

ISSN 0536-1028 (Print)

ISSN 2686-9853 (Online)

www.mining-science.ru

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

6 2023



MINERALS AND MINING ENGINEERING

**IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII
GORNUI ZHURNAL**

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ



ISSN 2686-9853 (Online)

ISSN 0536-1028 (Print)

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

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ
ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал

MINERALS AND MINING
ENGINEERING

Scientific and technical journal

ВЫПУСК 6
ISSUE 6

2023

Уральский государственный горный университет
Ural State Mining University

Известия высших учебных заведений. Горный журнал. № 6, 2023
Minerals and Mining Engineering. No. 6, 2023

eLIBRARY.RU



Электронно-библиотечная
система



ULRICHSWEB™
GLOBAL SERIALS DIRECTORY



ИБИС
ИНФОРМАЦИОННЫЕ УСЛУГИ

EBSCO

Information Services

Журнал выходит 6 раз в год

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

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

The journal is issued 6 times a year

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

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

Журнал распространяется по подписке агентством «Урал-Пресс»

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

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года

Выходит 6 раз в год

№ 6, 2023

Учредитель и издатель

УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Главный редактор

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

Заместитель главного редактора

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

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года

Выходит 6 раз в год

№ 6, 2023

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

MINERALS AND MINING ENGINEERING

Scientific and technical journal. First published in 1958

6 issues a year

No. 6, 2023

Founder and publisher

URAL STATE MINING UNIVERSITY

Editor-in-chief

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

Deputy editor-in-chief

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

EDITORIAL BOARD

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

MINERALS AND MINING ENGINEERING

Scientific and technical journal. First published in 1958

6 issues a year

No. 6, 2023

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

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ

<i>Чураков Е. О., Макаров В. Н., Макаров Н. В., Ахметов Р. Г.</i> Динамика технического развития центробежных насосов шахтного водоотлива (In English).....	9
<i>Деннер В. И., Косолапов А. И.</i> Анализ методов подготовки песков при разработке россыпных месторождений	18
<i>Смирнов А. А., Барановский К. В., Рожков А. А., Никитин И. В.</i> Определение рациональных параметров технологии с обрушением и торцовым выпуском руды в условиях северных регионов России.....	27
<i>Лель Ю. И., Глебов И. А., Исаков С. В., Мусихина О. В., Ганиев Р. С.</i> Технология перехода на тоннельное вскрытие при доработке глубоких кимберлитовых карьеров.....	38
<i>Трифанов Г. Д., Куоза В. Д.</i> Взаимодействие планетарно-дискового органа горного комбайна с массивом в режиме подрубки пласта.....	50

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

<i>Ступакова Е. В.</i> Расчет и оптимизация схем подготовки проб (In English).....	60
<i>Козин В. З., Комлев А. С.</i> Горстевой способ отбора проб на обогатительных фабриках.....	68
<i>Гаркави М. С., Горлова О. Е., Колодежная Е. В., Колкова М. С., Кутлубаев И. М.</i> Расчет характеристики гранулометрического состава продуктов дробления металлургического шлака с учетом различной дробимости фракций крупности	79

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

<i>Александров Б. М., Егошина О. С.</i> Использование IT-технологий в раскрытии генезиса образования вещества на примере торфа.....	91
<i>Перечень статей, опубликованных в 2023 году.....</i>	100

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY. MINING MACHINERY

<i>Churakov E. O., Makarov V. N., Makarov N. V., Akhmetov R. G.</i> Dynamics of mine drainage centrifugal pumps technological development.....	9
<i>Denner V. I., Kosolapov A. I.</i> Analyzing methods of sand preparation at placer deposit development	18
<i>Smirnov A. A., Baranovskii K. V., Rozhkov A. A., Nikitin I. V.</i> Determining the rational parameters of ore caving and frontal draw in the conditions of Russia's northern regions	27
<i>Lel Iu. I., Glebov I. A., Isakov S. V., Musikhina O. V., Ganiev R. S.</i> The technology of transition to tunnel opening when cleaning up deep kimberlite pipes	38
<i>Trifanov G. D., Kuoza V. D.</i> Interaction of the mining machine planetary-disc body with the rock mass in the undercutting mode.....	50

MINERAL PROCESSING

<i>Stupakova E. V.</i> Analysis and optimization of sample preparation schemes	60
<i>Kozin V. Z., Komlev A. S.</i> Grab sampling method at dressing mills	68
<i>Garkavi M. S., Gorlova O. E., Kolodezhnaia E. V., Kolkova M. S., Kutlubaev I. M.</i> Analyzing the characteristics of smelter slag crush granulometric composition with regard to different crushability of size fraction.....	79

GEOINFORMATICS

<i>Aleksandrov B. M., Egoshina O. S.</i> Using IT-technologies when researching into the genesis of substance formation by the example of peat.....	91
<i>List of articles published in 2023</i>	100

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-9-17

Dynamics of mine drainage centrifugal pumps technological development

Evgenii O. Churakov¹, Vladimir N. Makarov², Nikolai V. Makarov^{2*},
Rustam G. Akhmetov³

¹ OOO SMNP Ekspertnaladka, Ekaterinburg, Russia

² Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia

³ Kostanay Minerals JSC, Zhitikara, the Republic of Kazakhstan

*e-mail: mnikolay84@mail.ru

Abstract

Introduction. Basic performance requirements for the main mine drainage pumps arise from modern technologies of mining that take into account technical and economic capabilities of mining operations and geological features of the most accessible proved and producing fields. To carry out short-term prediction of the required equipment characteristics in order to organize rational mine dewatering, it is necessary to establish historical relationships between the true mining depths growth and the dynamics of centrifugal pumps technological development.

Methods of research include collecting and analyzing data from literary sources, using the chronological order and mathematical statistics of the hydrodynamic characteristics of the main drainage centrifugal pumps and the producing mine depths, and analyzing historical data and patterns of centrifugal pump hydromechanical characteristics improvement as a function of time.

Results. Correlation dependences are obtained between centrifugal pump hydromechanical parameters and mine depth growth dynamics as a function of time.

Conclusions. The level of centrifugal pump performance indicators is maintained for a sufficiently long period of time. The existing methods of centrifugal pump calculation and design have therefore practically exhausted their potential for modernization. Modern trends in natural resource consumption require maintaining the pace of mining development. It is predicted that in the short term, the main mine drainage is going to express a need for centrifugal pumps with increased hydrodynamic load and energy efficiency. The methods of vortex flow control in the wet and hydraulic ends of pump have the potential to improve these indicators.

Keywords: centrifugal pumps; head; efficiency; hydrodynamic load; energy efficiency; mine drainage.

Introduction. To increase the accuracy of calculations during strategic planning of mineral deposits integrated development for 10–30 years or more [1], it is essential to assess the dynamics of process equipment, auxiliary equipment, and main mine drainage performance characteristics improvement. Design parameters of the main drainage operating modes depend on the field water content and inflow, determined by hydrogeological factors as well as the characteristics of mineral body occurrence and planned development stages depth. Therefore, the timeliness of requirements for main drainage equipment characteristics depends on the average indicators of the current stages and conditions of producing solid mineral deposits, determined by the demand for raw materials under the current capacity of field to produce.

Historically, mining was prefaced by easy-to-develop deposits with low production costs. Field depletion in the course of mining creates a tendency towards greater depths and technical sophistication of the mining process. When the feasibility limit is reached or minerals are fully developed, it is possible to consider the transition to new deposits with more complex development conditions and lower content of useful components. The factor of mining depth growth, as a rule, is also present [1].

Trends towards deeper and more complex mining increase the cost of mining. To maintain the competitive advantage, mining enterprises should improve the efficiency and the technological level of flow processes, including mine drainage. Thus, it seems relevant to compare the dynamics of mineral deposits mining and the dynamics of the of mine centrifugal pumps characteristics improvement.

The relationship between mine depths, efficiency, and coefficients of centrifugal pump head. Figure 1 shows a sample of the depths of mines operating on the territory of the USSR, and later on the territory of the former Soviet Union. Two dependencies as a function of time were selected from the given data sample by statistics: the average digging depth and the maximum digging depth. The indicators of the average and maximum digging depth as a function of time can be described by empirical regression equations:

$$H_{\text{average}} = 6,7 \cdot 10^{-49} T^{15,456}; \quad (1)$$

$$H_{\text{max}} = 5,83 \cdot 10^{-69} T^{21,631}, \quad (2)$$

where T – time, year; in this case, the root-mean-square deviation is $R^2 = 0.70$ and $R^2 = 0.87$, respectively.

In this study, to assess the technical development of centrifugal pumps for the main mine drainage, the following criteria have been taken: the efficiency, as soon as it characterizes the indicators of equipment energy efficiency and cost-effectiveness, and the head coefficient ψ , which is an indicator for the hydrodynamic load level assessment of a centrifugal pump impeller:

$$\psi = \frac{2gH}{u_2^2},$$

where g is the gravitational acceleration; H is the head; u_2 is peripheral speed at the exit from the impeller.

Figures 2 and 3 show head and efficiency coefficients of centrifugal segmental pumps for the main mine drainage, designed and widely used at different times. The dependences of head coefficients and efficiency as a function of time can also be described by empirical regression equations:

$$\psi = -5,6412 \cdot 10^{-5} T^2 + 0,2295T - 232,28;$$

$$\eta = -2,804 \cdot 10^{-5} T^2 + 0,1139T - 114,91,$$

in this case, the root-mean-square deviation is $R^2 = 0.82$ and $R^2 = 0.90$, respectively.

Models of centrifugal segmental pumps. In the history of the technical development of centrifugal segmental pumps for the main mine drainage, several basic models are distinguished (Figures 2 and 3). Segmental pumps of the KCM type [2]

used until the 1940s were the first. KCM centrifugal segmental pumps were in batch production. They were designed based on duplicate parts and characterized by low energy efficiency explained, firstly, by the increased energy losses in the vaned casings and transfer channels to the next segment of the pump, and secondly, by the additional losses in the hydraulic unloading device which compensates for the axial force. Rapid growth in the national economy's consumption of natural resources

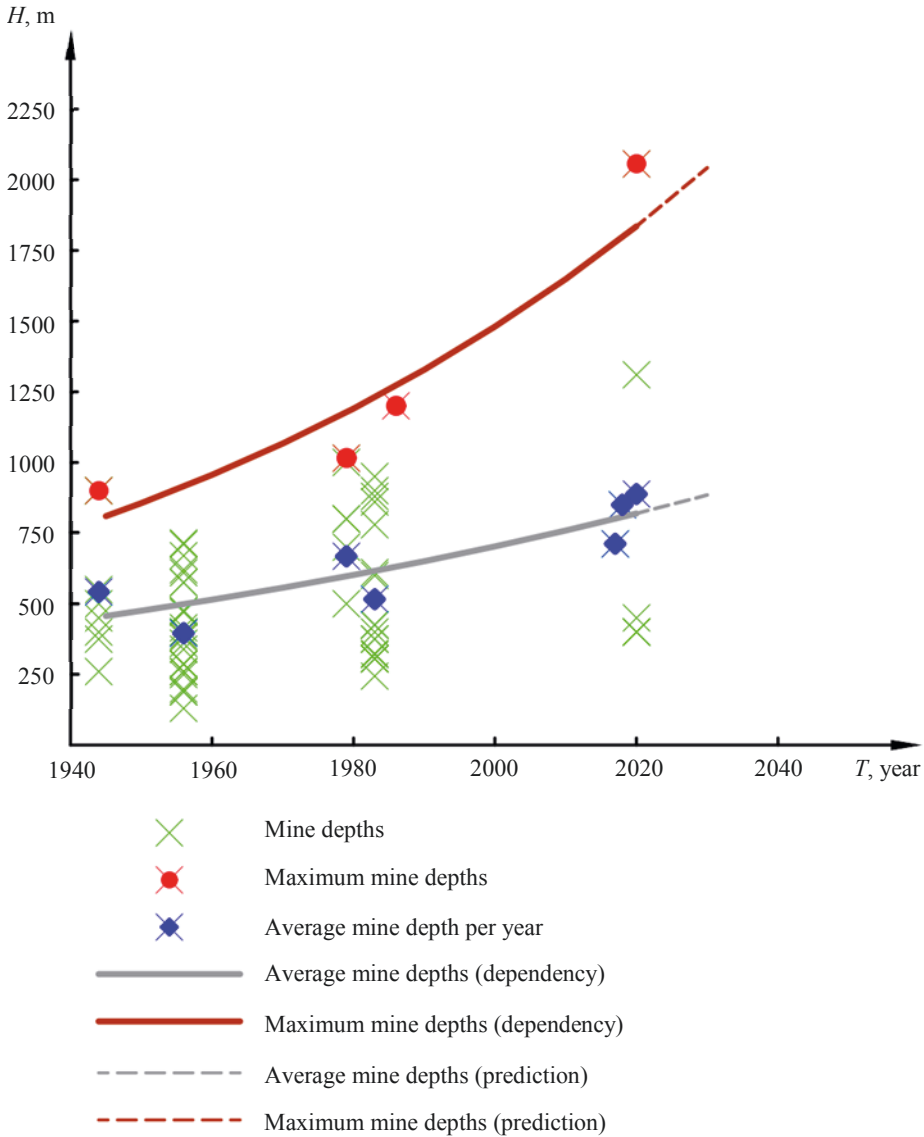


Figure 1. Mine depths on the territories of the USSR and former Soviet Union
 Рисунок 1. Глубины шахт на территории СССР и постсоветского пространства

conditioned a significant development of mining technologies and production capacities from the 1940s to the 1970s. Centrifugal segmental pumps for the main mine drainage were reworked and adapted to the increasing needs and variety of mine drainage conditions; outdated KCM and АЯП were replaced by MC and ЦНС.

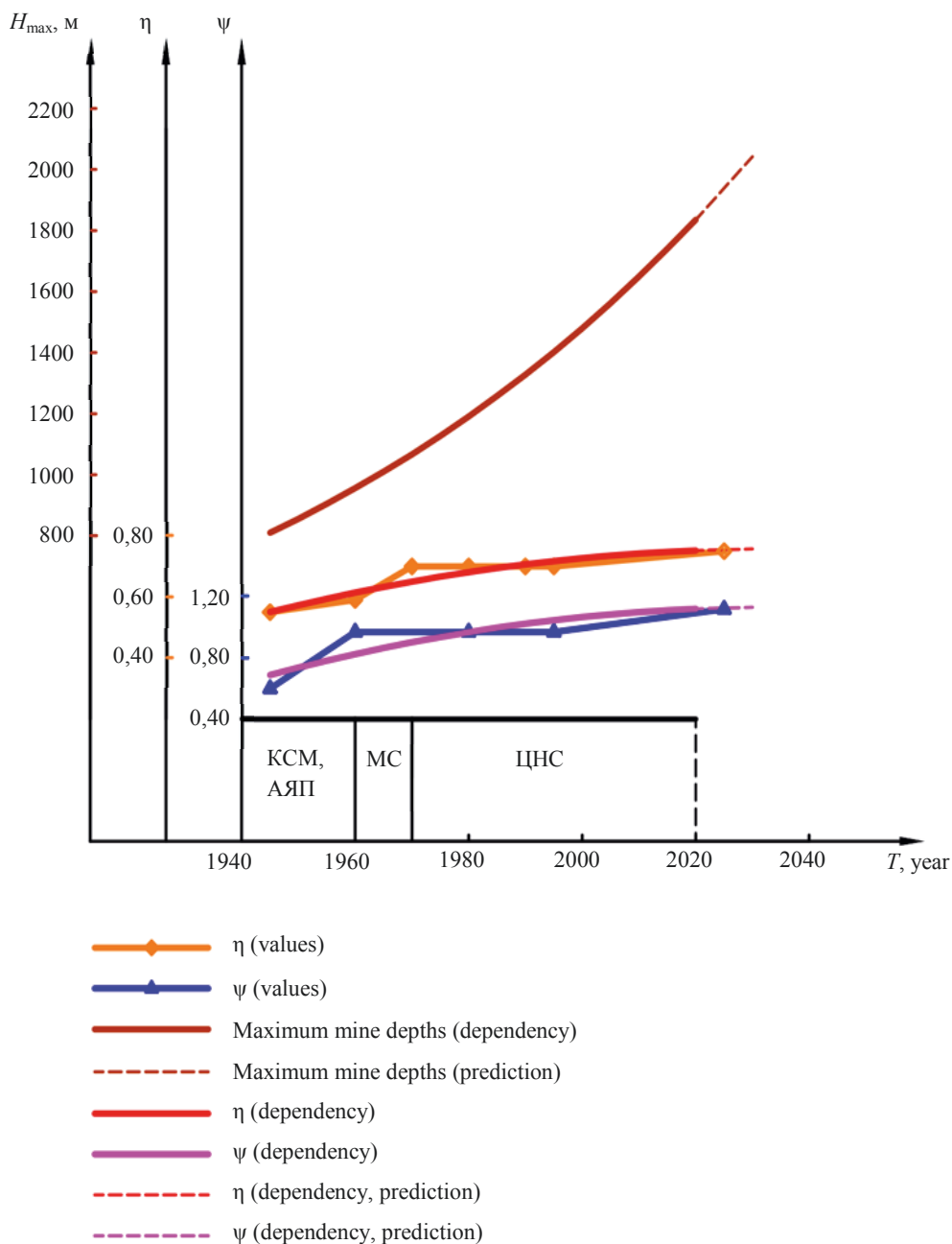


Figure 2. Dependencies between the efficiency and the head coefficient of the centrifugal segmental pumps and maximum mine depths on the territories of the USSR and former Soviet Union: KCM – inclined rotor monoblock pump; АЯП – pump designed by A. Ia. Podoprigora; МС – multistage segmental pump; ЦНС – centrifugal segmental pump

Рисунок 2. Зависимости КПД и коэффициента напора применяемых центробежных секционных насосов и максимальной глубины шахт на территории СССР и постсоветского пространства: КСМ – центробежно-вихревой моноблочный насос; АЯП – насос конструктора А. Я. Подопригора; МС – многоступенчатый секционный насос; ЦНС – центробежный секционный насос

Based on standardized parts, a universal range of models was formed with sufficient coverage of the fields of mine drainage regimes. The efficiency was increased due to design optimization. GOST 10407-70 state standard for centrifugal segmental pumps was introduced.

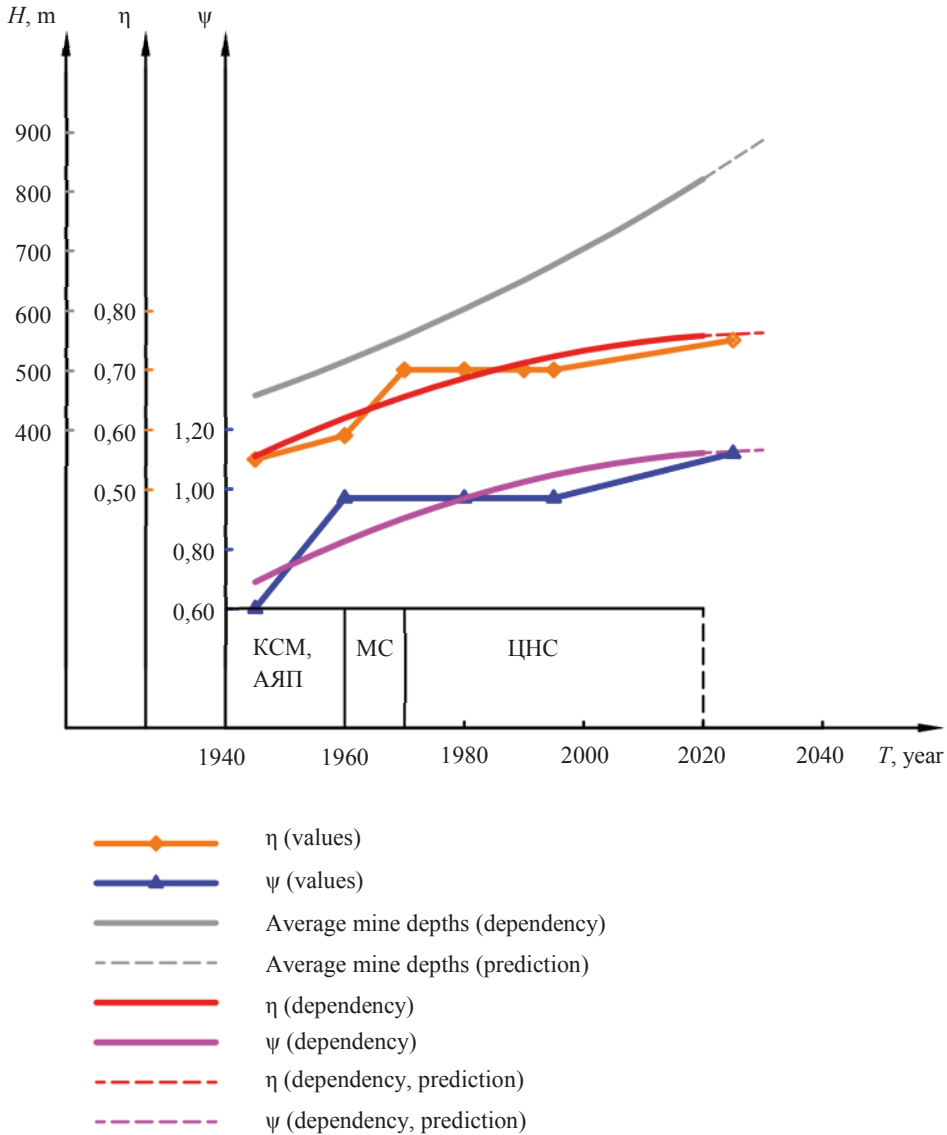


Figure 3. Dependencies between the efficiency and the head coefficient of the centrifugal segmental pumps and average mine depths on the territories of the USSR and former Soviet Union
 Рисунок 3. Зависимости КПД и коэффициента напора применяемых центробежных секционных насосов и средних глубин шахт на территории СССР и постсоветского пространства

Centrifugal pumps, widely used in the main mine drainage [3], are mainly designed with low-speed and normal impellers with a specific speed number $n_s = 70-100$, since it is important to create a significant head per pump stage, because, as a rule, the maximum number of the stages is limited to ten. Increased head on one

impeller is achieved through relatively longer blades and a longer inter-blade channel of the impeller. However, the indicated technical solutions have disadvantages in the form of reduced efficiency due to considerable friction of the pumped liquid against the impeller surface, and the increased dynamic head is accompanied by losses in the process of converting it into the static one [4]. Low-speed impellers have low adaptability, since flow stability at the exit edges of blades is impaired at a relatively early stage of the operating mode deviation from the nominal one, leading to additional energy losses due to vortex formation, which is confirmed by foreign studies [4]. In real operating conditions, in most cases, pumps do not operate in the nominal mode, but in the permissible operating range, i.e., with impaired stability of the flow in the wet and hydraulic end, which leads to lower energy efficiency of centrifugal pumps [5]. Operation with reduced productivity at increased head is a particularly detrimental mode for a centrifugal pump; in this case, stagnant areas appear, which turn into single vortices with the possibility of further transition to separation vortices. Such hydrodynamic processes have an adverse effect on the efficiency of energy transfer to the fluid flow from the centrifugal pump impeller rotation [6–8]. Such pump operating modes are accompanied by increased head discontinuity and pulsations from the hydrodynamic interaction of the exit edges of blades with the edges of the vaned casing in the discharge pipe [9–11]. These phenomena cause increased vibration on pump parts [12].

The most promising direction for turbomachines hydrodynamic load and efficiency improvement are vortex methods for flow control the in the flow end of pump [13, 14]. Currently, active study is underway on the use of centrifugal vortex pumps for mine drainage [15].

Table 1. Theoretical dependencies between the hydrodynamic parameters centrifugal pumps and mine depth dynamics

Таблица 1. Теоретические зависимости гидромеханических параметров центробежных насосов и динамики углубления шахт

Year	Average mine depth, m	Maximum mine depth, m	Pump efficiency	Head coefficient ψ
1945	457	810	0.55	0.60
1960	514	956	0.59	0.97
1970	556	1067	0.70	–
1980	602	1191	0.70	0.97
1995	676	1402	0.70	0.97
2025	851	1936	0.75	1.12

Results. Based on the obtained dependences of H_{average} and H_{max} , average series of values of mine depths as a function of time (1), (2) are specified. The data are given in Table 1 with the corresponding values of the efficiency and head coefficient parameters of centrifugal segmental pumps used in different years at the main mine drainage.

Correlation dependences of parameters H_{average} and efficiency; H_{max} and efficiency; H_{average} and ψ ; H_{max} and ψ :

H_{average} and efficiency	0,84
H_{average} and ψ	0,80
H_{max} and efficiency.....	0,82
H_{max} and ψ	0,78

The obtained correlation dependencies show the historical interconnection between the characteristics of the operating centrifugal segmental pumps and the depths of mines, which are determined by the needs of underground mining.

Conclusions. Correlation dependencies were obtained between the head coefficient, the efficiency of centrifugal segmental pumps and the required lifting height of mine drainage water.

It follows from the analysis of the centrifugal segmental pump impeller designs developed according to the theory of L. Euler, that the stage head coefficient increase by classical methods has reached its limit and its further increase is possible only through the improved hydrodynamic processes using vortex methods of flow control in the wet and hydraulic ends of pump.

By means of correlation equations, the predicted values of the head coefficient and efficiency have been presented. The predicted values have been obtained from the analysis of the operating centrifugal segmental pump required parameters, determined by mine construction development dynamics.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Iakovlev V. L. Solid mineral deposits integrated development methodology for Russian mineral resource base development strategy. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal.* 2020; 7: 5–20. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2020-7-5-20
2. Veselov A. I. Mine drainage. Sverdlovsk: Metallurgizdat Publishing; 1956. 532 p. (In Russ.)
3. Palamarchuk N. V., Timokhin Iu. V., Potiugov S. I. Composite indices of mine drainage. In: *Progressive equipment of mine stationary equipment: collection of scientific papers.* Donetsk: VNIIGIM Publishing; 1989. (In Russ.)
4. Shivani Kaustubh Chitale, Pranjal Nitin Jadhav, Snehal Suresh Dhoble, Dr. Mr. Satyajeet Deshmukh. Parameters affecting efficiency of centrifugal pump a review. *International Journal of Scientific Research in Science and Technology.* 2021; 8(6): 49–58. Available from: doi: <https://doi.org/10.32628/IJSRST218573>
5. Bai Y., Appiah D., Tao Y. Computational turbulent flow characteristics in a centrifugal pump. In: *AIP Advances.* 2022; 12(7): Art. 075025. Available from: doi: 10.1063/5.0100915
6. Bellary S. A. I., Husain A., Samad A., Kanai R. A. Performance optimization of centrifugal pump for crude oil delivery. *The Journal of Engineering Research (TJER).* 2018; 15(1): 88–101. Available from: doi: 10.24200/tjer.vol15iss1pp88-101
7. Zhang N., Gao B., Li Z., Li Zh., Ni D. Unsteady flow structure and its evolution in a low specific speed centrifugal pump measured by PIV. In: *Experimental Thermal and Fluid Science.* 2018; 97(6): 133–144. Available from: doi: 10.1016/j.expthermflusci.2018.04.013
8. Zhou S., Lin P., Zhang W., Zhu Z. Evolution characteristics of separated vortices and near-wall flow in a centrifugal impeller in an off-designed condition. *Applied Sciences.* 2020; 10(22): 1–17. Available from: doi: 10.3390/app10228209
9. Zeng Y., Yao Z., Wang F., Xiao R., He C. Experimental investigation on pressure fluctuation reduction in a double suction centrifugal pump: influence of impeller stagger and blade geometry. *Journal of Fluids Engineering.* 2020; 142: 041202-1–041202-12. Available from: doi: 10.1115/1.4045208
10. Shamsuddeen M. M., Ma S., Kim S., Yoon J., Lee K., Jung C., Kim J. flow field analysis and feasibility study of a multistage centrifugal pump designed for low-viscous fluids. *Applied Sciences.* 2021; 11(3): Art. 1314. Available from: doi: 10.3390/app11031314
11. Huang S., Qiu G., Su X., Chen J., Zou W. Performance prediction of a centrifugal pump as turbine using rotor-volute matching principle. *Renewable Energy.* 2017; 108: 64–71.
12. Zeng Y., Yao Z., Tao R., Liu W., Xiao R. Effects of lean mode of blade trailing edge on pressure fluctuation characteristics of a vertical centrifugal pump with vaned diffuser. *Journal of Fluids Engineering.* 2021; 143: 111201-1–111201-13. Available from: doi: 10.1115/1.4051386
13. Makarov V. N., Makarov N. V., Vakulin V. E., Soldatenko A. A. Modification of the hydrodynamic theory of circular grids of mine turbomashes. In: *Processing facilities for mining and oil and gas industry: Collection of articles of the XV International scient. and techn. conf. Readings in memory of V. R. Kubachek.* Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2018. P. 251–254. (In Russ.)
14. Makarov N. V., Makarov V. N., Lifanov A. V., Tauger V. M., Ugolnikov A. V. Modification of vortex theory for engineering aerodynamically stable circular gratings for turbo machines. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal).* 2019; 9: 184–194. (In Russ.) Available from: doi: 10.25018/0236-1493-2019-09-0-184-194
15. Makarov V. N., Potapov V. Ia., Churakov E. O., Makarov N. V. Improving the energy efficiency of mine centrifugal pumps. *Vestnik Zabaikalskogo gosudarstvennogo universiteta = Transbaikalian State University Journal (Bulletin of ZabGU).* 2021; 27(5): 26–35. (In Russ.)

Information about the authors:

Evgenii O. Churakov – mechanical engineer, ООО SMNP Ekspertnaladka. E-mail: tchurakov.102.evgeniy@mail.ru

Vladimir N. Makarov – DSc (Engineering), Professor, Professor of the Mining Mechanics Department, Ural State Mining University. E-mail: uk.intelnedra@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0002-3785-5569>

Nikolai V. Makarov – PhD (Engineering), Associate Professor, Head of the Mining Mechanics Department, Ural State Mining University. E-mail: mnikolay84@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-7039-6272>

Rustam G. Akhmetov – chief engineer, JSC Kostanay Minerals. E-mail: akhmetov@km.kz

УДК 62-137

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-9-17

Динамика технического развития центробежных насосов шахтного водоотлива

Чураков Е. О.¹, Макаров В. Н.², Макаров Н. В.², Ахметов Р. Г.³

¹ ООО СМНП «Экспертналадка», Екатеринбург, Россия.

² Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия.

³ АО «Костанайские минералы», Житикара, Республика Казахстан.

Реферат

Введение. Современные технологии по добыче полезных ископаемых в условиях технических и экономических возможностей производства горных работ с учетом геологических особенностей наиболее доступных разведанных и принятых к разработке месторождений диктуют основные требования к характеристикам насосов для главного водоотлива шахт. Для прогнозирования в ближайшей перспективе актуальных требуемых характеристик оборудования для рациональной организации водоотлива горных предприятий нужно установление исторических взаимосвязей тенденции увеличения фактических глубин производства горных работ в шахтах и динамики показателей уровня технического развития применяемых центробежных насосов.

Методология. Сбор и анализ данных из литературных источников с применением хронологического порядка и математической статистики гидродинамических характеристик используемых для главного водоотлива центробежных насосов и глубин эксплуатируемых шахт, обусловленных потребностью в проведении горных работ по добыче полезных ископаемых. Исследование исторических данных и закономерностей повышения гидромеханических характеристик центробежных насосов в функции времени.

Результаты. Получены корреляционные зависимости гидромеханических параметров центробежных насосов и динамики углубления шахт в функции времени.

Выводы. Уровень показателей характеристик центробежных насосов сохраняется на достаточно длительном промежутке времени, следовательно, существующие применяемые методы расчета и проектирования центробежных насосов практически исчерпали свой потенциал к модернизации. Современные тенденции потребления природных ресурсов требуют сохранения темпов развития горнодобывающего производства, и в ближайшей перспективе для главного водоотлива шахт прогнозируется потребность в центробежных насосах увеличенной гидродинамической нагруженности и энергоэффективности. Для улучшения данных показателей перспективно применение методов вихревого управления течением в проточно-гидравлической части насоса.

Ключевые слова: центробежные насосы; напор; КПД; гидродинамическая нагруженность; энергоэффективность; шахтный водоотлив.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Яковлев В. Л. О методологии комплексного освоения запасов месторождений твердых полезных ископаемых для разработки стратегии развития минерально-сырьевой базы России // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 7. С. 5–20. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-7-5-20

2. Веселов А. И. Рудничный водоотлив. Свердловск: Metallurgizdat, 1956. 532 с.

3. Паламарчук Н. В., Тимохин Ю. В., Потюгов С. И. Обобщенные показатели шахтного водоотлива // Прогрессивное оборудование шахтных стационарных установок: сб. науч. тр. Донецк: ВНИИГМ, 1989. С. 111–115.

4. Shivani Kaustubh Chitale, Pranjali Nitin Jadhav, Snehal Suresh Dhoble, Dr. Mr. Satyajeet Deshmukh. Parameters affecting efficiency of centrifugal pump a review // International Journal of Scientific Research in Science and Technology. 2021. Vol. 8. Issue 6. P. 49–58. DOI: <https://doi.org/10.32628/IJSRST218573>

5. Bai Y., Appiah D., Tao Y. Computational turbulent flow characteristics in a centrifugal pump // AIP Advances. 2022. Vol. 12. Issue 7. Art. 075025. DOI: 10.1063/5.0100915

6. Bellary S. A. I., Husain A., Samad A., Kanai R. A. Performance optimization of centrifugal pump for crude oil delivery // The Journal of Engineering Research (TJER). 2018. Vol. 15. No. 1. P. 88–101. DOI: 10.24200/tjer.vol15iss1pp88-101

7. Zhang N., Gao B., Li Z., Li Zh., Ni D. Unsteady flow structure and its evolution in a low specific speed centrifugal pump measured by PIV // Experimental Thermal and Fluid Science. 2018. Vol. 97(6). P. 133–144. DOI: 10.1016/j.exptthermfluidsci.2018.04.013

8. Zhou S., Lin P., Zhang W., Zhu Z. Evolution characteristics of separated vortices and near-wall flow in a centrifugal impeller in an off-designed condition // Applied Sciences. 2020. Vol. 10. Issue 22. P. 1–17. DOI: 10.3390/app10228209

9. Zeng Y., Yao Z., Wang F., Xiao R., He C. Experimental investigation on pressure fluctuation reduction in a double suction centrifugal pump: influence of impeller stagger and blade geometry // Journal of Fluids Engineering. 2020. Vol. 142. P. 041202-1–041202-12. DOI: 10.1115/1.4045208

10. Shamsuddeen M. M., Ma S., Kim S., Yoon J., Lee K., Jung C., Kim J. flow field analysis and feasibility study of a multistage centrifugal pump designed for low-viscous fluids // Applied Sciences. 2021. Vol. 11. Issue 3. Art. 1314. DOI: 10.3390/app11031314

11. Huang S., Qiu G., Su X., Chen J., Zou W. Performance prediction of a centrifugal pump as turbine using rotor-volute matching principle // Renewable Energy. 2017. Vol. 108. P. 64–71.

12. Zeng Y., Yao Z., Tao R., Liu W., Xiao R. Effects of lean mode of blade trailing edge on pressure fluctuation characteristics of a vertical centrifugal pump with vaned diffuser // Journal of Fluids Engineering. 2021. Vol. 143. P. 111201-1–111201-13. DOI: 10.1115/1.4051386

13. Макаров В. Н., Макаров Н. В., Вакулин В. Е., Солдатенко А. А. Модификация гидродинамической теории круговых решеток шахтных турбомашин // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. тр. XIV Междунар. науч.-техн. конф. Чтения памяти В. П. Кубачека. Екатеринбург: УГГУ, 2018. С. 251–254.

14. Макаров В. Н., Макаров Н. В., Лифанов А. В., Таугер В. М., Угольников А. В. Модификация вихревой теории для создания аэродинамически устойчивых круговых решеток турбомашин // ГИАБ. 2019. № 9. С. 184–194. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-09-0-184-194

15. Макаров В. Н., Потапов В. Я., Чураков Е. О., Макаров Н. В. Пути повышения энергоэффективности шахтных центробежных насосов // Вестник Забайкальского государственного университета. 2021. Т. 27. № 5. С. 26–35.

Поступила в редакцию 3 мая 2023 года

Сведения об авторах:

Чураков Евгений Олегович – инженер механик ООО СМНП «Экспертналадка». E-mail: tshurakov.102.evgeniy@mail.ru

Макаров Владимир Николаевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горной механики Уральского государственного горного университета. E-mail: uk.intelnedra@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0002-3785-5569>

Макаров Николай Владимирович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой горной механики Уральского государственного горного университета. E-mail: mnikolay84@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-7039-6272>

Ахметов Рустам Гумарович – главный механик АО «Костанайские минераль». E-mail: akhmetov@km.kz

Для цитирования: Чураков Е. О., Макаров В. Н., Макаров Н. В., Ахметов Р. Г. Динамика технического развития центробежных насосов шахтного водоотлива // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 6. С. 9–17 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-9-17

For citation: Churakov E. O., Makarov V. N., Makarov N. V., Akhmetov R. G. Dynamics of mine drainage centrifugal pumps technological development. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 6: 9–17. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-9-17

Анализ методов подготовки песков при разработке россыпных месторождений

Деннер В. И.^{1*}, Косолапов А. И.¹

¹ Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Россия

*e-mail: dennerdirect@gmail.com

Реферат

Введение. Роль разработки россыпных месторождений весьма значительна. Основные проблемы при этом связаны со снижением содержания металла в песках и исчерпанием богатых месторождений. Гранулометрический состав песков смещается в сторону глинистых фракций и более тонкого металла, что усложняет процесс промывки. Это предопределяет необходимость дополнительных затрат на подготовку песков к выемке и их дезинтеграции.

Методика проведения исследования. В статье выполнен анализ методов подготовки пород россыпных месторождений к выемке и предварительного воздействия на пески перед промывкой. Рассмотрены основные факторы, влияющие на их эффективность. Все методы по воздействию на горную породу разделены на две группы.

Результаты исследования. На основе изучения существующей практики применения технологий подготовки выделены характеристики песков, которые влияют на процесс их обогащения. К ним отнесены мерзлотность и водопроницаемость пород. Установлено, что предварительная дезинтеграция песков необходима, когда количество глинистых фракций составляет более 50 %. При предварительной дезинтеграции песков эффективно применение химического воздействия для преодоления капиллярных сил связанной воды с использованием различных реагентов, а также вибрации, создаваемой посредством распространения в песках упругих колебаний ультразвукового спектра частот.

Выводы. При выборе наиболее эффективного метода подготовки песков к выемке и их предварительной дезинтеграции необходимо учитывать конкретные горно-геологические, климатические и технические условия и существующую инфраструктуру.

Ключевые слова: россыпное месторождение; пески; методы подготовки пород; оттаивание; глинистые породы; льдистость; водопроницаемость.

Введение и актуальность исследования. До 1990-х гг. до 80 % золота добывали из россыпей [1]. Затем доля россыпного золота начала сокращаться.

Во-первых, это было обусловлено снижением абсолютных показателей добычи россыпного золота, связанным с изменением структуры предприятий. Во-вторых, резким увеличением добычи золота при разработке коренных месторождений – с 29,7 т в 1991 г. до 214 т в 2021 г. В настоящее время, несмотря на преобладание добычи золота из коренных месторождений, доля металла, извлеченного из россыпных золотоносных месторождений, остается значительной. Данное обстоятельство доказывает актуальность поиска решений с целью повышения эффективности разработки россыпных месторождений.

Постановка проблемы. Большинство обрабатываемых в настоящее время месторождений имеют сложные горно-геологические условия залегания, содержат в добываемых песках мелкое и тонкое золото и большое количество глинистых частиц.

Одним из основных показателей эффективности разработки россыпного месторождения является извлечение полезного компонента, зависящего, при про-

чих равных условиях, от состояния песков, поступающих на обогащение. Процесс подготовки песков к выемке формирует их состояние перед обогащением. На эффективность процесса подготовки оказывают влияние горно-геологические, гидрогеологические, технологические, климатические и технические факторы [2].

Большая часть территории России, на которой разрабатывают россыпные месторождения, находится в зоне сезонного промерзания или в зоне вечной мерзлоты. Это предопределяет необходимость оттаивать породы и защищать их от промерзания.

Используемые методы оттаивания пород можно разделить на две группы: первая – воздействие на открытую поверхность массива (последовательное оттаивание; затемнение поверхности; снегонакопление; затопление полигона в зимний период); вторая – объемное воздействие на мощность массива (игловое гидрооттаивание; фильтрационно-дренажное оттаивание мерзлых пород; дождевально-инфильтрационное гидрооттаивание).

Первая группа. При *последовательном оттаивании* песков периодически удаляют талый слой, обеспечивая доступ к более глубоким слоям. В оттаиваемом слое (контакте литосферы и атмосферы) проходит множество процессов теплопередачи, например конвективный турбулентный теплообмен, проходящий из-за разности температур. Значительную роль играет такой параметр, как водонасыщенность. Это связано с тем, что при испарении 1 г воды поглощается до 2,5 Дж тепла, а при конденсации столько же тепла выделяется. Следовательно, талый слой в некоторой мере снижает эффективность дальнейшего оттаивания. Наблюдения показывают, что скорость углубки при таком методе достигает максимума при сокращении интервалов времени между уборкой талого слоя [3]. Данный метод является наиболее простым и распространенным, главное достоинство – простота, а недостаток – низкая производительность бульдозерной техники на мерзлых породах.

Метод затемнения поверхности основан на физическом принципе поглощения энергии солнца за счет низкой отражательной способности поверхности и направлен на ускорение оттаивания. В то же время слой нанесенного вещества термоизолирует и сохраняет накопленное ранее тепло [3]. Затемняющий материал наносится на участок россыпи путем разбрызгивания и разбрасывания. Промышленное применение такого оттаивания в условиях предприятия «Северовостокзолото» на прииске «Широкий», расположенного вблизи места слияния р. Берелех с ручьем Бургали, позволило получить слой оттаянных пород в 2 раза больше, чем до применения данного метода. Однако для нанесения составов необходимо специальное оборудование, составы также достаточно дорогие. Помимо этого, они требуют подготовленной высушенной поверхности.

Затопление поверхности полигона водой на зиму – относительно простой и дешевый метод защиты полигона от промерзания в зимнее время. Роль термоизолирующего слоя выполняет лед толщиной не менее 0,3 м [2]. Для его осуществления осенью на границах площадей, подлежащих защите, строят водоупорные дамбы и затапливают полигон. При значительной фильтрации воды через дамбу может понадобиться подпитка. Специальное оборудование не требуется, но необходимы дополнительные затраты на сооружение дамб. Эффективность данного метода можно повысить за счет изменения химического состава воды [4]. Для этого в бассейн на разных глубинах нагнетают раствор солей NaCl, CaCl₂ или технической соли магния MgCl₂ · 6H₂O концентрацией 20 %. По результатам проведенных экспериментов и расчетов доказано, что таким способом возможно оттаивание пород на глубину 10–15 м в год. Достоинством метода является большая глуби-

на оттаивания (до 15 м). К недостаткам можно отнести сложность осуществления в промышленных масштабах, высокую стоимость проведения мероприятий, использование химических реагентов, которые могут ухудшить экологическую обстановку.

Вторая группа. *Применение иглового гидрооттаивания* основано на передаче тепла от воды к телу россыпи. Для этого на участке оттаивания удаляют торф, планируют поверхность массива и размечают точки бурения скважин. Затем подводят воду из магистральных труб, проходящих по поверхности, к иглам (трубы диаметром 34–42 мм), которые направлены в глубь массива [5]. Их устанавливают в пробуренные скважины или в заранее оттаявшие места. Возможно бурение скважин непосредственно иглами с буровой короной на конце. Температура воды, подаваемой в скважины, должна превышать 5 °С. Расстояние между иглами принимают в зависимости от конкретных условий [6]. Данный метод очень эффективен для обеспечения равномерности оттаивания, но сложен и дорог при реализации.

Фильтрационно-дренажное оттаивание основано на принципе передачи тепла от воды породам, но в отличие от предыдущего метода вода проникает в массив в результате ее перемещения из более высокого места в более низкое. Для его осуществления необходимо обеспечить питание водой и место ее выхода, расположение в верхней и нижней точке оттаиваемой россыпи, соответственно. Путь от места питания до выхода воды может варьироваться в пределах 20–80 м. Для применения данного метода необходим значительный уклон, породы должны иметь высокую водопроницаемость и низкое содержание глины. Для повышения эффективности данного метода оттаивания проводили исследования на предмет добавления химических реагентов в воду в питающей канаве [7]. В частности, на месторождении, расположенном на Северном Таймыре в долине р. Мамонт, использовали раствор хлорного железа. По результатам исследования установлено, что скорость фильтрационного потока увеличивалась в 2–4 раза. Помимо увеличения скорости оттаивания при определенных условиях возможно создать зоны искусственных сушенцов. По сравнению с предыдущим при использовании рассматриваемого метода не нужно строить сеть водоснабжения, необходимо проводить только работы по строительству канав.

Дождевально-инфильтрационное оттаивание как разновидность предыдущего метода основано на том, что подпитку дренарующих вод осуществляют посредством дождевания. Благодаря этому вода-теплоноситель при взаимодействии с атмосферным воздухом, а также при просачивании сквозь поверхностный слой, насыщенный солнечной радиацией, поднимает свою температуру на 1–2 °С. Для применения данного метода необходимо: среднесуточная температура воздуха больше 0 °С; оттаиваемые породы имеют коэффициент фильтрации не менее 50 м/сут; необходимая инфраструктура соответствует игловому гидрооттаиванию. Для бесперебойной работы насадок необходимо, чтобы используемая для дождевания вода была достаточно чистой (содержание взвесей 0,5 кг/м³) [8]. Этот метод оттаивания по сравнению с игловым гидрооттаиванием дешевле, но обеспечивает меньшую глубину оттаивания.

Экспериментальные методы. Кроме описанных известны методы, находящиеся на уровне экспериментов и полупромышленных испытаний, анализ которых приведен далее.

Для предотвращения промерзания песков в зимний период можно *укрывать поверхность полипропиленовой пленкой, пенопластом*. Данный метод обеспечивает удержание тепла и аккумулялирование его в россыпи в теплое время года.

Для осуществления необходимо спланировать площадку на кровле песков, создать подъезд для доставки материалов (валиков пленки, щитов пенопласта). Экспериментальные работы выполнялись на дражном полигоне ручья Шеркунча, в верхнем течении р. Нижняя Борзя в Забайкальском крае [9], полигоне гидромеханической добычи в притоке р. Антаганчан, Оймяконский район, Республика Якутия. Основным достоинством является простота конструкции, к недостаткам можно отнести стоимость материалов и малый срок службы конструкций [10]. Некой разновидностью предыдущего является метод, при котором роль покрова выполняет снег [5, 11, 12].

Взрывогидравлическое фильтрационно-дренажное оттаивание имеет целью повышение фильтрационных характеристик породы за счет проведения взрывов по траектории, необходимой для фильтрации. За основу берется фильтрационно-дренажный метод, однако при недостаточной водопрпускной способности пород между питающей и дренажной канавой бурят скважины, глубина которых возрастает при приближении к дренажной канаве. При взрывании скважин по траектории дренирования образуется зона меньшей плотности [13]. Данный метод более эффективен по сравнению с фильтрационно-дренажным, но использование взрывчатых веществ значительно усложняет технологию работ.

Нестандартные методы подготовки мерзлых пород включают *электрооттаивание, паровое оттаивание*, характеризующиеся высокими затратами и сложностью исполнения. Про паровое оттаивание можно сказать, что это еще один тип иглового оттаивания, только вместо воды в скважины нагнетают пар температурой 120–130 °С. Тепло при таком методе передается тем лучше, чем выше водопроницаемость породы. Прогрев россыпи проходит в два этапа. Вначале, после монтажа конструкции, в течение 1–3 дней в массив пород подается пар. После завершения подачи пара в течение 5–10 дней происходит перераспределение тепла в массиве и оттаивание остатков мерзлых пород [14]. При электрооттаивании в качестве внутреннего источника тепла используют электрический ток. Подготовка полигона к применению данного метода аналогична предыдущему. Отличие – в оборудовании, необходимо провести линию электропередачи и подготовить трансформаторную подстанцию. Необходимо учитывать, что мерзлые породы имеют достаточно большое электрическое сопротивление [8]. Использование тока влечет за собой проведение дополнительных мероприятий по технике безопасности. Оба метода применяют, когда необходимо быстро произвести оттаивание небольшого участка россыпи.

Методы разупрочнения песков. Выверенные параметры режима оттаивания пород в летнее время позволяют продлить время промывочного сезона. В районах, где влияние вечной мерзлоты значительно снижено и встречается очаговыми проявлениями, ранняя подготовка пород к вскрытию повышает цементацию песков.

Следующие методы подготовки россыпей влияют непосредственно на материал пород, слагающих россыпь, решая проблему дезинтеграции песков с высоким содержанием глины. Пески с высоким содержанием фракции –2 мм относят к весьма труднопромывистым. Решению этой проблемы посвящено множество исследований. Все методы разупрочнения песков делятся на три больших группы: физические; химические и специальные. В группу физических методов авторы [10] включают механические, термические и гидравлические методы. Следует отметить, что данное разделение не учитывает акустические методы воздействия на массив. Группа химических методов разупрочнения включает применение химических реагентов. Группа специальных методов представлена бактериальным воздействием на породу.

Наибольшее распространение на практике получили следующие методы: предварительное водонасыщение песков; внедрение мелких частиц; разрушение струей воды. Известны экспериментальные исследования по воздействию на глинистые пески вибрацией, вакуумом.

Метод внедрения частиц основан на изменении гранулометрического состава песков на этапе выемки за счет введения в них галечной фракции. Наибольший эффект достигается при определенном соотношении размера внедряемых частиц и глинистых агрегатов, а также их масс. Увеличение соотношения массы внедряемой фракции к исходному материалу больше чем 1 : 1 ведет к снижению эффективности дезинтеграции вследствие увеличения расхода энергии [15]. Промышленные испытания подтверждают снижение объема глинистых агрегатов в хвостах на 10 %. Метод обеспечивает снижение налипания песков на технологическое оборудование, а также является экологически безопасным. К недостаткам можно отнести необходимость доставки галечной фракции хвостов к месту выемки песков.

Вода служит основой процесса обогащения при разработке россыпей. Это допускает использование *метода предварительного водонасыщения* песков. При погружении глинистых агрегатов в водную среду происходит гидратация внешних слоев тела окатыша. Это приводит к увеличению объема гидратированной части агрегата. Разница в объемах создает напряжение между внутренним и внешним слоями, что вызывает отрыв гидратированного слоя. Подготовка глинистых песков россыпных месторождений управляемым водонасыщением возможна при значениях естественной влажности меньше максимального содержания связанной воды. На основе проведенных исследований [16] предлагается способ подготовки, включающий выемку песков, их транспортировку на промежуточный склад с оборудованной технологической емкостью для водонасыщения, проведение вторичной выемки и промывки песков. Увеличение эффективности промывки зависит от времени нахождения пород на промежуточном складе. Разновидностью данного метода является проведение водонасыщения в местах залегания песков. Исследования [17, 18] доказывают снижение модуля упругости в 2,1 раза при проведении водонасыщения высокоглинистых песков.

Метод разрядно-импульсного воздействия основан на низкочастотном электрофизическом влиянии на пульпу, которая содержит глинистые конгломераты. Физический смысл метода заключается в формировании зоны растягивающих волн напряжения, которые вызывают колебания пространственной сетки глинистых окатышей с последующим ее разрушением. Многократные волновые процессы в дальнейшем вытесняют жидкую фазу за пределы окатыша, удаляя связанную воду и разрушая конгломерат на отдельности [19]. Расход энергии при этом варьирует от 6 до 9 МДж/м³ в зависимости от пластичности материала, что делает возможным промышленное применение. На предприятии ЗАО ЗДК «Золотая звезда» закрепление разрядно-импульсной установки в бункере гидровашгерда привело к снижению потерь полезного ископаемого на 60 % и повышению эффективности работы гидротранспорта.

Дальнейшее развитие этого метода связано с применением предварительного ультразвукового высокочастотного воздействия на глинистые конгломераты с последующим воздействием электрическими импульсами. Ультразвуковые высокочастотные колебания запускают процесс предварительного инициирования дефектов структуры глинистых окатышей. Известны эксперименты [20], в ходе которых отбирались две группы образцов, первую группу подвергали воздей-

ствию только электрогидроударным разрушением, на образцы второй группы предварительно влияли ультразвуковыми высокочастотными колебаниями. В первом случае разрушение образца происходило в среднем за 10–15 электровзрывов. Энергетические затраты составили 30–50 Дж на образец. Ультразвуковое воздействие интенсивностью 8–10 Вт/см² в течение 1 мин для второй группы образцов привело к сокращению количества электровзрывов на образец до 2–6 в среднем, энергетические затраты при этом снизились в 2 раза. Широкое промышленное применение описанных методов требует дополнительных исследований.

Метод гидродинамической кавитации широко применяется при обогащении песков. Энергия струи воды дезинтегрирует материал при гидравлическом методе разработки. Вместе с тем при промывке песков в барабанных грохотах и в дражных бочках процесс дезинтеграции и классификации сопровождается высоконапорным орошением воды. Одним из нестандартных решений служит применение гидравлических центробежных дезинтеграторов [21]. Оборудование имеет конструкцию, схожую с классической скруббер-бутарой. Основное отличие – это отношение диаметра бочки к ее длине, которое составляет от 2 до 8, тогда как в классических бочках этот параметр принимает значения от 0,2 до 0,3. Глинистый материал в виде гидросмеси под давлением попадает в корпус одновременно через два загрузочных патрубка. Внутри корпуса образуются потоки, направленные навстречу друг другу. По ходу движения потоков установлены специальные лопасти, при встрече с которыми конгломераты разрушаются. В средней части корпуса потоки воздействуют друг на друга. Установка проходила промышленные испытания на фабрике № 5 треста «Якуталмаз». На вход в дезинтегратор поступал нижний продукт скруббер-бутары крупностью –30 мм с содержанием глинистых конгломератов 95 %. На выходе объем окатышей снижался на 55 %. Широкое применение центробежных дезинтеграторов определяет высокий износ корпуса и внутренних лопастей.

Вакуумно-импульсное воздействие – наиболее оригинальный метод дезинтеграции глинистых песков. Для разрушения материал помещают в герметичную камеру, где проводят стремительное изменение давления со 100 до 0,4 кПа. Возникает перепад давления между внешним слоем конгломерата и остальной его частью, что приводит к дроблению породы. При понижении давления ниже значения давления насыщенных паров происходит интенсивное испарение. Испарение влечет за собой резкое снижение температуры, вплоть до замерзания. После чего происходят расширение породы и ее разрушение [22]. Регулируя параметры давления, температуры и скорости изменения давления, можно добиться разной степени разупрочнения. Метод обеспечивает многофакторность воздействия на материал: заморозку, испарение влаги и изменение объема. Сложность промышленного применения данного метода вызвана высокой энергозатратностью и отсутствием вакуумной камеры достаточных размеров.

Выводы. Универсального метода подготовки пород не существует. В каждом случае применение метода зависит от конкретных условий. Основными характеристиками месторождения, влияющими на его выбор, являются горно-геологические и климатические условия. Принятый метод подготовки, во избежание усложнения технологической схемы, должен опираться на существующую инфраструктуру. Перспективные для исследований и внедрения методы связаны с воздействием на материал упругих колебаний ультразвукового спектра в различных средах. Воздействие электроразрядами и вакуумом показывает эффективность только в экспериментальных условиях.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Якубчук А. С. Российской золотодобыче 30 лет // Вестник золотопромышленника. URL: <https://gold.lprime.ru/reviews/20130315/406870.html> (дата обращения: 27.09.23).
2. Потемкин С. В. Оттайка мерзлых пород. М.: Недра, 1991. 158 с.
3. Лешков В. Г. Теория и практика разработки россыпей многочерпаковыми драгами. М.: Недра, 1980. 345 с.
4. Trimble R. J., Hayley Don W. Permafrost considerations for effective mine site development in the Yukon territory // Mining Environment Research Group Reports. 2004. No. 1. P. 33.
5. Панина Т. Ю., Костромин М. В. Геокриологические проблемы и их решения при разработке россыпных месторождений // Ученые записки ЗабГУ. 2017. Т. 12. № 4. С. 59–72. DOI: 10.21209/2308-8761-2017-12-4-59-72
6. Перльштейн Г. З., Капранов В. Е., Кузнецов В. С., Курильчик А. Ф., Трушков Ю. Я. Из опыта игловой гидрооттайки на открытой разработке россыпей // Колыма. 1971. № 6. С. 4–6. URL: <https://zolotodb.ru/article/11636> (дата обращения: 27.09.23).
7. Морозов В. Н., Егорова Е. Л., Морозова Н. В. О применении метода конформных преобразований для расчета параметров технологии подготовки искусственных сушенцов // Журнал Сибирского федерального университета. Техника и технология. 2010. № 3. С. 396–405.
8. Лешков В. Г. Разработка россыпных месторождений. М.: Горная книга, 2007. 907 с.
9. Субботин Ю. В., Овешников Ю. М., Корешков С. В., Позлутко С. Г. Повышение эффективности дражной разработки россыпи «Средняя Борзя» путем применения нового способа оттайки горных пород // ГИАБ (препринт). 2021. № 1. С. 67–71.
10. Кисляков В. Е., Никитин А. В. Систематика способов разупрочнения глинистых песков при разработке россыпных месторождений // Вестник МГТУ им. Г. И. Носова. 2009. № 1. С. 13–16.
11. Hans J. V. Use of salt in clay core aids winter dam building // Engineering New-Record. 1953. No. 6. P. 2099–2102.
12. Shuman Horst. Mabnahmen in Tegebauvorfeld und an den Baggerborschungen zur Verbesserung der Winterarbeit Braunkohlenbergban // Neue Bergbautechnik. 1973. No. 11. P. 801–807.
13. Rashkin A. V., Subbotin Yu. V., Avdeev P. V. Thermophysical and ecologo-economical effectiveness of hydraulic-blast and hydro-burst methods of frozen soil thawing // Geocryological problems of construction in Eastern Russia and Northem China. 1998. P. 38–41.
14. Костромин М. В., Юргенсон Г. А., Позлутко С. Г. Проблемы дражной разработки континентальных россыпей. Новосибирск: Наука, 2007. 180 с.
15. Карепанов А. В. Обоснование технологических параметров предварительной подготовки глинистых песков при бульдозерной разработке россыпных месторождений: автореф ... дис. канд. техн. наук. Красноярск, 2006. 21 с.
16. Никитин А. В. Обоснование технологии подготовки глинистых песков россыпных месторождений управляемым водонасыщением: автореф ... дис. канд. техн. наук. Красноярск, 2009. 24 с.
17. Khrunina N. P., Korneeva S. I. Improving mining methods of high-clay deposits of precious metals // Eurasian Mining. 2014. No. 1. P. 15–17.
18. Rukovich A. V., Rochev V. F. Disintegration of frozen clay rocks under the influence of chemical fields and the aquatic environment // Scientific Journal Advances in Current natural Sciences. 2017. No. 5. P. 123–127.
19. Галайко А. В. Обоснование эффективной технологии освоения высокоглинистых золотоносных месторождений центральной Сибири: автореф ... дис. канд. техн. наук. Красноярск, 2006. 23 с.
20. Кочнев В. Г., Грушинская О. В. Дезинтеграция труднопромывистых песков с высокопластичной глиной // Золотодобыча. 2021. № 267. URL: <https://zolotodb.ru/article/12508> (дата обращения: 27.09.23).
21. Усов Г. А., Фролов С. Г., Тарасов Б. Н. Разработка технологии извлечения россыпного микронного золота с использованием диспергирования глинистой составляющей вмещающих пород // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 5. С. 75–82.
22. Способ вакуумной дезинтеграции золотоносных глинистых пород: пат. 2693586 Рос. Федерация. № 2018138230; заявл. 10.29.2018.; опубл. 07.03.2019. Бюл. № 19. 7 с.

Поступила в редакцию 30 июля 2023 года

Сведения об авторах:

Деннер Виктор Иванович – аспирант кафедры открытых горных работ Сибирского федерального университета. E-mail: dennerdirect@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0003-4616-6893>

Косолапов Александр Иннокентьевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры открытых горных работ Сибирского федерального университета. E-mail: akosolapov@sfu-kras.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8251-9679>

Analyzing methods of sand preparation at placer deposit development

Viktor I. Denner¹, Aleksandr I. Kosolapov¹

¹ Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia.

Abstract

Introduction. In the course of placer deposit development, the main problems are associated with a fall of metal content in sands and rich deposits depletion. High content of clay and fine metal make them difficult to extract, requiring increased costs for sand disintegration and preparation for excavation.

Methods of research. The article analyzes methods of placer rock preparation for excavation and sands preliminary treatment before washing. The main factors affecting the methods' effectiveness are considered; all the methods are divided into two groups.

Research results. The study of the actual experience of using preparation technologies made it possible to establish the characteristics of sands that affect the process of their beneficiation, namely, the permafrost spread and water permeability. It was found that preliminary disintegration of sands is necessary when the amount of clay fractions exceeds 50%. In the course of sand preliminary disintegration, chemical exposure involving reagents and vibration from the propagation of ultrasonic frequency spectrum elastic vibrations in the sand is effective in order to overcome the capillary forces of bound water.

Conclusions. When choosing the most effective method for preparing sand for excavation and preliminary disintegration, it is important to take into account specific mining, geological, climatic and technical conditions, as well as the existing infrastructure.

Keywords: placer deposit; sands; rock preparation methods; defrosting; clay rocks; ice content; water permeability.

REFERENCES

1. Iakubchuk A. S. Russian gold mining turns 30. *Vestnik zolotopromyshlennika = Gold Producers' Bulletin*. (In Russ.) Available from: <https://gold.1prime.ru/reviews/20130315/406870.html> [Accessed 27 September 2023]
2. Potemkin S. V. *Frozen rock defrosting*. Moscow: Nedra Publishing; 1991. (In Russ.)
3. Leshkov V. G. *Theory and practice of placer mining with bucket dredges*. Moscow: Nedra Publishing; 1980. (In Russ.)
4. Trimble R. J., Hayley Don W. Permafrost considerations for effective mine site development in the Yukon territory. *Mining Environment Research Group Reports*. 2004; 1: 33.
5. Panina T. Iu., Kostromin M. V. Geocryological problems and their solution in the development of placer deposits. *Uchenye zapiski ZabGU = Bulletin of the Transbaikalian State University*. 2017; 12(4): 59–72. (In Russ.) Available from: doi: 10.21209/2308-8761-2017-12-4-59-72
6. Perlshtein G. Z., Kapranov V. E., Kuznetsov V. S., Kurilchik A. F., Trushkov Iu. Ia. The experience of pin hydrodefrostation at open mining of placers. *Kolyma*. 1971; 6: 4–6. (In Russ.) Available from: <https://zolotodb.ru/article/11636> [Accessed 27 September 2023]
7. Morozov V. N., Egorova E. L., Morozova N. V. On application of method of orthomorphic transformations for calculation of parameters of technology of preparation of artificial sushentsi. *Zhurnal Sibirskogo federalnogo universiteta. Tekhnika i tekhnologii = Journal of Siberian Federal University. Engineering and Technologies*. 2010; 3: 396–405. (In Russ.)
8. Leshkov V. G. *Placer deposits mining*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2007. (In Russ.)
9. Subbotin Iu. V., Oveshnikov Iu. M., Koreshkov S. V., Pozlutko S. G. Improving the efficiency of dredging the Sredniaia Borzia placers by using a new method of rock defrosting. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal) (preprint)*. 2021; 1: 67–71. (In Russ.)
10. Kisliakov V. E., Nikitin A. V. Systematics of clay sand softening methods during placer development. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta im. G. I. Nosova = Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2009; 1: 13–16. (In Russ.)
11. Hans J. B. *Use of salt in clay core aids winter dam building*. Engineering New-Record. 1953; 6: 2099–2102.
12. Shuman Horst. Mabnahmen in Tegebauvorfeld und an den Baggerborschungen zur Verbesserung der Winterarbeit Braunkohlenbergban. *Neue Bergbautechnik*. 1973; 11: 801–807.

13. Rashkin A. V., Subbotin Yu. V., Avdeev P. V. Thermophysical and ecologo-economical effectiveness of hydraulic-blast and hydro-burst methods of frozen soil thawing. *Geocryological problems of construction in Eastern Russia and Northern China*. Yakutsk: SB RAS PUBLISHERS, 1998. P. 38–41. (In Russ.)
14. Kostromin M. V., Iurgenson G. A., Pozlutko S. G. *The problems of continental placers dredging*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 2007. (In Russ.)
15. Karepanov A. V. *Substantiating the technological parameters of clay sand preliminary preparation when mining placers with bulldozers: PhD in Eng. abstract of diss.* Krasnoyarsk; 2006. (In Russ.)
16. Nikitin A. V. *Substantiating the technology of clay sand preparation using controlled water saturation: PhD in Eng. abstract of diff.* Krasnoyarsk; 2009. (In Russ.)
17. Khrunina N. P., Korneeva S. I. Improving mining methods of high-clay deposits of precious metals. *Eurasian mining*. 2014; 1: 15–17.
18. Rukovich A. V., Rochev V. F. Disintegration of frozen clay rocks under the influence of chemical fields and the aquatic environment. *Scientific journal Advances in current natural sciences*. 2017; 5: 123–127.
19. Galaiko A. V. *Substantiating the effective technology of developing gold fields with the high clay content sands in the Central Siberia: PhD in Eng. abstract of diss.* Krasnoyarsk; 2006. (In Russ.)
20. Kochnev V. G., Grushinskaia O. V. Disintegration of hard-to-wash sands with high-plasticity clay. *Zolotodobycha = Gold Mining*. 2021; 267. (In Russ.) Available from: <https://zolotodb.ru/article/12508> [Accessed 27 September 2023].
21. Usov G. A., Frolov S. G., Tarasov B. N. Developing the technology of extracting placer micron sized gold with the use of enclosing rock clay bond dispersion. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 5: 75–82. (In Russ.)
22. Novopashin S. A., Iarygin V. N., Iarygin I. V., Prikhodko V. G., Maltsev V. A. Method of vacuum disintegration of gold-bearing clay rocks: Patent RF no. 2018138230; 2019. (In Russ.)

Received 30 July 2023

Information about the authors:

Viktor I. Denner – PhD student, Department of Open Pit Mining, Siberian Federal University. E-mail: dennerdirect@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0003-4616-6893>

Aleksandr I. Kosolapov – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Open Pit Mining, Siberian Federal University. E-mail: akosolapov@sfu-kras.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8251-9679>

Для цитирования: Деннер В. И., Косолапов А. И. Анализ методов подготовки песков при разработке россыпных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 6. С. 18–26. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-18-26

For citation: Denner V. I., Kosolapov A. I. Analyzing methods of sand preparation at placer deposit development. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2023; 6: 18–26 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-18-26

Определение рациональных параметров технологии с обрушением и торцовым выпуском руды в условиях северных регионов России

Смирнов А. А.¹, Барановский К. В.¹, Рожков А. А.¹, Никитин И. В.^{1*}

¹ Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: geotech@igduran.ru

Реферат

Актуальность темы. В суровых климатических условиях северных регионов России изоляция подземных горных выработок от карьерного пространства является весьма важным вопросом. При системах разработки с обрушением руды для изоляции подземного рудника на дне карьера формируется предохранительная подушка из разрыхленной горной массы. Параметры предохранительной подушки в значительной мере влияют на эффективность подземной геотехнологии. В связи со сложными горно-геологическими условиями применение эффективных технологий этажного принудительного обрушения с площадным выпуском руды и высотой этажа до 100 м достаточно проблематично с точки зрения сохранения выпускных выработок. Перспективным является применение технологии подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды. Таким образом, установление оптимальных конструктивных параметров данной системы разработки с учетом специфических условий ведения работ под предохранительной подушкой является актуальной научно-технической задачей.

Цель исследований – разработка методических положений, позволяющих рационализировать параметры конструкции системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды в зависимости от гранулометрического состава рудной массы, параметров и материала предохранительной подушки, формируемой на дне карьера.

Методы исследований. В работе использован комплексный метод исследований, включающий оценку влияния свойств горной массы на параметры выпуска руды под предохранительной подушкой и оптимизацию конструктивных параметров системы разработки подэтажного обрушения по критерию эффективных показателей извлечения в сложных условиях добычи.

Результаты исследований. Установлены требования к гранулометрическому составу материала предохранительной подушки, при которых обеспечивается необходимая для эффективного функционирования подземного рудника степень изоляции очистного пространства. В зависимости от параметров предохранительной подушки определены высота и ширина выемочных единиц, обеспечивающие рациональные показатели извлечения при системе разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды.

Выводы. Применение системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды в рассматриваемых условиях позволяет исключить проблему сохранения выработок на весь период отработки этажа и дает возможность рационально организовать процесс проветривания рудника в условиях действия значительных естественных тяг.

Ключевые слова: подземная разработка; предохранительная подушка; подэтажное обрушение; торцовый выпуск; гранулометрический состав; показатели извлечения.

Введение. Рудник «Удачный» обрабатывает месторождение кимберлитов, разветвляющееся ниже дна карьера на два вертикальных конусообразных рудных тела – западное (ЗРТ) и восточное (ВРТ). Рудные тела в поперечнике имеют

размеры около 300 м и прослеживаются до глубины 1400 м с постепенным уменьшением площади поперечного сечения. Угол падения ЗРТ достигает 85°, ВРТ – 80°. Согласно проекту, предусмотрена система разработки подкарьерных запасов трубки «Удачная» с обрушением руды под предохранительной подушкой [1–3].

Предохранительная подушка позволяет исключить аэродинамические связи атмосферы карьера с подземными выработками рудника в процессе выпуска руды. Ее формирование над запасами ВРТ осуществляется за счет оставления над горизонтом выпуска отбитой, но не выпускаемой руды, над запасами ЗРТ – путем навала пустых пород на дне карьера.

При предусмотренной проектом системе этажного принудительного обрушения с площадным выпуском руды сохранение выпускных отверстий и погрузочных заездов на весь период выпуска больших объемов руды при высоте этажа до 100 м достаточно проблематично, вследствие чего на руднике «Удачный» перспективным является применение подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды. Таким образом, установление оптимальных конструктивных параметров данной системы разработки с учетом гранулометрического состава рудной массы и особенностей процесса выпуска под предохранительной подушкой в рамках исследований по разработке методологических основ стратегии развития горнотехнических систем при освоении глубокозалегающих месторождений [4] является актуальной научно-технической задачей.

Методика проведения исследований. Известно, что качество дробления существенно влияет на процесс выпуска руды и показатели извлечения. Также от гранулометрического состава слагающих руд или пород в значительной степени зависит аэродинамическое сопротивление предохранительной подушки, что в суровых климатических условиях северных регионов России является не менее важным вопросом, поскольку проникновение холодного воздуха в очистное пространство и горные выработки приводит к смерзанию руды и прочим негативным последствиям [5–7].

С использованием методики [8] установлена зависимость необходимой толщины предохранительной подушки по условию обеспечения достаточной изолированности и сохранности подземных горных выработок. Данное значение зависит от среднего диаметра слагающей подушку куска горной массы d_{cp} и высоты падения пород в случае обрушения участка борта карьера H (рис. 1).

Размер среднего куска является не единственным показателем гранулометрического состава, определяющим характеристики предохранительной подушки. Важно также соотношение фракций в раздробленном материале. Для увеличения аэродинамического сопротивления подушки необходимо повышение содержания в ней фракций меньше 150 мм [9].

Исследования гранулометрического состава раздробленных пород показали, что соотношение между вероятным содержанием разных фракций носит закономерный характер и может быть выражено уравнением Розина–Раммлера [10–12]:

$$P(x) = 1 - e^{-\alpha x}, \quad (1)$$

где $P(x)$ – вероятность суммарного выхода кусков размером больше x , %; α – коэффициент, зависящий от условий взрывания и свойств руды.

Для скальных руд α может быть принят в пределах 1,5–3,5, причем с возрастанием α растет выход мелких фракций. На рис. 2 в виде кумулятивных кривых

представлены результаты измерений гранулометрического состава отбитых руд на шахтах Урала [13]. При сходных прочностных свойствах горных пород и параметрах буровзрывных работ, повышенный относительно шахты «Южная» выход мелких фракций на Кыштымском руднике связан с мелкозернистой структурой и слабой спайностью зерен гранулированного кварца [14, 15].

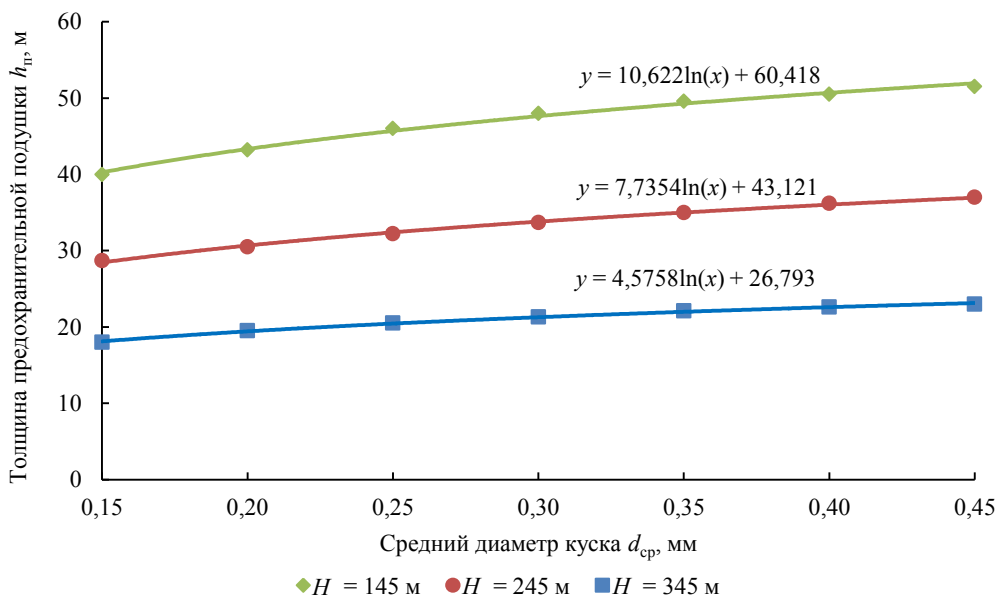


Рисунок 1. Изменение толщины предохранительной подушки в зависимости от среднего диаметра куска горной массы

Figure 1. Change in the protective cushion thickness depending on the average diameter of a rock lump

Кимберлиты относятся к слабым породам, их крепость изменяется от 5 до 7 по шкале М. М. Протоdjаконова. Рудный массив разбит несколькими системами трещин на естественные отдельные разъемы размером 0,2–0,5 м. Прочностные характеристики руд приведены в табл. 1.

Принятые в проекте разработки параметры буровзрывных работ для отбойки кимберлита близки к таковым на уральских шахтах. Вследствие небольшой прочности кимберлита можно прогнозировать, что при массовой отбойке его вероятный гранулометрический состав будет соответствовать уравнению (1) при значении $\alpha = 2,8–3,0$ с достаточно высоким выходом мелких фракций (до 40–50 %). Средний диаметр куска будет равен 0,20–0,22 м, а выход негабарита более 800 мм – 3–6 %. Такой гранулометрический состав благоприятен для обеспечения необходимого сопротивления подушки.

Опыт показывает, что полностью предотвратить фильтрацию воздуха вследствие естественных тяг через обрушенную руду или породу невозможно. При системе поэтажного обрушения данная проблема решается за счет создания подпора воздуха, подаваемого к выпускным отверстиям при помощи вентиляторов местного проветривания, применение которых является неотъемлемой частью данной технологии.

Результаты исследований. Два варианта образования предохранительной подушки подразумевают и разный подход к определению параметров системы.

Для ВРТ, где подушка формируется из отбитой руды и нет налегающих пород, проблемы разубоживания нет. Параметры системы определяются с учетом обеспечения необходимой толщины предохранительной подушки, устойчивости выработок и требованиями оптимизации технологических процессов. Для ЗРТ, где подушка состоит из пустых пород вскрыши, параметры системы в основном определяются требованиями оптимизации показателей извлечения руды [16–18].

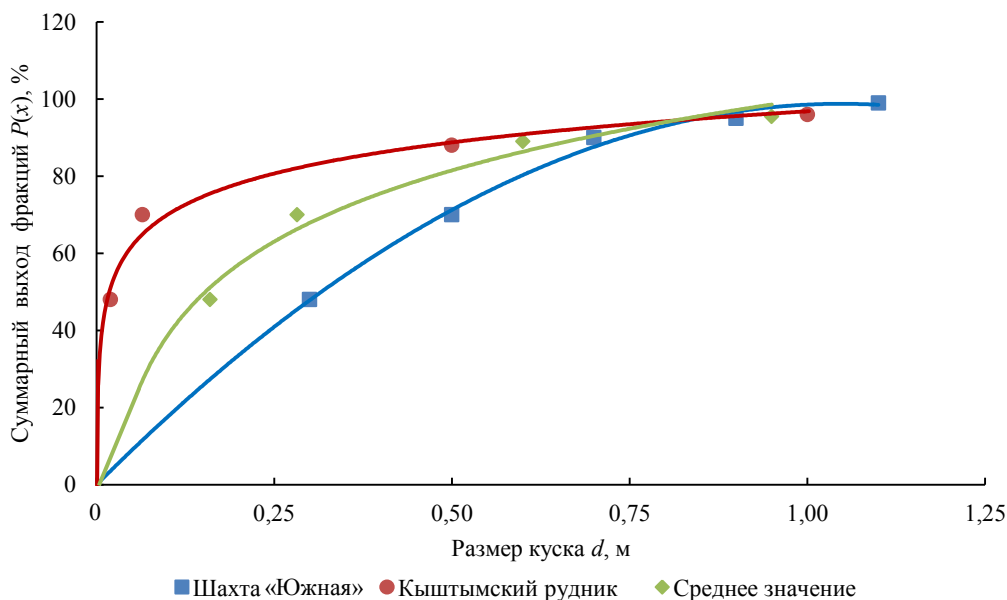


Рисунок 2. Кумулятивные кривые гранулометрического состава отбитой руды
 Figure 2. Cumulative curves of broken ore granulometric composition

Особенностью торцового выпуска руды является тесная связь между параметрами послышной отбойки, степенью уплотнения отбитой руды и процессом истечения рудной массы [19–21]. Исследования [22, 23] позволяют представить качественную картину отбойки и последующего выпуска руды. При взрывании веера скважин происходит подвижка отбиваемого слоя и уплотнение зажимающей среды. Вследствие дилатансии отбиваемого слоя под действием продуктов взрыва рудная масса разрыхляется и заполняет весь образовавшийся объем.

Таблица 1. Прочностные характеристики руд трубки «Удачная»
 Table 1. Strength characteristics of ores from the Udachnaya pipe

Происхождение руды	Прочность на сжатие, МПа		Прочность на растяжение, МПа	
	min–max	средняя	min–max	средняя
ЗРТ	2,77–46,71	16,9	1,06–9,16	3,57
ВРТ	5,55–60,0	25,7	1,86–7,86	3,78

При толщине отбиваемого слоя руды 3 м величина подвижки для типичных условий составляет около 1 м. Таким образом, толщина слоя отбитой руды равняется примерно 4 м, а коэффициент ее разрыхления составляет 1,33. После выпуска этого слоя данный объем заполняет налегающая порода подушки с коэффициентом разрыхления около 1,5. При отбойке следующего слоя происходит

уплотнение прилегающего к массиву слоя породы, что приводит к снижению его коэффициента разрыхления до 1,15–1,25. При такой величине порода теряет свойства сыпучести и при выпуске зона потока ограничивается щелью между рудным массивом и уплотненной породой предшествующих слоев, напоминая движение материала в плоском бункере. Причем устойчивость уплотненной «стенки» поддерживается боковым распором потока руды. Таким образом, выше уровня кровли доставочной выработки образуется слой уплотненной породы, примерно равный высоте подэтажа. Нижняя часть отбиваемого слоя руды при взрыве частично выбрасывается, а частично высыпается в выработку, в результате чего коэффициент разрыхления этой части руды над кровлей выработки равен 1,5–1,6.

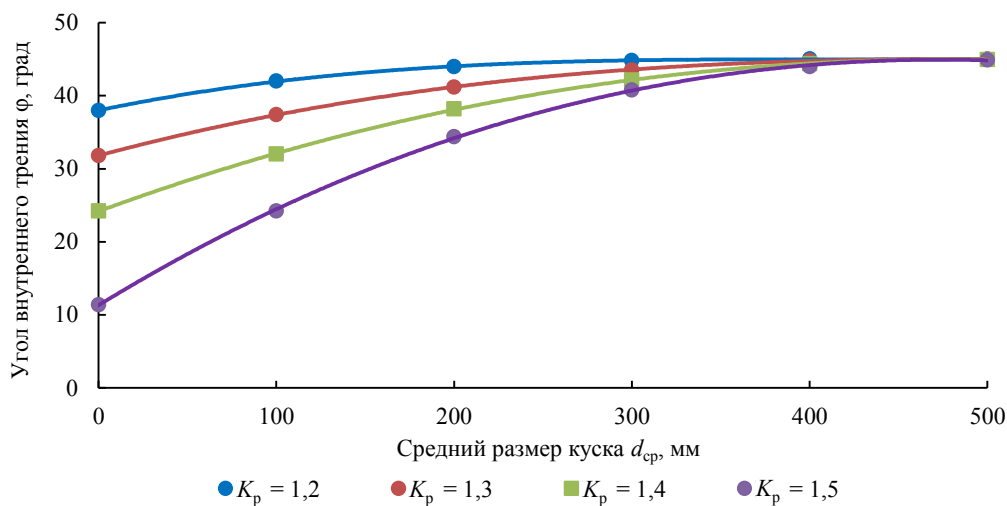


Рисунок 3. Зависимость угла внутреннего трения от коэффициента разрыхления и среднего куска отбитой руды

Figure 3. The dependence of the internal friction angle on the coefficient of loosening and the average lump of broken ore

Сыпучие свойства материала в этих условиях определяются углом внутреннего трения φ , который в соответствии с исследованием [24] зависит от коэффициента разрыхления K_p и среднего диаметра куска отбитой руды d_{cp} и представлен в виде зависимости (рис. 3).

В свою очередь показатель φ определяет угол наклона образующей потока руды β , град [25]:

$$\beta = 45 + 0,5 \arcsin \operatorname{tg} \varphi.$$

В рассматриваемых условиях угол β находится в пределах 66° – 80° . Истечение руды происходит в пределах зоны потока горизонтальными слоями определенной высоты без смешивания их между собой. В начальный период выпуска зона потока ограничивается выходом на вертикальную границу обрушенных пород, а ее объем зависит от площади активного сечения на уровне кровли выработки.

При отгрузке руды погрузо-доставочными машинами и свободном истечении руды размеры активного сечения определяются шириной доставочной выработки и глубиной внедрения ковша (до 1,5 м). Однако при выпуске руды рассматриваемой кусковатости с частотой одного на каждые 10 м^3 происходят зависания,

которые ликвидируются или подбором навала руды, или непосредственным воздействием ковша машины на зависание. Максимальная величина подбора навала руды ограничивается положением ковша машины под козырьком выпускного отверстия. При откосе руды порядка 45° максимальная глубина активного сечения равна высоте выработки и составляет 3,5 м. Тогда в процессе выпуска руды глубина активного сечения будет варьироваться в пределах 1,5–3,5 м и для дальнейших расчетов в соответствии с [26–28] принято ее среднее значение – 2,5 м.

Таблица 2. Потери и разубоживание руды при выемке верхнего подэтажа
Table 2. Ore loss and dilution during the extraction of the upper sublevel

Параметр	Разрезная секция			Смежная секция		
	25	30	35	25	30	35
Высота секции, м	25	30	35	25	30	35
Ширина секции						
12 м	8,2/-*	7,4/-	6,8/-	6,0/5,0	4,8/9,2	4,0/13,4
16 м	15,4/-	12,7/-	10,9/-	14,8/3,2	11,5/2,2	9,4/5,1
20 м	25,4/-	19,9/-	16,6/-	25,9/1,2	19,7/1,0	15,5/0,9

* В числителе указаны потери, %; в знаменателе – разубоживание, %.

Как отмечено ранее, коэффициенты разрыхления в нижней и верхней частях слоя существенно отличаются. В результате происходит сужение зоны потока руды. Объем выпуска чистой руды определяется выходом зоны потока на вертикальную границу секции. При этом существенного фронтального разубоживания руды не происходит. Выше в течение вовлекается сначала боковая порода, расположенная на месте ранее отработанной смежной секции, а затем или налегающая порода предохранительной подушки, или рудная масса на уровне выработок вышележащего горизонта и смесь породы и руды в гребнях, оставшихся при отработке вышележащего подэтажа.

Таблица 3. Потери и разубоживание руды при выемке нижних подэтажей
Table 3. Ore loss and dilution during the extraction of the underlying sublevels

Параметр	Разрезная секция			Смежная секция		
	25	30	35	25	30	35
Высота секции, м	25	30	35	25	30	35
Ширина секции						
12 м	8,0/25,3	7,3/21,8	6,9/19,1	4,9/33,9	4,0/34,1	3,4/35,0
16 м	12,3/31,7	10,7/27,4	9,6/24,2	10,8/34,7	9,0/33,1	7,6/32,7
20 м	17,5/38,1	14,9/33,1	13,1/29,2	17,0/37,9	14,1/34,9	12,1/33,1

На основе приведенных соображений составлен алгоритм расчета показателей извлечения руды при подэтажном обрушении с торцовым выпуском руды. Принята схема, в которой подэтажные выработки в этаже расположены в шахматном порядке. Результаты расчета показателей извлечения для верхнего подэтажа приведены в табл. 2.

Особенностью отработки верхней секции является то, что здесь существует предел выпуска руды, после которого потери руды не уменьшаются. Верхний уровень подушки снижается на 22–28 м, причем над горизонтом выпуска образуется слой уплотненной взрывами породы. Рациональная высота секции определяется оптимальной длиной скважин и может составлять 35–40 м.

Результаты расчета показателей извлечения для нижележащих подэтажей приведены в табл. 3.

На рис. 4 представлена зависимость потерь и разубоживания от видимого извлечения запасов, анализ которой показывает, что рациональные значения показателей составляют 10–12 % и 13–15 %, соответственно.

Установлено, что для образования рудной предохранительной подушки над ВРТ высота первого подэтажа должна быть не менее 30 м, а высота остающихся в подушке рудных целиков не более 30 м, что при угле наклона образующих траншеи 60° возможно при расстоянии между осями доставочных выработок 39 м.

При отсутствии налегающих пород и высоте подэтажа 30 м объем добытой руды будет минимальным, определяемым только необходимой степенью разрыхления руды перед отбойкой очередного слоя. Вследствие этого высоту верхнего подэтажа целесообразно увеличить до 40–45 м исходя из оптимальной длины скважин.

При шахматном расположении выработок в нижележащих подэтажах взрывание оставшихся в подушке целиков будет затруднено из-за большой длины скважин. Вследствие этого целесообразно уменьшить расстояние между доставочными выработками (ширину панели) до 22 м. Тогда высота целиков в подушке будет составлять около 15 м. Такая схема расположения выработок может быть принята для всех запасов руды под рудной предохранительной подушкой. При этом руда в подушке во всех случаях будет переуплотнена, что следует учитывать в режимах ее выпуска и порядке отработки смежных панелей.

Заключение. В условиях рудника «Удачный» достаточно перспективным является применение системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды, что позволяет исключить проблему сохранения выработок на весь период отработки этажа, значительно упрощает переход с этажа на этаж, дает возможность рационально организовать процесс проветривания рудника в условиях действия значительных естественных тяг. Приведенные методические положения позволяют с учетом гранулометрического состава рудной массы рационализировать параметры конструкции системы разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды в зависимости от материала предохранительной подушки, формируемой на дне карьера.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Коваленко А. А., Тишков М. В. Оценка подземного способа отработки месторождения трубки «Удачная» с применением системы с самообрушением // ГИАБ. 2016. № 12. С. 134–145.
2. Булатов К. В., Дик Ю. А., Котенков А. В., Танков М. С., Кульминский А. С., Тишков М. В., Кульминский А. А. Новые технологические решения разработки кимберлитовых месторождений Якутии. Екатеринбург: Уралмеханобр, 2022. 544 с.

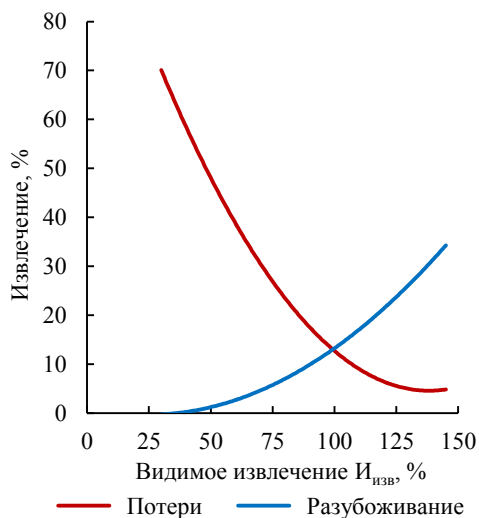


Рисунок 4. Зависимость потерь и разубоживания от видимого извлечения запасов

Figure 4. Dependence of losses and dilution on the visible extraction of reserves

3. Tishkov M. Evaluation of caving as a mining method for the Udachnaya underground diamond mine project // Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving. Australian Centre for Geomechanics, Perth. 2018. P. 835–846. DOI: 10.36487/ACG_rep/1815_66_Tishkov
4. Яковлев В. Л. Основные этапы и результаты исследований по разработке методологических основ стратегии развития горнотехнических систем при освоении глубокозалегающих месторождений твердых полезных ископаемых // Горная промышленность. 2022. № S1. С. 34–45. DOI: 10.30686/1609-9192-2022-1S-34-45
5. Хохолов Ю. А. Особенности процессов тепло- и массообмена, происходящих в предохранительной подушке при подземной доработке подкарьерных запасов // ГИАБ. 2020. № 2. С. 13–21. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-2-0-13-21
6. Необутов Г. П., Зубков В. П., Петров Д. Н. Зависимость потерь руды при выпуске вследствие ее смерзания от гранулометрического состава и параметров очистного пространства // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2016. № 5(117). С. 22–28.
7. Kurylyk B. L., MacQuarrie K. T. B., McKenzie J. M. Climate change impacts on groundwater and soil temperatures in cold and temperate regions: implications, mathematical theory, and emerging simulation tools // Earth-Science Reviews. 2014. Vol. 138. P. 313–334. DOI: 10.1016/j.earscirev.2014.06.006
8. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Никитин И. В., Тишков М. С. Обоснование толщины предохранительной подушки при отработке подкарьерных запасов трубки «Удачная» системами с обрушением // ФТПРПИ. 2018. № 2. С. 52–62. DOI: 10.15372/FTPRPI20180207
9. Токмаков В. В., Соколов И. В., Ермолаев А. И. К вопросу учета в расчетах шахтного воздухораспределения дополнительных аэродинамических связей подземных горных работ с карьером при комбинированной отработке месторождений // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений: сб. докл. VI Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург: УГГУ, 2017. С. 63–65.
10. Бондаренко И. Ф., Жариков С. Н., Зырянов И. В., Шеменев В. Г. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии. Екатеринбург: Институт горного дела УрО РАН, 2017. 172 с.
11. Onederra I., Riihioja K. An alternative approach to determine the uniformity index of Rosin–Rammler based fragmentation models // Proceedings of the 8th International Symposium on Rock Fragmentation by Blast. 2006. P. 193–199.
12. Nourian A., Moomivand H. Development of a new model to predict uniformity index of fragment size distribution based on the blasthole parameters and blastability index // Journal of Mining Science. 2020. Vol. 56. P. 47–58. DOI: 10.1134/S1062739120016478
13. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Rozhkov A. A. Technology of blasting of strong valuable ores with ring borehole pattern // Journal of Mining Institute. 2019. Vol. 237. P. 285–291. DOI: 10.31897/PMI.2019.3.285
14. Соколов И. В., Корнилов С. В., Сашурин А. Д., Кузьмин В. Г., Шемакин В. С. О формировании научно-технологического задела для внедрения комплексной геотехнологии добычи и переработки высококачественного кварца // Горный журнал. 2014. № 12. С. 44–49.
15. Горинов С. А. Эффективность применения плоских систем зарядов для отбойки сильнотрещиноватых руд в подземных условиях // Известия вузов. Горный журнал. 1985. № 7. С. 68–73.
16. Савич И. Н., Мустафин В. И. Перспективы применения и обоснование проектных решений при этапном и поэтажном торцевом выпуске руды // ГИАБ. 2015. № S1. С. 419–429.
17. Mijalkovski S., Despodov Z., Mirakovski D., Adjiski V. Methodology for optimization of coefficient for ore recovery in sublevel caving mining method // Podzemni Radovi. 2017. Vol. 30. P. 19–27. DOI: 10.5937/podrad1730019
18. Смирнов А. А., Барановский К. В. Критический анализ теоретических положений по выпуску руды под обрушенными породами // Проблемы недропользования. 2022. № 3. С. 136–145.
19. Павленко С. В., Савич И. Н., Котов А. А. Управление выпуском руд под обрушенными породами // ГИАБ. 2022. № S6. С. 11–20.
20. Валиев Н. Г., Пропп В. Д., Колесников А. А., Беркович В. Х., Шадрин Д. М. Совершенствование технологии подземной добычи полиметаллических руд на Корбалихинском руднике АО «Сибирь-полиметаллы» // Известия вузов. Горный журнал. 2022. № 2. С. 36–47. DOI: 10.21440/0536-1028-2022-1-36-47
21. Manzoor S., Gustafson A., Schunnesson H., Tariq M., Wettainen T. Rock fragmentation measurements in sublevel caving: field tests at LKAB's Malmberget mine // Caving 2022: Fifth International Conference on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics, Perth. 2022. P. 381–392. DOI: 10.36487/ACG_repo/2205_26
22. Стажевский С. Б. Об особенностях течения раздробленных горных пород при добыче руд с поэтажным обрушением // ФТПРПИ. 1996. № 5. С. 72–89.
23. Русин Е. П., Стажевский С. Б. О современном состоянии и перспективах шведского варианта системы добычи руд с поэтажным обрушением // Интерэкспо Гео-Сибирь. 2017. Т. 2. № 2. С. 112–116.
24. Дубынин Н. Г., Храмов В. Ф. Управление выпуском руды при подземной разработке. Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1970. 119 с.

25. Стажевский С. Б. О второй форме течения сыпучих материалов в бункерах // ФТПРПИ. 1985. № 5. С. 3–16.
26. Жиронкин А. Ф. Исследование технологии и механизации выпуска руды на железорудных шахтах Урала: автореф. дис... канд. техн. наук. Свердловск, 1970. 30 с.
27. Zhang Z. X. Lost-ore mining – a supplementary mining method to sublevel caving // International journal of rock mechanics and mining sciences. 2023. Vol. 168. Art. 105420. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2023.105420
28. Melo F., Vivanco F., Fuentes C., Apablaza V. On drawbody shapes: from Bergmark-Ross to kinematic models // International journal of rock mechanics and mining sciences. 2007. Vol. 44. P. 77–86. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2006.04.010

Поступила в редакцию 10 октября 2023 года

Сведения об авторах:

Смирнов Алексей Алексеевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: geotech910@yandex.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8949-1525>

Барановский Кирилл Васильевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: kartingist@list.ru; <https://orcid.org/0000-0002-2572-166X>

Рожков Артем Андреевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: 69artem@bk.ru; <https://orcid.org/0000-0003-3007-1099>

Никитин Игорь Владимирович – научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: geotech@igduran.ru; <https://orcid.org/0000-0002-3593-4319>

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-27-37

Determining the rational parameters of ore caving and frontal draw in the conditions of Russia's northern regions

Smirnov A. A.¹, Baranovskii K. V.¹, Rozhkov A. A.¹, Nikitin I. V.¹

¹ Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Research relevance. In harsh weather conditions of Russia's northern regions, underground mine workings insulation against the open-pit space is an important issue. In mining systems with ore caving, a protective cushion of loosened rock mass is formed at the open-pit bottom to insulate the underground mine. The protective cushion parameters significantly affect the efficiency of the underground geotechnology. Due to difficult mining and geological conditions, the use of effective technologies for level caving with areal ore draw and a level height of up to 100 m is rather difficult from the point of view of draw workings preservation. The technology of sublevel caving with frontal ore draw is promising. Thus, the establishment of the optimal design parameters of the mentioed mining system, taking into account the specific conditions of work under a protective cushion, is an urgent scientific and technical task.

Research objective is to develop methodological provisions that allow rationalizing design parameters of the sublevel caving with frontal ore draw, depending on the ore mass granulometric composition and the parameters and material of the protective cushion at the open-pit bottom.

Method of research. The work uses a comprehensive research method, including an assessment of rock mass properties influence on the parameters of ore draw under protective cushion, as well as the optimization of sublevel caving design parameters according to the criterion of effective extraction indicators in difficult mining conditions.

Research results. The requirements are established for the protective cushion material granulometric composition which ensures the working space insulation degree required for the effective operation of the underground mine. Depending on the protective cushion parameters, the height and width of the extraction units are determined which provide rational extraction indicators of sublevel caving.

Conclusions. The sublevel caving with frontal ore draw makes it possible to eliminate the problem of maintaining workings for the entire period of level mining and rationally organize mine ventilation under conditions of significant natural drafts.

Keywords: underground mining; protective cushion; sublevel caving, frontal ore draw; granulometric composition; extraction indicators.

REFERENCES

1. Kovalenko A. A., Tishkov M. V. The evaluation of the Udachnaya pipe deposit underground mining using caving system. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2016; 12: 134–145. (In Russ.)
2. Bulatov K. V., Dik Iu. A., Kotenkov A. V., Tankov M. S., Kulminskii A. S., Tishkov M. V., Kulminskii A. A. *New technological solutions of Yakutia kimberlite deposits development*. Ekaterinburg: Uralmekhanobr Publishing; 2022. (In Russ.)
3. Tishkov M. Evaluation of caving as a mining method for the Udachnaya underground diamond mine project. In: *Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving*. Australian Centre for Geomechanics, Perth. 2018. P. 835–846. Available from: doi: 10.36487/ACG_rep/1815_66_Tishkov
4. Iakovlev V. L. Key stages and results of research to formulate methodological basis for the strategy to develop mining systems for deep-seated deposits of solid minerals. *Gornaya promyshlennost = Mining Industry*. 2022; S1: 34–45. (In Russ.) Available from: doi: 10.30686/1609-9192-2022-1S-34-45
5. Khokholov Iu. A. Features of heat- and mass-exchange in a safety cushion in mining under open pit bottom. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2020; 2: 13–21. (In Russ.) Available from: doi: 10.25018/0236-1493-2020-2-0-13-21
6. Neobutov G. P., Zubkov V. P., Petrov D. N. Dependent ore losses in discharge as a result of its freezing size distribution and parameters of working excavation. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Bulletin of The Kuzbass State Technical University*. 2016; 5(117): 22–28. (In Russ.)
7. Kurylyk B. L., MacQuarrie K. T. B., McKenzie J. M. Climate change impacts on groundwater and soil temperatures in cold and temperate regions: implications, mathematical theory, and emerging simulation tools. *Earth-Science Reviews*. 2014; 138: 313–334. Available from: doi: 10.1016/j.earscirev.2014.06.006
8. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Iu. G., Nikitin I. V., Tishkov M. S. Substantiation of protective cushion thickness in mining under open pit bottom with the caving methods at Udachnaya pipe. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 2018; 2: 52–62. (In Russ.) Available from: doi: 10.15372/FTPRPI20180207
9. Tokmakov V. V., Sokolov I. V., Ermolaev A. I. The question of account in the calculation of additional mine air distribution aerodynamic relations for underground mining with a quarry in combined mining of deposits. In: *Innovative geotechnology for ore fields and non-metallic deposits: Proceedings of 6th Internat. scient. and techn. conf.* Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2017. P. 63–65. (In Russ.)
10. Bondarenko I. F., Zharikov S. N., Zyrianov I. V., Shemenov V. G. *Drilling and blasting at kimberlite deposits of Yakutia*. Ekaterinburg: Institute of Mining UB RAS Publishing; 2017. (In Russ.)
11. Onederra I., Riihioja K. An alternative approach to determine the uniformity index of Rosin-Rammler based fragmentation models. In: *Proceedings of the 8th International Symposium on Rock Fragmentation by Blast*. 2006. P. 193–199.
12. Nourian A., Moomivand H. Development of a new model to predict uniformity index of fragment size distribution based on the blasthole parameters and blastability index. *Journal of Mining Science*. 2020; 56: 47–58. Available from: doi: 10.1134/S1062739120016478
13. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Rozhkov A. A. Technology of blasting of strong valuable ores with ring borehole pattern. *Journal of Mining Institute*. 2019; 237: 285–291. Available from: doi: 10.31897/PMI.2019.3.285
14. Sokolov I. V., Kornilkov S. V., Sashurin A. D., Kuz'min V. G., Shemiakin V. S. Formation of science and technology backup for introduction of integrated technology of highly valuable quartz mining and processing. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2014; 12: 44–49. (In Russ.)
15. Gorinov S. A. The efficiency of slab charges for intensely fractured ore breaking in underground conditions. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1985; 7: 68–73. (In Russ.)
16. Savich I. N., Mustafin V. I. Perspectives of use and rationale design solutions of block (level) and sublevel face draw. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; S1: 419–429. (In Russ.)
17. Mijalkovski S., Despodov Z., Mirakovski D., Adjiski V. Methodology for optimization of coefficient for ore recovery in sublevel caving mining method. *Podzemni Radovi*. 2017; 30: 19–27. Available from: doi: 10.5937/podrad1730019

18. Smirnov A. A., Baranovskii K. V. Critical analysis of theoretical provisions on the production of ore under caved rocks. *Problemy nedropolzovaniia = Problems of Subsoil Use*. 2022; 3: 136–145. (In Russ.)
19. Pavlenko S. V., Savich I. N., Kotov A. A. Management of ore release under collapsed rocks. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2022; S6: 11–20. (In Russ.)
20. Valiev N. G., Propp V. D., Kolesnikov A. A., Berkovich V. Kh., Shadrin D. M. Improving the technology of underground mining of polymetallic ores at the Korbalikhinsky mine of Siberia-Polymetals JSC. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2022; 2: 36–47. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2022-1-36-47
21. Manzoor S., Gustafson A., Schunnesson H., Tariq M., Wettainen T. Rock fragmentation measurements in sublevel caving: field tests at LKAB's Malmberget mine. In: *Caving 2022: Fifth International Conference on Block and Sublevel Caving*, Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2022. P. 381–392. Available from: doi: 10.36487/ACG_repo/2205_26
22. Stazhevskii S. B. On the peculiarities of crushed rock flow when mining with the sublevel caving method. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 1996; 5: 72–89. (In Russ.)
23. Rusin E. P., Stazhevskii S. B. Swedish version of sublevel caving ore mining system state-of-the-art and prospects. *Interexpo Geo-Sibir = Interexpo GEO-Siberia*. 2017; 2(2): 112–116. (In Russ.)
24. Dubynin N. G., Khramtsov V. F. *Ore drawing control at underground mining*. Novosibirsk: IM SB AS USSR Publishing; 1970. (In Russ.)
25. Stazhevskii S. B. On the second for of efflux of bulk materials at vertical vessels. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh = Journal of Mining Science*. 1985; 5: 3–16. (In Russ.)
26. Zhironkin A. F. *Studying the technology and mechanization of ore drawing at Ural iron-ore shafts: PhD in Eng. abstr. of diss.* Sverdlovsk; 1970. (In Russ.)
27. Zhang Z. X. Lost-ore mining – a supplementary mining method to sublevel caving. *International journal of rock mechanics and mining sciences*. 2023; 168: 105420. Available from: doi: 10.1016/j.ijrmms.2023.105420
28. Melo F., Vivanco F., Fuentes C., Apablaza V. On drawbody shapes: from Bergmark-Ross to kinematic models. *International journal of rock mechanics and mining sciences*. 2007; 44: 77–86. Available from: doi: 10.1016/j.ijrmms.2006.04.010

Received 10 October 2023

Information about the authors:

Smirnov A. A. – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining UB RAS. E-mail: geotech910@yandex.ru; <https://orcid.org/0000-0002-8949-1525>

Baranovskii K. V. – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining UB RAS. E-mail: kartingist@list.ru; <https://orcid.org/0000-0002-2572-166X>

Rozhkov A. A. – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining UB RAS. E-mail: 69artem@bk.ru; <https://orcid.org/0000-0003-3007-1099>

Nikitin I. V. – researcher, Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining UB RAS. E-mail: geotech@igduran.ru; <https://orcid.org/0000-0002-3593-4319>

Для цитирования: Смирнов А. А., Барановский К. В., Рожков А. А., Никитин И. В. Определение рациональных параметров технологии с обрушением и торцовым выпуском руды в условиях северных регионов России // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 6. С. 27–37. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-27-37

For citation: Smirnov A. A., Baranovskii K. V., Rozhkov A. A., Nikitin I. V. Determining the rational parameters of ore caving and frontal draw in the conditions of Russia's northern regions. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 6: 27–37 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-27-37

Технология перехода на тоннельное вскрытие при доработке глубоких кимберлитовых карьеров

Лель Ю. И.^{1*}, Глебов И. А.², Исаков С. В.¹, Мусихина О. В.¹, Ганиев Р. С.¹

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

² Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: lel49@mail.ru

Реферат

Цель работы – обоснование технологии перехода на вскрытие глубоких горизонтов автомобильным тоннелем спиральной формы при доработке кимберлитовых карьеров, обеспечивающей сокращение объемов вскрышных работ и расширение области применения открытого способа разработки алмазородных месторождений.

Актуальность исследований. При использовании тоннельного вскрытия угол откоса нерабочего борта не зависит от уклона и ширины транспортных берм, а определяется, в основном, условиями устойчивости. Это позволяет максимально приблизить значения конструктивных углов откоса бортов к устойчивым, сократить объем вскрышных работ и увеличить глубину кимберлитовых карьеров.

Методика проведения исследований. Обоснованы параметры и технология проходки тоннеля. Разработана методика определения необходимой скорости проходки тоннеля, согласованной со скоростью понижения горных работ и временем формирования борта карьера в конечном положении на отметке портала. Установлена пропускная и провозная способности тоннеля. Использованы результаты экспериментальных исследований физико-механических свойств горных пород, опыт проходки подземных выработок в АК «АЛРОСА» (ПАО), методы экономико-математического моделирования и технико-экономического анализа.

Результаты. На примере доработки Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА» (ПАО) установлено, что предложенная технология позволяет увеличить результирующий угол нерабочих бортов в зоне тоннельного вскрытия до 70°–75°, сократить объемы вскрышных работ и эффективно отработать карьер до глубины 750 м, соответствующей глубине разведанных запасов.

Область применения результатов. Предлагаемая технология и методика расчета необходимой скорости проходки тоннеля могут найти применение не только при разработке кимберлитовых карьеров, но также при открытой разработке месторождений руд цветных и благородных металлов, представленных крутопадающими залежами округлой формы.

Ключевые слова: карьер; тоннель; скорость проходки; устойчивый угол; откос борта; полноприводной автосамосвал; уклон спиральной трассы; портал тоннеля; скорость углубки карьера; пропускная способность тоннеля.

Введение. В последние годы возобновился интерес горнодобывающих предприятий и проектных организаций к вскрытию глубоких горизонтов карьеров подземными выработками, в частности, тоннелями. В отечественной и зарубежной практике наибольшее распространение получило вскрытие железнодорожными тоннелями глубоких карьеров и карьеров нагорного типа. К сожалению, вопросам вскрытия глубоких горизонтов карьеров автомобильными тоннелями в технической литературе уделено значительно меньше внимания.

Впервые вскрытие глубокого золоторудного карьера законтурным автомобильным тоннелем спиральной формы, пройденным с дневной поверхности, было

предложено учеными США в 1987 г. [1]. До настоящего времени указанная разработка не нашла практического применения вследствие больших затрат на строительство и содержание тоннелей. Вместе с тем, вариант вскрытия автомобильными тоннелями имеет значительные перспективы при доработке кимберлитовых карьеров АК «АЛРОСА» (ПАО) [2–8].

В отличие от ранее опубликованных предложений институтом «Якутнипроалмаз» и УГГУ разработан вариант перехода на тоннельное вскрытие на заключительном этапе разработки карьера, когда будут исчерпаны возможности альтернативных и менее затратных способов увеличения углов откоса нерабочих бортов. Вариант реализован в инновационном проекте доработки Нюрбинского карьера до глубины 750 м (*Инновационный проект «Развитие технологии открытой разработки алмазородных месторождений (на примере доработки запасов руды тр. «Нюрбинская»)»: отчет о НИР / Якутнипроалмаз. Рук. Акишев А. Н. Мирный, 2017. 20 с.*).

Таблица 1. Техничко-экономические показатели проходки тоннелей
Table 1. Technical-economic indicators of tunnel driving

Способ проходки	Скорость проходки, м/мес	Стоимость проходки, тыс. руб./м ³
Буровзрывной	45–55	25,0
Комбайновый	80–90	41,5

Методика проведения исследований. Результаты. Параметры и технология проходки законтурных автомобильных тоннелей спиральной формы определяют технико-экономические показатели тоннельного вскрытия глубоких горизонтов карьеров [9].

При обосновании технологии доработки Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА» (ПАО) было рассмотрено три варианта тоннельного вскрытия.

Первый вариант – вскрытие однопутным тоннелем спиральной формы с организацией обмена автосамосвалов в нишах.

Второй вариант – вскрытие двухпутным тоннелем спиральной формы.

Третий вариант – вскрытие двумя отдельными однопутными тоннелями спиральной формы, предназначенными для грузового и порожнякового движения технологического автотранспорта.

Для условий кимберлитовых карьеров АК «АЛРОСА» (ПАО) наиболее приемлемыми по технологическим и экономическим условиям являются первый и третий варианты. При вскрытии глубоких горизонтов Нюрбинского карьера к детальному рассмотрению был принят первый вариант. Институтом «Якутнипроалмаз» рассматривался третий вариант при обосновании вскрытия глубоких горизонтов трубки «Архангельская» [10].

Параметры поперечного сечения тоннеля установлены на основании нормативных материалов, параметров проходческого оборудования и автосамосвалов, используемых на проходке [11–13]. На проходке предусматривается применение полноприводных автосамосвалов САТ-745С (41 т), используемых в технологии отработки глубинной зоны Нюрбинского карьера. Первый вариант тоннельного вскрытия обеспечивает сокращение объемов работ по проходке в 1,9–2,3 раза по сравнению со вторым и третьим вариантами.

При обосновании технологии проходки тоннеля рассмотрено два альтернативных способа: буровзрывной способ проходки и способ проходки с использованием комбайна избирательного действия. Указанные способы широко применяются при проходке подземных выработок в АК «АЛРОСА» [14, 15]. Технико-экономические показатели проходки однопутных тоннелей в условиях АК «АЛРОСА» приведены в табл. 1.

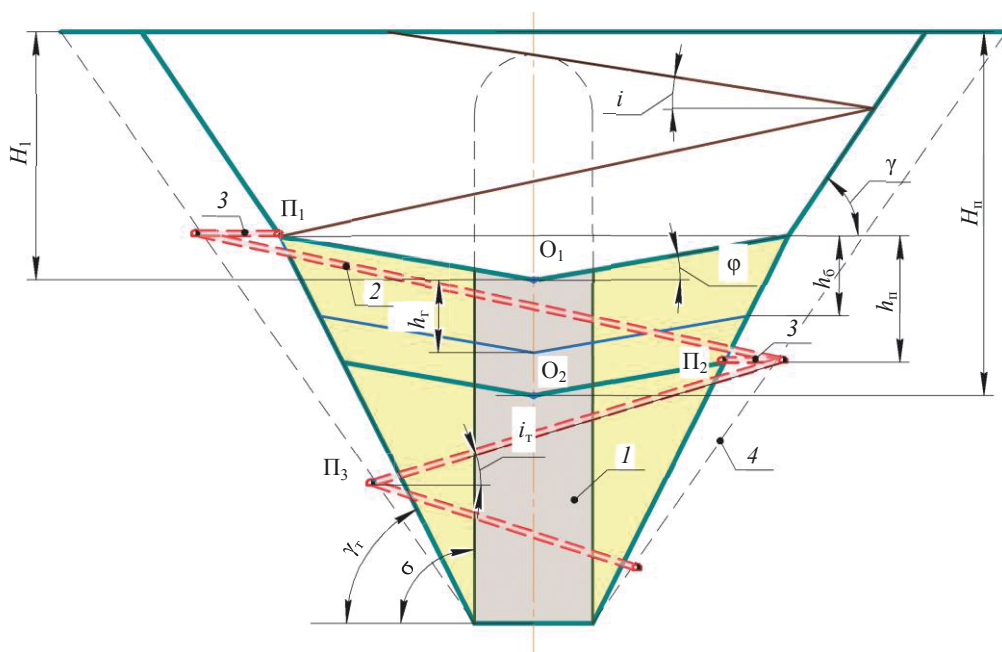


Рисунок 1. Схема перехода к способу вскрытия глубоких горизонтов карьера законтурным тоннелем спиральной формы: 1 – рудное тело; 2 – тоннель; 3 – квершлаг; 4 – граница зоны действия открытых работ; h_t – вертикальная скорость углубки карьера, м/год; h_6 – вертикальная скорость формирования нерабочего борта карьера, м/год; h_n – расстояние по вертикали между порталами тоннеля, м; H_1 – глубина карьера на момент начала строительства тоннеля; σ – угол направления углубки, град; γ_t – угол откоса нерабочего борта карьера в зоне тоннельного вскрытия, град; γ – угол откоса нерабочего борта карьера в зоне вскрытия спиральными автосъездами, град, $\gamma < \gamma_t$; i_t – уклон тоннельного автосъезда, доли ед.; i – уклон автодороги спирального съезда, доли ед.; ϕ – угол откоса рабочего борта карьера, град; H_n – глубина перехода на тоннельное вскрытие, м; Π_1, Π_2, Π_3 – порталы тоннеля; O_1 – положение дна карьера к моменту начала строительства тоннеля; O_2 – положение дна карьера к моменту перехода на тоннельное вскрытие

Figure 1. Scheme of transition to the method of opening deep horizons using a marginal spiral tunnel: 1 – ore body; 2 – tunnel; 3 – cross-cut; 4 – boundary of opencasting area; h_t – vertical sinking rate, m/year; h_6 – vertical rate of non-mining slope formation, m/year; h_n – vertical distance between tunnel portals, m; H_1 – open pit depth at the start of tunnel construction; σ – sinking direction angle, degrees; γ_t – non-mining slope angle in the tunnel opening zone, degrees; γ – non-mining slope angle in the zone of opening by spiral ramps, degrees, $\gamma < \gamma_t$; i_t – the tunnel ramp slope, fraction of units; i – slope of the spiral ramp, fraction units; ϕ – mining slope angle, degrees; H_n – depth of transition to tunnel opening, m; Π_1, Π_2, Π_3 – tunnel portals; O_1 – position of the pit bottom at the start of construction; O_2 – position of the pit bottom at the transition to tunnel opening

Установлено, что по скорости проходки оба варианта являются приемлемыми для принятой технологии тоннельного вскрытия. В то же время для дальнейших расчетов был принят более дешевый буровзрывной способ проходки.

Переход на вскрытие глубоких горизонтов автомобильным тоннелем спиральной формы предполагается осуществить на третьем заключительном этапе раз-

работки карьера, когда будут исчерпаны возможности альтернативных и менее затратных способов увеличения углов откоса нерабочих бортов, в частности, применения крутонаклонных автосъездов.

Технология перехода на способ вскрытия законтурным тоннелем спиральной формы заключается в следующем (рис. 1).

1. При глубине карьера H_1 (положение дна O_1) на границе пересечения рабочего и нерабочего бортов начинается проходка соединительного квершлага (портала Π_1) и тоннеля. По условиям безопасности проходка тоннеля производится за границей зоны действия открытых горных работ (зоны сдвижения). Квершлаг (портал Π_1) осуществляет соединение тоннеля с системой капитальных крутонаклонных спиральных автосъездов в верхней зоне карьера. Квершлаг является капитальной горной выработкой, срок эксплуатации которой равен сроку работы тоннеля.

2. В период строительства тоннеля до глубины h_n (расстояние по вертикали между порталами) транспортирование горной массы производится по временным автосъездам в рабочей зоне до портала Π_1 , а затем по постоянным автосъездам в верхней зоне карьера. Одновременно производится опережающая постановка участка борта в конечное положение в месте планируемого выхода тоннеля в рабочую зону карьера с помощью нового квершлага (портал Π_2). Скорость проходки тоннеля и квершлагов должна быть согласована с развитием горных работ в рабочей зоне и формированием борта в нерабочее положение на отметке портала Π_2 . Расстояние во вертикали между порталами принимается равным 30–45 м, что соответствует высоте нерабочего уступа.

3. Окончание строительства и обустройства тоннеля до глубины h_n и обеспечение его выхода в рабочую зону (портал Π_2) совмещается с ликвидацией временных автосъездов в рабочей зоне и постановкой бортов в нерабочее положение по всему периметру карьера (положение дна O_2). На нерабочих бортах остаются только бермы безопасности, что обеспечивает увеличение угла γ_t откоса ($\gamma_t > \gamma$) и сокращение объемов вскрышных работ.

4. На следующем этапе транспортирование горной массы производится по временным автосъездам до портала Π_2 и далее по квершлагам и тоннелю до портала Π_1 . Цикл повторяется до ввода в эксплуатацию нового портала Π_3 . Для непрерывного функционирования схемы вскрытия время погашения соединительного квершлага на верхнем горизонте должно соответствовать времени ввода в эксплуатацию нового квершлага на нижнем горизонте карьера. На конец разработки в эксплуатации остается квершлаг на нижнем горизонте, обеспечивающий выход тоннеля в рабочую зону, и квершлаг на верхнем горизонте (портал Π_1), обеспечивающий соединение тоннеля с системой спиральных автосъездов.

Таким образом, при реализации вскрытия автомобильным тоннелем должно соблюдаться условие:

$$(T_t + T_{кв}) \leq T_6, \quad (1)$$

где T_t – продолжительность строительства тоннеля на глубину h_n , лет; h_n – расстояние по вертикали между порталами тоннеля, м; $T_{кв}$ – продолжительность строительства квершлагов, обеспечивающих выход в рабочую зону карьера и соединение тоннеля с системой спиральных автосъездов, лет; T_6 – продолжительность формирования нерабочего борта карьера на высоту h_n , лет.

Продолжительность формирования нерабочего борта карьера:

$$T_6 = h_n / h_6, \quad (2)$$

где h_6 – вертикальная скорость формирования нерабочего борта карьера, м/год,

$$h_6 = h_r (\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\sigma) / (\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\gamma_r). \tag{3}$$

Продолжительность строительства тоннеля:

$$T_r = l_r / v_{\text{тн}}, \tag{4}$$

где $v_{\text{тн}}$ – скорость проходки тоннеля, м/год; l_r – длина тоннеля при вскрытии на глубину h_n , м,

$$l_r = h_n k_{\text{р.т}} / i_r, \tag{5}$$

$k_{\text{р.т}}$ – коэффициент развития трассы, доли ед.

Продолжительность строительства квершлагав:

$$T_{\text{кв}} = l_{\text{кв}} / v_{\text{тн}}, \tag{6}$$

где $l_{\text{кв}}$ – длина квершлагав, м.

После подстановки соотношений (2)–(6) в неравенство (1) получим:

$$v_{\text{тн}} \geq \frac{h_r (\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\sigma) (h_n k_{\text{р.т}} + i_r l_{\text{кв}})}{h_n (\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\gamma_m) i_r}, \tag{7}$$

Выражение (7) определяет требования к скорости проходки законтурного тоннеля. Учитывая, что на кимберлитовых карьерах $\sigma = 85^\circ - 90^\circ$ и $\text{ctg}\alpha \approx 0$, можно записать:

$$v_{\text{тн}} \geq \frac{h_r \text{ctg}\varphi (h_n k_{\text{р.т}} + i_r l_{\text{кв}})}{h_n (\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\gamma_m) i_r}.$$

Исходные данные для расчета необходимой скорости проходки тоннеля в условиях Нюрбинского карьера приведены далее.

Параметры глубинной зоны Нюрбинского карьера, вскрываемой законтурным тоннелем

Конечная глубина карьера H_k , м	750
Глубина перехода на тоннельное вскрытие H_n , м	570
Высота нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия $H_{\text{нб}}$, м	225
Угол откоса нерабочего борта в зоне тоннельного вскрытия, град:	
устойчивый γ_r	75
конструктивный γ'_r	69–75
Вертикальная скорость углубки карьера h_r , м/год	25
Расстояние по вертикали между порталами тоннеля h_n , м	45
Угол откоса рабочего борта карьера φ , град	16–18
Высота нерабочего уступа h_y , м	45
Угол откоса нерабочего уступа α , град	80
Ширина бермы безопасности b_6 , м	10–12
Уклон тоннельного автосъезда i_r , доли ед.	0,20
Коэффициент развития трассы $k_{\text{р.т}}$, доли ед.	1,083
Средняя длина соединительного квершлага $l_{\text{кв}}$, м	100
Максимальный объем перевозок горной массы через тоннель Q_r , млн т/год	2,23

Инновационным проектом разработки Нюрбинского карьера АК «АЛРОСА» (ПАО) до глубины 750 м, соответствующей глубине разведанных запасов, обоснована величина устойчивого угла откоса борта $\gamma_T = 75^\circ$ [16].

Конструктивный угол откоса нерабочего борта (γ'_T) при использовании традиционной технологии постановки бортов в конечное положение определяется из выражения

$$\gamma'_T = \arctg \frac{H_{нб}}{\left(\frac{H_{нб}}{h_y} - 1 \right) b_6 + H_{нб} \operatorname{ctg} \alpha}$$

Используя значения параметров Нюрбинского карьера, получим $\gamma'_T = 69,0^\circ - 70,5^\circ$.

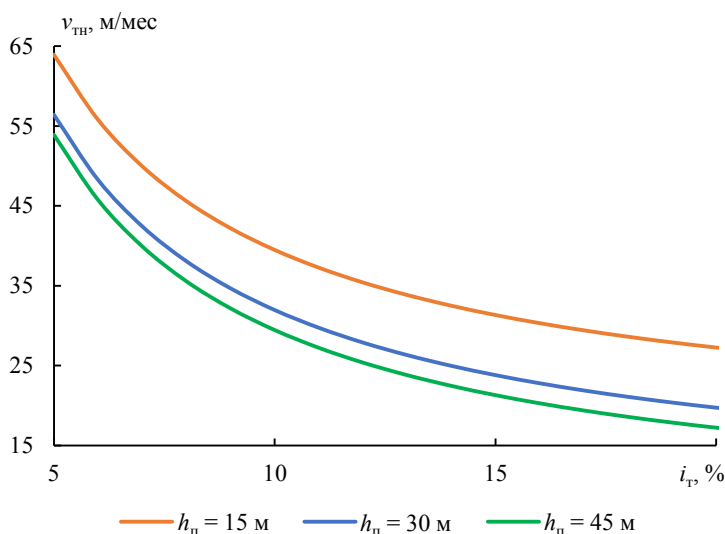


Рисунок 2. Зависимость необходимой скорости проходки тоннеля $v_{ТН}$ от уклона тоннельного автосъезда i_T и вертикального расстояния между порталами h_n

Figure 2. Dependence of the required tunneling rate $v_{ТН}$ on the tunnel ramp slope i_T and the vertical distance between the portals h_n

В то же время институтом «Якутнипроалмаз» разработан ряд технологических решений, позволяющих максимально приблизить конструктивный угол нерабочего борта к величине устойчивого угла. Технологические решения заключаются в устройстве тросово-сетчатой защиты уступов, обеспечивающей удержание и гашение кинетической энергии падающих кусков породы; придании предохранительным бермам минимально необходимой ширины за счет применения «щадящей» технологии при их нарезке; создании защитных устройств в основании уступов и т. п. [15].

При использованных исходных необходимая скорость проходки тоннеля составит $v_{ТН} \geq 209 - 216$ м/год или $v_{ТН} \geq 17,4 - 18,0$ м/мес (рис. 2).

Таким образом, необходимая скорость проходки определяется скоростью углубки карьера, уклоном тоннельного автосъезда и вертикальным расстоянием

между порталами, зависит от углов наклона рабочего и нерабочего бортов карьера и направления углубки. Наибольшее влияние на значение необходимой скорости оказывают первые три фактора: h_r , i_r и h_n .

При уменьшении уклона тоннельного автосъезда с 20 до 8–10 % и вертикального расстояния между порталами с 45 до 15 м необходимая скорость проходки возрастает в 2,5–3,0 раза и приближается к максимально возможной по техническим условиям. Это обуславливает необходимость и эффективность применения полноприводных автосамосвалов и повышенных уклонов при тоннельном вскрытии глубоких горизонтов, а также конструкции поперечного сечения тоннеля с однополосным движением автотранспорта.

Продолжительность строительства тоннеля и соединительного квершлага на глубину h_n , соответствующую высоте нерабочего уступа, определяется из выражения

$$(T_r + T_{кв}) \leq \frac{h_n (\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\gamma_r)}{h_r \operatorname{ctg}\varphi}.$$

Для условий Нюрбинского карьера при $h_n = 45$ м $(T_r + T_{кв}) \leq 1,6$ –1,7 года, при $h_n = 30$ м $(T_r + T_{кв}) \leq 1,0$ –1,1 года.

Полученные значения устанавливают периодичность ввода нового квершлага на нижнем горизонте и погашения квершлага на верхнем.

Согласно календарному графику доработки Нюрбинского карьера, пропускная и провозная способности тоннеля должны обеспечить перевозку горной массы в объеме не менее 2,23 млн т/год, что соответствует годовым объемам транспортирования через тоннель в период 2035–2037 гг.

Рассмотрим условия, при которых обеспечиваются указанные объемы перевозок.

Пропускная способность однопутного тоннеля P , авт./ч:

$$P = \frac{1}{T_n} = 1 / \left(\frac{2l_p}{v_r} + \tau \right),$$

где T_n – время интервала между автосамосвалами, ч; l_p – расстояние между нишами для разминовки груженых и порожних автосамосвалов, км; v_r – среднетехническая скорость движения автосамосвала на автосъезде в тоннеле, км/ч; τ – время на связь, ч (при автоматизированном управлении транспортными потоками $\tau = 0$).

Сменная пропускная способность тоннеля $P_{см}$, авт./см.:

$$P_{см} = P \frac{k_x}{k_{нд}} T_{см} k_n,$$

где k_x – коэффициент, учитывающий перевозку хозяйственных грузов, $k_x \approx 0,8$; $k_{нд}$ – коэффициент неравномерности движения автотранспорта, $k_{нд} = 1,4$ –1,5; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; k_n – коэффициент использования рабочего времени смены.

Годовая пропускная способность тоннеля P_r , авт./год:

$$P_r = P_{см} n_{см} N_r,$$

где $n_{см}$ – число смен в сутки; N_r – число рабочих дней в году.

Годовая провозная способность тоннеля Π_r , млн т/год:

$$\Pi_r = P_r k_r G \cdot 10^{-6},$$

где k_r – коэффициент использования грузоподъемности; G – грузоподъемность автосамосвала, т.

При тоннельном вскрытии должно соблюдаться условие

$$\Pi_r \geq Q_r,$$

где Q_r – максимальный годовой объем перевозок горной массы через тоннель согласно календарному графику доработки карьера, млн т/год.

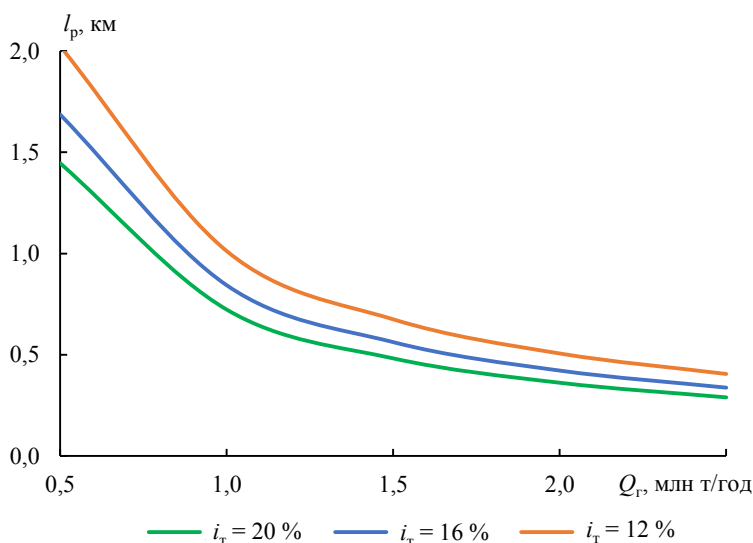


Рисунок 3. Зависимость расстояния между нишами для разминки автосамосвалов CAT-745С в тоннеле l_p от годового объема перевозок горной массы Q_r и уклона тоннельного автосъезда i_r

Figure 3. Dependence of the distance between niches for pass of CAT-745С dump trucks in the tunnel l_p on the annual volume of rock mass transportation Q_r and the tunnel ramp slope i_r

Отсюда получим аналитическую зависимость, определяющую требования к расстоянию между нишами для разминки автосамосвалов, обеспечивающему заданный объем перевозок:

$$l_p \leq \frac{k_r G v_r k_x T_{cm} k_{и} n_{cm} N_r}{2 Q_r k_{нд} \cdot 10^6},$$

для условий Нюрбинского карьера при использовании автосамосвала Caterpillar 745С и $i_r = 20\%$ $k_r = 1,0$; $G = 41$ т; $v_r = 9,8$ км/ч; $k_x = 0,8$; $T_{cm} = 8$ ч; $k_{и} = 0,75$; $n_{cm} = 3$; $N_r = 350$ дней; $Q_r = 2,23$ млн т/год; $k_{нд} = 1,4$ получим $l_p \leq 0,32$ км.

Таким образом, пропускная и провозная способности тоннелей с однополосным движением автотранспорта определяются расстоянием между

нишами для разминки машин, грузоподъемностью транспортных средств, уклоном тоннельного автосъезда и объемом горной массы, перевозимой через тоннель (рис. 3). В условиях Нюрбинского карьера расстояние между нишами для разминки машин должно составлять не более 320 м, что обеспечивается технологией тоннельного вскрытия. Ниши для разминки автосамосвалов целесообразно располагать на горизонтальных участках соединительных квершлагов.

При увеличении объемов перевозок через тоннель возможно использование варианта вскрытия тоннелем с двухполосным движением автотранспорта или варианта вскрытия отдельными тоннелями для грузового и порожнякового движения машин. Указанные варианты будут характеризоваться увеличением затрат на строительство и содержание тоннелей и требуют отдельного технико-экономического обоснования.

Технико-экономическая оценка. Выводы. Предварительными расчетами установлено, что внедрение комбинированной схемы вскрытия с использованием крутонаклонных автосъездов и законтурного автомобильного тоннеля спиральной формы на Нюрбинском карьере АК «АЛРОСА» (ПАО) позволит сократить объем вскрыши в 6–8 раз по сравнению с традиционной схемой вскрытия. Экономический эффект составит 13,7 млрд руб.

Основные результаты исследования удостоены диплома в номинации «Инновационный проект» открытого конкурса инновационных проектов АК «АЛРОСА» (ПАО) и приняты к внедрению.

Область применения результатов. Разработанная технология и методика расчета необходимой скорости проходки тоннеля могут найти применение не только при разработке кимберлитовых карьеров, но также при открытой разработке месторождений руд цветных и благородных металлов, представленных крутопадающими залежами округлой формы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Hustrulid W. A., Seegmiller B., Stephansson O. In-the-wall haulage for open-pit mining // Mining Engineering. 1987. Vol. 39. No. 2. P. 119–123.
2. Akdag S., Basarir H., Karpuz C., Ozyurt V. Stability analysis and optimized slope angle for the iron ore open-pit mine // Proceedings of the 24th International Mining Congress and Exhibition of Turkey. IMCET 2015. Antalya, Turkey. P. 606–611.
3. Akdag S., Basarir H., Karpuz C., Ozyurt M. Stability analysis and optimized slope angle for the iron ore open-pit mine // Proceedings of the 24th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, Antalya, April 14–17, 2015. P. 606–611. URL: https://www.researchgate.net/publication/279182923_Stability_Analysis_and_Optimized_Slope_Angle_for_the_Iron_Ore_Open-Pit_Mine
4. Haiyong T., Yanhua S., Wenming Z., Chun J. Slip ratio control for articulated dump truck based on fuzzy sliding mode // Proceedings of the International Conference on Consumer Electronics, Communications and Networks, CECNet 2011. 2011. P. 4404–4407.
5. Brown D., Heather R. Development of off-highway articulated dump trucks // SAE Technical Paper, D. J. V. Engineering Ltd. 1979. 12 p.
6. Глебов А. В. Технологические особенности освоения месторождений твердых полезных ископаемых с использованием шарнирно-сочлененных самосвалов // Наука и техника. 2018. Т. 17. № 3. С. 238–245.
7. Лель Ю. И., Глебов И. А., Буднев А. Б., Исаков С. В., Ганиев Р. С. К обоснованию параметров крутонаклонных автосъездов при вскрытии глубоких горизонтов кимберлитовых карьеров // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 7. С. 21–32.
8. Трубецкой К. Н., Владимиров Д. Я., Пыталев И. А., Попова Т. М. Роботизированные горнотехнические системы при открытой разработке полезных ископаемых // Горный журнал. 2016. № 5. С. 21–27.
9. Акишев А. Н., Костырин В. Ф. Оптимизация проектных решений по отработке карьера «Юбилейный» // Горный журнал. 2000. № 7. С. 33–35.
10. Акишев А. Н., Бокий И. Б., Зырянов И. В. К вопросу развития геотехнологии открытой разработки алмазородных месторождений // Совершенствование технологии горных работ и подготовка кадров для обеспечения техносферной безопасности в условиях Северо-Востока России: сб. тр. Всерос. науч.-практ. конф. с междунар. уч. Якутск, Россия, 25 апреля 2018 г. Якутск, 2018. С. 267–274.

11. Носенко А. С., Домницкий А. А., Шемшура Е. А., Каргин Р. В. К вопросу о выборе комплексов оборудования для строительства транспортных тоннелей комбайновым способом // Дороги и мосты. 2014. Т. 2. № 32. С. 40–54.

12. Каргин Р. В., Носенко А. С., Домницкий А. А., Шемшура Е. А. К вопросу классификации тоннелей на автомобильных дорогах // Дороги и мосты. 2015. № 33. С. 217–233.

13. Носенко А. С., Домницкий А. А., Черных В. Г. Применение комбайновой технологии при строительстве транспортных тоннелей // Горное оборудование и электромеханика. 2018. № 3. С. 26–28.

14. Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений: сб. докл. Междунар. науч.-практ. конф. / под общ. ред. А. С. Чаадаева, И. В. Зырянова, И. Ф. Бондаренко. Новосибирск: Наука, 2011. 582 с.

15. Колганов В. Ф., Акишев А. Н., Дроздов А. В. Горно-геологические особенности коренных месторождений Якутии. Мирный: Мирнинская городская типография, 2013. 568 с.

16. Лель Ю. И., Бокий И. Б., Глебов И. А., Исаков С. В., Ганиев Р. С. Технология формирования нерабочих бортов глубоких кимберлитовых карьеров // Известия вузов. Горный журнал. 2022. № 6. С. 39–52.

Поступила в редакцию 18 ноября 2023 года

Сведения об авторах:

Лель Юрий Иванович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой разработки месторождений открытым способом Уральского государственного горного университета; заместитель главного редактора издания «Известия вузов. Горный журнал». E-mail: lel49@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0003-0590-4482>

Глебов Игорь Андреевич – научный сотрудник Института горного дела УрО РАН. E-mail: i.glebov@igduran.ru

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

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

Ганиев Руслан Салаватович – старший преподаватель кафедры разработки месторождений открытым способом Уральского государственного горного университета. E-mail: sunmail2003@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0003-1674-6432>

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-38-49

The technology of transition to tunnel opening when cleaning up deep kimberlite pipes

Iurii I. Lel¹, Igor A. Glebov², Sergei V. Isakov¹, Olga V. Musikhina¹, Ruslan S. Ganiev¹

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

² Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Research objective is to substantiate the technology of transition to opening deep horizons with a spiral ramp tunnel when cleaning up kimberlite pipes, ensuring reduced stripping work and increased scope the open-pit method of diamond ore deposits development.

Research relevance. Under tunnel opening, the non-mining slope angle does not depend on the transport berms slope angle and width. It is determined mainly by stability conditions. This makes it possible to bring the values of the design slope angles as close as possible to stable ones, reduce stripping work and increase the depth of kimberlite pipes.

Methods of research. The parameters and technology of tunnel driving are substantiated. A method has been developed for determining the required tunnel driving rate, consistent with the sinking rate and the time of pit slope formation to the final position at the portal mark. The tunnel traffic capacity and transportation capacity have been determined. The results of experimental studies

of the physical-mechanical properties of rocks were used, as well as the experience of driving underground workings at AK ALROSA PJSC, methods of economic-mathematical modeling, and technical-economic analysis.

Results. Using the example of the ALROSA's Nyurba open-pit mine cleaning up, it was established that the proposed technology makes it possible to increase the non-mining slopes resulting angle in the tunnel opening zone to 70°–75°, reduce stripping work and effectively develop the open pit to a depth of 750 m, which corresponds to the depth of proven reserves.

Scope of results. The proposed technology and method for calculating the required tunnel driving rate can be used not only for kimberlite pipes, but also in open-pit mining of non-ferrous and precious metal ore deposits, represented by steeply dipping round deposits.

Keywords: open pit; tunnel; tunnel driving rate; stable angle; slope angle; all-wheel drive dump truck; slope of the spiral ramp; tunnel portal; open pit sinking rate; tunnel traffic capacity.

REFERENCES

1. Hustrulid W. A., Seegmiller B., Stephansson O. In-the-wall haulage for open-pit mining. *Mining Engineering*. 1987; 39(2): 119–123.
2. Akdag S., Basarir H., Karpuz C., Ozyurt V. Stability analysis and optimized slope angle for the iron ore open-pit mine. *Proceedings of the 24th International Mining Congress and Exhibition of Turkey. IMCET 2015. Antalya, Turkey*. P. 606–611.
3. Akdag S., Basarir H., Karpuz C., Ozyurt M. Stability analysis and optimized slope angle for the iron ore open-pit mine. *Proceedings of the 24th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, Antalya, April 14–17, 2015*. P. 606–611. Available from: <https://www.researchgate.net/publication/279182923>
4. Haiyong T., Yanhua S., Wenming Z., Chun J. Slip ratio control for articulated dump truck based on fuzzy sliding mode. *Proceedings of the International Conference on Consumer Electronics, Communications and Networks, CECNet 2011*. 2011. P. 4404–4407.
5. Brown D., Heather R. Development of off-highway articulated dump trucks. SAE Technical Paper, D. J. B. Engineering Ltd. 1979.
6. Glebov A. V. Technological peculiar features in deposit opening of solid minerals while using articulated dump trucks. *Nauka i tekhnika = Science and Technique*. 2018; 17(3): 238–245. (In Russ.)
7. Lel Iu. I., Glebov I. A., Budnev A. B., Isakov S. V., Ganiev R. S. Rationale for the parameters of steeply inclined ramps of kimberlite pits deep horizons exposing. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 7: 21–32. (In Russ.)
8. Trubetskoi K. N., Vladimirov D. Ia., Pytalev I. A., Popova T. M. Robotic systems for open pit mineral mining. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2016; 5: 21–27. (In Russ.)
9. Akishev A. N., Kostyrin V. F. Optimizing design solutions on Yubileyny open pit mining. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2000; 7: 33–35. (In Russ.)
10. Akishev A. N., Bokii I. B., Zyrianov I. V. On the development of geotechnology for open-cast mining of diamond deposits. In: *Improving mining technology and staff training to ensure technosphere safety in the conditions of the north-east of Russia: Proceedings of the All-Russian scient. and pract. conf. with internat. particip., Yakutsk, 25 April, 2018*. P. 267–274. (In Russ.)
11. Nosenko A. S., Domnitskii A. A., Shemshura E. A., Kargin R. V. Choosing equipment facilities for transport tunnels construction using the heading technology. *Dorogi i mosty = Roads and Bridges*. 2014; 2(32): 40–54. (In Russ.)
12. Kargin R. V., Nosenko A. S., Domnitskii A. A., Shemshura E. A. Regarding the classification of tunnels at motor ways. *Roads and Bridges*. 2015; 33: 217–233. (In Russ.)
13. Nosenko A. S., Domnitskii A. A., Chernykh V. G. Continuous heading machine technologies application in road tunnels construction. *Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics*. 2018; 3: 26–28. (In Russ.)
14. Chaadaev A. S., Zyrianov I. V., Bondarenko I. F. (eds.) *Problems and ways of efficient mining of diamond deposits: Proceedings of the Internat. scient. and pract. conf.* Novosibirsk: Nauka Publishing; 2011. (In Russ.)
15. Kolganov V. F., Akishev A. N., Drozdov A. V. *Mining and geological characteristics of primary deposits in Yakutia*. Mirny: Mirminskaya gorodskaya tipografiya Publishing; 2013. (In Russ.)
16. Lel Iu. I., Bokii I. B., Glebov I. A., Isakov S. V., Ganiev R. S. A technology for nonmining flanks formation at deep kimberlite open pits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2022; 6: 39–52. (In Russ.)

Information about the authors:

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

Igor A. Glebov – researcher, Institute of Mining UB RAS. E-mail: i.glebov@igduran.ru

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

Olga V. Musikhina – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Opencast Mining, Ural State Mining University. E-mail: musikhina_o@mail.ru

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

Для цитирования: Лель Ю. И., Глебов И. А., Исаков С. В., Мусихина О. В., Ганиев Р. С. Технология перехода на тоннельное вскрытие при доработке глубоких кимберлитовых карьеров // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 6. С. 38–49. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-38-49

For citation: Lel Iu. I., Glebov I. A., Isakov S. V., Musikhina O. V., Ganiev R. S. The technology of transition to tunnel opening when cleaning up deep kimberlite pipes. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 6: 38–49 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-38-49

Взаимодействие планетарно-дискового органа горного комбайна с массивом в режиме подрубки пласта

Трифанов Г. Д.¹, Куоза В. Д.^{1*}

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

*e-mail: vladislav.kuoza@gmail.com

Реферат

Введение. Проходческо-очистные комбайны с планетарно-дисковым исполнительным органом предполагают работу в режиме обработки полного сечения выработки и в режиме подрубки пласта по высоте. Подрубка пласта занимает 30 % от суммарного времени производительных работ и сопровождается высокими динамическими нагрузками на приводную систему исполнительного органа, что сказывается на преждевременном износе основных рабочих узлов комбайна. Особенности данного режима являются постоянное изменение количества контактирующих с горным массивом резцов. На сегодняшний день актуально математическое моделирование процесса разрушения горного массива планетарно-дисковым исполнительным органом в режиме подрубки пласта. Первым этапом является определение количества контактирующих резцов в зависимости от угла поворота резцового диска и высоты подрубки.

Цель работы – установление зависимостей количества контактирующих резцов от угла поворота исполнительного органа и высоты подрубки пласта.

Методология. В основу расчетных схем положено принципиальное конструктивное исполнение планетарно-дискового органа комбайнов. Зависимости получены на основе теоретических исследований геометрических параметров планетарно-дискового органа.

Результатами данной работы являются построение расчетных схем и математических зависимостей для определения количества контактирующих резцов в зависимости от угла поворота исполнительного органа и высоты подрубки. Получена зависимость количества контактирующих резцов от угла поворота исполнительного органа и высоты подрубки для проходческо-очистного комбайна «Урал-20Р».

Выводы. Применение математической модели на примере проходческо-очистного комбайна «Урал-20Р» показало периодические изменения количества контактирующих, что может приводить к амплитудным динамическим нагрузкам. Результаты проделанной работы позволяют провести математическое моделирование нагруженности приводной системы исполнительного органа проходческо-очистного комбайна.

Ключевые слова: проходческо-очистной комбайн; режим подрубки; подрубка по высоте; математическая модель; резец.

Введение. Основным видом оборудования, используемым для добычи калийной руды в условиях Верхнекамского месторождения калийных солей, являются добычные комбайны с планетарно-дисковым исполнительным органом [1–4]. Данные комбайны имеют высокую эффективность при камерной системе разработки пластов, предполагающей проходку очистных выработок в несколько этапов. Первый этап заключается в работе комбайна в режиме полного сечения забоя. Второй – в режиме подрубки пласта по высоте, когда комбайн взаимодействует с горным массивом только частью исполнительного органа [5].

В последние десятилетия подробно изучались пути повышения производительности проходческо-очистных комбайнов, снижения выхода труднообогатимых мелких фракций и совершенствование технологии ведения очистных работ [6–10]. Проводились численные моделирования процесса разрушения руды резцовым инструментом горных комбайнов для выявления рациональных режимов работы их исполнительных органов [11–16].

Исследования, проводимые в области повышения эффективности проходческо-очистных комбайнов калийных рудников показали, что на работу комбайна в режиме подрубки пласта по высоте приходится 30 % от суммарного времени производительных работ [17]. Этот режим сопровождается высокими динамическими нагрузками на приводную систему исполнительного органа, что приводит к преждевременному выходу из строя основных рабочих узлов комбайна [18]. На сегодняшний день режим работы комбайнов при подрубке пласта остается малоизученным.

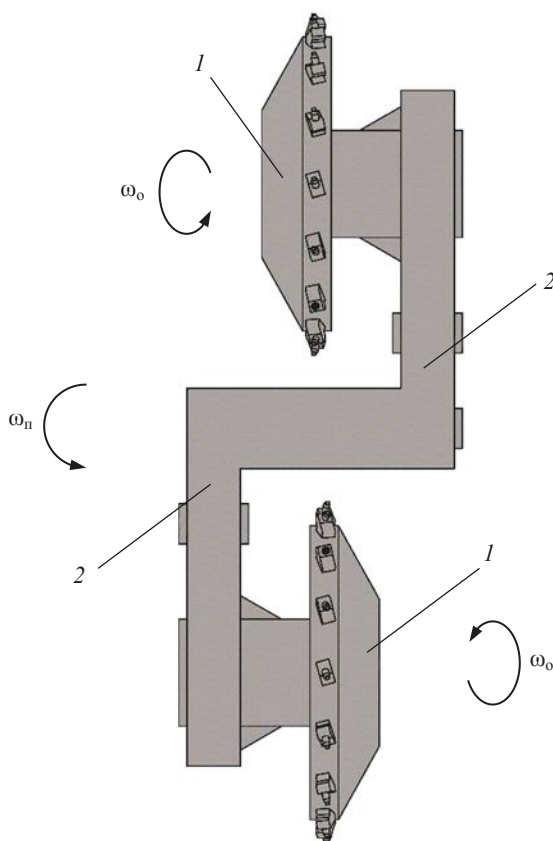


Рисунок 1. Схема планетарно-дискового исполнительного органа
Figure 1. Diagram of the planetary-disc executive body

Основными проблемами работы комбайна в режиме подрубки являются вариативность высоты подрубки, определяющаяся технологией очистных работ и мощностью пласта; постоянное изменение количества контактирующих с горным массивом резцов; превышение допустимой скорости подачи комбайна.

В настоящей работе выполнено математическое описание процесса взаимодействия планетарно-дискового исполнительного органа с горным массивом, которое в первую очередь зависит от количества резцов, находящихся в контакте с горным массивом.

Теоретическое исследование. Планетарно-дисковый исполнительный орган может быть выполнен с различными конструктивными особенностями в зависимости от модификации горного комбайна. На рис. 1 приведена принципиальная схема исполнительного органа, включающего рукоятки 2 с резцовыми дисками 1.

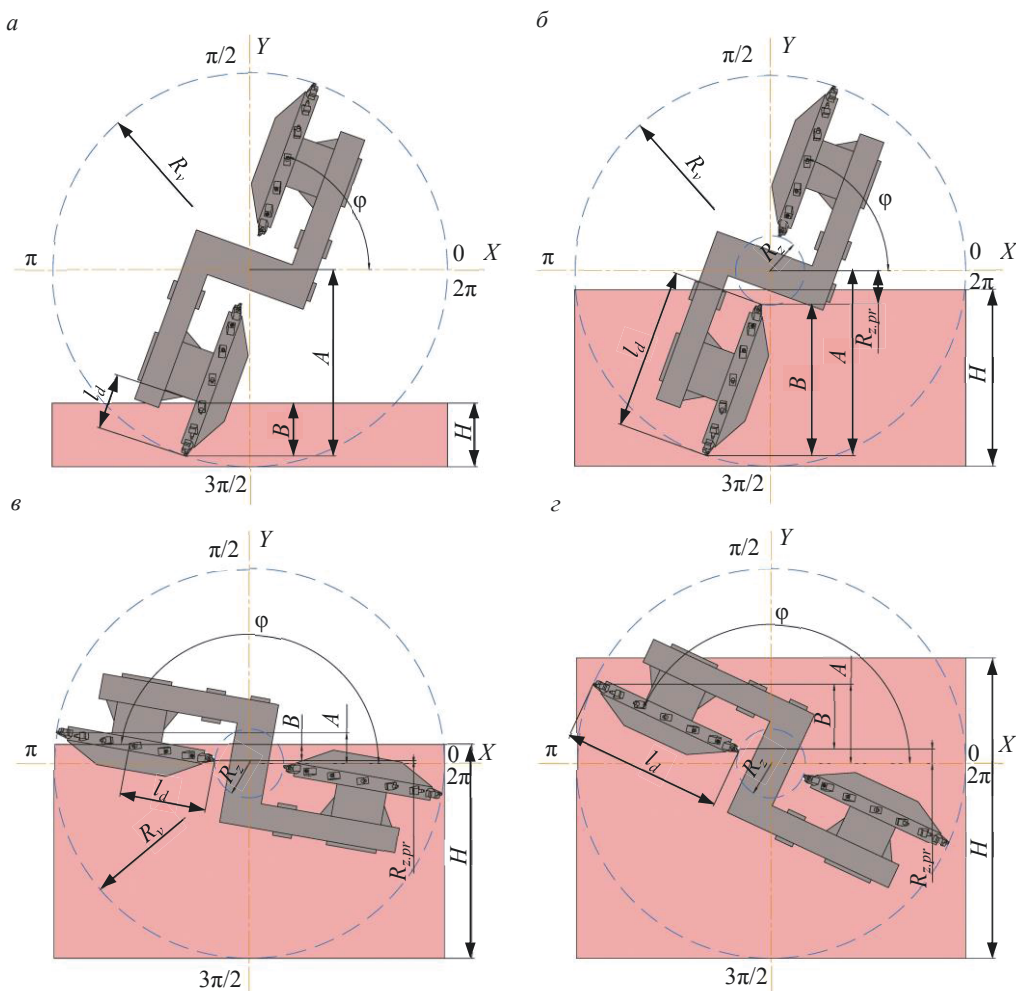


Рисунок 2. Расчетная схема определения количества резцов, контактирующих с горным массивом: а – при условии $H < R_v$ и $H < 2R_d$; б – при условии $H < R_v$ и $H \geq 2R_d$; в – при условии $H \geq R_v$ и $H \leq R_v + A$; г – при условии $H > R_v$ и $H > R_v + A$

Figure 2. Calculation scheme for the count of cutters in contact with the rock mass: а – if $H < R_v$ and $H < 2R_d$; б – if $H < R_v$ and $H \geq 2R_d$; в – if $H \geq R_v$ and $H \leq R_v + A$; г – if $H > R_v$ and $H > R_v + A$

Рукоятки 2 совершают переносное вращение ω_n вокруг оси исполнительного органа, а резцовые диски 1 – относительное движение ω_0 вокруг своей оси. Резцы на резцовых дисках расположены через одинаковое расстояние, поэтому число контактирующих с забоем резцов при вращение резцовых дисков в расчетах можно принять неизменным.

Для определения количества резцов, контактирующих с горным массивом, используем полярную систему координат. Угол поворота исполнительного органа ϕ определяется числом рассматриваемых положений N (принимается не менее 120) от 0 до 2π .

Количество контактирующих резцов зависит от высоты подрубки пласта H и угла поворота исполнительного органа φ (рис. 2). Выделим четыре принципиальные расчетные схемы с разной высотой подрубки H (горный массив обозначен розовым цветом).

Определим общие данные, необходимые для всех вариантов расчетов количества резцов, контактирующих с горным массивом.

Длина проекции исполнительного органа A на ось Y определяется радиусом исполнительного органа и углом его поворота:

$$A = R_v \cdot |\sin(\varphi)|,$$

где R_v – радиус контура, описываемого планетарно-дисковым исполнительным органом, мм.

Необрабатываемая резцовыми дисками часть забоя, как правило, разрушается забурником. Это не влияет на нагруженность привода исполнительного органа. Длина проекции необрабатываемой резцовыми дисками части забоя $R_{z.pr}$ на поперечную ось Y определяется формулой:

$$R_{z.pr} = R_z \cdot |\sin(\varphi)|,$$

где R_z – расстояние от оси вращения водила исполнительного органа до ближайшего резца резцового диска, мм, $R_z = R_v - R_d$, R_d – радиус резцового диска, мм.

Резцы, установленные в резцедержателях, равномерно распределены по цилиндрической поверхности резцового диска. Расстояние между двумя соседними резцами диска L_{rez} :

$$L_{rez} = \frac{2\pi \cdot R_d}{Z_r},$$

где Z_r – количество резцов, установленных на резцовом диске, шт.

Рассмотрим вариант, при котором высота забоя меньше радиуса исполнительного органа $H < R_v$ (рис. 2, а, б). В этом случае исполнительный орган взаимодействует с горным массивом только одним резцовым диском.

Длину проекции резцового диска B на поперечную плоскость определим системой уравнений при следующих условиях:

– если высота забоя больше диаметра резцового диска $H \geq 2R_d$, то

$$B = \begin{cases} A - R_v + H, & R_{z.pr} < R_v - H, \\ 0, & A - R_v + H < 0, \\ A - R_{z.pr}, & otherwise, \end{cases}$$

– если высота забоя меньше диаметра резцового диска $H < 2R_d$, то

$$B = \begin{cases} H - R_v + A, & R_v \leq H + A, \\ 0, & otherwise. \end{cases}$$

Тогда длина резцового диска l_d , взаимодействующего с горным массивом, описывается выражением:

$$l_d = \begin{cases} \frac{B}{|\sin(\varphi)|}, & |\sin(\varphi)| > 0, \\ B, & \text{otherwise.} \end{cases}$$

Длина окружности резцового диска L_d , взаимодействующая с забоем:

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

Число резцов, контактирующих с забоем Z_{c1} , определится уравнением:

$$Z_{c1} = \begin{cases} \frac{L_d}{L_{rez}} + 1, & L_d > 0, \\ 0, & \text{otherwise.} \end{cases} \quad (1)$$

Рассмотрим вариант, при котором высота подрубки пласта больше радиуса исполнительного органа $H > R_v$ (рис. 2, в, г). В этом случае исполнительный орган взаимодействует с массивом двумя резцовыми дисками, при этом один диск будет всегда находиться в контакте с горным массивом.

Длина проекции резцового диска B_2 на поперечную ось Y :

$$B_2 = \begin{cases} R_v + R_{z.pr} \leq H, \\ \begin{cases} H - R_v - R_{z.pr}, & H \leq R_v + A, \\ A - R_{z.pr}, & H > R_v + A, \end{cases} \\ 0, & \text{otherwise.} \end{cases} \quad (2)$$

Длина резцового диска l_{d2} , контактирующего с забоем:

$$l_{d2} = \frac{Z_2}{|\cos(\psi)|}.$$

Длина окружности резцового диска L_{d2} , взаимодействующая с забоем:

$$L_{d2} = \begin{cases} R_d \left[\pi - \arccos\left(\frac{l_{d2} - R_d}{R_d}\right) \right], & l_{d2} \geq R_d, \\ R_d \cdot \arccos\left(\frac{R_d - l_{d2}}{R_d}\right), & l_{d2} < R_d. \end{cases}$$

Число резцов Z_{c2} , контактирующих с забоем:

$$Z_{c2} = \begin{cases} \frac{L_d}{L_{rez}} + 1 + \frac{Z_r}{2}, & L_d > 0, \\ \frac{Z_r}{2}, & otherwise. \end{cases}$$

где Z_r – общее количество резцов на резцовом диске, шт.

Объединим уравнения (1) и (2) в зависимости от условий $H < R_v$ и $H \geq R_v$. Число резцов Z_{con} , контактирующих с забоем, в зависимости от угла поворота исполнительного органа φ и высоты забоя H примет вид системы уравнений:

$$Z_{con} = \begin{cases} Z_{c1}, & H < R_v, \\ Z_{c2}, & H \geq R_v. \end{cases}$$

Нагруженность приводной системы планетарного исполнительного органа прямо пропорциональна количеству резцов, взаимодействующих с горным массивом. Тогда выявленные зависимости могут быть использованы в определении нагрузок и динамической составляющей упомянутых нагрузок на приводную систему исполнительного органа при работе в режиме подрубки по высоте.

В качестве примера рассмотрим выемочный комбайн с планетарно-дисковым органом «Урал-20Р».

Пример расчета. Определим количество резцов, взаимодействующих с горным массивом, на примере проходческо-очистного комбайна «Урал-20Р» производства ОАО «Копейский машиностроительный завод».

**Исходные данные проходческо-очистного комбайна «Урал-20Р»
Initial data of the Ural-20R borer miner**

Марка комбайна.....	Урал-20Р
Радиус исполнительного органа, мм.....	3100
Радиус резцового диска, мм.....	1280
Частота переносного вращения, об/мин.....	4,2
Количество резцов на резцовом диске, шт.....	15

График зависимости количества резцов Z_{con} , контактирующих с горным массивом, в зависимости от угла поворота исполнительного органа φ и высоты подрубки H в поперченном сечении представлен на рис. 3. Высота подрубки принималась в диапазоне от 100 до 3100 мм с шагом в 300 мм.

Анализ построенной зависимости показал, что увеличение высоты забоя до величины радиуса контура, описываемого планетарно-дисковым исполнительным органом R_v , приводит к росту количества резцов, контактирующих с забоем. При этом период, когда исполнительный орган не взаимодействует с горным массивом, сокращается.

Увеличение высоты забоя от величины радиуса контура, описываемого исполнительным органом R_v , до величины диаметра контура исполнительного органа D_{io} сопровождается ростом количества контактирующих резцов, при этом характерные выплески количества взаимодействующих резцов наблюдаются в периоде $H \in [R_v; 2200]$.

Периоды резкого увеличения или уменьшения количества резцов, взаимодействующих с горным массивом, могут приводить к амплитудным динамическим нагрузкам на приводные системы исполнительного органа.

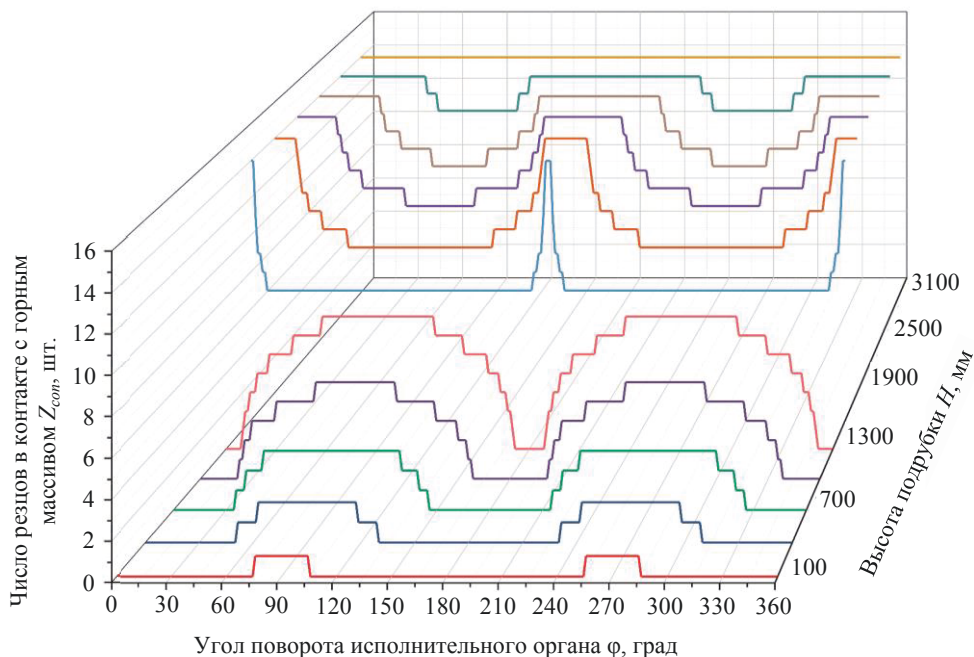


Рисунок 3. Зависимость количества резцов, взаимодействующих с горным массивом от угла поворота исполнительного органа и высоты подрубки

Figure 3. Dependence of the number of cutters in contact with the rock mass on the executive body rotation angle and the undercutting height

Выводы. Математическая модель взаимодействия планетарно-дискового исполнительного органа с горным массивом в режиме подрубки пласта по высоте учитывает постоянно изменяющееся количество резцов, взаимодействующих с горным массивом. Количество резцов определяется углом поворота планетарного исполнительного органа и высотой подрубки.

Выявленные зависимости могут быть использованы в определении нагрузок, действующих на приводную систему исполнительного органа проходческо-очистного комбайна.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Старков Л. И., Земсков А. Н., Кондрашев П. И. Развитие механизированной разработки калийных руд. Пермь: Изд.-во ПГТУ, 2007. 522 с.
2. Shishlyannikov D. I., Chekmasov N. V., Trifanov M. G., Ivanov S. L., Zvonarev I. E. Substantiation of the rational method to control the operating and technical-condition parameters of a heading-and-winning machine for potash mines // Journal of Machinery Manufacture and Reliability. 2015. Vol. 44(3). P. 283–287.
3. Семенов В. В., Мальчер М. А., Петров В. П., Морозов С. П. Проходческо-очистные комбайны «Урал» для добычи калийной руды и каменной соли // Горное оборудование и электромеханика. 2008. № 8. С. 17–21.
4. Пинский В. Л. Развитие техники и технологии добычи калийных руд в России // Горный журнал. 2007. № 8. С. 13–17.
5. Методологическое руководство по ведению горных работ на рудниках ОАО «Сильвинит» / ОАО «Галургия». Новосибирск: Наука, 2011. 487 с.
6. Шишлянников Д. И., Трифанов М. Г., Муравский А. К., Микрюков А. Ю., Суханов А. Е. Повышение эффективности работы проходческо-очистных комбайнов для добычи калийных руд

на основе информации о нагруженности их приводов // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 3. С. 97–105. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-3-97-105

7. Максимов А. Б. Повышение эффективности процесса разрушения калийного массива планетарно-дисковыми исполнительными органами проходческо-очистных комбайнов типа «Урал-20Р» // Проблемы разработки месторождений углеводородных и рудных полезных ископаемых. 2018. № 1. С. 418–421.

8. Шишляников Д. И., Максимов А. Б., Трифанов Г. Д., Чекмасов Н. В. Исследование процесса формирования необогатимых классов калийной руды при добыче, погрузке и транспортировании // Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2019. № 2. С. 230–242.

9. Трифанов М. Г., Шишляников Д. И., Иванов С. Л. Оценка нагруженности приводов проходческо-очистных комбайнов «Урал» в реальных условиях эксплуатации // ГИАБ. 2018. № 1. С. 166–174. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-1-0-166-174

10. Семенов В. В., Шмакин И. Г., Жабин А. Б., Суков И. А. Обоснование параметров и выбор резцов планетарно-дискового исполнительного органа комбайна «Урал-20Р» // Известия ТулГУ. Естественные науки. 2009. Вып. 3. С. 300–309.

11. Cheluszka P. Optimization of the cutting process parameters to ensure high efficiency of drilling tunnels and use the technical potential of the boom-type roadheader // Energies. 2020. Vol. 13(24). P. 65–97. DOI: 10.3390/en13246597

12. Qiao S., Wu Y., Zhu Z., Zhang Z., Lu L. Numerical investigation of rock cutting modes with conical picks under different confining pressures and cutting spaces // Arabian Journal for Science and Engineering. 2022. Vol. 47(4). P. 4559–4569. DOI: /10.1007/s13369-021-06190-6

13. Liu Z., Ni F., Wei C., Li H. Experimental and numerical investigation of roadheader for breaking rock containing predrill holes // Energy Science & Engineering. 2020. Vol. 8(7). P. 2511–2526. DOI: /10.1002/ese3.682

14. Zadkov D., Gabov V., Nguen L. K. Features of elementary burst formation during cutting coals and isotropic materials with reference cutting tool of mining machines // Journal of Mining Institute. 2019. Vol. 236. С. 153–161. DOI: 10.31897/PMI.2019.2.153

15. Wang Z., Zeng Q., Wan L., Lu Z., Wang H. Investigation of the influence of cutting parameters on conical pick cutting performance and rock damage // Machines. 2022. Vol. 10. Art. 1034. DOI: /10.3390/machines10111034

16. Qiao S., Xia Y., Liu Z., Liu J., Ning B., Wang A. Performance evaluation of bolter miner cutting head by using multicriteria decision-making approaches // Journal of Advanced Mechanical Design, Systems, and Manufacturing. 2017. Vol. 11. No. 5. DOI: 10.1299/jamdsm.2017jamdsm0059

17. Куоза В. Д. Режимы работы добычных комбайнов калийных рудников // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности: сб. тр. XXI междунар. науч.-техн. конф. в рамках Уральской горнопромышленной декады. Екатеринбург, 2023. С. 362–368.

18. Шишляников Д. И., Трифанов М. Г., Трифанов Г. Д. Оценка нагруженности приводов комбайнов «Урал-20Р» при двухстадийной разработке забоя // Записки Горного института. 2020. Т. 242. С. 234–241. DOI: 10.31897/PMI.2020.2.234

Поступила в редакцию 13 июля 2023 года

Сведения об авторах:

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

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

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-50-59

Interaction of the mining machine planetary-disc body with the rock mass in the undercutting mode

Gennadii D. Trifanov¹, Vladislav D. Kuoza¹

¹ Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russia.

Abstract

Introduction. Borer miner with a planetary-disc executive body works in the mode of full cutting cross-section and undercutting the seam height. Undercutting mode takes 30 % of the total working time and is accompanied by high dynamic loads on the driving system of the cutting unit, which

affects the premature wear of the main working units of the combine. The peculiarities of this mode are permanent changes in the number of cutters that are in contact with the rock mass. That is why for today the task of mathematical modeling of the process of a rock mass destruction by a planetary-disc executive body is relevant. The first step is to determine the number of contacting cutters depending on the cutting disc rotation angle and the undercut height.

Research objective is to build mathematical dependences for determining the count of contacting cutters as a function of the executive body rotation angle and the undercut height.

Methods of research. The design diagrams are based on principle design of planetary-disc undercutting body of borer miner. Dependencies are derived from theoretical studies of the of planetary-disc geometry.

Results. The results of the research are as follows: design diagrams and mathematical dependencies for determining the count of contacting cutters depending on the rotation angle of the shearer and the height of undercutting. Dependence of the count of contacting cutters on the operating unit rotation angle and undercutting height for the Ural-20R borer miner is obtained.

Conclusions. Application of mathematical model on the example of the Ural-20P borer miner has shown that there are periods when the count of contacting cutters jumps which may result in amplitude dynamic loads. The results of the work allow mathematical modelling of loading of the borer miner executive body drive system.

Keywords: borer miner; undercutting mode; undercutting the seam height; mathematical model; cutter.

REFERENCES

1. Starkov L. I., Zemskov A. N., Kondrashev P. I. *Evolution of mechanized development of potash ores*. Perm: PSTU Publishing; 2007. (In Russ.)
2. Shishlyannikov D. I., Chekmasov N. V., Trifanov M. G., Ivanov S. L., Zvonarev I. E. Substantiation of the rational method to control the operating and technical-condition parameters of a heading-and-winning machine for potash mines. *Journal of Machinery Manufacture and Reliability*. 2015; 44(3): 283–287.
3. Semenov V. V., Malcher M. A., Petrov V. P., Morozov S. P. The “Ural” tunneling-cleaning combines for potash ore and rock salt mining. *Mining equipment and electromechanics*. 2008; 8: 17–21. (In Russ.)
4. Pinsky V. L. Development of technique and technology of potash ore mining in Russia. *Gornyi zhurnal*. 2007; 8: 13–17. (In Russ.)
5. *Methodological Guide for mining operations at silvinit mines*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 2011. (In Russ.)
6. Shishliannikov D. I., Trifanov M. G., Muravskii A. K., Mikriukov A. Iu., Sukhanov A. E. Improving the efficiency of heading and winning machines for potash ore extraction based on their drive load data. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 3: 97–105. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2021-3-97-105.
7. Maksimov A. B. Increasing the efficiency of potash mass destruction by planetary-disc executive bodies of the Ural-20P type borer miners. In: *Problems of hydrocarbon and ore deposits development: Proceedings of the 11th All-Russian scient. tech. conf. Perm, 7–9 November, 2018*. P. 418–421. (In Russ.)
8. Shishlyannikov D. I., Maksimov A. B., Trifanov G. D., Chekmasov N. V. The research for mining of non concentratable ore grades during mining loading and transportation operations. *Izvestiia Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2019; 2: 230–242. (In Russ.)
9. Trifanov M. G., Shishlyannikov D. I., Ivanov S. L. In-situ estimation of drive loads in Ural heading-and-winning machines. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2018; 1: 166–174. (In Russ.) Available from: doi: 10.25018/0236-1493-2018-1-0-166-174
10. Semenov V. V., Shmakin I. G., Zhabin A. B., Surov I. A. Basis of parameters and selection of the planetary-disc executive body cutters of Ural-20r tunneling machine. *Izvestiia Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Estestvennie nauki = Proceedings of the Tula State University. Natural Sciences*. 2009; 3: 300–309. (In Russ.)
11. Cheluszka P. Optimization of the cutting process parameters to ensure high efficiency of drilling tunnels and use the technical potential of the boom-type roadheader. *Energies*. 2020; 13(24): 65–97. Available from: <https://doi.org/10.3390/en13246597>
12. Qiao S., Wu Y., Zhu Z., Zhang Z., Lu L. Numerical investigation of rock cutting modes with conical picks under different confining pressures and cutting spaces. *Arabian Journal for Science and Engineering*. 2022; 47(4): 4559–4569. (In Russ.) Available from: doi: /10.1007/s13369-021-06190-6
13. Liu Z., Ni F., Wei C., Li H. Experimental and numerical investigation of roadheader for breaking rock containing predrill holes. *Energy Science & Engineering*. 2020; 8(7): 2511–2526. Available from: doi: /10.1002/ese3.682

14. Gabov V. V., Zadkov D. A., Nguyen K. L. Features of elementary burst formation during cutting coals and isotropic materials with reference cutting tool of mining machines. *Journal of Mining Institute*. 2019; 236: 153–161. (In Russ.) Available from: doi: 10.31897/PMI.2019.2.153

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

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

17. Kuosa V. D. Modes of operation of mining shearers of potash mines. In: Technological equipment for mining and oil and gas industry: *Proceedings of 21st Internat. Scient. Tech. Conf. in the framework of the Ural Mining and Industrial Decade*. Ekaterinburg. 2023. P. 362–368. (In Russ.)

18. Shishliannikov D. I., Trifanov M. G., Trifanov G. D. Ural-20R combines loading drives evaluation in two-stage development of the face. *Journal of Mining Institute*. 2020; 242: 234–241. (In Russ.) Available from: doi: 10.31897/PMI.2020.2.234

Received 13 July 2023

Information about the authors:

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

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

Для цитирования: Трифанов Г. Д., Куоза В. Д. Взаимодействие планетарно-дискового органа горного комбайна с массивом в режиме подрубки пласта // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 6. С. 50–59. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-50-59

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

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-60-67

Analysis and optimization of sample preparation schemes

Ekaterina V. Stupakova¹
¹ PJSC Rusolovo, Moscow, Russia
e-mail: ek_stupakova@mail.ru

Abstract

Introduction. Sample preparation is an integral part of the sampling technology. The process flow scheme for sample preparation can consist of five or more stages associated with the sample material size change and mass reduction.

Objective and preparation. In the course of preparation, the random sampling error increases depending on the fineness and final sample mass selected at each stage during sample reduction. A working calculation formula for the relative random error of the sample preparation scheme is proposed. The formula includes a scheme coefficient calculated using values constant for the sample: the density of the mineral containing a valuable component, the component mass fraction in the mineral, the mineral grain size, and the valuable component mass fraction in the sample. According to the developed preparation scheme, the summands are written down, which are determined by the sample material size and the final mass of the reduced sample. The summands calculated for each stage make it possible to determine the contribution of each stage to the relative random error and change the scheme's parameters, taking into account the processing capabilities of the crushing and grinding equipment. Theoretically, all sample preparation scheme stages should make almost the same contribution to random error.

Conclusions. Practical calculations of preparation schemes for 80 and 10 mm tin ore samples have shown that the schemes developed in accordance with GOST 14180-80 are not optimal. Changing sample size and weight by scheme stages made it possible to reduce random errors in half.

Results. The sample preparation scheme was optimized to minimize random error. By introducing other objective functions and restrictions, it is possible to optimize the scheme to obtain maximum equipment performance or minimum energy consumption.

Keywords: sample preparation; preparation stages; sample reduction; relative random error; scheme optimization.

Introduction. Lump sampling at preparation plants results in large initial samples. Thus, when sampling ore mined by the underground method at copper-zinc mills, the initial sample weight is 480 kg, and at tin mills – 1280 kg, which is associated with the following requirements: sampler bucket width must be greater than three sizes of the biggest (d_{95}) ore lumps and a certain required number of point samples must be collected.

The use of automatic on-stream analyzers is followed by problems in calibration and readings monitoring, which also requires collecting large samples.

Initial samples from lumps require preparation to a size and weight suited for analysis. Sample preparation schemes are multi-stage because of a large sample size compared to the size required for analysis. In these schemes, the sample size and mass to which

samples are reduced at each stage are assigned approximately, based on the processing capabilities of the crushing and grinding laboratory equipment. Sample preparation is important not only for prompt and commercial sampling of lump ore [1], but also when using high-performance mass fraction analyzers at enterprises [2], both for non-ferrous metal ore [3], and at iron processing plants [4] and gold beneficiation plant [5]. Sample preparation is necessary for all sampling forms during the research process [6], both directly at processing plants [7] and in laboratories [8].

Sample preparation also includes a process step that is usually performed by analysts, namely, collecting a subsample: the subsample used directly for analysis [9] for any type of analysis [10], regardless of the type of equipment used [11], including spectral analyzers [12].

Research objective is to present alternatives for preparation schemes calculation and logical optimization.

Theory. The general methods for calculating relative random sampling errors is described in [13].

The relative random error of the sample preparation scheme P_{prep} is calculated depending on the established final fineness d_j at each j -th stage and the final mass of the sample reduced at the j -th stage q_j :

$$P_{\text{prep}}^2 = K_{\text{sch}} \left(\sum_{j=1}^l \frac{d_j^b}{q_j} + \sum_{j=l+1}^k \frac{d_j^3}{q_j d_{\text{grain}}^{3-b}} \right), \quad (1)$$

where d_j is the sample material size at the j -th stage, mm; b is the impregnation nature indicator, for ore $b = 1.5$; q_j is the mass of the sample reduced at the j -th stage, kg; d_{grain} is the grain size of the mineral containing the component being determined, mm; $1 \dots l$ are the stages where $d \geq d_{\text{grain}}$; $l+1 \dots k$ are the stages where $d < d_{\text{grain}}$; K_{sch} is the scheme coefficient, calculated using additional data on the sample by formula

$$K_{\text{sch}} = \frac{K_{\text{prep}} \cdot f \cdot \rho_m \cdot \beta_m \cdot d_{\text{grain}}^{3-b} \cdot 10^{-5}}{\alpha},$$

where K_{prep} is a coefficient that takes into account the quality of performance, $K_{\text{prep}} = 2$ [14]; f is the grain shape coefficient, $f = 0.4$; ρ_m is the density of the mineral containing the component being determined, kg/m^3 ; β_m and α are the mass fraction of the determined component in the mineral and in the ore, respectively, %, g/t.

For the calculated sample preparation scheme, K_{sch} is a constant with a dimension that gives a relative random error in percentage terms when calculated using formula (1).

The summands in brackets in formula (1) provide information about the contribution of each stage of the sample preparation scheme to the final error. By changing the mass of samples being reduced and the size at certain stages, it is possible to optimize the preparation scheme.

The scheme optimization is aimed at minimizing the relative random error with restrictions on the grinding equipment reduction ratio and performance [15].

Practical calculations. To prepare an initial sample weighing 1280 kg when collecting samples from the 80 mm material, a five-stage sample preparation scheme was drawn up, Figure 1, a , corresponding to the standard GOST 14180-80 diagram.

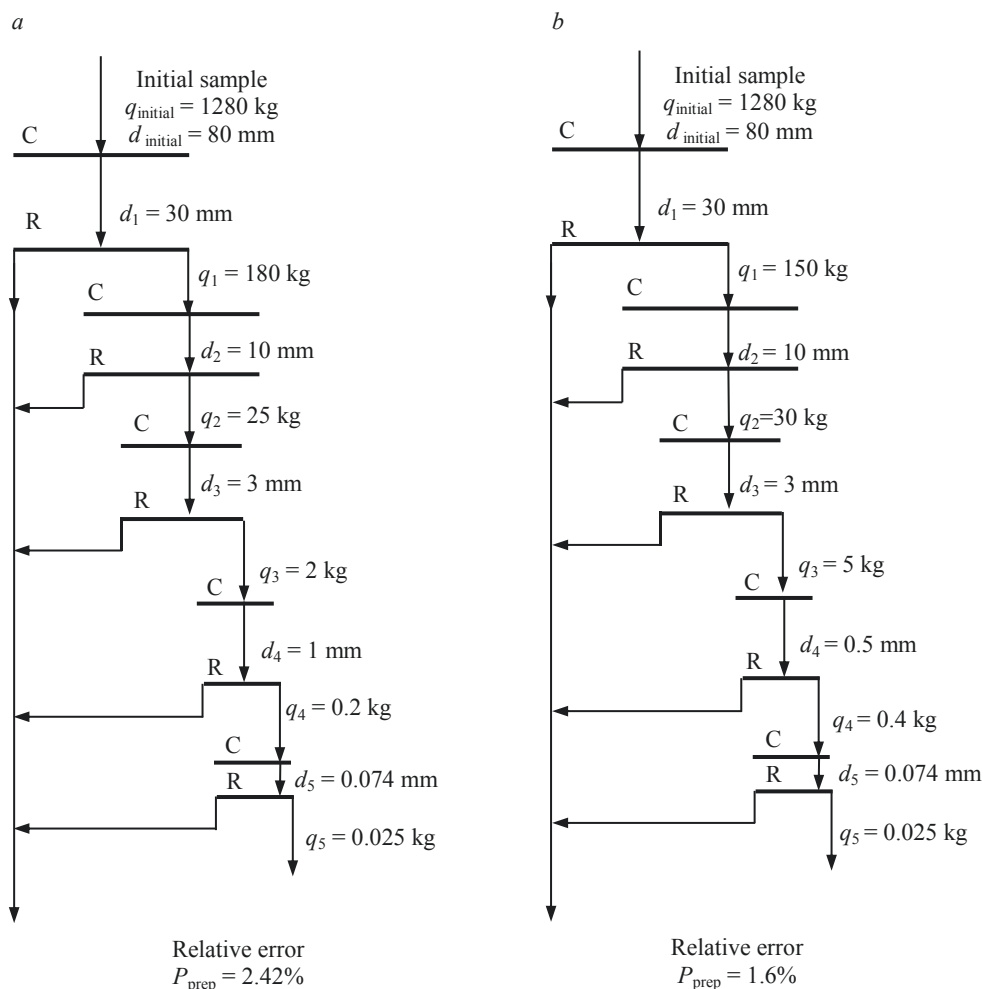


Figure 1. Designed – a and optimized – b schemes of 80 mm sample preparation (C – crushing, R – reduction)

Рисунок 1. Запроектированная – a и оптимизированная – b схемы подготовки пробы крупностью 80 мм (C – операция дробления, R – сокращение пробы)

To determine K_{sch} of the scheme, the following was established: mineral cassiterite, density $\rho_m = 7000 \text{ kg/m}^3$, mass fraction of tin in cassiterite is 78.8%, mass fraction of tin in ore is 0.67%, cassiterite grain size is $d_{\text{grain}} = 0.2 \text{ mm}$.

Then

$$K_{\text{sch}} = \frac{2 \cdot 0,4 \cdot 7000 \cdot 78,8 \cdot 0,2^{3-1,5} \cdot 10^{-5}}{0,67} = 0,59$$

and relative random error according to formula (1)

$$P_{\text{prep}}^2 = 0,59 \left(\frac{30^{1,5}}{180} + \frac{10^{1,5}}{25} + \frac{3^{1,5}}{2} + \frac{1^{1,5}}{0,2} + \frac{0,074^3}{0,025 \cdot 0,2^{3-1,5}} \right) = 0,59(0,913 + 1,265 + 2,598 + 5,0 + 0,160) = 5,862\%.$$

Consequently, the relative random error of the pre-designed sample preparation scheme $P_{\text{prep}} = 2.42\%$. Formula (1) makes it possible to determine the scheme's weaknesses (the summands in brackets). First of all, the poorly planned fourth stage which gives a summand equal to 5.0, as well as the third stage which gives a summand equal to 2.598.

Let us propose the following changes to the scheme: in the first stage let us reduce the sample to 150 kg, in the second stage, reduce the sample to 30 kg, in the third stage, reduce the sample to 4 kg, in the fourth stage, crush the sample to 0.5 mm and reduce it to 0.4 kg. Let us leave the remaining values in the scheme unchanged.

Then

$$P_{\text{prep}}^2 = 0,59 \left(\frac{30^{1,5}}{150} + \frac{10^{1,5}}{30} + \frac{3^{1,5}}{5} + \frac{0,5^{1,5}}{0,4} + \frac{0,074^3}{0,025 \cdot 0,2^{3-1,5}} \right) =$$

$$= 0,59(1,095 + 1,054 + 0,987 + 0,884 + 0,181) = 2,479\%^2$$

and

$$P_{\text{prep}} = 1,6\%.$$

This means that a new sample preparation scheme has been obtained with a relative random error almost two times less than the designed one (Figure 1, *b*).

Another sample preparation scheme was designed for ore with a particle size of 10 mm, Figure 2, *a*. The scheme contains 3 stages. The ore is the same, so $K_{\text{sch}} = 0.59$, the initial sample weight is 20 kg.

Let us find the relative random error of the designed scheme:

$$P_{\text{prep}}^2 = 0,59 \left(\frac{3^{1,5}}{2} + \frac{1^{1,5}}{0,2} + \frac{0,074^3}{0,025 \cdot 0,2^{3-1,5}} \right) =$$

$$= 0,59(2,598 + 5,0 + 0,181) = 4,59\%^2;$$

$$P_{\text{prep}} = 2,14\%.$$

Judging by the large difference between the summands in brackets, it is obvious that the scheme is not optimal.

Let us reduce the sample to 5 kg at the first stage, crush it to 0.5 mm and reduce it to 0.4 kg at the second stage. Then

$$P_{\text{prep}}^2 = 0,59 \left(\frac{3^{1,5}}{5} + \frac{0,5^{1,5}}{0,4} + \frac{0,074^3}{0,025 \cdot 0,2^{3-1,5}} \right) =$$

$$= 0,59(1,039 + 0,884 + 0,181) = 1,241\%^2.$$

$$P_{\text{prep}} = 1,11\%.$$

As a result, a scheme was obtained that makes it possible to prepare a sample for analysis with an error two times less than that of the designed one (Figure 2, *b*).

Discussion. Sample preparation schemes are drawn up individually at each preparation plant; specialists are guided by the recommended GOST 14180-80 scheme and analyze the capability of crushing and reducing samples using existing equipment. This approach does not result in the best preparation schemes.

To obtain schemes that are close to optimal, it is necessary to calculate the relative random error of the pre-designed scheme using the formulae presented in this research. After that, using the calculation results by stages of preparation, change preparation scheme parameters so that all stages of preparation make an equal contribution to the random error. Changes should be made within the limits of the sample crushing and reduction ratios available for the existing equipment.

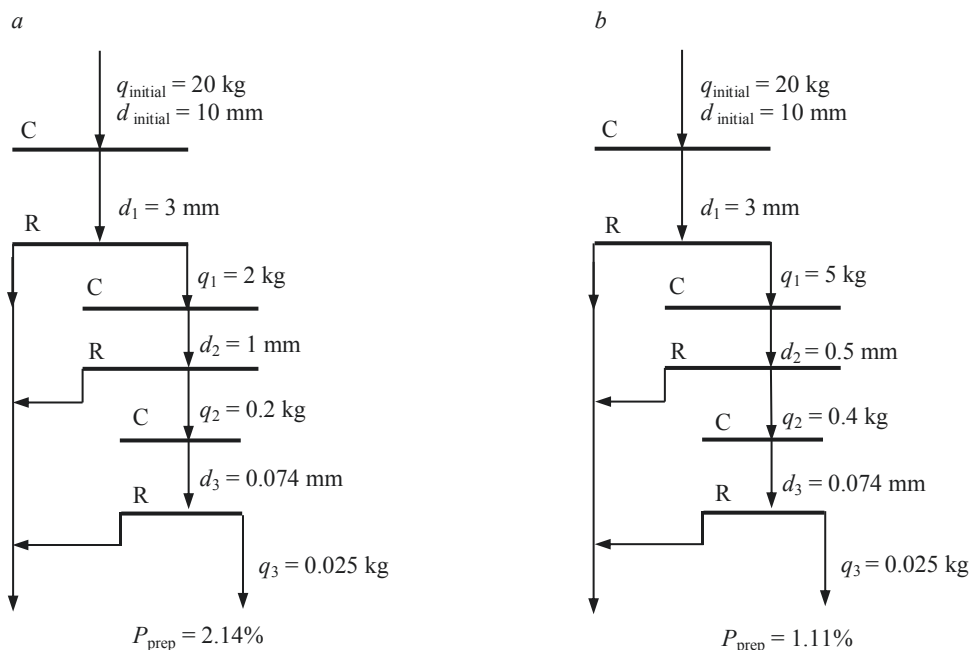


Figure 2. Designed – a and optimized – b schemes of 10 mm sample preparation (C – crushing, R – reduction)

Рисунок 2. Запроектированная – a и оптимизированная – b схемы подготовки пробы крупностью 10 мм (C – операция дробления, R – сокращение пробы)

If all the summands in formula (1) are the same, then the scheme will be optimal, i.e. leading to the smallest relative random error.

GOST 14180-80 recommendations for calculating reduced sample masses using the Richards–Chechott formula excludes this possibility [16], and factories use sample preparation schemes developed without calculations [17].

When analyzing samples, subsample collection is an additional operation of the sample preparation scheme. However, the introduction of the subsample collection scheme in the calculation will allow to discover additional reserves for reducing the random sampling error as a whole.

REFERENCES

1. Morozov V. V., Khurelchuluun I., Delgerbat L. Control over crushing and screening with the help of visiometric analysis of ore. *Tsvetnye metall = Non-Ferrous Metals Journal*. 2021; 7: 17–23. (In Russ.) Available from: doi: 10.17580/tsm.2021.07.01
2. Morozov V. V., Topchaev V. P., Ulitenko K. Ia., Ganbaatar V., Delgerbat L. *Development and application of automated control systems for mineral treatment processes*. Moscow: Ruda i metallu Publishing; 2013. (In Russ.)
3. Kejonen I., Haavisto O., Martikainen J., Suontaka V., Musuku B. Improving grade control efficiency with rapid on-line elemental analysis. *Minerals Engineering*. 2018; 124: 68–73. Available from: doi: 10.1016/j.mineng.2018.05.002

4. Engström K., Esbensen K. H. Evaluation of sampling systems in iron concentrating and pelletizing processes – Quantification of Total Sampling Error (TSE) vs. process variation. *Minerals Engineering*. 2017; 116: 203–208. Available from: doi: 10.1016/j.mineng.2017.07.008
5. Sokolov A. D., Demskii M. I. GAA Au-isomer industrial plant. *Zolotodobycha = Gold Mining*. 2021; 12(277): 23–25. (In Russ.)
6. Ramsey M. H., Ellison S. L. R., Rostron P. (eds.) *Measurement uncertainty arising from sampling: A guide to methods and approaches: 2nd edition*. Eurachem: 2019. URL: https://www.eurachem.org/images/stories/Guides/pdf/UFS_2019_EN_P1.pdf
7. Liapin A. G. Innovations in quality control. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2019; 7: 30–31. (In Russ.)
8. Lotter N. O., Evans C. L., Engström K. Sampling – A key tool in modern process mineralogy. *Minerals Engineering*. 2018; 116: 196–202. Available from: doi: 10.1016/j.mineng.2017.07.013
9. Iakimov I. S., Bezrukova O. E., Dubinkin P. S., Shimanskii A. F. X-ray in-process control in non-ferrous metals industry. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals Journal*. 2019; 9: 56–62. (In Russ.) Available from: doi: 10.17580/tsm.2019.09.09
10. Kudriavtsev V. Iu., Galass T. Iu., Stepanova I. S., Drobyshev A. A. Product quality control as a tool of competitive recovery of Lebedinsky GOK. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2022; 6: 49–53. (In Russ.) Available from: doi: 10.17580/gzh.2022.06.05
11. Napier-Munn T. J., Whiten W. J., Faramarzi F. Bias in manual sampling of rock particles. *Minerals Engineering*. 2020; 153: Art.106260. Available from: doi: 10.1016/j.mineng.2020.106260
12. Kozin V. Z. Mineral sampling. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2011. (In Russ.)
13. Kozin V. Z., Komlev A. S., Stupakova E. V. Calculation of relative random errors in the sampling of processing products. *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2022; 3: 28–34. (In Russ.) Available from: doi: 10.17580/or.2022.03.05
14. Stupakova E. V., Komlev A. S. Experimental test of the sample reduction random error formula. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 4: 37–44. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2021-4-37-44
15. Kozin V. Z., Komlev A. S., Stupakova E. V. Analysis of crude mineral sample preparation schemes. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 1: 68–78. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2020-1-68-78
16. Gazaleeva G. I., Buzunova T. A., Shigaeva V. N. Developing the technology of feldspar raw materials pre-flotation conditioning at the kedrovoe deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 8: 52–61. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2020-8-52-61
17. Soiolmaa Ts., Sugir-Erdene N., Baasanzhav D., Munkhtuul L., Otgonzhargal E. Comparative study on concentration properties of iron deposits (Mongolia). *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 2: 44–51. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2020-2-44-51

Received 16 June 2023

Information about the author:

Ekaterina V. Stupakova – Head of the Quality Control Department, PJSC Rusolovo. E-mail: ek_stupakova@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9340-8301>

УДК 622.7.092

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-60-67

Расчет и оптимизация схем подготовки проб

Ступакова Е. В.¹

¹ ПАО «Русолово», Москва, Россия.

Реферат

Введение. Подготовка проб является необходимой процедурой в технологии опробования. Технологическая схема подготовки проб может состоять из пяти и более стадий, связанных как с изменением крупности материала пробы, так и с уменьшением массы.

Цель и подготовка. При подготовке проб случайная погрешность опробования увеличивается. Это увеличение зависит от выбранных на каждой стадии крупности дробления и конечной массы пробы при ее сокращении. Предложена рабочая формула

расчета относительной случайной погрешности схемы подготовки проб. В формулу входит коэффициент схемы, рассчитываемый по постоянным для пробы величинам: плотности минерала, содержащего ценный компонент, и массовой доли этого компонента в минерале, крупности зерен минерала и массовой доли ценного компонента в пробе. Соответственно разработанной схеме подготовки записываются слагаемые, определяемые крупностью материала пробы и конечной массой сокращенной пробы. Полученные при расчете слагаемые по стадиям дают возможность определить вклад каждой стадии в относительную случайную погрешность и с учетом технологических возможностей дробильно-измельчительного оборудования изменить параметры схемы. Теоретически все стадии схемы подготовки пробы должны вносить примерно одинаковый вклад в случайную погрешность.

Выводы. Практические расчеты схем подготовки проб оловянной руды крупностью 80 и 10 мм показали, что разработанные в соответствии с ГОСТ 14180-80 схемы не оптимальны. Изменение крупности и массы пробы по стадиям схемы привели к снижению случайных погрешностей в два раза.

Результаты. Оптимизация схемы подготовки пробы выполнена с целью минимизации случайной погрешности. При введении других целевых функций и ограничений возможна оптимизация схемы с целью получения максимальной производительности оборудования или минимального расхода энергии.

Ключевые слова: подготовка пробы; стадии подготовки; сокращение пробы; относительная случайная погрешность; оптимизация схемы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Морозов В. В., Хурэлчулуун И., Дэлгэрбат Л. Управление процессами дробления и грохочения с использованием визиометрического анализа руды // Цветные металлы. 2021. № 7. С. 17–23. DOI: 10.17580/tsm.2021.07.01
2. Морозов В. В., Топчаев В. П., Улитенко К. Я., Ганбаатар В., Дэлгэрбат Л. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. М.: Руда и металлы, 2013. 508 с.
3. Kejonen I., Haavisto O., Martikainen J., Suontaka V., Musuku B. Improving grade control efficiency with rapid on-line elemental analysis // Minerals Engineering. 2018. Vol. 124. P. 68–73. DOI: 10.1016/j.mineng.2018.05.002
4. Engström K., Esbensen K. H. Evaluation of sampling systems in iron concentrating and pelletizing processes – Quantification of Total Sampling Error (TSE) vs. process variation // Minerals Engineering. 2017. Vol. 116. P. 203–208. DOI: 10.1016/j.mineng.2017.07.008
5. Соколов А. Д., Демский М. И. Промышленная установка ГАА «Au-изомер» // Золотодобыча. 2021. № 12(277). С. 23–25.
6. Measurement uncertainty arising from sampling: A guide to methods and approaches: 2nd edition / Ramsey M. H., Ellison S. L. R., Rostron P. (eds.). Eurachem: 2019. 109 p. URL: https://www.eurachem.org/images/stories/Guides/pdf/Ufs_2019_EN_P1.pdf
7. Ляпин А. Г. Новшества технического контроля // Горный журнал. 2019. № 7. С. 30–31.
8. Lotter N. O., Evans C. L., Engström K. Sampling – A key tool in modern process mineralogy // Minerals Engineering. 2018. Vol. 116. P. 196–202. DOI: 10.1016/j.mineng.2017.07.013
9. Якимов И. С., Безрукова О. Е., Дубинкин П. С., Шиманский А. Ф. Рентгеновский технологический контроль на предприятиях горно-металлургического комплекса цветной металлургии // Цветные металлы. 2019. № 9. С. 56–62. DOI: 10.17580/tsm.2019.09.09
10. Кудрявцев В. Ю., Галасс Т. Ю., Степанова И. С., Дробышев А. А. Технический контроль как инструмент повышения конкурентности продукции комбината // Горный журнал. 2022. № 6. С. 49–53. DOI: 10.17580/gzh.2022.06.05
11. Napier-Munn T. J., Whiten W. J., Faramarzi F. Bias in manual sampling of rock particles // Minerals Engineering. 2020. Vol. 153. Art.106260. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106260
12. Козин В. З. Опробование минерального сырья. Екатеринбург: УГГУ, 2011. 316 с.
13. Козин В. З., Комлев А. С., Ступакова Е. В. Определение относительных случайных погрешностей опробования продуктов обогащения // Обогащение руд. 2022. № 3. С. 28–34. DOI: 10.17580/or.2022.03.05
14. Ступакова Е. В., Комлев А. С. Экспериментальная проверка формулы случайной погрешности сокращения проб // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 4. С. 37–44. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-4-37-44
15. Козин В. З., Комлев А. С., Ступакова Е. В. Анализ схем подготовки проб минерального сырья // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 1. С. 68–78. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-68-78

16. Газалеева Г. И., Бузунова Т. А., Шигаева В. Н. Разработка технологии подготовки полевощапатового сырья месторождения Кедровое к флотации // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 8. С. 52–61. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-8-52-61

17. Соелмаа Ц., Сугир-Эрдэнэ Н., Баасанжав Д., Мунхтуул Л., Отгонжаргал Э. Исследование обогатимости железных руд крупных месторождений Монголии // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 2. С. 44–51. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-2-44-51

Поступила в редакцию 16 июня 2023 года

Сведения об авторе:

Ступакова Екатерина Владимировна – руководитель службы технического контроля ПАО «Русолово». E-mail: ek_stupakova@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-9340-8301>

Для цитирования: Ступакова Е. В. Расчет и оптимизация схем подготовки проб // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 6. С. 60–67 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-60-67

For citation: Stupakova E. V. Analysis and optimization of sample preparation schemes. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 6: 60–67. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-60-67

Горстевой способ отбора проб на обогатительных фабриках

Козин В. З.¹, Комлев А. С.^{1*}

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: tails2002@inbox.ru

Реферат

Введение. Горстевой способ отбора проб используется в том случае, когда невозможно отобрать пробу вычерпыванием, а также при отборе пробы способом продольных сечений. При автоматизации опробования с применением поточных анализаторов возможен только горстевой способ опробования.

Теория вопроса. Результаты опробования при использовании горстевого отбора проб как упрощенного варианта способа отбора проб вычерпыванием следует корректировать. Поправки необходимо находить по результатам другого правильного опробования. Опыт определения таких поправок показал, что в связи с большими коэффициентами вариации точечных проб для коррекции следует использовать только усредненные на большом массиве данных результаты. Автоматические анализаторы выполняют анализ пробы, соответствующей горстевому отбору проб при опробовании неподвижных массивов и горстевому отбору проб способом продольных сечений при опробовании потоков. В связи с малой глубинностью методов анализа пробы представлены тонким слоем материала на поверхности опробуемого массива, массовая доля компонентов в них отличается от средней массовой доли определяемого компонента. Автоматические анализаторы показывают результаты опробования с систематической погрешностью. При градуировке анализаторов сопоставляют их показания с результатами анализа точечных проб, отобранных способом поперечных сечений, т. е. сопоставляются принципиально различные пробы. Поэтому градуировочная зависимость, получаемая путем сопоставления отдельных точечных проб, сопровождается большой случайной погрешностью. Сопоставлять следует только пробы, случайные погрешности которых невелики. Это достигается сопоставлением средних показателей как правильного опробования, так и показаний анализатора, за один и тот же контрольный период, в течение которого будет отобрано большое число проб и зафиксировано большое число показаний анализатора.

Эксперимент. Экспериментально установлено большое различие показаний анализатора и результатов анализов отдельных точечных проб. Относительное различие доходит до 80 %, но различие средних значений тех же величин составило за месяц 2 %. Соответственно период набора необходимой статистики должен быть большим.

Ключевые слова: правильное опробование; горстевой способ; автоматический анализатор; точечные пробы; контрольный период.

Исследование выполнено при поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации № 0833-2023-0004 в соответствии с государственным заданием для Уральского государственного горного университета.

Введение. Основным способом отбора проб от неподвижных добытых масс руды, потоков руды и продуктов обогащения на обогатительных фабриках является способ вычерпывания [1]. Для этого в неподвижных опробуемых массивах выкапывают лунки и отбирают в пробу материал из лунки, в потоках материала на конвейере или в трубопроводе лунка представляет собою полоску материала,

отделяемую от потока пробоотбирателем. Такой способ отбора проб считается правильным (т. е. результат отбора проб не имеет систематической погрешности). Но для отбора проб способом вычерпывания требуется специальный инструмент: при ручном отборе проб это совок, шуп или желонка, при механическом отборе проб – пробоотбиратель. Выкапывать лунки следует на всю глубину опробуемого массива, а потоки пробоотбирателем пересекать полностью.

Способ вычерпывания всегда связан с расчетом числа точечных проб, а объединенная (начальная) проба имеет большую массу, обычно намного большую, чем минимальная масса для однородного массива. В связи с этим такой отбор сопровождается подготовкой проб, заключающейся в уменьшении крупности материала проб дроблением и в уменьшении массы пробы ее сокращением. В итоге на обогатительных фабриках существуют громоздкие системы отбора и подготовки проб.

Альтернативным вариантом для потоков является отбор проб способом продольных сечений. Его реализация не требует специального привода для отбора пробы, но поток в точке отбора пробы должен быть однородным, что невозможно выполнить для кускового материала. При отборе проб от турбулизированной в точке отбора пульпы получают пробу большого объема и массы твердого, что также требует ее сокращения.

Распространен упрощенный вариант вычерпывания – горстевой способ отбора проб, получивший название *способ молотка и совка*. Этот способ получил распространение для отбора проб от кусковых продуктов, в которых выкопать лунку и отобрать пробу трудно или невозможно. Точечные пробы отбирают без выкапывания лунки непосредственно в точке отбора совком, а если в точке отбора оказывается большой кусок, от него молотком отбивается небольшая точечная проба. Пробы, отбираемые таким способом, сопровождаются систематической погрешностью, так как отбивать пробы от кусков трудно, и в совок отбирают имеющиеся рядом мелкие куски материала.

Основным направлением развития технологии опробования является использование анализаторов точечных проб непосредственно в опробуемом массиве (неподвижном или в потоке). Точечная проба при этом не извлекается, она анализируется непосредственно в опробуемом материале. Благодаря полной автоматизации опробования и развитию техники анализа руд в опробуемом массиве такое решение задач опробования является генеральным направлением его развития.

Установки автоматического опробования руд в транспортных емкостях получили название *рудоконтролирующие станции*. Рудоконтролирующие станции выполняют опробование горстевым способом. Анализаторы устанавливаются над вагонетками, вагонами, автосамосвалами на расстоянии 300–500 мм от поверхности руды. Анализируется материал, находящийся в точке облучения на поверхности опробуемого массива, т. е. проба, соответствующая пробе, отбираемой горстевым способом. Чем меньше облучаемая площадь, тем меньше по массе анализируемая точечная проба.

Анализируемые массы проб неподвижных массивов невелики, измеряются долями грамма, в связи с чем случайная погрешность может быть заметно выше по сравнению с пробами для химических анализов.

Анализируемые массы проб на потоках намного больше и при продолжительности анализа 40–60 с имеют массу 100–300 г, а при гамма-активационном

анализе еще больше. Автоматический анализ потоков по массовой доле может иметь случайную погрешность, сопоставимую с погрешностью химических анализов.

Оптические анализаторы используют при выполнении минералогических анализов [2]. Используется определение сорта руды и управление по этому показателю процессом обогащения [3]. Объектом оптического анализа оказались флотационные пены, по оптическим характеристикам которых определяется сорт руды и массовая доля компонентов твердой фазы [4]. Используется характерная только для оптических характеристик величина, такая как блеск [5].

Рентгенофлюоресцентный анализ получил широкое распространение на обогатительных фабриках как элементный анализ потоков кусковых продуктов [6], пульпообразных [7] и жидких продуктов, порошковых и жидких проб [8]. Анализаторы могут быть погружены в поток пульпы непосредственно в технологическом процессе [9], или же анализировать отбираемые и доставляемые к анализатору пробы [10]. Аппаратура Courier 8 SL выполняет спектральный анализ в пульпе лазерным пробоем [11].

Расширяют область использования автоматических анализаторов активационные методы анализа. Успешно работает установка «Аура» [12] позволяющая выполнить анализы на золото в руде на пробах массой 0,5 кг, крупностью –3 мм, испытывается аналогичная установка «Au-изомер» [13], а также OLGA (On-line gold analysis) для рудной пульпы на золото [14].

Опыт использования автоматических анализаторов свидетельствует о неизменно сопутствующей им систематической погрешности. Так, сопоставление результатов опробования руды с использованием анализаторов с результатами правильного опробования на фабрике [15] показало завышение ими массовой доли в руде на 3,8 % [16]. Это приводит к тому, что автоматические анализаторы рассматриваются на обогатительных фабриках как инструмент оперативного контроля, для которого допустима некоторая (неизвестная) систематическая погрешность.

Опробование должно быть правильным.

Правильное опробование – это опробование, в результатах которого отсутствует систематическая погрешность.

Сформулированы два принципа правильного опробования [1], руководствуясь которыми можно избежать появления систематической погрешности или минимизировать ее до приемлемых пределов.

Но в опробовании минеральных продуктов эти принципы нарушаются. Так, для правильного отбора проб способом продольных сечений материал в точке отбора пробы должен быть турбулирован, а для кускового продукта это невозможно. Поэтому все поточные анализаторы массовой доли минеральных продуктов на конвейерах имеют систематическую погрешность, т. е. не могут быть правильными.

Аналогично анализируют неперемешанные продукты анализаторы, устанавливаемые над любыми продуктами, транспортируемыми в емкостях (вагонетках, вагонах, автосамосвалах и т. д.), либо находящимися в неподвижном состоянии (на складах, в бункерах).

Пульповые продукты перемешать можно, но доказательств достаточности перемешивания нет.

Все варианты опробования с использованием анализаторов массовой доли непосредственно на опробуемом массиве или отбора проб от материала, находяще-

гося на его поверхности, сводятся к одному способу отбора проб – горстевому. Этот способ прост, но его еще более упрощают, отбирая в пробу мелкие фракции руды, так как они уже отбиты от крупных кусков.

Этот процесс отбойки мелких кусков от более крупных происходит естественным образом, начиная с разрушения руды в забое и далее при прохождении через дробилки и грохоты. Если в какой-либо точке движения руды извлекать из нее точечные пробы в виде кусочков соответствующих размеров, может быть отобрана проба, готовая для анализа.

Как механическая отбойка кусков при отборе горстевым способом, так и естественная отбойка мелких фракций при дроблении формируют объединенную пробу с систематической погрешностью вследствие различной прочности слагающих руду минералов.

Целью статьи является обоснование возможности выполнять правильный отбор проб на обогатительных фабриках горстевым способом, так как только горстевой способ отбора позволяет автоматизировать анализ точечных проб и экономично отбирать точечные пробы от крупнокусковых руд.

Теория вопроса. Поскольку горстевое опробование сопровождается неустраняемой систематической погрешностью, но его вынужденно применяют, необходимо корректировать результаты горстевого опробования. Это можно сделать двумя вариантами.

Во-первых, определить величину систематической погрешности и использовать ее как поправку.

Во-вторых, применить эталоны опробуемых массивов и вносить поправки по результатам анализа эталонов.

Поправка – это величина систематической погрешности, которую необходимо установить экспериментально в конкретных условиях опробования.

Для этого выполняют заведомо правильное опробование.

Однако на сопоставление результатов опробования влияет случайная погрешность, связанная с неоднородностью опробуемого массива.

Поэтому выполняют много сопоставительных анализов и сопоставляются средние величины, для которых случайная погрешность снижается, и при некотором числе сопоставительных анализов оказывается возможным установить искомую поправку. Это число зависит от величины случайных погрешностей и величины самой поправки.

Таким путем можно установить поправку и использовать ее для последующих результатов опробования.

Массовая доля в продуктах обогащения изменяется от массива к массиву, и поправка оказывается более сложной. Результаты сопоставительных параллельных опробований связаны друг с другом корреляционно, а поправку следует искать по линии регрессии. Но доверительные интервалы для линии регрессии с удалением от средних значений коррелированных величин увеличиваются, что снижает возможности использования поправки.

У связи двух сопоставляемых величин в опробовании, кроме средних для большого числа измерений значений, есть вторая точка, через которую обязана проходить линия регрессии, это начало координат. Следовательно, поле корреляции для функции $\alpha = f(\alpha_{ан})$ должно располагаться таким образом, чтобы теоретическая линия регрессии соответствовала уравнению $\alpha = \alpha_{ан}$. Такую линию можно назвать

зависимостью правильного анализатора, а для автоматических анализаторов это будет градуировочная характеристика:

$$\alpha = \frac{\bar{\alpha}}{\bar{\alpha}_{\text{ан}}} \cdot \alpha_{\text{ан}},$$

где $\bar{\alpha}$ – средняя массовая доля опробования; $\bar{\alpha}_{\text{ан}}$ – средняя массовая доля показаний анализатора.

Так как все анализаторы массовой доли в опробуемом массиве выполняют непосредственно анализ, естественно использовать для их градуировки эталоны.

Эталоном может быть материал опробуемого массива с установленной в нем массовой долей определяемого компонента, подготовленный таким образом, что его можно подвергать анализу автоматическим анализатором, что и позволит находить коэффициент k градуировочной характеристики

$$k = \frac{\alpha_{\text{эт}}}{I_{\text{эт}}},$$

где $\alpha_{\text{эт}}$ – массовая доля эталона; $I_{\text{эт}}$ – показания анализатора на эталоне.

Такой эталон был уже применен для анализа руды в шахтных вагонетках.

Если на показания анализатора влияют дополнительные факторы, то следует вводить их в уравнение в приращениях от средних для этих факторов величин ΔX :

$$\alpha = kI + k_x \Delta X,$$

где коэффициенты k_x следует установить по уравнению регрессии.

Если X – это производительность, то k_x можно найти с помощью эталона, устанавливаемого на разном расстоянии от анализатора в трех точках: норма, максимальная и минимальная высота слоя материала на конвейере.

Если в процессе работы существенно меняются какие-либо свойства руды, могут быть подготовлены эталоны с различными свойствами, при получении информации о переходе от одного сорта руды к другому целесообразен переход от одного уравнения к другому. Определение сорта руды визиометрическим анализом описано в работе [3].

Эксперимент. На обогатительной фабрике на рудном конвейере установлен поточный рентгенофлуоресцентный анализатор массовой доли меди. На фабрике периодически отбирают пробы и сопоставляют результаты их анализа с показаниями анализатора. Нам представлены протоколы показаний анализаторов и сопоставительных опробований.

На рис. 1 показана корреляционная связь показаний анализатора $\alpha_{\text{ан}}$ и результатов анализа отбираемых в момент снятия показаний анализатора точечных проб $\alpha_{\text{т}}$. Поле корреляции между показаниями анализатора $\alpha_{\text{ан}}$ относительно опробования $\alpha_{\text{т}}$ имеет особенности. Они заключаются в том, что за месяц размах показаний анализатора составил 0,80 %, а сопоставительного опробования – 1,58 %. Дело в том, что анализатор анализирует пробу руды на конвейере в течение нескольких минут, и это сглаживает (усредняет) изменения свойств потока руды во времени. Точечная же проба отбирается за несколько секунд, и на ее результатах отражаются кратковременные изменения свойств потока руды во времени. На потоках руды в точечных пробах появляются ураганные пробы, превышающие среднюю

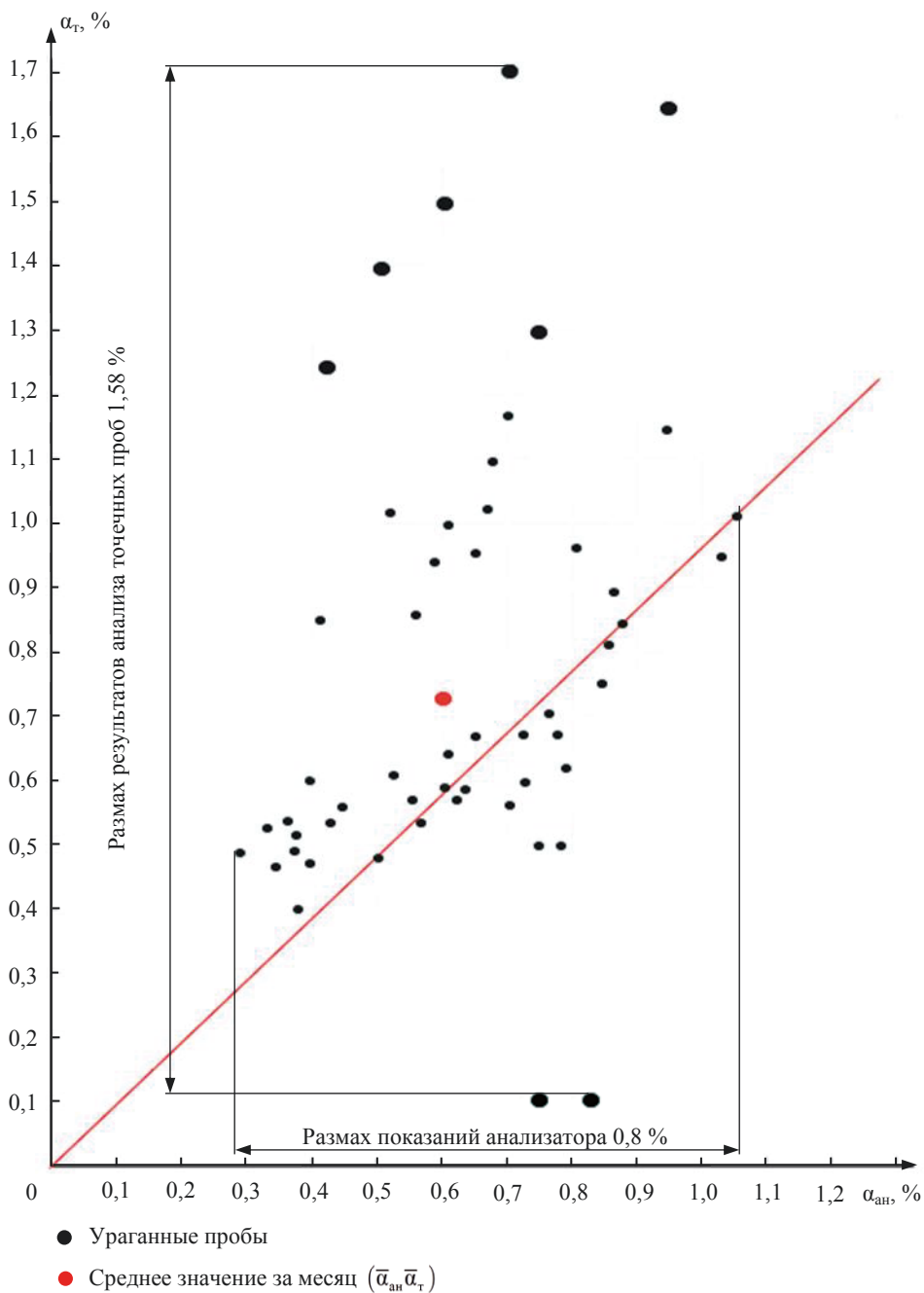


Рисунок 1. Поле корреляции массовой доли меди по результатам опробования α_T и показаниям анализатора $\alpha_{ан}$

Figure 1. Correlation field of copper mass fraction based on testing results α_T and analyzer readings $\alpha_{ан}$

массовую долю (шесть значений), но могут быть и занижающие значения (два значения), а на показания анализатора они не влияют.

Поле корреляции между результатами показаний правильного анализатора $\alpha_{ан}$ и результатами правильного опробования точечными пробами α_T должно соответ-

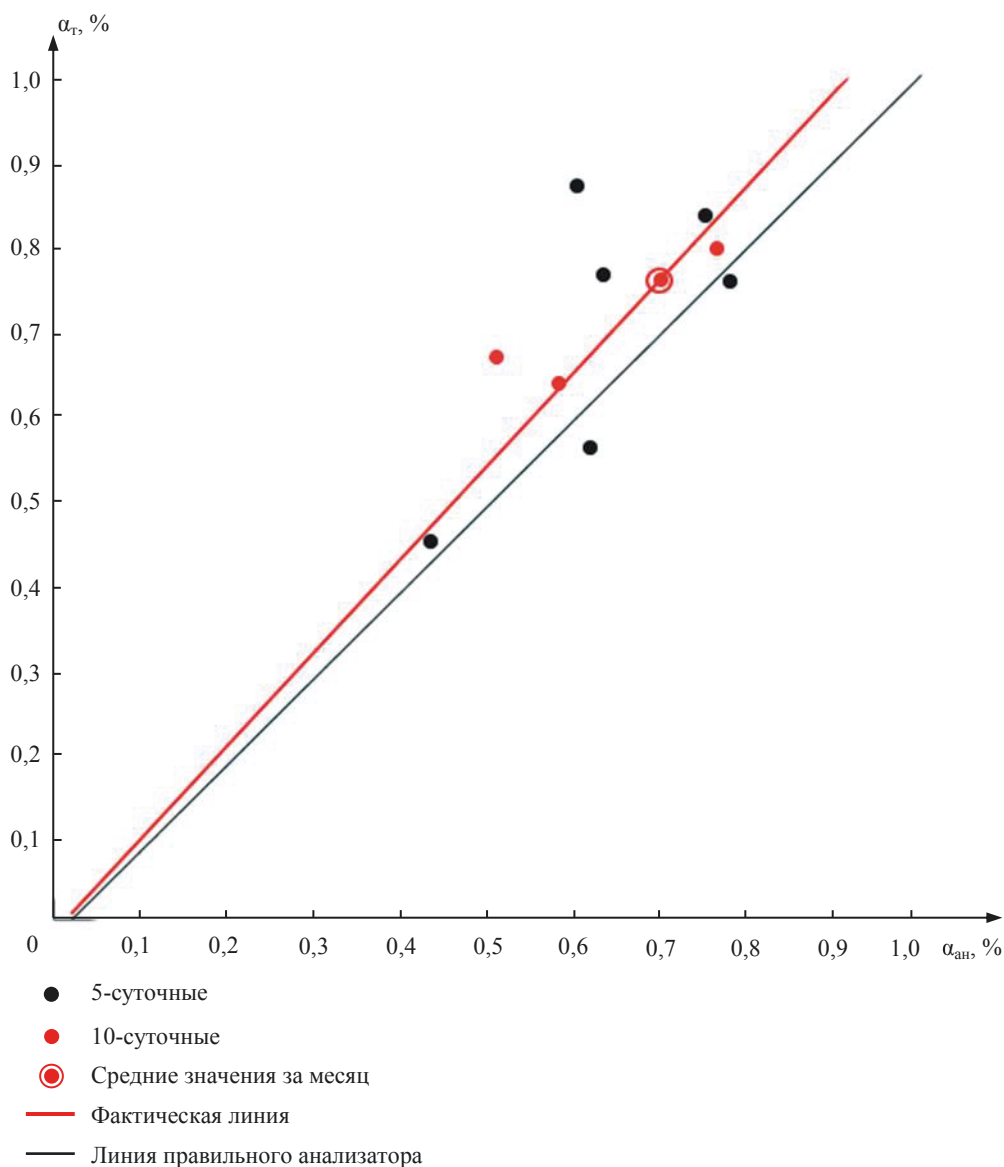


Рисунок 2. Поле корреляции для пятисуточных и десятисуточных результатов опробования
 Figure 2. Correlation field for five-day and ten-day sampling results

ствовать зависимости правильного анализатора $\alpha_t = \alpha_{ан}$. Но фактическая линия регрессии отличается от требуемой. Средняя массовая доля меди в руде за месяц по показаниям анализатора $\bar{\alpha}_{ан} = 0,66\%$, а по результатам правильного опробования $\bar{\alpha}_{ан} = 0,76\%$. Расхождение составляет $0,1\%$. Относительная погрешность показаний анализатора по точечным пробам равняется $\pm 35\%$. При таком уровне случайных погрешностей зафиксировать систематические отклонения невозможно.

На рис. 2 приведена та же корреляционная связь, построенная по средним значениям за пять суток. Расхождение $\Delta\alpha$ равняется $\pm 0,1\%$. Расчетное значение критерия Стьюдента для расхождения средних значений за пять суток равно 2,4, что больше табличного, равного 2,13. Следовательно, в рассматриваемом случае сред-

ние показатели за 5 сут. уже могут быть использованы для определения поправки, равной 0,1 %. В связи с отмеченными особенностями распределений массовой доли разброс точек средних значений за пять суток еще велик. На этом же рис. 2 приведены точки для средних значений за 10 сут., которые существенно ближе к линии регрессии. Поэтому реальный период определения поправок должен составлять 10 сут. и более, в течение которых следует усреднять результаты показаний анализатора и правильного опробования.

Обсуждение результатов. Горстевой способ отбора проб позволяет выполнять опробование наиболее экономичным образом, в частности путем отбора в пробу мелких классов руды, всегда присутствующих в ней, или путем отбора пробы без выкапывания лунки. Горстевым способом отбора проб выполняется большое число как оперативных, так и товарных опробований. Для приближения результатов горстегового опробования к правильному необходимо находить поправки [17].

Сопоставление показаний анализатора и правильного опробования показывает, что отдельные точечные пробы использовать как для настройки, так и для коррекции работы анализатора нецелесообразно, поскольку сопоставляются результаты анализа принципиально различных проб.

Опыт работы по градуировке приборов для анализа описан в работе [18], в которой показано, что произвольный набор статистики для этого неэффективен.

Только усредненные на большом количестве отдельных анализов результаты могут позволить определить поправку к показаниям анализатора.

Поле корреляции результатов опробования и показаний анализаторов показывает, что в результаты опробования попадают ураганные пробы, вследствие чего размахи массовых долей точечных проб в два раза больше размахов показаний анализаторов, определяющих массовую долю в потоках способом продольных сечений. Это приводит к повышению погрешностей и снижению качества линий регрессии.

Корреляционная связь результатов правильного опробования и показаний анализаторов должна проходить всегда через начало координат. Второй надежной точкой является координата средних показателей за большой контрольный период или для большого числа точечных проб.

Альтернативой опробованию является использование эталонов для периодической проверки правильности работы анализаторов как на конвейерах, так в других случаях их использования непосредственно на опробуемых массивах. Эталоны позволяют исключить большие отличия результатов анализа точечных проб от усредненных показаний анализаторов.

Влияние других, кроме массовых долей, факторов на показания анализаторов следует учитывать по корреляционным связям в виде поправок по отклонениям от средних значений.

Выводы. Горстевой способ является упрощенным вариантом способа вычерпывания. Упрощение состоит в том, что в пробу попадает поверхностный слой опробуемого материала. Любой автоматический анализатор, используемый для опробования неперемешанных неподвижных масс и потоков, обладает систематической погрешностью.

Использование для сопоставления отдельных показаний анализаторов с результатами анализа точечных проб неэффективно, так как сопоставляются принци-

пиально отличающиеся друг от друга результаты опробования. В точечную пробу попадает материал короткого участка потока длиной несколько метров, а показания рентгенофлуоресцентного анализатора при экспозиции 40 с соответствуют материалу потока длиной 100 м и более. Различия массовых долей в таком случае могут достигать до 80 % отн.

Корреляционное поле правильно настроенного анализатора массовой доли должно соответствовать теоретической линии регрессии, проходящей через точки $(0,0)$ и $(\bar{\alpha}_T \text{ и } \bar{\alpha}_{ан})$.

Корректировать настройку по разовым точечным пробам нельзя. Следует использовать накопленные данные о показаниях $\alpha_{ан}$ и α_T за достаточно большой контрольный период. В представленном примере это 10 сут.

Целесообразно заменить отбор и анализ точечных проб применением эталона, конструктивно сопряженного с анализатором таким образом, чтобы можно было периодически корректировать показания анализатора.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козин В. З. Опробование минерального сырья. Екатеринбург: УГГУ, 2011. 316 с.
2. Технологические аспекты рационального недропользования М.: МИСИС, 2005. 576 с.
3. Морозов В. В., Хурэлчулуун И., Дэлгэрбат Л. Управление процессами дробления и грохочения с использованием визиометрического анализа руды // Цветные металлы. 2021. № 7. С. 17–23.
4. Морозов В. В., Топчаев В. П., Улитенко К. Я., Ганбаатар В., Дэлгэрбат Л. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. М.: Руда и металлы, 2013. 508 с.
5. Варламова С. А., Затонский А. В., Федосеева К. А. Исследование чувствительности к освещению метода бликового распознавания пен калийных флотационных машин // Обогащение руд. 2021. № 6. С. 29–33.
6. Морозов В. В., Столяров В. Ф., Коновалов Н. М. Повышение эффективности управления флотацией с использованием поточных анализаторов состава пульпы // Обогащение руд. 2003. № 4. С. 33–36.
7. Kejonen I., Haavisto O., Martikainen J., Suontaka V., Musuku B. Improving grade control efficiency with rapid on-line elemental analysis // Mineral Engineering. 2018. Vol. 124. P. 68–73.
8. Engström K., Esbensen K.H. Evaluation of sampling systems in iron concentrating and pelletizing processes – Quantification of Total Sampling Error (TSE) vs. process variation // Minerals Engineering. 2018. Vol. 116. P. 203–208.
9. Кудрявцев В. Ю., Галасс Т. Ю., Степанова И. С., Дробышев А. А. Технический контроль как инструмент повышения конкурентности продукции комбината // Горный журнал. 2022. № 6. С. 49–53.
10. Якимов И. С., Безрукова О. Е., Дубинкин П. С., Шиманский А. Ф. Рентгеновский технологический контроль на предприятиях горно-металлургического комплекса цветной металлургии // Цветные металлы. 2019. № 9. С. 56–62.
11. Ramsey M. H., Ellison S. L. R., Rostron P. Measurement uncertainty arising from Sampling: a guide to methods and approaches. 2 nd edition. Eurachem, 2019. 109 p.
12. Шеметов П. А. Управление качеством рудного потока при циклично-поточной технологии разработки сложноструктурных месторождений // Горный журнал. 2002. Спец. вып. С. 80–83.
13. Соколов А. Д., Демский М. И. Промышленная установка ГАА «Au-изомер» // Золотодобыча. 2021. № 12(277). С. 23–25.
14. OLGA: поточный анализатор золота Gekko Systems. URL: www.gekkos.com
15. Napier-Munn T. J., Whiten W. J., Faramarzi F. Bias in manual Sampling of rock particles // Minerals Engineering. 2020. Vol. 153. Art. 106260.
16. Ляпин А. Г. Новшества технического контроля // Горный журнал. 2019. № 7. С. 30–31.
17. Lotter N. O., Evans C. L., Engström K. Sampling – A key tool in modern process mineralogy // Minerals Engineering. 2018. Vol. 116. P. 196–202. DOI: 10.1016/j.mineng.2017.07.013
18. Гальянов А. В. Организация градуировочных исследований средств непрерывного контроля качества руды на конвейерных магистралях обогатительных фабрик. Горнотехнологические проблемы комплексного освоения недр. Екатеринбург: ИГД УРО РАН, 2003. С. 125–143.

Сведения об авторах:

Козин Владимир Зиновьевич – доктор технических наук, профессор, декан горно-механического факультета Уральского государственного горного университета. E-mail: gmf.dek@ursmu.ru; <https://orcid.org/0000-0001-7184-919X>

Комлев Алексей Сергеевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник кафедры обогащения полезных ископаемых Уральского государственного горного университета. E-mail: tails2002@inbox.ru; <https://orcid.org/0000-0002-2484-2726>

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-68-78

Grab sampling method at dressing mills**Vladimir Z. Kozin¹, Aleksei S. Komlev¹**¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.**Abstract**

Introduction. The grab sampling method is used when it is impossible to collect a sample by dredging and when using the method of longitudinal sections. In case of automated sampling with on-stream analyzers only a grab sampling method is possible.

Theory. When using grab sampling, the results should be corrected since it is a simplified version of the dredging method. Corrections must be found based on the results of another correct sampling. Experience in such corrections determination has shown that, due to the large coefficients of point samples variation, only the results averaged over a large data set should be used for correction. Automatic analyzers analyze the sample which corresponds to grab sampling when sampling stationary masses and to grab sampling using the method of longitudinal sections when sampling the flows. Due to the shallow depth of sample collection, samples are represented by a thin layer of material on the surface of the sampled mass, the mass fraction of the components there differs from the average mass fraction of the component being determined. Automatic analyzers show sampling results with a systematic error. When calibrating analyzers, their readings are compared with the results of the analysis of point samples collected by the cross-section method. This means that fundamentally different samples are compared. Therefore, the calibration dependence obtained by comparing individual point samples results in a large random error. Only samples with small random errors should be compared. This is achieved by comparing both correct sampling mean values and analyzer readings over the same control period. During this period a large number of samples will be collected and a large number of analyzer readings will be recorded.

Experiment. A large difference between the analyzer readings and individual point sample test results has been experimentally established. The relative difference reaches 80%, but the difference in the mean values of the same quantity was 2% over the month. So the period for the necessary statistics collection should be large.

Keywords: correct sampling; grab method; automatic analyzer; point samples; control period.

The research was carried out with the support from the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation no. 0833-2023-0004 in accordance with the state assignment for the Ural State Mining University.

REFERENCES

1. Kozin V. Z. *Sampling mineral raw material*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2011. (In Russ.)
2. *Technological aspects of rational subsoil use*. Moscow: MISIS Publishing; 2005. (In Russ.)
3. Morozov V. V., Khurelchuluun I., Delgerbat L. Control over crushing and screening with the help of visimetric analysis of ore. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals Journal*. 2021; 7: 17–23. (In Russ.)
4. Morozov V. V., Topchaev V. P., Ulitenko K. Ia., Ganbaatar V., Delgerbat L. *Development and application of automated control systems for mineral beneficiation processes*. Moscow: Ruda i metally Publishing; 2013. (In Russ.)
5. Varlamova S. A., Zatonskii A. V., Fedoseeva K. A. Illumination sensitivity analysis for the speck-based froth detection method using potash flotation machines. *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2021; 6: 29–33. (In Russ.)
6. Morozov V. V., Stoliarov V. F., Kononov N. M. Improving the efficiency of flotation control with the use of on-stream analyzers of pulp content. *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2003; 4: 33–36. (In Russ.)

7. Kejonen I., Haavisto O., Martikainen J., Suontaka V., Musuku B. Improving grade control efficiency with rapid on-line elemental analysis. *Mineral Engineering*. 2018; 124: 68–73.
8. Engström K., Esbensen K. H. Evaluation of sampling systems in iron concentrating and pelletizing processes – Quantification of Total Sampling Error (TSE) vs. process variation. *Minerals Engineering*. 2018; 116: 203–208.
9. Kudriavtsev V. Iu., Galass T. Iu., Stepanova I. S., Drobyshev A. A. Product quality control as a tool of competitive recovery of Lebedinsky GOK. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2022; 6: 49–53. (In Russ.)
10. Iakimov I. S., Bezrukova O. E., Dubinkin P. S., Shimanskii A. F. X-ray technological control at enterprises of the mining and metallurgical complex of non-ferrous metallurgy. *Tsvetnye metally = Non-Ferrous Metals Journal*. 2019; 9: 56–62. (In Russ.)
11. Ramsey M. H., Ellison S. L. R., Rostron P. *Measurement uncertainty arising from Sampling: a guide to methods and approaches*. 2nd edition. Eurachem, 2019. 109 p.
12. Shemetov P. A. Controlling the quality of the ore flow under the cyclic-flow technology of complex structure deposits development. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2002; Spec. issue: 80–83. (In Russ.)
13. Sokolov A. D., Demskii M. I. Industrial installation GAA Au-isomer. *Zolotodobycha = Gold Mining*. 2021; 12(277): 23–25. (In Russ.)
14. OLGA: Gekko Systems on-stream analyzer of gold. (In Russ.) Available from: www.gekkos.com
15. Napier-Munn T. J., Whiten W. J., Faramarzi F. Bias in manual Sampling of rock particles. *Minerals Engineering*. 2020; 153: Art. 106260.
16. Liapin A. G. Innovations in inspection. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2019; 7: 30–31. (In Russ.)
17. Lotter N. O., Evans C. L., Engström K. Sampling – A key tool in modern process mineralogy. *Minerals Engineering*. 2018; 116: 196–202. Available from: doi: 10.1016/j.mineng.2017.07.013
18. Galianov A. V. Organizing calibration studies of means of ore quality continuous monitoring on processing plant conveyor lines. *Mining and technological problems of integrated subsoil development*. Ekaterinburg: IM UB RAS Publishing; 2003. P. 125–143. (In Russ.)

Received 19 May 2023

Information about the authors:

Vladimir Z. Kozin – DSc (Engineering), Professor, Dean of the Mining Mechanical Engineering Department, Ural State Mining University. E-mail: gmf.dek@ursmu.ru; <https://orcid.org/0000-0001-7184-919X>
Aleksei S. Komlev – PhD (Engineering), senior researcher, Mineral Processing Department, Ural State Mining University. E-mail: tails2002@inbox.ru; <https://orcid.org/0000-0002-2484-2726>

Для цитирования: Козин В. З., Комлев А. С. Горстевой способ отбора проб на обогатительных фабриках // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 6. С. 68–78. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-68-78
For citation: Kozin V. Z., Komlev A. S. Grab sampling method at dressing mills. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 6: 68–78 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-68-78

Расчет характеристики гранулометрического состава продуктов дробления металлургического шлака с учетом различной дробимости фракций крупности

Гаркави М. С.¹, Горлова О. Е.^{2, 3*}, Колодежная Е. В.^{3, 1},
Колкова М. С.², Кутлубаев И. М.²

¹ ЗАО «Урал-Омега», г. Магнитогорск, Россия

² Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия

³ Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова РАН,
г. Москва, Россия

*e-mail: o.gorlova@magtu.ru

Реферат

Целью работы является математическое моделирование процесса дробления металлургического шлака в технологических схемах его переработки для повышения эффективности вскрытия ценного компонента и оптимизации энергетических затрат. Эффективность извлечения металла в процессе магнитной сепарации шлака будет зависеть от количества образующегося при дроблении класса крупности, соответствующего крупности зерен ценного компонента. Для реализации такого раскрытия техническими средствами без переизмельчения необходимо адаптировать параметры работы дробилки.

Методология проведения исследований включала определение химического, фазового составов пробы текущего конверторного шлака ОАО «ММК» крупностью 0–70 мм; фракционирование на узкие классы крупности 0–5 мм, 5–10, 10–20 мм; определение в них содержания магнитной фракции. Немagnetные частицы трех фракций крупности дробились в центробежно-ударной дробилке ДЦ-0,36 при варьировании линейной скорости вращения ускорителя от 30 до 90 м/с с определением гранулометрического состава продуктов дробления.

Результаты и их анализ. Зерновой состав продуктов дробления шлака аппроксимирован классическим уравнением Розина–Раммлера, для чего были определены параметр, характеризующий крупность дробленого материала, и параметр, характеризующий однородность зернового состава. Определены уравнения, описывающие эти параметры как значение функции крупности конверторного шлака, поступающего на дробление, при заданной скорости вращения ускорителя.

Выводы. Разработанная электронная форма расчета параметров зернового состава дробленого продукта ДЦ позволяет прогнозировать трансформацию зернового состава продукта дробления шлака при изменении параметров исходного материала и режимных параметров дробилки и тем самым косвенно прогнозировать эффективность последующей магнитной сепарации шлаков.

Ключевые слова: математическое моделирование; дробление; металлургический шлак; функции распределения; гранулометрический состав; размер частиц; фракции крупности.

Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-27-00526, <https://rscf.ru/project/22-27-00526/>.

Введение. Мировой и отечественный опыт последних лет показывает, что металлургические предприятия обладают широкими возможностями по рециклингу отходов собственного производства, и шлаки становятся наиболее регенерируе-

мыми металлсодержащими отходами [1–5]. Это продиктовано необходимостью одновременного решения задач рационального недропользования, восполнения истощающейся минерально-сырьевой базы действующих металлургических предприятий, а также не менее актуальных природоохранных задач уменьшения объемов и площадей складироваемых и долговременно хранящихся многотоннажных отходов, снижения деструктивного трансформирования ими естественной природной среды, сохранения здоровья и улучшения качества жизни населения [1, 6–8]. Согласно отраслевой программе «Применение вторичных ресурсов и вторичного сырья из отходов в промышленном производстве» (*Паспорт отраслевой программы «Применение вторичных ресурсов и вторичного сырья из отходов в промышленном производстве». Утв. Правительством РФ 17 ноября 2022 г. № 13493п-ППП, далее отраслевая программа*) в 2021 г. количество образовавшихся доменных шлаков составило 8,2 млн т, шлаков цветной металлургии – 5,8 млн т, сталеплавильных – 9,2 млн т. Часть из них была утилизирована в рамках собственного производственного рециклинга [6, 9, 10].

Анализ априорной информации [7, 11–15] и собственные проводимые исследования [10, 16, 17] показали, что целесообразность и эффективность извлечения скрапа и королек металла из шлаков черной металлургии магнитной сепарацией будут непосредственно зависеть от способа их разрушения, селективности и полноты раскрытия железосодержащих магнитных фаз в процессе рудоподготовки. Гранулометрический состав и распределение зерен ценного компонента по крупности является важной характеристикой дробленого дисперсного материала и во многом определяет показатели операций обогащения. При исследовании и расчетах процессов дезинтеграции, пылеулавливания и сепарации зачастую необходимо аналитическое описание распределения частиц по размерам. Математическое описание процесса дезинтеграции материала также позволит прогнозировать и просчитывать отклонение гранулометрического состава при изменении режимных параметров работы дробилок еще на стадии разработки технологической схемы. Для этого чаще всего используются функции распределения Розина–Рамллера, Плитта, нормальный логарифмический закон и др. [18–20].

Для аналитического описания распределения размера частиц продуктов дробления фракционированного металлургического шлака было использовано уравнение Розина–Рамллера. При проведении испытаний было учтено, что выбранная функция относится к инфинитным и определяет свои значения на интервале изменения размера частиц от нуля до бесконечности. Однако в данном исследовании больший интерес представляет определение содержания в дробленом шлаке частиц размера, соответствующего крупности зерен ценного компонента. При этом полученные распределения используются для сравнения значений различных режимов дробления, а не для определения абсолютных значений.

Этап подготовки техногенного минерального сырья к обогащению важен как с точки зрения обеспечения рационального гранулометрического состава материала, так и с точки зрения снижения материальных и энергетических затрат на дезинтеграцию. Машины, для которых характерны наименьшие удельные энергетические затраты, имеют следующие отличительные признаки: материал после акта разрушения немедленно удаляется из их рабочей зоны; осуществляется объемное (многоосное) нагружение куска материала в процессе дробления. Центробежно-ударные дробилки, обладая всеми перечисленными преимуществами, обеспечивают получение более равномерного гранулометрического состава продуктов дробления и возможность его оперативного регулирования путем

изменения скорости вращения ускорителя, что позволяет встраивать их в технологические схемы переработки сложноструктурного техногенного сырья [16, 21, 22]. Характерным для центробежной дробилки является многократное превышение кинетической энергией куса величины энергии, физически достаточной для его разрушения. Эффективность работы подобных устройств обеспечивается высокой интенсивностью столкновений множества частиц, изначально обладающих избыточной энергией, а диапазон энергий частиц определяется гранулометрическим составом материала и массой фрагментов, сходящих с разгонного ротора [23]. В работе [24] дробление в центробежно-ударных дробилках, наряду с дроблением в конусных инерционных, виброинерционных и пресс-валковых дробилках, отнесено к специальным селективным методам дезинтеграции сложных тонкодисперсных упорных руд.

Цель исследования. На основании изложенного определена цель работы, заключающаяся в оптимизации параметров процесса дробления металлургических шлаков в центробежно-ударной дробилке для достижения максимального раскрытия королек металла в процессе рудоподготовки, снижения энергозатрат и повышения качества выпускаемой продукции. В качестве параметров процесса дезинтеграции шлаков выбраны крупность исходного материала, морфометрические характеристики ценного компонента и величина прилагаемой нагрузки. Решение поставленной задачи позволит выявить скрытые резервы, совершенствовать и развивать существующие технологии переработки техногенного сырья.

Объект и методика исследования. В качестве объекта исследования для проведения испытаний была отобрана проба текущего конверторного шлака ОАО «ММК» фракции 0–70 мм. Химический состав исходного конвертерного шлака, %: $Fe_{\text{общ}}$ – 22,4; SiO_2 – 12,4; CaO – 39,4; Al_2O_3 – 4,2; SO_3 – 0,3; MgO – 14,6; Cr_2O_3 – 0,3; TiO_2 – 0,5; MnO – 2,6; P_2O_5 – 0,5; V_2O_5 – 0,3.

Таблица 1. Фазовый состав пробы конверторного шлака
Table 1. Chemical composition of converter slag

Минерал	Химическая формула	Содержание, %
Ларнит	$2CaO \cdot SiO_2$	23,7
Браунмиллерит	$4CaO \cdot Al_2O_3 \cdot Fe_2O_3$	14,2
Ожелезненный периклаз	MgO	14,9
Феррит кальция	$2CaO \cdot Fe_2O_3$	8,7
Трехкальциевый силикат	$3CaO \cdot SiO_2$	12,5
Майенит	$12CaO \cdot 7Al_2O_3$	3,4
Магнезиовюстит	$(Mg, Fe)O$	3,0
Известь	CaO	3,5
Твердый раствор оксидов	RO-фаза	12,7

Химический состав отобранной пробы материала является типичным для шлаков конверторного производства. Соотношение $CaO/SiO_2 = 3,2$. Фазовый состав шлака представлен в табл. 1.

Согласно проведенным исследованиям, основной фазой конверторного шлака является двухкальциевый силикат, содержание которого составило 23,7 %. Содержание ферритной и алюмоферритной фаз, представляющих собой твердый раствор браунмиллерита и двукальциевого феррита, также находится в пределах 23 %.

Для оценки влияния крупности материала, подаваемого на дробление в центробежно-ударную дробилку, исходный шлак предварительно был раздроблен в щековой дробилке ST-1 (ООО «Инфел») и рассеян на классы крупности: проба 1 – фракция 0–5 мм (выход 27,9 %); проба 2 – фракция 5–10 мм (выход 16,9 %); проба 3 – фракция 10–20 мм (выход 46,8 %). В процессе фракционирования дробленого шлака также было выделено 8,4 % фракции крупностью +20 мм. Рентгенофазовый анализ показал, что данный материал состоит из железа более чем на 80 %.

Таблица 2. Геометрические характеристики металлических частиц в немагнитных продуктах шлаков

Table 2. Geometric characteristics of metal particles in non-magnetic slag products

Фракция шлака, мм	Размеры металлических частиц, мм	
	от	до
0–5	0,169	0,543
5–10	0,395	0,801
10–20	0,175	1,200

Магнитный анализ проб шлака, выделенных с помощью ручного ниобиевого магнита (90 мТл), показал наличие во всех трех пробах магнитной фракции. В пробе 1 выход магнитной фракции составил 18,7 %; в пробе 2 – 14,6 %, максимальный выход 21,3 % – в пробе 3.

С помощью современного минералого-аналитического комплекса «Минерал С7» установлено, что в немагнитных продуктах сепарации всех трех проб шлака присутствуют нерас-

крытые частицы металла. Анализ морфометрического состава металлических частиц показал, что они имеют размер от 0,2 до 1,2 мм (табл. 2).

На рис. 1 в качестве примера показаны геометрические параметры металлических частиц в немагнитной фракции шлака 10–20 мм.

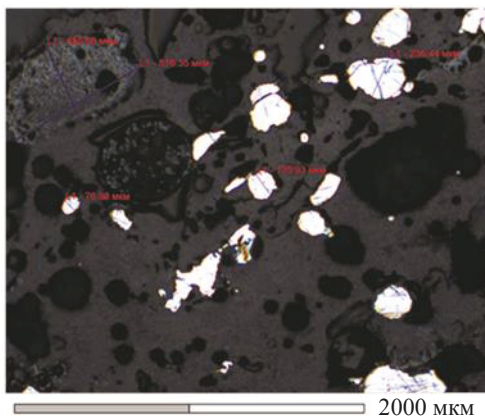


Рисунок 1. Микрофотография немагнитной фракции шлака 10–20 мм: светлые зерна – металл; темные – силикаты

Figure 1. Micrograph of non-magnetic fraction of 10–20 mm slag: light grains – metal; dark grains – silicates

следовательно, эффективность извлечения металла в магнитный продукт при магнитной сепарации шлака будет напрямую зависеть от количества образующегося при дроблении класса крупности 0,2–1,2 мм. Для реализации такого раскрытия техническими средствами без переизмельчения необходимо адаптировать параметры работы дробилки для получения гранулометрического состава дробленого материала с максимальным выходом требуемого класса крупности.

Решение данной задачи возможно осуществить посредством разработки математической модели, описывающей процесс дробления шлака при свободно-ударном разрушении. Такая модель позволит производить расчёт

гранулометрического состава продукта дробления в зависимости от начальной крупности измельчаемого материала и величины прилагаемой нагрузки, а следовательно, адаптировать работу дробилки для получения требуемого зернового состава шлака. Модель идентифицирована по экспериментальным данным,

полученным при дроблении проб шлака в промышленной центробежно-ударной дробилке типоразмера ДЦ-0,36 с металлической отбойной поверхностью и максимальной крупностью питания 20 мм. В центробежно-ударной дробилке величина прилагаемой нагрузки (сила удара куса материала об отбойную поверхность) определяется скоростью вылета частиц материала с ускорителя и, следовательно, скоростью вращения ускорителя [16, 21]. Немагнитные продукты трех подготовленных проб шлака различной крупности дробились в ДЦ-0,36 при скорости вращения ускорителя 30, 50, 70 и 90 м/с. В дробленом шлаке определялся granulометрический состав и содержание магнитного продукта.

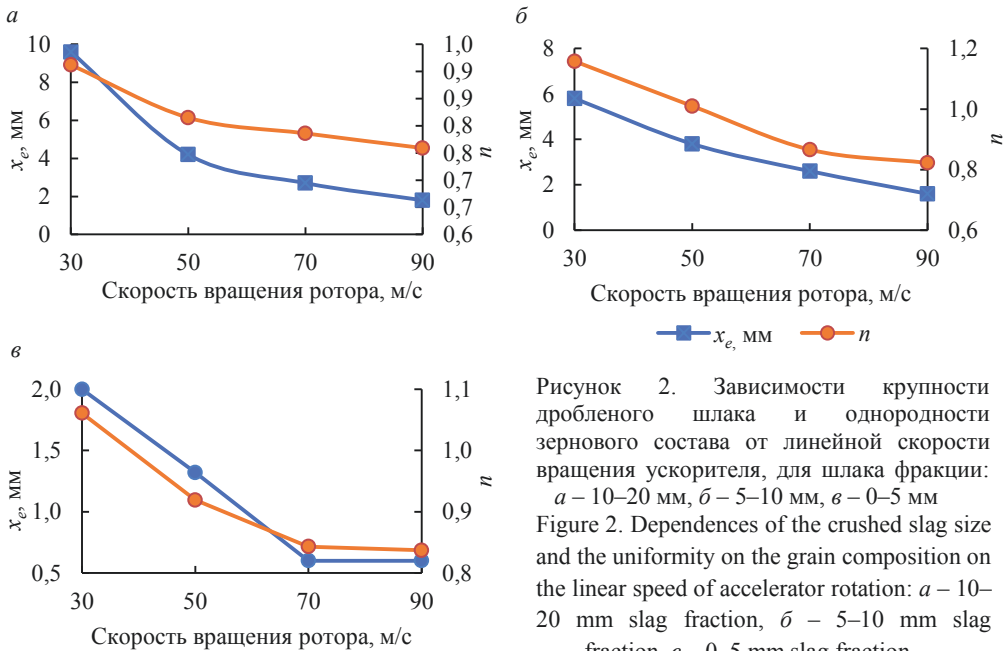


Рисунок 2. Зависимости крупности дробленого шлака и однородности зернового состава от линейной скорости вращения ускорителя, для шлака фракции: а – 10–20 мм, б – 5–10 мм, в – 0–5 мм

Figure 2. Dependences of the crushed slag size and the uniformity on the grain composition on the linear speed of accelerator rotation: а – 10–20 mm slag fraction, б – 5–10 mm slag fraction, в – 0–5 mm slag fraction

Зерновой состав продуктов дробления шлака в центробежно-ударной дробилке может быть аппроксимирован уравнением Розина–Раммлера, широко используемым для большинства полидисперсных систем: $R = 100\exp(-bx^n)$, где R – суммарный выход класса крупнее x , %; x – диаметр частиц, мм; b – постоянный коэффициент, зависящий от материала; n – показатель степени, характеризующий рассеяние частиц по размерам (однородность зернового состава).

Приняв, согласно предложенному Беннетом [24], что $b = 1/x_e^n$ уравнение примет вид: $R = 100\exp(-(x/x_e)^n)$, где x_e – размер частицы, характеризует действительную крупность материала. Отсюда ясен физический смысл x_e . При $x = x_e R$ становится равен 36,8 %, т. е. x_e характеризует действительную крупность материала и является размером, крупнее которого оказывается более 36,8 % материала.

Параметр x_e , характеризующий крупность дробленого материала, определялся по характеристикам зернового состава дробленого шлака как размер зерна, при котором интегральная кривая принимает значение 63,2 % ($100 - 36,8$ %).

Для определения параметра n , характеризующего однородность зернового состава, необходимо произвести следующие преобразования. Дважды логарифмируя уравнение $100/R$, получим выражение $\lg(\lg(100/R))$. В координатах $\lg \lg(100/R) - \lg x$ зерновой состав дробленого шлака отобразится как прямая линия

с углом наклона α . Значение параметра однородности зернового состава n определялось как тангенс угла наклона $\operatorname{tg}\alpha$ прямой зернового состава дробленого шлака в логарифмических координатах.

Известно, что эффективность магнитной сепарации шлака напрямую зависит от параметров зернового состава материала после дробления. С одной стороны, чем более однородным или монодисперсным будет материал, тем более контрастными свойствами будут обладать одноразмерные частицы и, следовательно, более эффективно будет происходить их магнитная сепарация. С другой стороны, чем ближе крупность дробленого материала к размеру частиц ценного компонента, тем больше вероятность раскрытия зерен ценного компонента и их перехода в магнитную фракцию при сепарации.

Таблица 3. Данные для расчета параметров дробления шлака в ДЦ
Table 3. Data for slag crushing parameters calculation in centrifugal impact crusher ДЦ

Скорость вращения ускорителя, м/с	Уравнение функции $n = f(d_i)$	Уравнение функции $x_e = f(d_i)$
30	$n = 0,9342 + 0,0612d - 0,0042d^2$	$x_e = 0,9627d - 0,0203d^2 - 0,28$
50	$n = 0,8072 + 0,0536d - 0,0035d^2$	$x_e = 0,8501d - 0,0354d^2 - 0,584$
70	$n = 0,8086 + 0,0168d - 0,0012d^2$	$x_e = 0,7093d - 0,0309d^2 - 0,98$
90	$n = 0,8364 + 0,0013d - 0,0004d^2$	$x_e = 0,3387d - 0,0139d^2 - 0,16$

Результаты и обсуждение. По результатам дробления проб шлака трех фракций при различной скорости вращения ускорителя, построения характеристик дробленых продуктов (суммарных по минусу и после их двойного логарифмирования) были определены параметры зернового состава x_e и n . Построены графики зависимости, иллюстрирующие влияние линейной скорости вращения ротора дробилки, которая определяет кинетическую энергию удара, на параметры гранулометрического состава (рис. 2).

При дроблении шлака фракции 10–20 мм (рис. 2, а) на различной скорости вращения ускорителя параметр x_e изменяется в широком диапазоне (от 1,8 до 9,6 мм). Уже при скорости вращения ускорителя 50 м/с величина параметра x_e становится меньше 5 мм и продолжает снижаться с увеличением скорости. При этом результаты свидетельствуют о равномерной однородности зернового состава дробленого шлака при скорости ускорителя выше 50 м/с. При дроблении шлака фракции 5–10 мм наблюдается аналогичная ситуация: параметр x_e закономерно уменьшается от 5,8 до 1,6 мм при увеличении скорости вращения ускорителя. Однородность дробленого шлака при увеличении скорости ускорителя свыше 50 м/с снижается на 15–20 %.

При дроблении самой мелкой фракции шлака 0–5 мм полученные зависимости размера частиц дробленого продукта и однородности зернового состава от величины прилагаемой нагрузки имеют аналогичный характер. Это может свидетельствовать о том, что предел крупности материала, при котором разрушение свободным ударом становится неэффективным из-за малой массы частицы, и, следовательно, низкой кинетической энергии удара, не был достигнут при дроблении шлака. Следовательно, додрабливание металлургического шлака даже такой мелкой фракции как 0–5 мм в центробежно-ударной дробилке с целью вскрытия зерен ценного компонента является целесообразным в схемах обогащения данного техногенного сырья.

Анализ полученных данных свидетельствует о том, что необходимая и достаточная величина прилагаемой нагрузки достигается при скорости вращения ускорителя 50 м/с. При дальнейшем увеличении скорости вращения ускорителя возрастают энергетические затраты, при этом крупность дробленого шлака уменьшается незначительно. Анализ зависимости параметра n от скорости вращения ускорителя при дроблении шлака различных фракций позволяет сделать вывод, что чем крупнее исходный материал, тем менее однороден зерновой состав дробленого шлака. Наиболее однородный зерновой состав шлака получен при скорости вращения ускорителя 30 и 50 м/с.

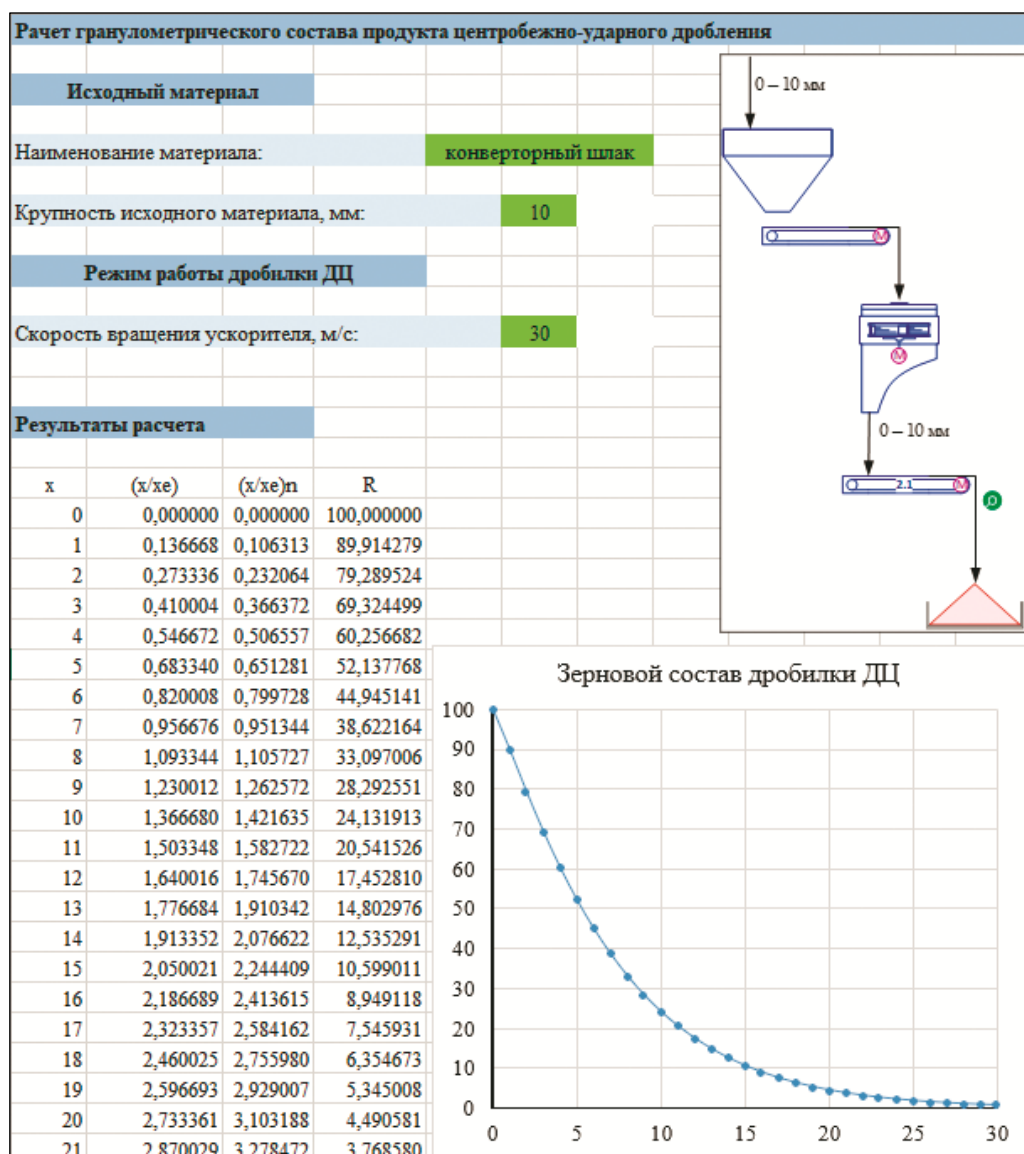


Рисунок 3. Экранная форма расчета параметров зернового состава ДЦ при скорости вращения ускорителя 30 м/с

Figure 3. Screen form for calculating the centrifugal impact crusher ДЦ grain composition parameters under the accelerator rotation speed of 30 m/s

Для прогнозирования изменения дисперсного состава конверторного шлака при дроблении в центробежно-ударной дробилке ДЦ в зависимости от его исходной крупности и скорости вращения ротора дробилки разработана электронная форма в программе Microsoft Excel. Для аппроксимации гранулометрического состава исходного шлака использована функция распределения Розина–Раммлера. Параметры уравнения x_e и n рассчитываются как значение функции от крупности исходных кусков шлака d_p , поступающих на дробление, при заданной скорости вращения ускорителя (табл. 3).

На рис. 3 приведена экранная форма результатов расчета параметров зернового состава дробленого продукта центробежно-ударной дробилки в программе Microsoft Excel.

Разработанная математическая модель позволяет проводить численные эксперименты по дроблению конверторного шлака при возможности изменения крупности исходного куска и режимных параметров работы дробилки ДЦ, в частности, ее основного регулируемого параметра – скорости вращения ротора. Полученные данные позволяют оперативно определять количество материала, соответствующего по крупности размеру металлических включений в шлаках, и тем самым косвенно прогнозировать эффективность последующей магнитной сепарации.

Выводы. Для технологического совершенствования схем переработки такого сложноструктурного техногенного сырья как металлургические шлаки, повышения вскрытия ценного компонента в процессе дезинтеграции и оптимизации энергетических затрат проводятся исследования по математическому моделированию процесса дробления сталеплавильного шлака в центробежно-ударной дробилке.

На основании проведенных исследований дробления узких фракций шлака в центробежно-ударной дробилке ДЦ при различной скорости вращения ускорителя и аппроксимации зернового состава дробленых продуктов с помощью классического уравнения Розина–Раммлера разработана математическая модель, позволяющая прогнозировать преобразование гранулометрического состава дробленого продукта в дробилках, реализующих ударный способ разрушения.

Определены уравнения, описывающие параметры зернового состава дробленого продукта как значение функции крупности конверторного шлака d_p , поступающего на дробление, при заданной скорости вращения ускорителя центробежно-ударной дробилки.

Разработанная электронная форма расчета параметров зернового состава дробленого продукта центробежно-ударной дробилки позволяет прогнозировать трансформацию зернового состава продукта дробления шлака при изменении параметров исходного материала и режимных параметров дробилки и тем самым косвенно прогнозировать эффективность последующей магнитной сепарации шлаков.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Экологически ориентированная переработка горнопромышленных отходов: монография / под науч. ред. В. А. Чантурия, И. В. Шадруновой. М.: «Спутник+», 2018. 200 с.
2. Shen H., Forssberg E. An overview of recovery of metals from slag // Waste Management. 2003. Vol. 23. P. 933–949. DOI: 10.1016/s0956-053x(02)00164-2
3. Niladri Shekhar Samanta, Pranjali P. Das, Simons Dhara, Mihir K. Purkait. An overview of precious metal recovery from steel industry slag: recovery strategy and utilization // Industrial & Engineering Chemistry Research. 2023. Vol. 62(23). P. 9006–9031. DOI: 10.1021/acs.iecr.3c00604
4. Sultamurat G. I., Boranbaeva B. M., Maksyutin L. A., Aktaeva N. A. Evaluation of possibility of converter slag utilization in the conditions of «ArcelorMittal Temirtau» JSC // Chernye Metally. 2015. № 11. P. 26–31.
5. Reuter M., Xiao Y., Boin U. Recycling and environmental issues of metallurgical slags and salt fluxes // VII International Conference on Molten Slags Fluxes and Salts. The South African Institute of Mining and Metallurgy. 2004. P. 349–356.

6. Naidu T. S., Sheridan C. M., van Dyk L. D. Basic oxygen furnace slag: Review of current and potential uses // *Minerals Engineering*. 2020. Vol. 149. Art. 106234. DOI: 10.1016/j.mineng.2020.106234

7. Современные технологии переработки техногенного сырья: монография / под науч. ред. Булатова К. В., Газалеевой Г. И. Екатеринбург: Уральский Рабочий, 2019. 200 с.

8. Газалеева Г. И., Мамонов С. В., Братыгин Е. В., Ключников А. М. Проблемы и инновационные решения в обогащении техногенного сырья // *ГИАБ*. 2017. № 1. С. 257–272.

9. Кузнецов А. В., Петров В. В. О реализации Министерством природных ресурсов и экологии Свердловской области полномочий по обращению с отходами производства и потребления в 2017 году // *Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований*: тр. V Форума «Уральский рынок лома, промышленных и коммунальных отходов». Екатеринбург: УрО РАН, 2017. С. 18–21.

10. Шадрунова И. В., Горлова О. Е., Орехова Н. Н., Колодежная Е. В. Ресурсосбережение и ликвидация накопленного экологического ущерба в старопромышленных регионах при переработке шлаков металлургического производства // *ГИАБ*. 2018. № S1. С. 300–320.

11. Гарабрина Л. А., Курган Т. А., Игнатъева Н. С. Переработка сталеплавильных шлаков в ОАО «ММК». М.: Металлург, 2000. 101 с.

12. Чижевский В. Б., Гришин И. А., Шавакулева О. П. Разработка высокоэффективной технологии глубокой переработки и комплексного использования сталеплавильных шлаков // *Черные металлы*. 2016. № 9(1017). С. 18–23.

13. Demin B. L., Sorokin Yu. V., Smirnov L. A., Shcherbakov Ye. N. Secondary recycling of smelter slags // *In IV Congress Fundamental Research and Applied Developing of Recycling and Utilization Processes of Technogenic Formations*. 2020. P. 593–600.

14. Foniok K., Matejka V., Maierová P., Vlček J. Separation of the magnetic fraction from the slags originated during steel production // *Proceedings 30th Anniversary International Conference on Metallurgy and Materials*. Brno, Czech Republic, EU, May 26–28, 2021. P. 153–158. DOI: 10.37904/metal.2021.4092

15. D. Satish Kumar, Rameshwar Sah, Sarbendu Sanyal, Ganapathi Prasad. Measurement of metallic iron in steel making slags // *Measurement*. 2018. Vol. 131. P. 156–161. DOI: 10.1016/j.measurement.2018.08.066

16. Shadrinova I. V., Ozhogina E. G., Kolodezhnaya E. V., Gorlova O. E. Slag disintegration selectivity // *Journal of Mining Science*. 2013. Vol. 49. No. 5. P. 831–838.

17. Шадрунова И. В., Горлова О. Е., Колодежная Е. В. Технология получения высококачественных концентратов из отвальных металлургических шлаков // *Обогащение руд*. 2019. № 4. С. 54–60.

18. Nicolov S. Modelling and simulation of particle breakage in impact crusher // *International Journal of Mineral Processing*. 2004. 74S. P. 219–S225. DOI: 10.1016/j.minpro.2004.07.031

19. Шишкин А. С. Аппроксимация гранулометрического состава финитными распределениями // *Вестник БГТУ им. В. Г. Шухова*. 2009. № 4. С. 78–81.

20. Чупшев В. Б. Математические методы определения зерновых характеристик сыпучих материалов // *Известия Самарского научного центра Российской академии наук*. 2006. Т. 8. № 4. С. 1153–1155.

21. Vorob'ev V. A., Ivanov E. N., Larionov A. N., Ryazanov M. A. Dry technologies of ore preparation as a tool for increasing extraction of valuable components // *Proceedings of 29th International Mineral Processing Congress (IMPC 2018)*, Moscow, 17–21 September 2018. Moscow: International Agency of Congress Management (МАКО), 2019. P. 708–715.

22. Ryabchikov M., Burnashev R. Selection of the technological line structure for the building aggregates production using centrifugal impact crushers // *Architecture and Engineering*. 2019. Vol. 4. Iss. 1. P. 32–37. DOI: 10.23968/2500-0055-2019-4-1-32-37

23. Хопунов Э. А. Рудоподготовка и развитие процессов переработки минерального сырья // *Современные научные исследования и инновации*. 2019. № 9. URL: <http://web.snauka.ru/issues/2019/09/90291> (дата обращения: 17.09.2020).

24. Gazaleeva G. I., Bulatov K. V. Choosing special methods of selective disintegration and schemes for complex refractory ore // *Minerals and Mining Engineering*. 2022. No. 1. P. 45–57. DOI: 10.21440/0536-1028-2022-1-45-57

25. Андреев С. Е., Товаров В. В., Перов В. А. Закономерности измельчения и исчисление характеристик гранулометрического состава. М.: Металлургиздат, 1959. 437 с.

Поступила в редакцию 11 августа 2023 года

Сведения об авторах:

Гаркави Михаил Саулович – доктор технических наук, заместитель главного инженера ЗАО «Урал Омега». E-mail: gms@uralomega.ru; <https://orcid.org/0000-0002-1912-5415>

Горлова Ольга Евгеньевна – доктор технических наук, профессор кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова; ведущий научный сотрудник отдела горной экологии Института проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова РАН. E-mail: o.gorlova@magtu.ru; <https://orcid.org/0000-0003-1142-0652>

Колодежная Екатерина Владимировна – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник отдела горной экологии Института проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова РАН; инженер-исследователь ЗАО «Урал Омега». E-mail: kev@uralomega.ru; <https://orcid.org/0000-0002-0252-4479>

Колкова Мария Сергеевна – кандидат геолого-минералогических наук, старший преподаватель кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. E-mail: kolkova_ms@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-5667-1629>

Кутлубаев Ильдар Мухаметович – доктор технических наук, профессор кафедры горных машин и транспортно-технологических комплексов Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. E-mail: ptmr74@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-1761-4259>

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-79-90

Analyzing the characteristics of smelter slag crush granulometric composition with regard to different crushability of size fraction

Mikhail S. Garkavi¹, Olga E. Gorlova^{2,3}, Ekaterina V. Kolodezhnaia^{3,1}, Mariia S. Kolkova², Ildar M. Kutlubayev²

¹ ZAO Ural-Omega, Magnitogorsk, Russia.

² Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia.

³ Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources (IPKON), Moscow, Russia.

Abstract

Research objective is to carry out mathematical modeling of the smelter slag crushing process in its processing flow schemes to increase the efficiency of valuable component extraction and optimize energy costs. The metal extraction efficiency in the process of slag magnetic separation will depend on the amount of size classes formed during crushing, corresponding to the grain size of the valuable component. To implement such crushing by technical means without re-grinding, it is necessary to adapt the crusher operation parameters.

Methods of research included the determination of the chemical and phase composition of the 0–70 mm converter slag sample of PJSC Magnitogorsk Iron and Steel Works, fractionation into size classes of 0–5 mm, 5–10, 10–20 mm, determination of the magnetic fraction content in them. Non-magnetic particles of three size fractions were crushed in a ДЦ-0.36 centrifugal impact crusher when the linear speed of accelerator rotation is varied from 30 to 90 m/s and crush granulometric composition is determined.

Results and analysis. The grain composition of the slag crush was approximated by the classical Rozin–Rammler equation. For this purpose, the parameter characterizing the size of the crushed material, and the parameter characterizing the uniformity of the grain composition, were determined. The equations are determined describing these parameters as the value of the converter slag size function entering the crushing at a given speed of accelerator rotation.

Conclusions. The developed electronic form for calculating the parameters of the ДЦ-0.36 crush grain composition makes it possible to predict the transformation of the slag crush grain composition when the parameters of the stock material and the operating parameters of the crusher change, and thereby indirectly predict the effectiveness of subsequent magnetic separation of slag.

Keywords: mathematical modeling; crushing; smelter slag; distribution functions; granulometric composition; particle size; size fractions.

REFERENCES

1. Chanturii V. A., Shadrinova I. V. (eds.) *Green processing of mining waste: monograph*. Moscow: Sputnik+ Publishing; 2018. (In Russ.)
2. Shen H., Forssberg E. An overview of recovery of metals from slag. *Waste Management*. 2003; 23: 933–949. Available from: doi: 10.1016/s0956-053x(02)00164-2
3. Niladri Shekhar Samanta, Pranjali P. Das, Simons Dhara, Mihir K. Purkait. An overview of precious metal recovery from steel industry slag: recovery strategy and utilization. *Industrial & Engineering Chemistry Research*. 2023; 62(23): 9006–9031. Available from: doi: 10.1021/acs.iecr.3c00604
4. Sultamurat G. I., Boranbaeva B. M., Maksyutin L. A., Aktaeva N. A. Evaluation of possibility of converter slag utilization in the conditions of «ArcelorMittal Temirtau» JSC. *Chernye Metally*. 2015; 11: 26–31.

5. Reuter M., Xiao Y., Boin U. Recycling and environmental issues of metallurgical slags and salt fluxes. In: *VII International Conference on Molten Slags Fluxes and Salts. The South African Institute of Mining and Metallurgy*. 2004. P. 349–356.

6. Naidu T. S., Sheridan C. M., van Dyk L. D. Basic oxygen furnace slag: Review of current and potential uses. *Minerals Engineering*. 2020; 149: Art. 106234. Available from: doi: 10.1016/j.mineng.2020.106234

7. Bulatov K. V., Gazaleeva G. I. (eds.) *Advanced technologies of technogenic raw material processing: monograph*. Ekaterinburg: Uralskii Rabochii Publishing; 2019. (In Russ.)

8. Gazaleeva G. I., Mamonov S. V., Bratygin E. V., Kliushnikov A. M. Problems and innovation solution in technogenic raw material beneficiation. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 1: 257–272. (In Russ.)

9. Kuznetsov A. V., Petrov V. V. On exercising the power of industrial waste management by the Ministry of natural resources of the Sverdlovsk region in 2017. In: *The fundamental research and application development of man-made mineral formations processing and utilization: Proceedings of the 5th Forum Uralian market of scrap metal, industrial and household waste*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2017. p. 18–21. (In Russ.)

10. Shadrunova I. V., Gorlova O. E., Orekhova N. N., Kolodezhnaia E. V. Resource saving and liquidation of accumulated environmental damage in the old industrial regions during the processing of slags of metallurgical production. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2018; S1: 300–320. (In Russ.)

11. Garabrina L. A., Kurgan T. A., Ignatieva N. S. *Steelmaking slag processing in PJSC MMK*. Moscow: Metallurg Publishing; 2000. (In Russ.)

12. Chizhevskii V. B., Grishin I. A., Shvakuleva O. P. Development of high-efficient technologies of deep processing and comprehensive utilization of steel slags. *Chernye Metally*. 2016; 9(1017): 18–23. (In Russ.)

13. Demin B. L., Sorokin Yu. V., Smirnov L. A., Shcherbakov Ye. N. Secondary recycling of smelter slags. In: *IV Congress Fundamental Research and Applied Developing of Recycling and Utilization Processes of Technogenic Formations*. 2020. P. 593–600.

14. Foniok K., Matejka V., Maierová P., Vlček J. Separation of the magnetic fraction from the slags originated during steel production. *Proceedings 30th Anniversary International Conference on Metallurgy and Materials*. Brno, Czech Republic, EU, May 26–28, 2021. P. 153–158. Available from: doi: 10.37904/metal.2021.4092

15. D. Satish Kumar, Rameshwar Sah, Sarbendu Sanyal, Ganapathi Prasad. Measurement of metallic iron in steel making slags. *Measurement*. 2018; 131: 156–161. Available from: doi: 10.1016/j.measurement.2018.08.066

16. Shadrunova I. V., Ozhogina E. G., Kolodezhnaya E. V., Gorlova O. E. Slag disintegration selectivity. *Journal of Mining Science*. 2013; 49(5): 831–838.

17. Shadrunova I. V., Gorlova O. E., Kolodezhnaia E. V. Technology for producing high-grade concentrates from waste metallurgical slags. *Obogashchenie rud = Mineral Processing*. 2019; 4: 54–60. (In Russ.)

18. Nicolov S. Modelling and simulation of particle breakage in impact crusher. In: *International Journal of Mineral Processing*. 2004; 74S: 219–S225. Available from: doi: 10.1016/j.minpro.2004.07.031

19. Shishkin A. S. Granulometric composition approximation by finite distributions. *Vestnik Belgorodskogo gosudarstvennogo tekhnologicheskogo universiteta im. V. G. Shukhova = Bulletin of BSTU named after V. G. Shukhov*. 2009; 4: 78–81. (In Russ.)

20. Chupshev V. B. Mathematical method of determination of granular materials' grain characteristics. *Izvestia Samarskogo nauchnogo tsentra Rossiiskoi akademii nauk = Journal of Samara Scientific Center of the Russian Academy of Sciences*. 2006; 8(4): 1153–1155. (In Russ.)

21. Vorobiev V. A., Ivanov E. N., Larionov A. N., Ryazanov M. A. Dry technologies of ore preparation as a tool for increasing extraction of valuable components. In: *Proceedings of 29th International Mineral Proceedings Congress (IMPC 2018), Moscow, 17–21 September 2018*. Moscow: International Agency of Congress Management (MAKO); 2019. P. 708–715.

22. Ryabchikov M., Burnashev R. Selection of the technological line structure for the building aggregates production using centrifugal impact crushers. *Architecture and Engineering*. 2019; 4(1): 32–37. Available from: doi: 10.23968/2500-0055-2019-4-1-32-37

23. Khopunov E. A. Ore dressing and the development of mineral raw material processing procedures. *Sovremennye nauchnye issledovaniia i innovatsii = Modern Scientific Researches and Innovations*. 2019; 9. (In Russ.) Available from: <http://web.snauka.ru/issues/2019/09/90291> [Accessed 17 September 2020].

24. Gazaleeva G. I., Bulatov K. V. Choosing special methods of selective disintegration and schemes for complex refractory ore. *Minerals and Mining Engineering*. 2022; 1: 45–57. Available from: doi: 10.21440/0536-1028-2022-1-45-57

25. Andreev S. E., Tovarov V. V., Perov V. A. *The crushing laws and granulometric composition characteristics calculation*. Moscow: Metallurgizdat Publishing; 1959. (In Russ.)

Information about the authors:

Mikhail S. Garkavi – DSc (Engineering), deputy chief engineer, ZAO Ural-Omega. E-mail: gms@uralomega.ru; <https://orcid.org/0000-0002-1912-5415>

Olga E. Gorlova – DSc (Engineering), Professor of the Department of Geology, Mine Surveying and Mineral Processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University; leading researcher, Mining Ecology Department, Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources (IPKON). E-mail: o.gorlova@magtu.ru; <https://orcid.org/0000-0003-1142-0652>

Ekaterina V. Kolodezhnaia – PhD (Engineering), leading researcher, Mining Ecology Department, Research Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources (IPKON); research engineer, ZAO Ural-Omega. E-mail: kev@uralomega.ru; <https://orcid.org/0000-0002-0252-4479>

Mariia S. Kolkova – PhD (Geology and Mineralogy), senior lecturer, Department of Geology, Mine Surveying and Mineral Processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: kolkova_ms@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0001-5667-1629>

Ildar M. Kutlubayev – DSc (Engineering), Professor of the Department of Mining Machinery and Transportation Technological Complexes, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: ptmr74@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-1761-4259>

Для цитирования: Гаркави М. С., Горлова О. Е., Колодежная Е. В., Колкова М. С., Кутлубаев И. М. Расчет характеристики гранулометрического состава продуктов дробления металлургического шлака с учетом различной дробимости фракций крупности // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 6. С. 79–90. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-79-90

For citation: Garkavi M. S., Gorlova O. E., Kolodezhnaia E. V., Kolkova M. S., Kutlubayev I. M. Analyzing the characteristics of smelter slag crush granulometric composition with regard to different crushability of size fraction. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023. № 6. С. 79–90 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-79-90

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

УДК 553.97+004.056.55

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-91-99

Использование IT-технологий в раскрытии генезиса образования вещества на примере торфа

Александров Б. М.^{1*}, Егошина О. С.¹

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

*e-mail: boris.aleksandrov@m.ursmu.ru

Реферат

Введение. Автоматизированная система управления запасами – важнейший элемент современного добывающего предприятия. Раскрыть структуру генетического кода вещества можно через IT-технологии, используя цифровую расшифровку природы его образования.

Цель исследования – обоснование принципиально нового подхода к оценке запасов торфяного месторождения с использованием IT-технологий для повышения эффективности распределения запасов по направлениям использования.

Методика – технология QR-кодировки, обобщение и анализ информации для объединения в единой структуре классификации видов торфа и категорий торфяного сырья.

Результаты. Управление свойствами готовой торфяной продукции должно осуществляться, начиная с выбора исходного сырья. Для автоматизации обработки исходной геологической информации по результатам детальной разведки торфяного месторождения предложен способ оцифровки генетической классификации торфа. В статье предлагается использовать QR-код для шифрования имеющейся информации о веществе в виде двумерной или n-мерной цифровой матрицы – в зависимости от ее объема. QR-код содержит данные об особенностях формирования и свойствах вещества, его наличие обеспечит оптимальный выбор направлений использования торфяного месторождения с учетом требований к качественным характеристикам категорий торфяного сырья.

Область применения результатов. Учитывая показатели запасов торфа в Российской Федерации и разнообразие направлений его использования, можно заключить, что создание QR-кода, отражающего состав различных категорий торфяного сырья с учетом общетехнических, водно-физических, теплофизических, химических, физико-химических и других свойств, элементного состава, группового состава органической и зольной части торфа является перспективным направлением, способствующим оптимизации процесса разработки торфяных месторождений. Такие QR-коды могут быть использованы в различных направлениях и отраслях народного хозяйства и позволят реализовать экономически целесообразный прогноз организации производства с учетом разных направлений использования торфа на конкретных месторождениях.

Ключевые слова: информационные технологии; виды торфа; генетический код вещества; QR-код; физико-технические свойства; комплексная оценка; использование торфа.

Введение. Информационные технологии (ИТ, также информационно-коммуникационные технологии) – это процессы, использующие совокупность средств и методов сбора, обработки, накопления и передачи данных (первичной информации) для получения информации нового качества о состоянии объекта, процесса, явления, информационного продукта, а также распространение информации

и способы осуществления таких процессов и методов (Федеральный закон от 27.07.2006 N 149-ФЗ «Об информации, информационных технологиях и о защите информации»). Данное понятие включает как приемы, способы и методы применения средств вычислительной техники при выполнении функций сбора, хранения, обработки, передачи и использования данных (ГОСТ Р 59853-2021 «Информационные технологии. Комплекс стандартов на автоматизированные системы. Автоматизированные системы. Термины и определения», утв. приказом Росстандарта от 19 ноября 2021 г. N 1520-ст.), так и ресурсы, необходимые для сбора, обработки, хранения и распространения информации (международный стандарт ISO/IEC 38500:2015).

Любое вещество на планете имеет генетический код его образования с учетом тех условий, в которых оно сформировалось. Этот вывод справедлив как для живой субстанции (материи), так и для косной материи, включая все вещества, существующие на планете Земля.

Раскрыть структуру генетического кода вещества можно через IT-технологии, используя цифровую расшифровку природы его образования: числовая информация позволяет перевести в цифровой ряд состав вещества и особенности его формирования в конкретных сложившихся условиях. При этом создается ссылка в виде QR-кода, которая позволяет специалисту использовать его для тех или иных целей. QR (от английского Quick Response, «быстрый отклик») – это двумерный тип штрих-кода, который легко считывается цифровым устройством и содержит информацию в виде серии пикселей в квадратной сетке, что обеспечивает хранение больших объемов данных. При сканировании QR-кода пользователь получает доступ к этим данным мгновенно. Изначально данный вид кода разрабатывался для автомобильной промышленности Японии. Его создателем считается Масахиро Хара. Сам термин является зарегистрированным товарным знаком японской компании «Denso Wave». Помимо Японии, QR-коды получили распространение во многих странах, включая США, Китай и страны Европы [1–4].

Целью настоящей работы является обоснование принципиально нового подхода к оценке запасов торфяного месторождения с использованием IT-технологий для повышения эффективности распределения запасов по направлениям использования.

Материалы и методы. Мировые ресурсы торфа признаны уникальным природным потенциалом органического происхождения, влияющим на повышение жизненного уровня людей. Это энергетический, промышленный и агрохимический ресурс, необходимый как в становлении энергетики и промышленности, так и в повышении продуктивности сельского хозяйства [5]. Подсчет запасов торфа производится по стратиграфическим участкам и месторождению в целом [6]. В статье [7], опубликованной в издании «Известия вузов. Горный журнал» в 1984 г., автором впервые предложено реализовать построение участка стратиграфического профиля торфяного месторождения с использованием оцифровки геологической информации с помощью ЭВМ. Особенность материалов, изложенных в данной статье, заключается в том, что, с учетом особенности структуры генетической классификации видов торфа по природе их образования, достаточно сложно привлекать вычислительную технику для обработки исходной геологической информации детальной разведки торфяных месторождений. Генетическая классификация включает в себя 40 видов торфа, которые делятся на три типа (верховой, переходный и низинный) и несколько уровней. Первый уровень включает 3 подтипа (лесной, лесо-топяной и топяной); второй уровень включает 6 групп

(древесная, древесно-травяная, древесно-моховая, травяная, травяно-моховая, моховая), третий уровень характеризует вид торфа, а четвертый уровень учитывает особенности предыдущих уровней, формирующих тот или иной фитоценоз [8–9]. Таким образом, для низинного типа выделяется 20 видов торфа, для переходного типа – 8 видов торфа, для верхового – 12 видов торфа [10]. Генетическая классификация видов торфа с описанием процесса оцифровки и категориями торфяного сырья представлена в статье Б. М. Александрова, П. М. Мазуркина, О. В. Прищепы «Факторный анализ общетехнических свойств торфа в залежи» [11].

Для автоматизации обработки исходной геологической информации по результатам детальной разведки торфяного месторождения предложен способ оцифровки генетической классификации торфа в виде цифрового ряда, удобный для заполнения геологических данных в виде таблиц по пунктам опробования торфяной залежи по глубине и в плане. Существующая генетическая классификация [10] имеет в своей структуре 4 уровня, отражаемые на каждой точке опробования по глубине, с шагом 0,25 м, и учитывающие климатические условия, географическое положение, рельеф местности и другие особенности формирования торфяника (водно-минеральный режим питания и др.). Суть способа оцифровки геологической информации заключается в представлении в числовом значении нескольких уровней. Первый уровень определяет тип торфа и отражается целой частью числа: 1,0000 – низинный тип; 2,0000 – переходный тип; 3,0000 – верховой тип. Второй уровень определяет подтип торфа, в числовом ряде отражается десятой частью числа: 1,1000 – подтип лесной; 1,2000 – подтип лесо-топяной; 1,3000 – топяной. Третий уровень определяет группу, в числовом ряде отражается сотой частью числа: 1,1100 – древесная; 1,2200 – древесно-травяная; 1,2300 – древесно-моховая; 1,3400 – травяная; 1,3500 – травяно-моховая; 1,3600 – моховая. Четвертый уровень определяет вид торфа, отражается тысячной и десятитысячной частью числа: например, 1,1101 – ольховый вид торфа; 1,3620 – сфагновый низинный вид. Аналогичным образом в числовом варианте шифруются переходный и верховой торф. Подробно система оцифровки изложена в статье [11], в которой также реализована взаимосвязка видов торфа с категориями торфяного сырья и возможными направлениями их использования.

Процессы торфообразования и напластования торфа зависят от многих природных условий (факторов), включая климатические условия, рельеф местности, состав окружающих и вмещающих пород, химический состав поверхностных и подземных вод, вертикальные перемещения заболачивающихся участков за счет тектонических перемещений, состав растительного мира и др.

Торф, как молодая горная порода, занимает особое место в отряде каустобиолитов по сложности состава, неоднородности структуры и наличию комплекса органических веществ (битумов, углеводов, гуминовых веществ). Такие особенности позволяют использовать торфяное сырье в химической промышленности, сельском хозяйстве, металлургии, машиностроении, медицине и других отраслях народного хозяйства, а также при производстве работ природоохранного назначения. Широкий спектр возможного использования торфа представлен на рис. 1.

В силу особенностей географического положения торфяные месторождения Урала разнообразны по условиям образования, строению залежей, свойствам торфа и другим характеристикам. Благодаря этим особенностям торфяные месторождения, с одной стороны, представляют промышленную, сельскохозяйственную и природоохранную ценность и, с другой стороны, большой научный интерес как начальная стадия формирования каустобиолитов. В научной статье [12] раскрыва-

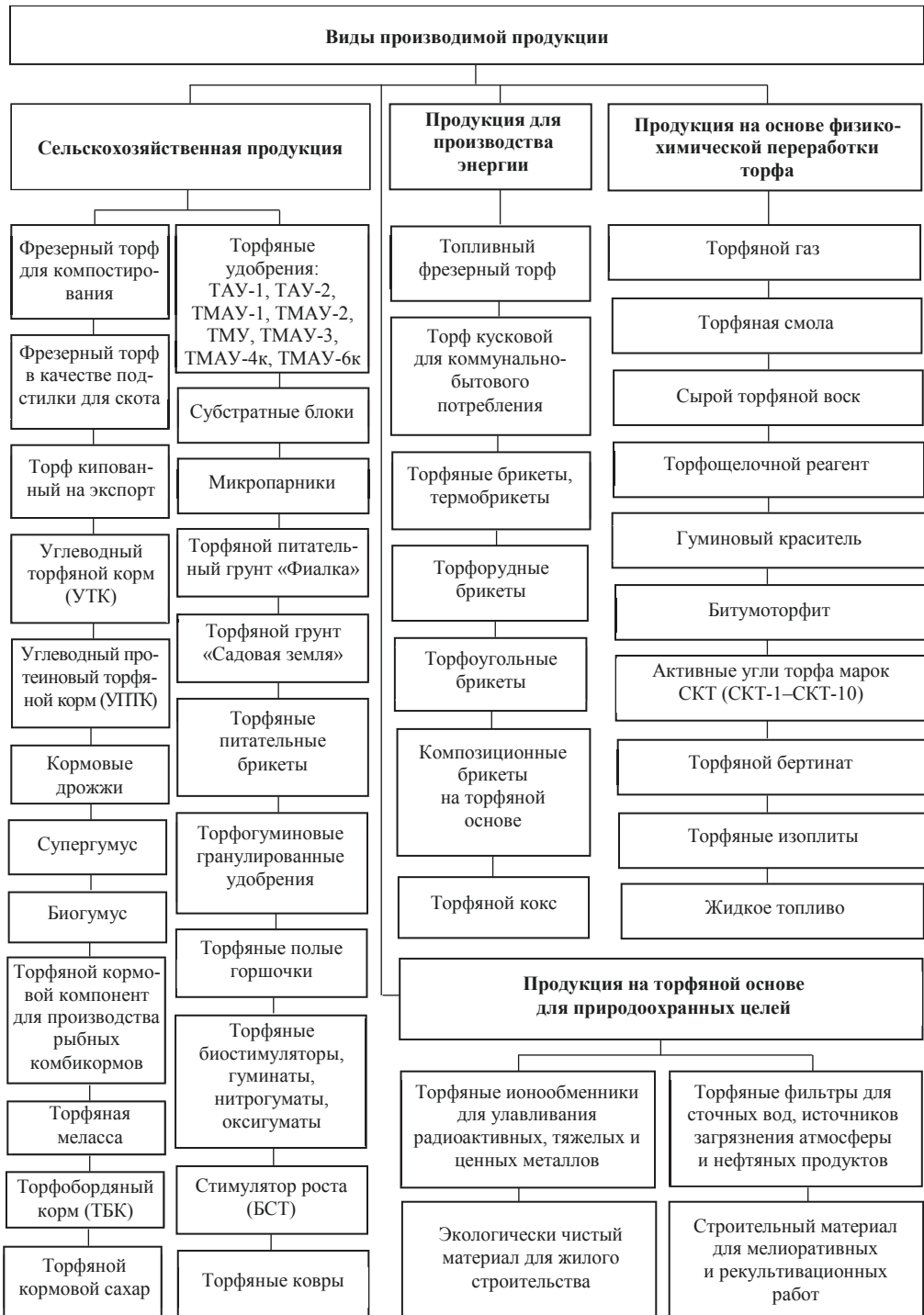


Рисунок 1. Схема комплексного использования торфа
 Figure 1. The scheme of peat comprehensive use

ются особенности формирования торфяников Урала и факторы торфонакопления. Урал особенно благоприятен для выяснения роли основных факторов торфонакопления. Большая протяженность его территории в меридиональном направлении, более 2000 км, и значительное различие в высотных отметках являются причиной разнообразия климатических условий отдельных районов – северных и южных, горных и степных. Этими обстоятельствами обусловлены особенности процессов болотообразования [13].

По мнению многих ученых-геологов современные торфяные месторождения возникли в голоцене. Стратиграфическая схема голоценовых отложений Среднего Урала предложена М. И. Нейштадтом (1957 г.). С учетом данных В. Н. Сукачева, Г. И. Поплавской (1946 г.) и Н. А. Хотинского (1966, 1970 гг.) данная схема представлена в табл. 1.

Таблица 1. Стратиграфическая схема голоценовых отложений Среднего Урала
Table 1. Stratigraphical scheme of Holocene sediments of the Middle Urals


Эпоха	Время (горизонт) по М. И. Нейштадту, (1957)	Период по Блитту–Сериандеру	Стадия развития лесов по В. Н. Сукачеву, Г. И. Поплавской (1946)	Абсолютная хронология (лет назад)	
				по М. И. Нейштадту (1957)	по Н. А. Хотимскому (1966, 1970)
Голоцен (последледниковье)	Поздний голоцен (неоголоцен)	Субатлантический	Сосновые	0–2500	0–2000
Позднеледниковье	Средний голоцен (мезоголоцен)	Суббореальный	Сосново-березовые	2500–7700	2000–5000
		Атлантический	Березовые	7700–9800	5000–8000
		Бореальный	Елово-лиственные	9800–12000	8000–9500
	Ранний голоцен (эоголоцен)	Субарктический	Лесотундра		9500–12000
	Древний голоцен (палеоголоцен)		Тундра		

Учитывая высокую динамику развития IT-технологий во всех сферах человеческой деятельности, связанной с автоматизацией и привлечением вычислительной техники для решения многих масштабных задач, предлагается использовать QR-код для шифрования имеющейся информации о веществе в виде двумерной или n-мерной цифровой матрицы (в зависимости от ее объема), включающий данные об особенностях формирования и свойствах вещества.

При этом компьютерная техника и другие технические средства легко и практически мгновенно считывают информацию, резко упрощают и ускоряют приемы, способы и методы применения средств вычислительной техники при выполнении функций сбора, хранения, обработки, передачи и использования данных.

Для примера применения QR-кода предлагается использовать результаты исследований автора 1980–1990-е гг. по оцифровке генетической классификации видов торфа [7, 14]. QR-код в сжатой матричной форме позволит вместить большой объем информации о природе образования торфа и использовать вычислительную технику для решения задач по комплексному использованию торфяного сырья в различных отраслях народного хозяйства.

Таблица 2. QR-код, совмещенный с физико-техническими свойствами вида торфа
 Table 2. QR code combined with the physical-technical properties of the peat type

QR-код переходного типа торфа		
Цифровой код	2,2202	
Физико-технические свойства		
Вид торфа	древесно-осоковый переходный	
Общетеchnические свойства	R , %	39±9
	A^c , %	4,8±2,1
	pH	4,1±0,6
	Q , кДж/кг	24,58±0,96
Физические свойства	w , %	89±1,5
	W , кг/кг	$\frac{12,2 - 8,5}{10,3}$
	ρ , кг/м ³	$\frac{1058 - 940}{999}$
	$\rho_{\text{тв}}$, кг/м ³	$\frac{1531 - 1453}{1492}$
Элементный состав	C	60,2±1,8
	H	6,0±0,2
	N	2,2±0,4
	S	0,3±0,1
	O	31,3±1,8
Групповой состав органической массы, %	Б	8,3±2,6
	ВР, ЛГ	20,0±6,3
	РВ	11,3±3,6
	ГК	42,3±7,0
	ФК	15,7±4,8
	Ц	2,6±0,8
	Л	10,8±3,4
Состав зольной части торфа, % абсолютно сухого вещества	SiO ₂	1,2±0,9
	CaO	1,1±0,8
	Fe ₂ O ₃	0,7±0,4
	Al ₂ O ₃	0,3±0,2
	P ₂ O ₅	0,1±0,06
	SO ₃	0,3±0,1
Содержание микроэлементов в сухом торфе, мг/кг	Zn	2,3–32,0
	Cu	3,3–35,8
	Mo	0,3–1,7
	Co	0,1–4,0
	Mn	12,0–183,3

R – степень разложения; A^c – зольность; pH – кислотность; Q – теплота сгорания; w – влажность; W – влагосодержание; ρ – плотность; $\rho_{\text{тв}}$ – плотность беспористой сухой массы; Б – битумы; ВР, ЛГ – водорастворимые и легкогидролизуемые компоненты; РВ – редуцирующие вещества; ГК – гуминовые кислоты; ФК – фульвокислоты; Ц – целлюлоза; Л – лигнин

Результаты и обсуждение. Результаты ранее выполненных исследований позволили реализовать взаимосвязку через QR-коды генетической классификации видов торфа с ее цифровизацией и общетехническими свойствами, раскрывающими генетическую принадлежность того или иного вида торфа с учетом комплекса факторов, влияющих на условия формирования торфяных месторождений [8, 11, 12]. Сформирована база данных 40 видов торфа, позволяющая проводить комплексную оценку использования торфа в различных отраслях народного хозяйства. Для примера в табл. 2 представлен древесно-осоковый вид торфа с его QR-кодом и физико-техническими свойствами.

Наличие QR-кода обеспечит оптимальный выбор направлений использования торфяного месторождения с учетом требований к качественным характеристикам категорий торфяного сырья. В настоящее время спектр использования торфа расширяется, появляются новые продукты его переработки – сорбционные материалы для охраны окружающей среды, новые наноматериалы, изготавливаемые при термической деструкции, а также новые биологические препараты, применяемые в растениеводстве, животноводстве, ветеринарии и фармакологии [15, 16].

Выводы и область применения результатов. Обладая знаниями по количеству запасов торфа, можно разработать план по селективной выборке различных категорий с учетом свойств каждой категории по годам с учетом преимущественных направлений использования в сельском хозяйстве и других отраслях.

Включение информационных технологий в обработку данных детальной разведки является существенным шагом вперед в развитии автоматизированной системы обработки данных на торфяных месторождениях. Полученная база данных может применяться сотрудниками лесного хозяйства, геологами, комитетом по земельным ресурсам, специалистами министерств и ведомств экологической направленности и другими специалистами.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Adjiski V., Serafimovski D., Despodov Z., Mijalkovski S. Proposed prototype model of QR code integration in underground mining industry using smartphones // Podzemni Radovi. 2018. Vol. 32. P. 33–46. DOI: 10.5937/PodRad1832033A
2. Vongpradhip S. Use multiplexing to increase information in QR code // Computer Science & Education: 8th International Conference. 2013. DOI: 10.1109/ICCSE.2013.6553938
3. Okazaki S., Navarro A., Campo S. Cross-media integration of QR code: A preliminary exploration // Journal of Electronic Commerce Research. 2013. Vol. 14(2). P.137–148. URL: http://www.jecr.org/sites/default/files/14_02_p1.pdf
4. Law C., So S. QR codes in education // Journal of Educational Technology Development and Exchange. 2010. Vol. 3(1). P. 85–100.
5. Инишева Л. И., Порохина Е. В. Торфяные ресурсы и их рациональное использование // Актуальные проблемы экологии и природопользования: сб. науч. тр. XX Междунар. науч.-практ. конф. Т. 1. М.: РУДН, 2019. С. 399–404.
6. Панов В. В., Токарев С. В., Женихов Ю. Н. Методические особенности разведки месторождений торфа в соответствии с целями их использования // Труды Инсторфа. 2018. № 18(71). С. 8–28.
7. Александров Б. М. Построение стратиграфических профилей торфяных месторождений на ЭВМ // Известия вузов. Горный журнал. 1984. № 2. С. 17–21.
8. Тюреминов С. Н. Торфяные месторождения. М., 1976. 487 с.
9. Гревцев Н. В., Семин А. Н., Гревцева И. Н. Занимательно о торфе. М.: Кадровый резерв, 2020. 192 с.
10. Справочник по торфу / под ред. А. В. Лазарева, С. С. Корчунова. М.: Недра. 1982. 700 с.
11. Александров Б. М., Мазуркин П. М., Прищепина О. В. Факторный анализ общетехнических свойств торфа в залежи // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 8. С. 104–111.
12. Македонов А. В., Вальц И. Э. Геологические и геохимические условия современного торфонакопления (на примере торфяников Северо-Запада Русской платформы) // Состояние и задачи советской литологии.: сб. докл. VIII Всесоюзного литологического совещания. Т. 3. М.: Недра. 1970. С. 161–167.

13. Инишева Л. И., Кобак К. И., Шайдак Л., Юдина Н. В. Торфяные почвы, генезис и подходы к их изучению. // Отражение био-, гео-, антропогенных взаимодействий в почвах и почвенном покрове: сб. матер. VII Междунар. науч. конф. Томск: ТГУ, 2020. С. 57–61.

14. Александров Б. М. Торф как сырье комплексной переработки // Известия вузов. Горный журнал. 1992. № 9. С. 35–44.

15. Томсон А. Э., Наумова Г. В. Торф и продукты его переработки. Минск: Беларуская навука, 2009. 328 с.

16. Лиштван И. И., Лис Л. С. Этапы становления и развития науки о торфе, торфяных месторождениях и сапропелях // Труды Инсторфа. 2019. № 19(72). С. 3–17.

Поступила в редакцию 18 июля 2023 года

Сведения об авторах:

Александров Борис Михайлович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры природообустройства и водопользования Уральского государственного горного университета. E-mail: boris.aleksandrov@m.ursmu.ru

Егошина Ольга Сергеевна – старший преподаватель кафедры природообустройства и водопользования Уральского государственного горного университета. E-mail: olga.egoshina@m.ursmu.ru; <https://orcid.org/0009-0001-1077-1373>

DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-91-99

Using IT-technologies when researching into the genesis of substance formation by the example of peat

Boris M. Aleksandrov¹, Olga S. Egoshina¹

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. A computer-aided reserves management is an essential component of an advanced mining enterprise. The structure of a substance genetic code can be researched into through IT technologies via digital decoding of its formation nature.

Research objective is to substantiate a completely new approach to assessing peat land reserves using IT technologies to improve the efficiency of reserves break-down per directions of use.

Methods of research includes the QR code technology, information generalization and analysis to combine the classification of peat types and peat raw material categories into a single structure.

Results. The properties of the finished peat product should be managed starting with the feedstock selection. To automate the initial geological information processing based on the results of detailed peat land exploration, a method for peat genetic classification digitization is proposed. The article proposes using a QR code to encrypt available information about a substance in the form of a two-dimensional or n-dimensional digital matrix, depending on its amount. The QR code contains data on the substance formation features and properties; its availability will ensure the optimal choice of peat land development directions, taking into account the requirements for the quality characteristics of the peat raw material categories.

Scope of results. The indicators of peat reserves in the Russian Federation and the variety of areas of use make it possible to conclude that the creation of a QR code that reflects the composition of various peat raw material categories, taking into account general technical, water-physical, thermo-physical, chemical, physical-chemical and other properties, elemental composition, group composition of peat organic and ash parts is a promising direction that optimizes peat land development. Such QR codes can be used in various areas and sectors of national economy and will make it possible to make an economically feasible forecast for production organization, taking into account different areas of peat use in specific deposits.

Keywords: information technology; peat types; genetic code of a substance; QR code; physical-technical properties; comprehensive assessment; peat use.

REFERENCES

1. Adjiski V., Serafimovski D., Despodov Z., Mijalkovski S. Proposed prototype model of QR code integration in underground mining industry using smartphones. *Podzemni Radovi*. 2018; 32: 33–46. Available from: doi: 10.5937/PodRad1832033A

2. Vongpradhip S. Use multiplexing to increase information in QR code. *Computer Science & Education: 8th International Conference*. 2013. Available from: doi: 10.1109/ICCSE.2013.6553938
3. Okazaki S., Navarro A., Campo S. Cross-media integration of QR code: A preliminary exploration. *Journal of Electronic Commerce Research*. 2013; 14(2): 137–148. Available from: http://www.jecr.org/sites/default/files/14_02_p1.pdf
4. Law C., So S. QR codes in education. *Journal of Educational Technology Development and Exchange*. 2010; 3(1): 85–100.
5. Inisheva L. I., Porokhina E. V. Peat resources and their rational use. In: Burning problems of environmental studies and natural resources management: *Proceedings of the 20th Internat. sci. and pract. conf.* Vol. 1. Moscow: RUDN Publishing; 2019. P. 399–404. (In Russ.)
6. Panov V. V., Tokarev S. V., Zhenikhov Iu. N. Methodical features of exploration of peat deposits in accordance with the purposes of their use. *Trudy Instorfa = Proceedings of Instorf*. 2018; 18(71): 8–28. (In Russ.)
7. Aleksandrov B. M. Building stratigraphic profiles of peatlands at a computer. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1984; 2: 17–21. (In Russ.)
8. Tiuremnov S. N. *Peatlands*. Moscow; 1976. (In Russ.)
9. Grevtsev N. V., Semin A. N., Grevtseva I. N. *Regarding peat*. Moscow: Kadrovyy rezerv Publishing; 2020. (In Russ.)
10. Lazarev A. V., Korchunov S. S. (eds.) *Handbook on peat*. Moscow: Nedra Publishing; 1982. (In Russ.)
11. Aleksandrov B. M., Mazurkin P. M., Prishchepa O. V. Factor analysis of the basic technical properties of peat in the deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2014; 8: 104–111. (In Russ.)
12. Makedonov A. V., Valts I. E. Geological and geochemical conditions of the present peat accumulation (by the example of peatlands of the north-west of the Russian Platform). In: *Condition and objectives of the soviet lithology: Proceedings of the 8th All-Union lithological conference*. Vol. 3. Moscow: Nedra Publishing; 1970. P. 161–167. (In Russ.)
13. Inisheva L. I., Kobak K. I., Shaidak L., Iudina N. V. Peat soils, genesis and approaches to their study. In: *Reflection of bio-, geo-, antropospheric interactions in soils and soil cover: Proceedings of the 7th International scient. conf.* Tomsk: Tomsk State University Publishing; 2020. P. 57–61. (In Russ.)
14. Aleksandrov B. M. Peat as a raw material of comprehensive mineral processing. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1992; 9: 35–44. (In Russ.)
15. Tomson A. E., Naumova G. V. *Peat and its products of processing*. Minsk: Belaruskaia navuka Publishing; 2009. (In Russ.)
16. Lishtvan I. I., Lis L. S. Stages of formation and the development of peat, peat deposits and sapropel science. *Trudy Instorfa = Proceedings of Instorf*. 2019; 19(72): 3–17. (In Russ.)

Received 18 July 2023

Information about the authors:

Boris M. Aleksandrov – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Environmental Engineering and Water consumption, Ural State Mining University. E-mail: boris.aleksandrov@m.ursmu.ru
Olga S. Egoshina – senior lecturer, Department of Environmental Engineering and Water consumption, Ural State Mining University. E-mail: olga.egoshina@m.ursmu.ru; <https://orcid.org/0009-0001-1077-1373>

Для цитирования: Александров Б. М., Егوشина О. С. Использование IT-технологий в раскрытии генезиса образования вещества на примере торфа // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 6. С. 91–99. DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-91-99

For citation: Aleksandrov B. M., Egoshina O. S. Using IT-technologies when researching into the genesis of substance formation by the example of peat. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 6: 91–99 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2023-6-91-99

ПЕРЕЧЕНЬ СТАТЕЙ, ОПУБЛИКОВАННЫХ В 2023 ГОДУ

Автор, название статьи	Номер журнала	Страница
ГЕОТЕХНОЛОГИЯ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ		
<i>Андреева Л. И., Абрамов С. В.</i> Методы восстановления, упрочнения деталей горных машин с использованием концентрированных потоков энергии (In English).....	1	7
<i>Безкорвайный П. Г., Шестаков В. С.</i> Определение рациональных параметров рабочего оборудования гидравлического экскаватора с напорным звеном	1	25
<i>Боровиков Е. В., Мажитов А. М.</i> Технология формирования закладочного массива с заданными геотехническими характеристиками	2	52
<i>Викулов В. М., Волков М. Н.</i> Оптимизация способа заложения анкерной крепи при строительстве сложных подземных сооружений в условиях приближения городской застройки	4	104
<i>Габов В. В., Шишлинников Д. И., Королев А. И., Микрюков А. Ю., Муравский А. К.</i> Обоснование рациональной структуры забойного зарубежного скребкового конвейера	1	46
<i>Гривцев Н. В., Амдур А. М., Форшев А. А., Федоров С. А., Самизуллин И. Т.</i> Исследование возможности использования торфа как компонента пылеугольного топлива в металлургических процессах	4	93
<i>Демченко И. И., Игнатова О. С.</i> Конструкция и определение основных параметров струнного ступенчатого грохота	3	25
<i>Деннер В. И., Косолапов А. И.</i> Анализ методов подготовки песков при разработке россыпных месторождений.....	6	18
<i>Дорош Е. А., Тальгаммер Б. Л.</i> Оценка трудоемкости разработки запасов по плану россыпи	5	49
<i>Журавлев А. Г., Черепанов В. А., Карпов В. А., Невежин А. Ю.</i> Оценка дорожных условий Олимпиадинского и Благодатного ГОКов.....	4	25
<i>Каймонов М. В.</i> Разработка рекомендаций по обеспечению оптимального теплового режима при кучном выщелачивании золота в условиях криолитозоны.....	4	68
<i>Кантемиров В. Д., Титов Р. С., Яковлев А. М.</i> Разработка рецептур твердеющей закладки для подземных выработок при отработке нефтетитанового месторождения	4	38
<i>Кирсанов А. К., Карванен А. Е., Анушенков С. В.</i> Обзор способов защиты горных крепей от воздействия различных видов коррозии (In English)	4	9
<i>Коротков Ю. Г., Картавцев В. К., Сенькин А. В., Лунев К. А., Колупаев И. Е.</i> Повышение наработки скважинных электроцентробежных насосов за счет применения самоочищающихся фильтров (In English).....	3	9
<i>Лель Ю. И., Глебов И. А., Исаков С. В., Мусихина О. В., Ганиев Р. С.</i> Технология перехода на тоннельное вскрытие при доработке глубоких кимберлитовых карьеров.....	6	38
<i>Макаров В. Н., Бельских А. М., Макаров Н. В., Чураков Е. О., Дылдин Г. П.</i> Совершенствование вентиляторов для аппаратов воздушного охлаждения на базе природоподобной соразмерности.....	4	55
<i>Мулухов К. К., Беслекоева З. Н., Будаева А. А., Старцев В. А.</i> Совершенствование конструкции карьерного крутонаклонного ленточно-колесного конвейера (In English).....	4	16
<i>Олизаренко В. В., Бурмистров К. В., Зубков А. А., Рыбаков А. Н.</i> Обоснование энергозатрат насосами карьерного водоотлива на примере Аккермановского рудника	1	36
<i>Садовец В. Ю., Резанова Е. В., Садовец Р. В.</i> Разработка параметрической модели контура режущей кромки ножа исполнительного органа геохода.....	1	16

Автор, название статьи	Номер журнала	Страница
<i>Смирнов А. А., Барановский К. В., Рожков А. А., Никитин И. В.</i> Определение рациональных параметров технологии с обрушением и торцовым выпуском руды в условиях северных регионов России.....	6	27
<i>Трифанов Г. Д., Куоза В. Д.</i> Взаимодействие планетарно-дискового органа горного комбайна с массивом в режиме подрубки пласта	6	50
<i>Фомин С. И., Говоров А. С.</i> Обоснование сценарного подхода к определению границ карьеров с учетом стохастического характера исходных данных.....	5	70
<i>Чураков Е. О., Макаров В. Н., Макаров Н. В., Ахметов Р. Г.</i> Динамика технического развития центробежных насосов шахтного водоотлива (In English)	6	9
<i>Шабаетов О. Е., Неченаев В. Г., Бридун И. И., Зинченко П. П.</i> Математическая модель формирования потоков горной массы комбайнами со шнековыми исполнительными органами малого диаметра.....	5	60
<i>Шемякин С. А., Шишкин Е. А.</i> Определение максимального усилия поворота ковша гидравлического экскаватора, оборудованного обратной лопатой	3	17
<i>Шишляников Д. И., Трифанов М. Г., Просовский К. А., Лосев Д. А., Тюбеев И. Х.</i> Повышение эксплуатационной производительности механизированных комбайновых комплексов калийных рудников	4	82
ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД		
<i>Балек А. Е., Харисов Т. Ф., Авдеев А. Н., Харисова О. Д.</i> Обоснование оптимального порядка отработки рудной залежи в условиях высоких напряжений и низкой прочности массива.....	3	55
<i>Голик В. И., Валиев Н. Г., Шаринзянова Г. Х., Келехсаев В. Б.</i> Управление состоянием напряженно-деформированных массивов разгрузкой от напряжений.....	5	29
<i>Горинов В. С.</i> Морозоустойчивые эмульсионные взрывчатые вещества (In English).....	3	36
<i>Горинов С. А., Тагиев С. М.</i> Изменение температуры продуктов детонации скважинного заряда эмульсионного взрывчатого вещества	5	38
<i>Першин Г. Д., Пишеничная Е. Г.</i> Решение задачи Ляме в квазихрупкой постановке для обоснования схемы расчета разрушения горных пород шпуровым способом	3	43
<i>Русских А. П., Корнилов С. В., Авдеев А. Н., Харисов Т. Ф.</i> Исследование физико-механических свойств пород для экспресс-оценки параметров дробимости в условиях массива хризотил-асбеста (In English).	5	9
<i>Сентябов С. В.</i> Управление горным давлением при освоении глубоководных месторождений.....	2	62
<i>Храмцов Б. А., Лепетюха Д. С., Бабушкин К. С.</i> Определение современного поля напряжений при разработке рудных месторождений (In English)	5	20
МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО. ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ГЕОЛОГИЯ		
<i>Давыдов В. А., Горшков В. Ю., Вдовин А. Г.</i> Геофизические исследования подземных гидротехнических сооружений на примере старого Глубочинского водовода.....	2	87
<i>Карагодин С. С., Карагодин В. С., Хасанова Г. Г.</i> Полигенное ураноторий-редкоземельное оруденение Приполярного Урала: история открытия и вопросы генезиса.....	2	107
<i>Ратушняк А. Н.</i> Моделирование рассеяния электромагнитного поля на 3D-объектах в непроводящей среде	5	79
<i>Рыбникова Л. С., Рыбников П. А., Шапочкин Р. А.</i> Обоснование альтернативных источников водоснабжения в горнодобывающих районах с высокой техногенной нагрузкой на примере поселка Левиха Свердловской области.....	2	74

Автор, название статьи	Номер журнала	Страница
<i>Сенин Л. Н., Сенина Т. Е.</i> Способ сейсмического микрорайонирования с использованием коэффициента уязвимости (In English).....	1	55
<i>Филатов В. В., Болотнова Л. А.</i> Картирование структурно-тектонических объектов Верхнекамского месторождения калийных солей в магнитном поле	2	96
ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ		
<i>Амосов П. В., Горячев А. А., Малодушев К. А., Макаров Д. В., Маслобоев В. А.</i> Поиск взаимосвязи температуры и влажности материала хвостов обогащения на базе обработки цифровых фотоснимков лабораторных экспериментов и цветowych моделей.....	3	66
<i>Гаркави М. С., Горлова О. Е., Колодежная Е. В., Колкова М. С., Кутлубаев И. М.</i> Расчет характеристики гранулометрического состава продуктов дробления металлургического шлака с учетом различной дробимости фракций крупности	6	79
<i>Коваленко Е. Г.</i> Обоснование температурного режима цикла пенной сепарации (In English)	2	21
<i>Козин В. З., Комлев А. С.</i> Горстевой способ отбора проб на обогатительных фабриках.....	6	68
<i>Козин В. З., Комлев А. С., Ступакова Е. В.</i> Поправочный коэффициент к формуле погрешности сокращения проб.....	1	66
<i>Мамонов С. В., Волкова С. В., Чинова Н. Б., Хисамова А. С., Горайчук П. К.</i> Совершенствование технологии обогащения медно-цинковой руды колчеданного месторождения Уральского типа.....	3	86
<i>Морозов Ю. П., Вальцева А. И.</i> Исследование электрических параметров контактной и бесконтактной поляризации частиц при электрохимической обработке минеральных суспензий (In English)	2	9
<i>Рахимов Х. Ш., Эшов Б. Б., Кадилов А. А., Бадалов А. Б.</i> Переработка золотосодержащего сурьмяно-сульфидного механоактивированного концентрата.....	2	43
<i>Собенин А. В., Антонинова Н. Ю., Усманов А. И., Шепель К. В.</i> Удаление ионов меди из промышленных сточных вод с использованием отходов железо-магниевого производства	2	32
<i>Соколов И. В., Соломеин Ю. М., Смирнов А. А., Никитин И. В.</i> О целесообразности применения подземного обогатительного комплекса при освоении Воронежского железорудного месторождения	1	78
<i>Ступакова Е. В.</i> Расчет и оптимизация схем подготовки проб (In English)	6	60
ОХРАНА ТРУДА		
<i>Аленичев В. М.</i> Систематизация техногенных рисков индустриального характера на горнодобывающих предприятиях.....	3	97
<i>Амосов П. В.</i> Исследование влияния параметра фоновой стратификации на время естественного проветривания карьера на базе численного моделирования.....	5	90
<i>Гендлер С. Г., Медова Е. А.</i> Обеспечение аэрологической безопасности рабочего персонала карьеров при массовых взрывах.....	4	132
<i>Дзапаров В. Х., Сахнов А. В., Здоровец И. Л., Шохов С. О.</i> Промышленные стоки горных предприятий Северного Кавказа и водные ресурсы Калайгорода В. В., Простов С. М., Шабанов Е. А. Инструментальный мониторинг при локации очагов эндогенных пожаров в борту угольного разреза	1	101
<i>Калайгорода В. В., Простов С. М., Шабанов Е. А., Никулин Н. Ю.</i> Комплексный геофизический мониторинг для локации очагов эндогенных пожаров в борту угольного разреза	2	124
<i>Калайгорода В. В., Простов С. М., Шабанов Е. А., Никулин Н. Ю.</i> Комплексный геофизический мониторинг для локации очагов эндогенных пожаров в борту угольного разреза	4	120

Автор, название статьи	Номер журнала	Страница
<i>Корнилков С. В., Кравчук И. Л., Черепанов В. А.</i> Индикаторы зарождения опасных производственных ситуаций в данных комплексного мониторинга состояния горных работ	1	89
<i>Таугер В. М., Кочнева Л. В., Волков Е. Б.</i> Рудничная установка местного проветривания в виде интеллектуального мехатронного модуля	2	136
ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОМ ДЕЛЕ		
<i>Абдрахманов М. И., Гардт Д. А.</i> Разработка инфраструктуры для проведения юнит-тестирования программной реализации системы управления дегазационной вакуум-насосной станцией.....	3	113
<i>Александров Б. М., Егошина О. С.</i> Использование IT-технологий в раскрытии генезиса образования вещества на примере торфа	6	91
ИСТОРИЯ. ИНФОРМАЦИЯ. РЕЦЕНЗИИ		
<i>Беляев В. П., Гладкова И. В.</i> Кафедре философии и культурологии – 60 лет	1	110
<i>Берсенева Г. П., Кутуев В. А.</i> Итоги IX научно-практической конференции взрывников Урала	3	127
<i>Глебов И. А., Кутуев В. А.</i> Итоги XVII Всероссийской молодежной научно-практической конференции «Проблемы недропользования».....	5	102

В журнале публикуются статьи по следующим группам специальностей научных работников

2.3. Информационные технологии и телекоммуникации

- 2.3.3. Автоматизация и управление технологическими процессами и производствами
- 2.3.7. Компьютерное моделирование и автоматизация проектирования

2.5. Машиностроение

- 2.5.2. Машиноведение
- 2.5.3. Трение и износ в машинах
- 2.5.5. Технология и оборудование механической и физико-технической обработки
- 2.5.6. Технология машиностроения
- 2.5.10. Гидравлические машины, вакуумная, компрессорная техника, гидро- и пневмосистемы
- 2.5.11. Наземные транспортно-технологические средства и комплексы
- 2.5.22. Управление качеством продукции. Стандартизация. Организация производства

2.8. Недропользование и горные науки

- 2.8.1. Технология и техника геологоразведочных работ
- 2.8.3. Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр
- 2.8.6. Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика
- 2.8.7. Теоретические основы проектирования горнотехнических систем
- 2.8.8. Геотехнология, горные машины
- 2.8.9. Обогащение полезных ископаемых
- 2.8.10. Охрана труда, промышленная безопасность, безопасность в чрезвычайных ситуациях (недропользование)

Р е д а к ц и я
Главный редактор Н. Г. Валиев
Зам. главного редактора Ю. И. Лель, А. А. Зайкова
Ответственный секретарь Н. В. Георгиева
Редакторы А. А. Зайкова, Л. Г. Соколова
М. О. Горбова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 15.12.2023. Дата выхода в свет 20.12.2023
Формат 70 × 108 1/16. Печать офсетная
7,0 усл. печ. л., 6,5 уч.-изд. л. Тираж 120 экз. Заказ 7780
Цена свободная

Издатель ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30

Редакция «Известия вузов. Горный журнал»
г. Екатеринбург, пер. Университетский, 7, к. 4101
тел. (факс) (343) 257-65-59, (343) 283-04-29
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru ; journal@m.ursmu.ru
<http://www.mining-science.ru>

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

www.mining-science.ru

ISSN 0536-1028.

Известия высших учебных заведений.

Горный журнал, № 6, 2023.