneficiation tailings in a disintegrator mill are investigated. A reduced threat to living matter is predicted by implementing the concept of radical waste-free processing of substandard mineral raw materials. The need to improve the processes of crushing, fine grinding, and classification of minerals in mills to reduce the waste of coal production, harmful to the environment, is noted.

Conclusions and scope of the results. Deteriorated conditions of mineral deposits development raise the risk of man-made impact on the environment in coal-mining regions. The global human population

grows resulting in increased resources production to respond to resource needs. The growing threat to living matter can be reduced by radical measures, the non-waste processing of substandard mineral raw materials being the priority. The research results can be helpful in the development of deposits of solid metal-containing technologically exposed ores.

Keywords: coal; environment; tails; utilization; metal extraction; disintegrator mill.

REFERENCES

1. Valiev N. G., Propp V. D., Vandyshev A. M. The 100th anniversary of the department of mining engineering of UrSMU. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 8: 130–143. (In Russ.)
2. Golik V. I., Dmitrak Iu. V., Komashchenko V. I., Razorenov Iu. I. Environmental aspects of storing tails of ore dressing in a mountain region. *Ekologiya i promyshlennost Rossii = Ecology and Industry of Russia*. 2018; 22(6): 35–39. (In Russ.)
3. Tolvanen A., Eilu P., Juutinen A., Kangas K., Kivinen M., Markovaara-Koivisto M., Naskali A., Salokannel V., Tuulentie S., Similä Ju. Mining in the Arctic environment – A review from ecological, socioeconomic and legal perspectives. *Journal of Environmental Management*. 2019; 23: 832–844.
4. Domingues Maria S. Q., Baptista Adelina L. F., Diogo Miguel Tato. Engineering complex systems applied to risk management in the mining industry. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2017; 27: 611–616.
5. Golik V. I., Dmitrak Iu. V., Gabaraev O. Z., Kozhiev Kh. Kh. Minimizing the impact of mining on the environment. *Ekologiya i promyshlennost Rossii = Ecology and Industry of Russia*. 2018; 22(6): 26–29. (In Russ.)
6. Zemskov A. N., Liskova M. Iu., Smirnova E. V. The analysis of working conditions of miners and measures dust and gas composition of the atmosphere mines. *Izvestiia Tul'skogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2017; 2: 58–68. (In Russ.)
7. Liashenko V. I. The scientific and technical preconditions of the improvement in the ecological safety in the mining region. *Chernaia metallurgiya = Ferrous Metallurgy*. 2015; 1: 21–30. (In Russ.)
8. Vintróa C., Sanmiquelb L., Freijoc M. Environmental sustainability in the mining sector: evidence from Catalan companies. *Journal of Cleaner Production*. 2014; 84: 155–163.
9. Chen Kh. L. Brief analysis of the technical points about the tailings pond environmental impact assessment. *Peredovye issledovaniia materialov = Advanced Materials Research*. 2014; 955–959: 1685–1689. (In Russ.)
10. Dmitrak Iu. V. *The theory of grinding load motion and increasing the efficiency of equipment for fine grinding of rocks: DSc in Engineering abstract of diss.* Moscow, 2000. (In Russ.)
11. Doifode S. K., Matani A. G. Effective industrial waste utilization technologies towards cleaner environment. *International Journal of Chemical and Physical Sciences*. 2015; 4; Special Issue; NCSC: 536–540.
12. Golik V. I., Komashchenko V. I., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A., Pushkina V. V. Research technology leaching of metals from the tailings of beneficiation. *Ugol = Coal*. 2012; 9(1038): 91–93. (In Russ.)
13. Razorenov Iu. I., Golik V. I., Kulikov M. M. *Economics and management of mining*. Novocherkassk: YRSPU (NPI) Publishing; 2010. (In Russ.)
14. Komashchenko V. I. Environmental-economical expediency of utilizing mining-industrial wastes for their converting. *Izvestiia Tul'skogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2015; 4: 23–30. (In Russ.)
15. Golik V. I., Dmitrak Iu. V., Komashchenko V. I., Burdzieva O. G. Geophysical methods of control of ores for leaching. *Geofizika = Geophysics*. 2018; 1: 85–91. (In Russ.)
16. Molev M. D., Armeiskov V. N., Golodov M. A. Geophysical prediction of environmental safety in coal mining regions using complex criteria. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2019; 3: 63–73. (In Russ.)
17. Kachurin N. M., Stas G. V., Korchagina T. V., Zmeev M. V. Geomechanical and aerogasdynamical consequences of underworking mining leases territories of Eastern Donets basin mines. *Izvestiia Tul'skogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2017; 1: 170–182. (In Russ.)
18. Gasho E. G., Gasho I. A. Economics and ecology symbiosis: transition to principles of best available techniques. *Journal of Physics: Conf. Ser.* 2018. P. 22–24.

Received 24 June 2021

Information about authors:

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

Sergei G. Stradanchenko – DSc (Engineering), Professor, Rector, Institute of Services and Entrepreneurship (branch) DSTU. E-mail: ssg72@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-8621-1144>

Stanislav A. Maslennikov – PhD (Engineering), Associate Professor, Head of the Department of Construction and Technosphere Safety, Institute of Service and Entrepreneurship (branch) DSTU. E-mail: mail@sssu.ru; <https://orcid.org/0000-0003-2821-6666>

Maksim A. Golodov – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Construction and Technosphere Safety, Institute of Service and Entrepreneurship (branch) DSTU. E-mail: doc_zamdivr@sssu.ru; <https://orcid.org/0000-0002-3020-6339>

Vitalii N. Armeiskov – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Construction and Technosphere Safety, Institute of Service and Entrepreneurship (branch) DSTU. E-mail: doc_zamdirahr@sssu.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9689-2274>

Для цитирования: Валиев Н. Г., Страданченко С. Г., Масленников С. А., Голодов М. А., Армейсков В. Н. К концепции охраны окружающей среды угледобывающего региона // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 7. С. 80–91. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-80-91

For citation: Valiev N. G., Stradanchenko S. G., Maslennikov S. A., Golodov M. A., Armeiskov V. N. Environmental protection of a coal-mining region. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 7: 80–91 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-80-91

ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

УДК 622.24

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-92-98

Кинетические критерии оценки работоспособности буровых долот шарошечного типа

Блинков О. Г.¹

¹ Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б. Н. Ельцина,
г. Екатеринбург, Россия

e-mail: blinkovog@gmail.com

Реферат

Цель работы. Разработать методику оценки работоспособности буровых долот шарошечного типа по кинетическим критериям.

Введение. Определить абсолютные критерии работоспособности породоразрушающих инструментов затруднительно. Поэтому в качестве технологических критериев принимаются относительные величины износостойкости вооружения буровых шарошечных долот и их относительные механические скорости бурения.

Методика. Вычисление и анализ разных кинетических критериев оценки работоспособности буровых долот имеют существенные различия. Их учет важен при изучении различных модификаций породоразрушающих инструментов. Совокупность кинетических критериев дает картину относительной эффективности работы долота на модели забоя скважины, близкой к реальной. Совокупность кинетических характеристик (критериев) условно названа кинетическим паспортом бурового долота. Рассмотрены узловые моменты построения аналитической модели работы бурового долота на деформируемом забое скважины.

Область применения. Данная методика позволяет осуществлять сравнительную оценку буровых шарошечных долот различных модификаций, находить обратные связи, т. е. по заданным кинетическим характеристикам вести поиск соответствующего сочетания геометрических параметров породоразрушающего инструмента. Разносторонний подход, предполагаемый к использованию при осуществлении исследования работоспособности породоразрушающих инструментов, позволяет максимально полно и точно оценить влияние того или иного фактора на конечный результат.

Ключевые слова: кинетические критерии; оценка работоспособности; буровые шарошечные долота; эффективность работы; породоразрушающий инструмент.

Введение. Определить абсолютные критерии работоспособности породоразрушающих инструментов в настоящее время затруднительно. Поэтому в качестве технологических критериев буровых долот принимаем относительные величины износостойкости вооружения породоразрушающих инструментов и их относительные механические скорости бурения [1–5]. Условие, при котором вычисляется передаточное отношение шарошки, с одной стороны, является критерием достоверности определения контактных работ, с другой – упрощает получение действительных путей контакта, служащих основными исходными параметрами для расчета критериев оценки работы долота на забое скважины [13–18].

Критерии оценки работы долота.

Относительные скорости движения зубьев соответствующих венцов в контакте с породой

$$V_{j(0)} = \frac{1}{i} \sqrt{R_j^2 - 2R_j z_j i \cos \gamma_j + r^2 i^2},$$

где i – передаточное отношение шарошки; R и r – радиусы забоя и венца; z_j – число зубьев j -й шарошки; γ – угол наклона плоскости венца к плоскости поперечного сечения скважины.

Контактные работы разрушения

$$A'_j = S_j F_j,$$

где S – расстояние между лунками поражения забоя; F – осевая нагрузка.

Относительные удельные объемные работы разрушения

$$A''_j = \frac{S_j F_j \delta d_j}{V_k},$$

где δ – глубина внедрения зуба в породу; d_j – ширина венца; V_k – вычисленный объем горной породы при заданном углублении забоя скважины и приходящийся на разрушение соответствующими венцами, а не разрушенный при той сумме контактных работ, которая представлена числителем этого критерия, $V_k = (2\pi R_j \delta d_j) / i$.

Первый критерий качества взаимодействия вооружения венцов определяет режим вращения шарошек.

Второй критерий является относительной оценкой абразивного износа вооружения по венцам. Чем больше величина контактной работы, тем интенсивнее изнашивается соответствующий венец шарошки.

Третий критерий является пропорциональной величиной интенсивности разрушения породы на соответствующих участках забоя скважины.

Методика вычисления критериев и некоторые вопросы анализа работоспособности породоразрушающих инструментов. Для каждого венца шарошки в зависимости от условий формообразования поверхности скважины определяем пределы интегрирования путей контакта, а затем – границы возможного изменения передаточного отношения шарошек исходя из условия:

$$i_1 = \frac{R_1}{r_1}; \dots; i_n = \frac{R_n}{r_n}, \quad i_1 \leq i_{\text{ист}} \leq i_n.$$

Задавшись i , составляем условие кинетического равновесия. Используя метод последовательных приближений, выявляем такое значение величины, когда знак неравенства меняется. Это свидетельство того, что определены более близкие границы, в которых находится истинное значение передаточного отношения $i_{\text{ист}}$. Разделив разность между предыдущим и последним значениями передаточных отношений на несколько равных частей, процесс повторяем. Деление во всех расчетах осуществляем на 20 равных частей. При этом, как показали исследования, для любого случая обеспечивается необходимая точность определения истинного значения передаточного отношения шарошек.

Поэтому работоспособность буровых долот необходимо анализировать при заданных прочих равных условиях и прежде всего – при равных заданных величинах углубления забоя скважины, что также относится и к первому критерию. Для сравнения величин износостойкости значения путей контакта следует вычислять при равных величинах внедрения зубьев шарошек в породу; это не относится к зубьям тех венцов, которые формируют сферические и тороидные области поверхностей канавок забоев скважин [6, 7].

Вычисление и анализ кинетических критериев оценки работоспособности буровых долот имеют существенные различия. Их учет важен при изучении различных модификаций породоразрушающих инструментов. Поэтому при разработке алгоритмов и составлении программ для вычисления кинетических характеристик буровых шарошечных долот они по геометрическим признакам разделены на 5 самостоятельных классов (М, С, Т, К, ОК). Это облегчило решение указанных задач с учетом особенностей механизма взаимодействия шарошечных долот различных модификаций с поверхностями соответствующих забоев скважин [8–12].

Таблица 1. Кинетические критерии оценки долот
Table 1. Kinetic criteria of drill bits evaluation

Долото	V_j	A'_j	A''_j	$\mu(\delta)$	$G(\delta)$	i_1	i_2	i_3
Ш 215,9М-ГВ ($\delta = 7$)	11,3	24,8	0,13	0,10	0,23	1,4	1,46	1,47
Ш 215,9С-ГВ ($\delta = 5$)	7,9	13,2	0,15	0,11	0,24	1,5	1,52	1,47
Ш 215,9Т-ГВ ($\delta = 4$)	6,3	10,2	0,18	0,12	0,26	1,5	1,47	1,53

i_j – передаточное отношение j -й шарошки за один оборот долота.

Совокупность кинетических критериев дает картину относительной эффективности работы долота на модели забоя скважины, близкой к реальной. Совокупность кинетических характеристик (критериев) условно названа кинетическим паспортом бурового долота. Исходные геометрические параметры вооружения долот снимаются графически со схемы поражения радиуса забоя.

Глубина внедрения зубьев шарошек в породу δ определялась равной 1 мм (0,5 мм – для долот типа ОК), максимальное значение – $0,8h$, где h – вылет зубьев на основных венцах. При данных условиях обеспечивается оптимальная механическая скорость бурения при достаточной промывке забоя скважины.

Показатели, разработанные для сравнительного анализа кинетических характеристик долот различных конструкций.

Показатель объемного разрушения породы

$$\mu(\delta) = \left(\sum_{j=1}^N A''_j \right) / N \text{ при } j = 1, 2, 3$$

представляет собой среднее значение совокупности N усредненных величин удельной объемной работы основных венцов шарошек A''_j при заданном внедрении зубьев в породу.

Показатель неравномерности поражения забоя венцами шарошек $G(\delta)$ при заданном значении δ вычисляется по формуле:

$$G(\delta) = \left(\sqrt{\frac{\sum A''_j^2}{N} - \frac{\sum A''_j}{N^2}} \right) / \mu,$$

представляет собой нормированную величину стандартного отклонения совокупности значений усредненных величин удельной объемной работы основных венцов шарошек при заданном внедрении зубьев в породу δ .

Показатель механической скорости бурения k_v , учитывающий как кинетические характеристики, так и конструктивные особенности вооружения долот (вылет, размеры и др.), разработан для комплексного сравнения кинетических характеристик с учетом конструктивных параметров вооружения долот:

$$k_v = 0,01 \frac{\mu(\delta) \delta_{\text{опт}} k_n k_\phi}{1 + G(\delta)},$$

где $\delta_{\text{опт}}$ – оптимальная величина внедрения зуба в породу, в % от вылета зуба; k_n – коэффициент перекрытия забоя скважины; k_ϕ – коэффициент формы зуба.

Коэффициент формы зуба характеризует его способность к разрушению породы в зависимости от размеров и формы породоразрушающей головки зуба. Коэффициент формы зуба определяется формулой:

$$k_\phi = \frac{h}{d} \left(\cos \left(\frac{\alpha}{2} - q \right) \frac{a}{b} \right)^{-2},$$

где d – диаметр зуба; α – угол заострения зуба; q – угол наклона оси зуба; a, b – длина и ширина сечения зуба, соответствующего его внедрению в породу на 1 мм. Необходимо отметить, что коэффициент формы зуба k_ϕ является весьма приближенным.

В табл. 1 показан пример расчета кинетических критериев оценки долот с фрезерованным вооружением, который позволяет с учетом проходки и механической скорости бурения на этапе конструирования находить наилучшие сочетания геометрических параметров разрабатываемых долот.

Выводы. Рассмотрены узловые моменты построения аналитической модели работы бурового долота на деформируемом забое скважины. Преимущество этой модели состоит в том, что она строилась при явно заданных геометрических параметрах буровых долот, которые определяют режим вращения шарошек, кинематическую схему долота в целом, аналогии технологических критериев оценки работоспособности их вооружения. Такая модель открывает большие возможности для сравнительной оценки буровых шарошечных долот различных модификаций, позволяет находить обратные связи, т. е. по заданным кинетическим характеристикам вести поиск соответствующего сочетания геометрических параметров породоразрушающего инструмента. Исследована математическая структура модели работы долота, которая включает в себя параметрические уравнения траекторий движения рабочих элементов шарошек, интегрирование путей их контакта с забоем скважины, вычисление передаточных отношений шарошек и построение критериев оценки работоспособности долот, являющихся аналогами технологических критериев. Показано, что найденные критерии, являясь явными функциями от геометрических параметров, не выражаются через них однозначно. В первую очередь они определяют режим вращения шарошек, а затем количественно характеризуют кинематику буровых шарошечных долот и, следовательно, их критерии.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Современные шарошечные долота, проблемы их совершенствования и повышения надежности / А. В. Торгашов [и др.]. Самара: Самарский научный центр РАН, 2000. 190 с.
2. Торгашов А. В. Повышение надежности бурового породоразрушающего инструмента конструкторско-технологическими методами // Проблемы машиностроения и автоматизации. 1997. № 3. С. 83–88.

3. Блинков О. Г., Бикбулатов И. К., Попов А. Н., Трушкин Б. Н. Экспериментальное обеспечение математических методов определения равномерности нагружения вооружения и опор буровых шарошечных долот // Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. 2007. № 7. С. 17–21.
4. Бикбулатов И. К., Блинков О. Г., Торгашов А. В. Определение динамических нагрузок на твердосплавные зубки шарошек буровых долот // Проблемы машиностроения и автоматизации. 2000. № 2. С. 51–54.
5. Блинков О. Г., Сухов Р. И. К вопросу создания шарошечных долот для конкретных условий бурения // IV Междунар. конф. по буровзрывным работам: сб. докладов. М.: ИПКОН РАН. 1999. С. 14–15.
6. Сериков Д. Ю., Серикова У. С. Повышение эффективности очистки шарошечных буровых долот // Территория «НЕФТЕГАЗ». 2018. № 4. С. 18–22.
7. Маслин А. И., Новиков А. С., Сериков Д. Ю. Повышение эффективности нефтепромыслового оборудования // Оборудование и технологии для нефтегазового комплекса. 2018. № 4. С. 9–15.
8. Третьяк А. Я., Гроссу А. Н., Борисов К. А. Инновационные подходы к конструированию высокоэффективного породоразрушающего инструмента // ГИАБ. 2017. № 8. С. 225–230.
9. Богомоллов Р. М. Совершенствование вооружения одношарошечного бурового инструмента // Оборудование и технологии для нефтегазового комплекса. 2020. № 3. С. 35–38.
10. Симисин Д. И., Шестаков В. С., Афанасьев А. И. Моделирование напряженно-деформированного состояния одношарошечного бурового долота с раздельной конструкцией корпуса // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 7. С. 74–79.
11. Huang Z., Li Gang. Failure analysis of roller cone bit bearing based on mechanics and microstructure // Journal of Failure Analysis and Prevention. 2018. P. 342–349. DOI: 10.1007/s11668-018-0419-3
12. Simisinov D. I., Afanasiev A. I., Shestakov V. S., Valiev N. G. Back-to-back endurance design procedure for elements of roller bit bearing // Gornyi Zhurnal. 2019. No. 9. P. 97–101. DOI: 10.17580/gzh.2019.09.14
13. Simisinov D. I., Afanasiev A. I., Shestakov V. S., Valiev N. G. Loading of bearing retaining pin of tricone drill bit // Gornyi Zhurnal. 2020. No. 12. P. 64–66. DOI: 10.17580/gzh.2020.12.14
14. Pelfren G., Stab O., Tilleman D., Gallifet T., Cuillier B., and Julien Carlos. Modelling the 3D bit-rock interaction helps designing better PDC bits // SPE/IADC International Drilling Conference and Exhibition. Netherlands, Hague. March 2019. DOI: 10.2118/194134-MS
15. Han C., Yu C., Li Y. Mechanical performance analysis of hollow cylindrical roller bearing of cone bit by FEM // Petroleum. 2015. Vol. 1. No. 4. P. 388–396.
16. Franca L. F. P. A bit-rock interaction model for rotary-percussive drilling // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2011. No. 48(5). P. 827–835. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2011.05.007
17. Naganawa S. Feasibility study on roller-cone bit wear detection from axial bit vibration // Journal of Petroleum Science and Engineering. 2012. No. 82–83. P. 140–150. DOI: 10.1016/j.petrol.2012.01.014
18. Сериков Д. Ю. Повышение эффективности шарошечного бурового инструмента с косозубым вооружением: дис. ... д-ра техн. наук. Ухта, 2018. 433 с.

Поступила в редакцию 29 июля 2021 года

Сведения об авторах:

Блинков Олег Геннадьевич – доктор технических наук, заведующий кафедрой технологии машиностроения, станки и инструменты Уральского федерального университета им. первого Президента России Б. Н. Ельцина. E-mail: blinkovog@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0001-7353-9582>

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-92-98

Kinetic criteria for evaluating the performance of roller-cone drill bits

Oleg G. Blinkov¹

¹Ural Federal University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Research objective is to work out a method of evaluating the performance of roller-cone drill bits by kinetic criteria.

Introduction. It is difficult to determine the absolute criteria for the performance of rock cutting tools. Therefore, the relative values of wear resistance of the cutting structure of roller-cone bits and their relative mechanical rates of drilling are adopted as process criteria.

Methods of research. The calculation and analysis of kinetic criteria for evaluating the performance of drill bits have significant differences. Taking them into account is important when studying various

modifications of rock cutting tools. The set of kinetic criteria gives a picture of the relative performance of the bit using the model of the well bottom close to the real one. The set of kinetic characteristics (criteria) is conventionally called the kinetic datasheet of the drill bit. The key points of constructing an analytical model of the drill bit operation on the deformable well bottom have been considered.

Scope of results. This technique provides for a comparative evaluation of roller-cone drill bits of various modifications, allows for finding feedback, i.e. searching for the appropriate combination of geometrical parameters of the rock cutting tool according to given kinetic characteristics. The versatile approach intended for use in the study of the performance of rock cutting tools allows the most complete and accurate evaluation of the influence of one factor or another on the final result.

Keywords: kinetic criteria; performance evaluation; roller-cone drill bits; efficiency; rock cutting tool.

REFERENCES

1. Torgashov A. V. et al. *Modern roller-cone drill bits and their development and reliability improvement issues*. Samara: Samara Scientific Center of RAS; 2000. (In Russ.)
2. Torgashov A. V. Improving the reliability of drilling rock cutting tools by design technology methods. *Problemy mashinostroeniia i avtomatizatsii = Engineering and Automation Problems*. 1997; 3: 83–88. (In Russ.)
3. Blinkov O. G., Bikbulatov I. K., Popov A. N., Trushkin B. N. Experimental support of mathematical methods for determining the uniformity of roller-cone drill bits cutting and bearing structures loading. *Stroitelstvo nefitanykh i gazovykh skvazhin na sushe i na more = Construction of Oil and Gas Wells on Land and Sea*. 2007; 7: 17–21. (In Russ.)
4. Bikbulatov I. K., Blinkov O. G., Torgashov A. V. Determining dynamic loads on hard-alloy bits of drill bit roller cutters. *Problemy mashinostroeniia i avtomatizatsii = Engineering and Automation Problems*. 2000; 2: 51–54. (In Russ.)
5. Blinkov O. G., Sukhov R. I. Regarding the issue of creating roller-cone drill bits for specific drilling conditions. In: *Proceeding of the 4th International Conf. on Drilling and Blasting*. Moscow: IPKON RAS Publishing; 1999. p. 14–15.
6. Serikov D. Iu., Serikova U. S. Cleaning efficiency enhancement of roller-cutter bits. *Territoriia "NEFTEGAZ" = Oil and Gas Territory*. 2018; 4: 18–22. (In Russ.)
7. Maslin A. I., Novikov A. S., Serikov D. Iu. Improvement of operational efficiency of oilfield equipment. *Oborudovanie i tekhnologii dlia neftegazovogo kompleksa = Equipment and Technologies for Oil and Gas Complex*. 2018; 4: 9–15. (In Russ.)
8. Tretiak A. Ia., Grossu A. N., Borisov K. A. Innovative approaches to designing highly efficient rock-breaking tool. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 8: 225–230. (In Russ.)
9. Bogomolov R. M. Improvement of cutting structures of a single-cone drill-bit. *Oborudovanie i tekhnologii dlia neftegazovogo kompleksa = Equipment and Technologies for Oil and Gas Complex*. 2020; 3: 35–38. (In Russ.)
10. Simisinov D. I., Shestakov V. S., Afanasiev A. I. Modelling of stress-strain state of one-cutter rock drilling bit with distinct hull structure. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 7: 74–79. (In Russ.)
11. Huang Z., Li Gang. Failure analysis of roller cone bit bearing based on mechanics and microstructure. *Journal of Failure Analysis and Prevention*. 2018; 342–349. Available from: doi: 10.1007/s11668-018-0419-3
12. Simisinov D. I., Afanasiev A. I., Shestakov V. S., Valiev N. G. Back-to-back endurance design procedure for elements of roller bit bearing. *Gornyi Zhurnal*. 2019; 9: 97–101. Available from: doi: 10.17580/gzh.2019.09.14
13. Simisinov D. I., Afanasiev A. I., Shestakov V. S., Valiev N. G. Loading of bearing retaining pin of tricone drill bit. *Gornyi Zhurnal*. 2020; 12: 64–66. Available from: doi: 10.17580/gzh.2020.12.14
14. Pelfren G., Stab O., Tilleman D., Gallifet T., Cuillier B., and Julien Carlos. Modelling the 3D bit-rock interaction helps designing better PDC bits. In: *SPE/IADC International Drilling Conference and Exhibition. Netherlands, Hague. March 2019*. Available from: doi: 10.2118/194134-MS
15. Han C., Yu C., Li Y. Mechanical performance analysis of hollow cylindrical roller bearing of cone bit by FEM. *Petroleum*. 2015; 1(4): 388–396.
16. Franca L. F. P. A bit-rock interaction model for rotary-percussive drilling. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2011; 48(5): 827–835. Available from: doi: 10.1016/j.ijrmmms.2011.05.007
17. Naganawa S. Feasibility study on roller-cone bit wear detection from axial bit vibration. *Journal of Petroleum Science and Engineering*. 2012; 82–83: 140–150. Available from: doi: 10.1016/j.petrol.2012.01.014
18. Serikov D. Iu. *Improving the efficiency of roller-cone drill bit with a helical cutting structure: DSc in Engineering diss.* Ukhta; 2018. (In Russ.)

Information about authors:

Oleg G. Blinkov – DSc (Engineering), Head of the Department of Mechanical Engineering Technology, Machinery and Equipment, Ural Federal University named after the first President of Russia B. N. Yeltsin. E-mail: blinkovog@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0001-7353-9582>

Для цитирования: Блинков О. Г. Кинетические критерии оценки работоспособности буровых долот шарошечного типа // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 7. С. 92–98. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-92-98

For citation: Blinkov O. G. Kinetic criteria for evaluating the performance of roller-cone drill bits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 7: 92–98 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-92-98

ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 004.05

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-99-108

Формальное доказательство соответствия программной реализации используемых в системах контроля и управления моделей заданным требованиям

Лапин Э. С.¹, Абдрахманов М. И.^{1*}

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: marat-ab@mail.ru

Реферат

Цель работы. Исследование возможности применения метода формального доказательства соответствия программной реализации модели заданным требованиям для систем, модели которых могут быть представлены в виде конечных автоматов.

Актуальность. Разработка программного обеспечения для систем контроля и управления на одном из первых этапов этого процесса предполагает создание модели системы. Эта модель строится на основе технического задания, спецификации и различной априорной информации. Большая часть таких моделей для технических систем, которые эксплуатируются на современных добычных предприятиях (конвейерные системы, системы проветривания и т. п.), может быть описана с помощью модели конечного автомата. Такая модель может быть использована для решения широкого круга задач. Следующим шагом является программная реализация модели целиком либо какой-то ее части. В связи с этим возникает задача определения соответствия программной реализации модели ее исходному описанию.

Результаты. Один из способов решения данной задачи – это формальное доказательство наличия у программной модели свойств, которые определены в спецификации (описании) исходной модели. В статье на примере шахтной конвейерной системы показано применение метода, состоящего в программной реализации модели соответствующего конечного автомата, формировании предположений о наличии у модели свойств в виде теорем с их последующим доказательством с использованием специальных программных средств.

Выгоды. Использование формальных методов для спецификации, разработки и верификации программных реализаций моделей систем в совокупности с другими методами позволит повысить качество и надежность разрабатываемых решений.

Ключевые слова: конечный автомат; формальное доказательство; тестирование; соответствие спецификации; корректность реализации модели; формализация требований; Соq; автоматизация доказательства теорем; конвейерная система шахты.

Введение. На современных добычных предприятиях большая часть технических систем и технологических процессов может быть представлена в виде конечного автомата (далее КА) [1–3]. К ним относятся конвейерные системы, подъемные и вентиляционные установки, системы проветривания и дегазации, водоотлив. Особенность этих систем состоит в том, что в них можно выделить конечный набор состояний и определить правила перехода между ними. Далее в статье будет реализована идея формального доказательства соответствия программной реализации модели заданным требованиям для такого типа моделей на примере шахтной конвейерной системы.

Одним из этапов разработки программного обеспечения систем контроля и управления является создание модели системы [4, 5]. Эта модель может быть

представлена явно, в виде набора математических уравнений или программной реализации, либо неявно, в виде некоторого словесного описания.

Математическая модель технической системы может быть использована:

- для тестирования режимов работы системы;
- генерации программного обеспечения системы управления;
- проверки корректности работы системы в процессе ее функционирования;
- расследования аварийных ситуаций, возникших при эксплуатации системы.

Основой для построения модели системы является техническое задание и разного рода априорная информация о функционировании систем, подобных данной (физические законы, теоретические разработки, эмпирические формулы и т. п.).

После разработки модели системы возникает вопрос о ее корректности, т. е. насколько она адекватна рассматриваемому физическому процессу и(или) соответствует техническому заданию с описанием логики ее работы. Далее в статье будет рассматриваться второй аспект проверки корректности модели.

Определение корректности программной реализации модели. Так как для решения задач, обозначенных ранее, можно пользоваться только программной реализацией модели системы, а не ее формальным математическим представлением, то для определения корректности реализации предполагается использовать следующие подходы:

- тестирование (юнит-тесты, интеграционные тесты и т. д.) [6, 7];
- формальное доказательство того, что модель обладает свойствами, которые определяются спецификацией [8, 9].

Тестирование предполагает разработку наборов тестов, общий дизайн которых выглядит следующим образом:

$$A(x_i) == y_i,$$

где A – программная модель системы или ее компонента; x_i – входное значение, для которого известно, какой должна быть реакция модели системы; y_i – известная реакция модели системы на входное воздействие x_i ; $==$ – операция сравнения на равенство результата работы модели и ожидаемого результата.

Например, для модели вида $f(x) = x^2$ программная реализация на языке *Python* может выглядеть так:

```
f = lambda x: x**2
```

Для такой функции можно написать следующий тест:

```
def test_with_const():  
    assert f(2) == 4
```

Проблема с доказательством через тестирование: в большинстве случаев оно не позволяет полностью проконтролировать соответствие программной реализации тому, что указано в спецификации. Несмотря на то что некоторые модели (например, конечные автоматы) в теории позволяют осуществить полный перебор всех возможных состояний и переходов, на практике это вызывает затруднения ввиду сложности разработки набора тестов, который бы обеспечил полное покрытие всех возможных вариантов. Следует заметить, что современные программные средства для организации тестирования позволяют автоматизировать многие аспекты этого процесса: перебор вариантов, генерацию случайных наборов данных и т. п. [10–12].

Второй подход проверки корректности реализации модели – это формальное доказательство ее свойств, определенных в спецификации [13–18]. Основное ограничение данного решения состоит в том, что оно в большей степени применимо для моделей, разработанных на функциональных языках программирования. Для других языков это теоретически возможно, но тяжело осуществимо на практике. Выполнение программы, написанной на функциональном языке, по сути представляет собой вычисление математического выражения. Это позволяет формально доказывать свойства такой программы. Разработка алгоритма функционирования модели и описание свойств (требований) могут быть выполнены в соответствии с техническим заданием на систему (модель).

Приведенное далее решение основано на общем методе доказательства, который использует некоторый базовый набор исходных утверждений (аксиом) и формальные правила вывода [19–21].

Формализация требований к системе в соответствии со спецификацией.

В качестве примера рассмотрим модель работы шахтного конвейера, которая подробно описана в работе [22]. Далее представлено краткое описание модели.

Конвейер может находиться в состояниях: остановлен (*stop*), готов к запуску (*ready*), запущен (*start*) и заблокирован (*block*):

$$\text{ConvState} = \{\text{stop}, \text{ready}, \text{start}, \text{block}\}$$

На работу моделируемого конвейера оказывают влияние следующие сигналы: сигналы с датчиков контроля схода ленты (*ksl*) и экстренное ограждение (*eo*), сигнал аварии (*avs*), готов к запуску (*ps*), кнопки: стоп (*bsp*), пуск (*bst*) и авария (*bav*). Входной сигнал модели — это кортеж, состоящий из всех перечисленных сигналов. Каждый сигнал подается на дискретный вход контроллера и может находиться в четырех состояниях: замкнут, разомкнут, короткое замыкание, обрыв.

Для упрощения модели выделим два состояния (*zm* – замкнут, *rz* – разомкнут):

$$\text{InSignal} = \{\text{zm}, \text{rz}\}.$$

Наборы всех возможных состояний перечисленных ранее сигналов составляют множество входных сигналов.

Функцию, которая определяет состояние системы по перечисленному набору сигналов, будем обозначать *calcState*:

$$y = \text{calcState}(x, z_1, \dots, z_i, \dots, z_7),$$

где *x* – текущее состояние системы, $x \in \text{ConvState}$; z_i – входные сигналы системы, $z_i \in \text{InSignal}$; *y* – состояние конвейера, $y \in \text{ConvState}$.

На основе технического задания (спецификации) и правил функционирования конвейерной системы определим ее свойства, на базе которых будет разработана программная реализация модели. Представим свойства в словесной и математической формулировках.

Свойство 1. Если подан хотя бы один аварийный сигнал, то система переходит в состояние БЛОКИРОВКА:

$$\begin{aligned} &(\text{avs} = \text{zm} \vee \text{bav} = \text{zm}), \forall \text{ksl}, \text{eo}, \text{bsp}, \text{bs}, \text{bst}, \text{state} : \\ &\text{calcState}(\text{state}, \text{avs}, \text{bav}, \text{ksl}, \text{eo}, \text{bsp}, \text{ps}, \text{bst}) = \text{block}, \\ &\text{avs}, \text{bav}, \text{ksl}, \text{eo}, \text{bsp}, \text{ps}, \text{bst} \in \text{InSignal}, \text{state} \in \text{ConvState} \end{aligned}$$

Свойство 2. Если аварийный сигнал не подан и сработал хотя бы один датчик, нажата кнопка «Стоп» или нет сигнала «Готов к запуску», то система переходит в состояние ОСТАНОВКА:

$$(avs = rz \wedge bav = rz) \wedge (ksl = zm \vee eo = zm \vee bsp = zm \vee ps = rz), \forall state : \\ calcState(state, avs, bav, ksl, eo, bsp, ps, bst) = stop, \\ avs, bav, ksl, eo, bsp, ps, bst \in InSignal, state \in ConvState$$

Свойство 3. Если аварийный сигнал не подан, нет сработавших датчиков, есть сигнал «Готов к запуску» и система находится в состоянии ОСТАНОВЛЕНА, то она переходит в состояние ГОТОВ К ЗАПУСКУ:

$$(avs = rz \wedge bav = rz \wedge ksl = rz \wedge eo = rz \wedge bsp = rz \wedge ps = zm \wedge bst = rz \wedge state = stop), \\ calcState(state, avs, bav, ksl, eo, bsp, ps, bst) = ready, \\ avs, bav, ksl, eo, bsp, ps, bst \in InSignal, state \in ConvState$$

Свойство 4. Если система находится в состоянии ГОТОВ К ЗАПУСКУ и нажата кнопка «Пуск», то система переходит в состояние ЗАПУЩЕНА:

$$(avs = rz \wedge bav = rz \wedge ksl = rz \wedge eo = rz \wedge bsp = rz \wedge ps = zm \wedge bst = zm \wedge state = ready), \\ calcState(state, avs, bav, ksl, eo, bsp, ps, bst) = start, \\ avs, bav, ksl, eo, bsp, ps, bst \in InSignal, state \in ConvState$$

Формальное доказательство того, что для программной реализации модели выполняются указанные требования. Для формального доказательства свойств системы воспользуемся *Coq* – интерактивным программным средством доказательства теорем, которое использует собственный язык функционального программирования с зависимыми типами [23–26]. *Coq* позволяет записывать математические теоремы и их доказательства, модифицировать и проверять их на правильность.

Создадим набор необходимых типов данных:

– состояние конвейера:

```
Inductive ConvState: Type :=
  | stop
  | start
  | ready
  | block.
```

– дискретный сигнал:

```
Inductive InSignal: Type :=
  | rz
  | zm.
```

– вектор состояний входных сигналов системы:

```
Inductive InVectorSignal: Type :=
  | sg (avs bav ksl eo bsp ps bst: InSignal).
```

Построим вспомогательные функции, которые понадобятся для реализации общего алгоритма работы конвейера.

Функция проверки того, что указанный набор сигналов переводит систему в состояние:

– БЛОКИРОВКА:

```
Definition isAlarm (inSigs: InVectorSignal): bool :=
  match inSigs with
  | (sg rz rz _ _ _ _ _) => false
  | _ => true
  end.
```

– ОСТАНОВКА:

```
Definition isStop (inSigs: InVectorSignal): bool :=
  match inSigs with
  | (sg _ _ rz rz rz zm _) => false
  | _ => true
  end.
```

– ГОТОВ К ЗАПУСКУ:

```
Definition isReady (inSigs: InVectorSignal): bool :=
  match inSigs with
  | (sg rz rz rz rz rz zm rz) => true
  | _ => false
  end.
```

– ЗАПУЩЕНА:

```
Definition isStart (inSigs: InVectorSignal): bool :=
  match inSigs with
  | (sg rz rz rz rz rz zm zm) => true
  | _ => false
  end.
```

Используя указанные функции, представим программную реализацию модели системы, которая учитывает текущее состояние системы и вектор входных сигналов:

```
Definition calcState (state: ConvState) (inSigs: InVectorSignal): ConvState :=
  match isAlarm inSigs with
  | true => block
  | false => match isStop inSigs with
    | true => stop
    | false => match isStart inSigs with
      | true => start
      | false => match isReady inSigs, state with
        | true, start => start
        | true, _ => ready
        | false, _ => stop
```

```

        end
      end
    end
  end.

```

Сформулируем свойства системы в виде теорем на языке *Coq* и докажем их.

Доказательство свойства 1.

```

Theorem alarmState: forall (avs bav ksl eo bsp ps bst: InSignal),
  forall (state: ConvState),
  avs = zm ∨ bav = zm
  -> calcState state (sg avs bav ksl eo bsp ps bst) = block.

```

Proof.

```

  intros avs bav ksl eo bsp ps bst state.
  intros H.
  destruct H as [Havs | Hbav].
  - rewrite -> Havs. reflexivity.
  - rewrite -> Hbav. destruct avs.
    + reflexivity.
    + reflexivity.

```

Qed.

Доказательство свойства 2.

```

Theorem stopState: forall (avs bav ksl eo bsp ps bst: InSignal),
  forall (state: ConvState),
  (avs = rz ∧ bav = rz) ∧
  (ksl = zm ∨ eo = zm ∨ bsp = zm ∨ ps = rz)
  -> calcState state (sg avs bav ksl eo bsp ps bst) = stop.

```

Proof.

```

  intros avs bav ksl eo bsp ps bst state. intros [[Havs Hbav] H].
  rewrite -> Havs. rewrite -> Hbav.
  destruct H. rewrite -> H. reflexivity.
  destruct H. rewrite -> H. destruct ksl.
    reflexivity. reflexivity.
  destruct H. rewrite -> H. destruct ksl. destruct eo.
    reflexivity. reflexivity. reflexivity.
  rewrite -> H. destruct ksl. destruct eo. destruct bsp.
    reflexivity. reflexivity. reflexivity. reflexivity.

```

Qed.

Доказательство свойства 3.

```

Theorem readyState: forall (avs bav ksl eo bsp ps bst: InSignal),
  forall (state: ConvState),
  avs = rz ∧ bav = rz ∧ ksl = rz ∧ eo = rz ∧ bsp = rz ∧
  ps = zm ∧ bst = rz ∧ state = stop
  -> calcState state (sg avs bav ksl eo bsp ps bst) = ready.

```

Proof.

```

  intros avs bav ksl eo bsp ps bst state H0.
  destruct H0 as [Havs H1]. rewrite -> Havs.

```

```

destruct H1 as [Hbav H2]. rewrite -> Hbav.
destruct H2 as [Hksl H3]. rewrite -> Hksl.
destruct H3 as [Heo H4]. rewrite -> Heo.
destruct H4 as [Hbsp H5]. rewrite -> Hbsp.
destruct H5 as [Hps H6]. rewrite -> Hps.
destruct H6 as [Hbst Hstop]. rewrite -> Hbst. rewrite -> Hstop.
reflexivity.

```

Qed.

Доказательство свойства 4.

```

Theorem startState: forall (avs bav ksl eo bsp ps bst: InSignal),
  forall (state: ConvState),
  avs = rz ∧ bav = rz ∧ ksl = rz ∧ eo = rz ∧ bsp = rz ∧
  ps = zm ∧ bst = zm ∧ state = ready
  -> calcState state (sg avs bav ksl eo bsp ps bst) = start.

```

Proof.

```

intros avs bav ksl eo bsp ps bst state H0.
destruct H0 as [Havs H1]. rewrite -> Havs.
destruct H1 as [Hbav H2]. rewrite -> Hbav.
destruct H2 as [Hksl H3]. rewrite -> Hksl.
destruct H3 as [Heo H4]. rewrite -> Heo.
destruct H4 as [Hbsp H5]. rewrite -> Hbsp.
destruct H5 as [Hps H6]. rewrite -> Hps.
destruct H6 as [Hbst Hready]. rewrite -> Hbst.
rewrite -> Hready. reflexivity.

```

Qed.

Вывод. Таким образом, формально доказано, что построенная программная модель работы конвейера соответствует заданным требованиям. Модель системы – это функция *calcState*, ее можно преобразовать в программный код на языках *Haskell*, *OCaml* (в настоящее время существуют разработки трансляции кода на языке *Coq* в код на языке *C*, например <https://github.com/akr/codegen>). Это позволяет создавать программные модули с формально доказанными свойствами, которые в дальнейшем могут быть использованы как компоненты более крупных систем, решающих задачи, перечисленные в начале статьи. Отметим, что предлагаемая в статье методика может использоваться для оценки адекватности модели и моделируемого объекта, при этом результат определяется лишь полнотой и правильностью формулирования самих требований.

В начале статьи были перечислены системы, эксплуатируемые на добычных предприятиях, для моделирования которых хорошо подходят КА. Помимо них есть и другие: геомониторинг [27, 28]; системы, в основе которых лежат аналоговые модели (например, регулирование) и т. п. Несмотря на то что основные аспекты работы таких систем не могут быть описаны с помощью КА, ряд задач, такие как автоматическая блокировка, защита, определение состояния системы, решаются через модель КА.

Представленный в статье метод не может использоваться как единственное и универсальное средство определения корректности программного обеспечения. Он должен применяться совместно с другими методами. Также необходимо помнить, что наличие доказательств свойств системы не делает ее автоматически корректной, так как их состав может быть неполным, а доказываемые положения (леммы и теоремы) могут содержать ошибки в своих формулировках.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Блюмин С. Л., Корнеев А. М. Дискретное моделирование систем автоматизации и управления: монография. Липецк: ЛЭГИ, 2005. 124 с.
2. Ezhilarasu U. P., Mahapatra R. P., Karthick S. Finite automata problems and solutions. LAP LAMBERT Academic Publishing, 2019. 588 p.
3. Baranov Samary. Finite state machines and algorithmic state machines: fast and simple design of complex finite state machines. ISBN Canada, 2018. 185 p.
4. Эванс Э. Предметно-ориентированное проектирование (DDD): структуризация сложных программных систем.: пер. с англ. СПб: Диалектика, 2019. 448 с.
5. Ларман К. Применение UML 2.0 и шаблонов проектирования: практическое руководство: пер. с англ. М.: И. Д. Вильямс, 2013. 736 с.
6. Myers Glenford J. The art of software testing. John Wiley & Sons, Inc., Hoboken, New Jersey, 2012. 240 p.
7. Старолетов С. М. Основы тестирования и верификации программного обеспечения. СПб: Лань, 2020. 344 с.
8. Камкин А. С. Введение в формальные методы верификации программ. М.: МАКС Пресс, 2018. 272 с.
9. Monin Jean-Francois. Understanding formal methods. London–New York: Springer, 2003. 275 p.
10. Никешин А. В., Пакулин Н. В., Шнитман В. З. Мутационное тестирование сетевых протоколов с использованием формальных моделей // Научный сервис в сети Интернет: труды XVII Всероссийской научной конференции / ИПМ им. М. В. Келдыша. М., 2015. С. 259–266.
11. Татарников А. Д. Обзор методов и средств генерации тестовых программ для микропроцессоров // Труды ИСП РАН. 2017. Т. 29. Вып. 1. С. 167–194.
12. Камкин А. С., Сергеева Т. И., Смолов С. А., Татарников А. Д., Чупилко М. М. Расширяемая среда генерации тестовых программ для микропроцессоров // Программирование. 2014. № 1. С. 3–14.
13. Гратинский В. А., Новиков Е. М., Захаров И. С. Экспертная оценка результатов верификации инструментов верификации моделей программ // Труды ИСП РАН. 2020. Т. 32. Вып. 5. С. 7–20.
14. Самонов А. В., Самонова Г. Н. Методика и средства разработки и верификации формальных fUML моделей требований и архитектуры сложных программно-технических систем // Труды ИСП РАН. 2018. Т. 30. Вып. 5. С. 123–146.
15. Boulanger J.-L. Industrial use of formal methods: formal verification. Wiley-ISTE, 2012. 298 p.
16. Cofer D. D. et al. Compositional verification of architectural models // NASA Formal Methods: 4th International Symposium, NFM 2012, Proceedings. Norfolk, P. 126–140.
17. Gnesi S., Margaria T. Formal methods for industrial critical systems: a survey of applications. Wiley-IEEE Press, 2013.
18. Jackson D. Software abstractions: logic, language and analysis. MIT press, 2012.
19. Колмогоров А. Н., Драгалин А. Г. Математическая логика. Введение в математическую логику. М.: ЛАНАНД, 2017. 240 с.
20. Клини С. Введение в метаматематику. М.: Либроком, 2009. 523 с.
21. Карри X. Б. Основания математической логики. М.: Мир, 1969. 567 с.
22. Лапин Э. С., Абдрахманов М. И. Функциональный подход к моделированию динамики систем детерминированных конечных автоматов // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 2. С. 113–121.
23. Benjamin C. Pierce. Logical foundations. URL: <https://softwarefoundations.cis.upenn.edu/lf-current/toc.html> (дата обращения: 02.04.2021).
24. Chlipala Adam. Certified programming with dependent types. MIT Press Ltd, 2014. 424 p.
25. Ilya Sergey. Programs and proofs. URL: <https://ilyasergey.net/pnp/> (дата обращения: 02.04.2021).
26. Bertot Yves, Castéran Pierre. Interactive theorem proving and program development: Coq art: The calculus of inductive constructions. Springer, 2004. 500 p.
27. Pisetski V. B., Kornilov S. V., Sashurin A. D., Lapin E. S., Lapin S. E., Balakin V. Y. Concept, system solutions and the results of geotechnical monitoring and forecasting of hazardous geodynamic phenomena in the processes of underground mining // European Association of Geoscientists & Engineers: conference proceedings, 13th Conference and Exhibition Engineering Geophysics 2017, April 2017. Vol. 2017. P. 1–4.
28. Pisetski V. B., Huang R., Patrushev Y. V., Zudilin A. E., Schneider I. V., Shirobokov M. P., Balakin V. Y. The test results of the seismic monitoring systems state of stability of the rock mass in the process of construction of road tunnels // China European Association of Geoscientists & Engineers: conference proceedings, 13th Conference and Exhibition Engineering Geophysics 2017, April 2017. Vol. 2017. P. 1–7.

Поступила в редакцию 4 октября 2021 года

Сведения об авторах:

Лапин Эдуард Самуилович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры автоматизации и компьютерных технологий Уральского государственного горного университета. E-mail: lapin.eduard2014@yandex.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9710-8111>

Абдрахманов Марат Ильдусович – кандидат технических наук, преподаватель кафедры автоматизации и компьютерных технологий Уральского государственного горного университета. E-mail: marat-ab@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-0391-6204>

Formally proving whether the software implementation of models applied in instrumentation and control systems conform to the specified requirements

Eduard S. Lapin¹, Marat I. Abdrakhmanov¹

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Research objective is to study the possibility to formally validate whether the model's software implementation meets all the specified requirements of the systems, the model of which can be represented in the form of finite-state automata.

Research relevance. At one of the first stages, the development of software for instrumentation and control systems provides for the creation of the system model. The model is based on the terms of reference, specification, and various a priori information. Most of the models for engineering systems in the modern mining industry (conveyor systems, ventilation systems, etc.) can be described in terms of the finite state automaton model. Such a model can be applied to solve diverse tasks. The next step is to implement the model in whole or in part. In this context, the task arises to determine the model's software implementation conformity to its initial description.

Results. One way to solve the task is to formally prove that the software model possesses the properties which are provided in the specification (description) of the initial model. By the example of the mine conveyor system, the paper illustrates the application of the method which consists in the software implementation of the corresponding finite-state automaton model, forecasting whether the model possesses the properties through theorems and their subsequent proof by applying special software.

Conclusions. Formal methods of specification, development, and verification of system models' software implementation together with other methods make it possible to improve the quality and reliability of solutions under development.

Keywords: finite-state automaton; formal proof; testing; conformity to specification; model implementation correctness; requirements formalization; Coq; automated theorem proving; mine conveyor system.

REFERENCES

1. Bliumin S. L., Korneev A. M. *Discrete modeling of automation and control systems: monograph*. Lipetsk: Lipetsk Institute for Ecology and Humanities Publishing; 2005. (In Russ.)
2. Ezhilarasu U. P., Mahapatra R. P., Karthick S. *Finite automata problems and solutions*. LAP LAMBERT Academic Publishing, 2019. 588 p.
3. Baranov Samary. *Finite state machines and algorithmic state machines: fast and simple design of complex finite state machines*. ISBN Canada, 2018. 185 p.
4. Evans E. *Domain driven design. Tackling complexity in the heart of software*. Translation from English. St. Petersburg: Dialektika Publishing; 2019. (In Russ.)
5. Larman K. *Applying UML and patterns: an introduction to object-oriented analysis and design and iterative development*. Translation from English. Moscow: I. D. Viliams Publishing; 2013. (In Russ.)
6. Myers Glenford J. *The art of software testing*. John Wiley & Sons, Inc., Hoboken, New Jersey; 2012. 240 p.
7. Staroletov S. M. *The fundamentals of software verification and testing*. St. Petersburg: Lan; 2020. (In Russ.)
8. Kamkin A. S. *Introduction to formal methods of software verification*. Moscow: MAKSS Press Publishing; 2018. (In Russ.)
9. Monin Jean-Francois. *Understanding formal methods*. London–New York: Springer; 2003. 275 p.
10. Nikeshin A. V., Pakulin N. V., Shnitman V. Z. Mutation testing of network protocols with formal models. In: *Scientific service on the Internet: Proceedings of 17th All-Russian Conference*. Moscow: KIAM Publishing; 2015. p. 259–266. (In Russ.)
11. Tatarnikov A. D. A survey of methods and tools for test program generation for microprocessors. *Trudy ISP RAN = Proceedings of ISP RAS*. 2017; 29(1): 167–194. (In Russ.)
12. Kamkin A. S., Sergeeva T. I., Smolov S. A., Tatarnikov A. D., Chupilko M. M. Extendible environment for test programs generation for microprocessors. *Programmirovanie = Programming and Computer Software*. 2014; 1: 3–14. (In Russ.)
13. Gratinskii V. A., Novikov E. M., Zakharov I. S. Expert assessment of verification tool results. *Trudy ISP RAN = Proceedings of ISP RAS*. 2020; 32(5): 7–20. (In Russ.)
14. Samonov A. V., Samonova G. N. Methodology and tools for development and verification of formal fUML models of requirements and architecture for complex software and hardware systems. *Trudy ISP RAN = Proceedings of ISP RAS*. 2018; 30(5): 123–146. (In Russ.)
15. Boulanger J.-L. *Industrial use of formal methods: formal verification*. Wiley-ISTE, 2012. 298 p.
16. Cofer D. D. et al. Compositional verification of architectural models. In: *NASA Formal Methods: 4th International Symposium, NFM 2012, Proceedings*. Norfolk, P. 126–140.
17. Gnesi S., Margaria T. *Formal methods for industrial critical systems: a survey of applications*. Wiley-IEEE Press, 2013.

18. Jackson D. *Software abstractions: logic, language and analysis*. MIT press, 2012.
19. Kolmogorov A. N., Dragalin A. G. *Mathematical logic. Introduction to mathematical logic*. Moscow: LANAND Publishing; 2017. (In Russ.)
20. Kleene S. C. *Introduction to metamathematics. Translation from English*. Moscow: Librokom Publishing; 2009. (In Russ.)
21. Curry H. B. *Foundation of mathematical logic*. Moscow: Mir Publishing; 1969. (In Russ.)
22. Lapin E. S., Abdrakhmanov M. I. Functional approach to deterministic finite-state automata systems dynamic modeling. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 2; 113–121. (In Russ.)
23. Benjamin C. Pierce. *Logical Foundations*. Available from: <https://softwarefoundations.cis.upenn.edu/lf-current/toc.html> [Accessed: 02 April 2021].
24. Chlipala Adam. *Certified programming with dependent types*: MIT Press Ltd, 2014. 424 p.
25. Ilya Sergey. *Programs and proofs*. Available from: <https://ilyasergey.net/pnp> [Accessed: 02 April 2021].
26. Bertot Yves, Castéran Pierre. *Interactive theorem proving and program development: Coq art: The calculus of inductive constructions*. Springer, 2004. 500 p.
27. Pisetski V. B., Kornilkov S. V., Sashurin A. D., Lapin E. S., Lapin S. E., Balakin V. Y. Concept, system solutions and the results of geotechnical monitoring and forecasting of hazardous geodynamic phenomena in the processes of underground mining. In: *European Association of Geoscientists & Engineers: conference proceedings, 13th Conference and Exhibition Engineering Geophysics 2017, April 2017*. Vol. 2017. p. 1–4.
28. Pisetski V. B., Huang R., Patrushev Y. V., Zudilin A. E., Schneider I. V., Shirobokov M. P., Balakin V. Y. The test results of the seismic monitoring systems state of stability of the rock mass in the process of construction of road tunnels. In: *China European Association of Geoscientists & Engineers: conference proceedings, 13th Conference and Exhibition Engineering Geophysics 2017, April 2017*. Vol. 2017. p. 1–7.

Received 4 October 2021

Information about authors:

Eduard S. Lapin – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Automation and Computer Technologies, Ural State Mining University. E-mail: lapin.eduard2014@yandex.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9710-8111>

Marat I. Abdrakhmanov – PhD (Engineering), lecturer, Department of Automation and Computer Technologies, Ural State Mining University. E-mail: marat-ab@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-0391-6204>

Для цитирования: Лапин Э. С., Абдрахманов М. И. Формальное доказательство соответствия программной реализации используемых в системах контроля и управления моделей заданным требованиям // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 7. С. 99–108. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-99-108

For citation: Lapin E. S., Abdrakhmanov M. I. Formally proving whether the software implementation of models applied in instrumentation and control systems conform to the specified requirements. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 7: 99–108 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-7-99-108

Редакция
Главный редактор Н. Г. Валиев
Зам. главного редактора Ю. И. Лель, А. Г. Шорин
Ответственный секретарь Н. В. Георгиева
Редакторы Л. Г. Соколова, А. А. Зайкова,
М. О. Горбова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 27.10.2021. Дата выхода в свет 11.11.2021
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
7,5 усл. печ. л., 8,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ № 7211
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

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 7, 2021.