ISSN 0536-1028 (Print)
ISSN 2686-9853 (Online)

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII
GORNYI ZHURNAL
ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

6
2021

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

Сведения о журнале публикуются в Международной справочной системе по периодическим и продолжающимся изданиям «Ulrich's Periodicals Directory».
Включен в реферативный журнал и базы данных ВИНИТИ РАН.
Электронные выпуски журнала размещены на порталах
Научной электронной библиотеки eLIBRARY.ru (http://elibrary.ru),
компании «ИВИС» (http://ivis.ru)
и поисковой системы Google Shcolar (scholar.google.com).
Журнал доступен в электронно-библиотечной системе издательства «Лань» (http://e.lanbook.com)
и электронно-библиотечной системе IPRbooks (http://www.iprbookshop.ru).

Журнал включен в «ПЕРЕЧЕНЬ РЕЦЕНЗИРУЕМЫХ НАУЧНЫХ ИЗДАНИЙ, В КОТОРЫХ ДОЛЖНЫ БЫТЬ ОПУБЛИКОВАНЫ ОСНОВНЫЕ НАУЧНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ДИССЕРТАЦИЙ НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ КАНДИДАТА НАУК, НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ ДОКТОРА НАУК»
(в соответствии с распоряжением Минобрнауки России от 28 декабря 2018 г. № 90-р)

В журнале публикуются статьи по следующим группам специальностей научных работников:

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

Тел: (343) 257-65-59 E-mail: gornij_journal@ursmu.ru

ISSN 0536-1028 (Print) ISSN 2686-9853 (Online)

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ
ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издается с 1958 года

Выходит 8 раз в год **№ 6, 2021**

Учредитель и издатель

УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Главный редактор

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

Заместитель главного редактора

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

Редакционная коллегия

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

Иностранные члены редакционной коллегии

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

© «Известия высших учебных заведений. Горный журнал», 2021

ISSN 0536-1028 (Print) ISSN 2686-9853 (Online)

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII

GORNYI ZHURNAL

Scientific and technical journal. First published in 1958

8 issues a year **No. 6, 2021**

Founder and publisher

URAL STATE MINING UNIVERSITY

Editor-in-chief

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

Deputy editor-in-chief

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

Editorial board

Gordeev V. A. *Kuban State Technological University, Krasnodar*
Dushin A. V. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Zelinskaya E. V. *National Research Irkutsk State Technical University, Irkutsk*
Ignatieva M. N. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kalmykov V. N. *Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov, Magnitogorsk*
Kartoziia B. A. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Kashnikov Iu. A. *Perm National Research Polytechnic University, Perm*
Kozin V. Z. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kosarev N. P. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Kosolapov A. I. *Siberian Federal University, Krasnoiarsk*
Lapin E. S. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Litvinenko V. S. *St. Petersburg Mining University, St. Petersburg*
Mochalova L. A. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Pankratenko A. N. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Petrov V. L. *National University of Science and Technology "MISIS", Moscow*
Rylnikova M. V. *Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, RAS, Moscow*
Semin A. N. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Strovskii V. E. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Tsypin E. F. *Ural State Mining University, Ekaterinburg*
Shevchenko L. A. *Kuzbass State Technical University, Kemerovo*
Iakovlev V. L. *Institute of Mining of the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg*

International members

Bitimbaev M. Zh. *Kazakhmys Corporation LLC, Karaganda, Republic of Kazakhstan*
Dondov D. *Mongolian University of Science and Technology, Ulaanbaatar, Mongolia*
Drebenshtedt K. *TU Bergakademie Freiberg, Freiberg, Germany*
Pivniak G. G. *National TU Dnipro Polytechnic, Dnepropetrovsk, Ukraine*
Topalov S. I. *University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", Sofia, Bulgaria*
Trybalski K. *Scientific and Technical University named after S. Staszic, Krakow, Poland*

СОДЕРЖАНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ: ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ, СТРОИТЕЛЬНАЯ

Лисковец А. С., Тациенко В. П., Гоголин В. А. **Влияние параметров тампонажа закрепного пространства на давление на крепь (In English) 5**

Габбасов Б. М., Курочкин А. И., Мажитов А. М., Корнилов С. Н. **Исследование внешних и внутренних рабочих процессов горных машин при работе на «неосветленной» воде в подземных условиях (In English) 13**

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА

Кузин А. В., Коломеец И. К. **Комплексное геолого-геофизическое исследование долины реки Тагил в среднем ее течении 24**

Теплухин В. К., Зенков В. В., Ратушняк А. Н., Байдиков С. В. **К вопросу о повышении точности инклинометрии в процессе бурения нефтегазовых скважин 32**

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО, ГЕОДЕЗИЯ И КАДАСТР

Горшков Н. И., Краснов М. А., Жданова С. М. **Напряженно-деформированное состояние и устойчивость бортов карьера Унгличикан 42**

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Косарев Н. П., Зубов В. В., Потапов В. Я., Потапов В. В. **Влияние силы Кориолиса на кинематику куска в рабочем пространстве измельчителя 57**

Камоза Е. С., Михайлова Е. С., Исмагилов З. Р. **Исследование влияния физико-химических свойств органического и минерального состава рядовых углей мелких классов на эффективность обогащения 65**

ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

Макаров Н. В. **Закономерности управления аэродинамическим коэффициентом полезного действия вентиляторов для аппаратов воздушного охлаждения газа 76**

БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Николаев А. В., Максимов П. В., Лялькина Г. Б., Конотоп Д. А. **Влияние процесса выделения метана на воздухораспределение в добычных участках калийных рудников 87**

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

Лукас В. А. **О новой системе высшего технического образования в Германии (In English) 98**

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY: UNDERGROUND, OPEN, CONSTRUCTIONAL

Liskovets A. S., Tatsienko V. P., Gogolin V. A. **The effect of contact grouting on support load..... 5**

Gabbasov B. M., Kurochkin A. I., Mazhitov A. M., Kornilov S. N. **Investigating external and internal working processes of mining machines when operating on "unclarified" water in underground conditions..... 13**

MINING AND OIL-AND-GAS GEOLOGY, GEOPHYSICS

Kuzin A. V., Kolomeets I. K. **Integrated geological and geophysical study of the Tagil river valley morphology in its middle course..... 24**

Teplukhin V. K., Zenkov V. V., Ratushniak A. N., Baidikov S. V. **Increasing the accuracy of the directional survey when drilling oil and gas wells..... 32**

MINE SURVEYING, GEODESY AND CADASTRE

Gorshkov N. I., Krasnov M. A., Zhdanova S. M. **Stress-strain state and stability of the Unglichikan open pit walls..... 42**

MINERAL PROCESSING

Kosarev N. P., Zubov V. V., Potapov V. Ia., Potapov V. V. **Coriolis force impact on lump kinematics in a grinder workspace..... 57**

Kamoza E. S., Mikhailova E. S., Ismagilov Z. R. **Studying the effect the physicochemical properties of fine size raw coal organic and mineral composition have on beneficiation efficiency..... 65**

MINING MECHANICAL ENGINEERING. MINING MACHINERY AND TRANSPORT

Makarov N. V. **Regularities in aerodynamic efficiency control for gas cooler fans..... 76**

MINING SAFETY

Nikolaev A. V., Maksimov P. V., Lialkina G. B., Konotop D. A. **The effect of methane emission on air distribution in potash mine production units..... 87**

MINING HIGHER EDUCATION

Lukas V. A. **New system of higher engineering education in Germany..... 98**

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ: ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ, СТРОИТЕЛЬНАЯ

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-5-12

The effect of contact grouting on support load

Aleksandr S. Liskovets[1]*, Viktor P. Tatsienko[1], Viacheslav A. Gogolin[1]
[1] T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russia
e-mail: gva.pm@kuzstu.ru

Abstract

Introduction. *The paper analyzes contemporary methods of frame support design in permanent workings and reveals that contact grouting has received little attention. Contact grouting makes the tight contact between the hardened cement grout and the surrounding rock possible, whereas it is impossible when applying concrete lagging. The paper employs analytical method of arch support, grouting layer, and the surrounding rock calculation considering their softening. Analytical formulae determining support load has been obtained. The formulae take into account strain and strength characteristics of the surrounding rock, hardened cement grout, and support. Support load was calculated under various values of the grouting layer thickness and linear strain modulus and the depth of mining. The dependencies between the support load and the indicated parameters have been obtained, which makes it possible to select the cement grout composition for various mining and geological conditions.*

Research objective *is to determine the effect produced by grouting layer thickness and strain characteristics on arch support load value in order to check its strength in various mining and geological conditions.*

Methods of research *are built upon the physically based analytical methods of geomechanics to solve the problem of interaction between the support, grouting layer, and surrounding rock mass.*

Results. *The results of arched support load calculation are presented for various values of grouting layer thickness, its strain characteristics, and depth of mining.*

Conclusions. *The presence of the grouting layer in the void behind the support has a significant effect on the methods of arch support design. The developed methods take account of the fact that a layer of soft rock develops in the rock mass between the grouting layer and undisturbed rock. When the rock is being broken, its volume in this layer increases, which, in its turn, results in support load transfer growth through the grouting layer. It has been determined that the increase in the hardened cement grout strain and grouting layer thickness reduces support load.*

Keywords: *arch support; grouting layer; support load.*

Introduction. The most common type of mine support in Russian coal industry is steel ribs and reinforced concrete lagging whose main drawback is that it is impossible to provide tight contact between the support and the surrounding rock mass. So, the void behind the support requires filling to provide contact with the surrounding rock. If the void is not tightly filled, rock shifts, and support load therefore increases.

One way to ensure the tight contact between the support and the surrounding rock mass is contact grouting. The interaction between the arch support and the rock mass after contact grouting was fulfilled has received little attention and requires additional studies [1].

Currently, there is no method of calculating the parameters of a frame support with a grouting layer. The existing method of support design takes account only backfilling of the void behind the support.

In accordance with the Code SP91.13330.2012 "Underground mine workings", shifts compensated for by backfill compression depend on the material compressibility, backfill layer thickness, and design load on support, and are determined by experiment. For the backfill made of crushed rock with no experimental data, the shifts may be taken to be equal to 25% of the backfill layer thickness.

So, the normative method of frame arches design is based on applying a considerable number of correction factors, nomograms, and experimental data for particular mining and geological and mine technical conditions. It does not take full account of the grouting layer presence.

The scientists from the Tula school of geomechanics, namely, N. S. Bulychev, N. N. Fotieva, A. S. Sammal, S. V. Antsiferov, P. V. Deev, K. A. Golovin and others, have contributed heavily to the solution to the problem of support structures design for permanent mine workings [2–7].

The existing methods of the stress-strain state (SSS) design for various shells of mine workings in the rock mass are aimed at designing multilayered support structures in tunnels, subway, main crosscuts, and shafts with a heavy layer of concrete which prevents from rock destruction in the vicinity of these mine workings.

When mining in shafts, it is inadvisable to apply such layer of cement. For that reason, under certain mining and geological and mine-technical conditions of mining, the rock mass breaks, and a layer of soft rock develops between the grouting layer and the undisturbed rock mass. However, the development of a soft rock layer is neglected in the existing methods of SSS calculation. The variety of conditions requiring underground excavations support determines further study on the effect produced by different factors on the value of support load [8–13].

Research objective is to determine the effect produced by the thickness of the grouting layer and its strain characteristics on the arch support load value in order to check its strength in various mining and geological conditions.

Methods of research. Papers [14, 15] considered a solution to the problem of stress-strain state design for the *arch support–grouting layer–rock mass* system. It was taken into account that the zone of partial destruction is developed in the rock mass between the grouting layer and the undisturbed rock mass. This zone has a considerable effect of support load. When the rock is being broken, its volume in this layer increases, which, in its turn, results in support load transfer growth through the grouting layer.

When making calculation, the arched support is modeled by circular support like in paper [2], for instance. Such approach makes it possible to apply the analytical method of calculation and allows defining the arched support stress state well enough.

General pattern of calculation is presented in Figure 1, where P is pressure in undisturbed rock mass, MPa; R_d is the radius of the partially destroyed rock, m; h_d is the width of the partially destroyed rock, m.

Calculation is carried out for a circular mine working with R radius, m. With the known value of the mine working cross-sectional area S, m^2, the reduced radius $R = \sqrt{S / \pi}$, m, is calculated. Computational domain consists of four blocks.

Block 1 – support with strain and strength characteristics: E_k is the modulus of deformation; ν_k is the Poisson ratio; σ_k is the tensile strength of the material the support is made of (steel), MPa.

Block 2 – hardened cement grout with strain and strength characteristics: E_t is the modulus of deformation; ν_t is the Poisson ratio; σ_t is the compressive strength of hardened cement grout, MPa.

Block 3 – the zone of partially destroyed rock (behind limit deformation) where circumferential and radial stresses are proportional.

Block 4 – the zone of the surrounding rock in elastic state with strain and strength characteristics: E is the modulus of deformation; ν is the Poisson ratio; σ_{compr} is the compressive strength, MPa.

Zone edges remain continuous, so when transferring through the zone edges, radial shifts and stresses must be continuous, which determines the interaction between the blocks.

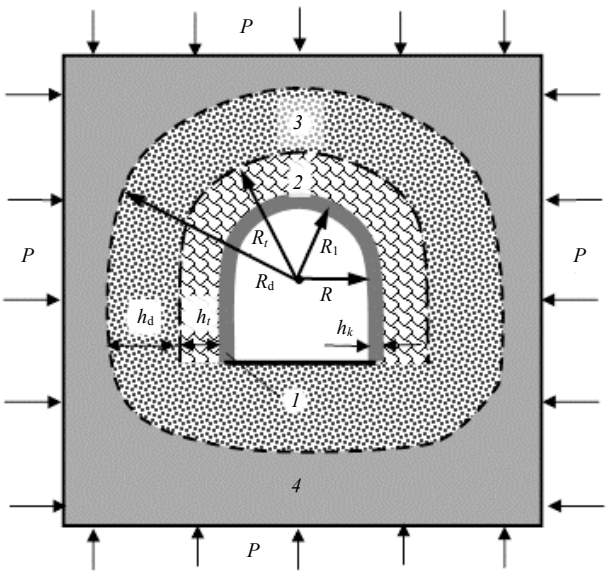


Figure 1. Calculation scheme:
1 – support; 2 – grouting layer; 3 – partially broken rock;
4 – surrounding rock
Рисунок 1. Расчетная схема:
1 – крепь; 2 – тампонажный слой; 3 – частично разрушенные породы; 4 – вмещающие породы

The calculation method was presented in paper [3]. The mine working is considered at a depth of H, m. The mine working is beyond the zone of high rock pressure (HRP), initial rock pressure $p = \gamma H = 0.025$H, MPa.

The AKP support (arch ring yielding support) with SVP-17…33 profile (purpose-built interchangeable profile) with the equivalent height of h_k, m, the value of which is selected from [1]. Support strain modulus is $E_k = (2…4) \cdot 10^3$ MPa.

Modulus of deformation E, Poisson ratio ν, compressive strength σ_{compr}, and structure weakening ratio k_s for rock are set for particular mining and geological conditions.

Grouting layer is built up using cement with carbon filler with the modulus of deformation E_t corresponding to coal. The grouting layer thickness is h_t, m.

The radius of the mine working and the support is $R_1 = R + h_k$, m.

The radius of the mine working and the grouting layer is $R_t = R_1 + h_t$, m.

Parameters determining the support load are calculated in a sequential order:

1) $c = \dfrac{1-\nu}{\nu}$ is the coefficient determining the value of maximum circumferential stress;

2) $k = \dfrac{2cP + k_s\sigma_{compr} / (1+\nu)}{2P - k_s\sigma_{compr}/(1+\nu)}$ is the dimensionless ratio, determining the distribution of stresses in the zone of disturbed rock;

3) $\sigma_m = \dfrac{2cP + k_s\sigma_{compr} / (1+\nu)}{c+1}$ is the maximum circumferential stress of the surrounding rock, MPa;

4) $\beta = \dfrac{1}{2} \cdot \left[\dfrac{E_t R(R_t^2 - R_1^2)}{E_k h_k R_t^2} + \dfrac{R_t^2 + R_1^2}{R_t^2} + \nu_t \dfrac{R_t^2 - R_1^2}{R_t^2} \right]$ is the factor of proportionality between the support load and grouting layer load;

5) $\alpha = \dfrac{\beta^2 \left(R_t^2 + R_1^2\right) - 2\beta R_1^2}{R_t^2 - R_1^2} - \nu_t \beta^2$ is the coefficient determining the support load.

Support load is defined by the formula

$$q = \frac{\sigma_m}{2} \cdot \left(\frac{E_t \beta}{E\alpha} + \sqrt{\left(\frac{E_t \beta}{E\alpha}\right)^2 \frac{4E_t}{Ek\alpha}} \right).$$

Results. With the help of the developed methods, the support load has been calculated for the situation with the presence of the grouting layer. Calculation has been carried out under the following geometry, strain, and strength parameters:

– mine depth $H = 100\ldots300$ m;
– support width $h_k = 0.145$ m (SVP-22, SVP-27);
– grouting layer thickness $h_t = 0.1$; 0.5 m;
– modulus of rock linear strain $E = 10^4$ MPa;
– modulus of support linear strain $E_k = 2 \cdot 10^3$ MPa;
– modulus of grouting layer linear strain $E_t = 10^3\ldots10^4$ MPa;
– rock Poisson ratio $\nu = 0.25$;
– support Poisson ratio $\nu_k = 0.2$;
– grouting layer Poisson ratio $\nu_t = 0.25$;
– cross sectional area of the mine working $S = 25$ m^2.

Calculation results are presented in Table 1.

Table 1. Load on support *q*, MPa
Таблица 1. Давление на крепь *q*, МПа

H, m	h_t, m	E_t, MPa		
		10^3	$5 \cdot 10^3$	10^4
100	0.1	0.0766	0.0661	0.0611
	0.5	0.0753	0.0648	0.0622
200	0.1	0.3476	0.2619	0.2175
	0.5	0.2994	0.1940	0.1614
300	0.1	0.5700	0.4256	0.3507
	0.5	0.4867	0.3080	0.2522

Figure 2 depicts the effect produced by the modulus of grouting layer linear strain E_t on the support load q under various depth of mine working H and width of the grouting layer h_t. According to the reference book [16], the modulus of linear strain of coal is within $(2\ldots8) \cdot 10^3$ MPa. Blue markers show change in the support load at a depth of 100 m, yellow – 200 m, and red – 300 m.

Under $H = 100$ m depth of the mine working, the modulus of linear strain E_t and the width of the grouting layer have no marked impact on the value of the support load q.

Increase in the depth of mining results in higher support load. However, under same depth H, increased modulus of linear strain E_t and increased width of the grouting layer h_t reduce the support load.

So, under H = 300 m, increased modulus of linear strain E_t reduces the support load from 0.4867 to 0.2522 MPa, i.e. by 48%. Under H = 200 m, increased width of the grouting layer h_t reduces the support load from 0.2619 to 0.1940 MPa, i.e. by 26%. While under H = 300 m, increased width of the grouting layer ht reduces the support load by 28 %.

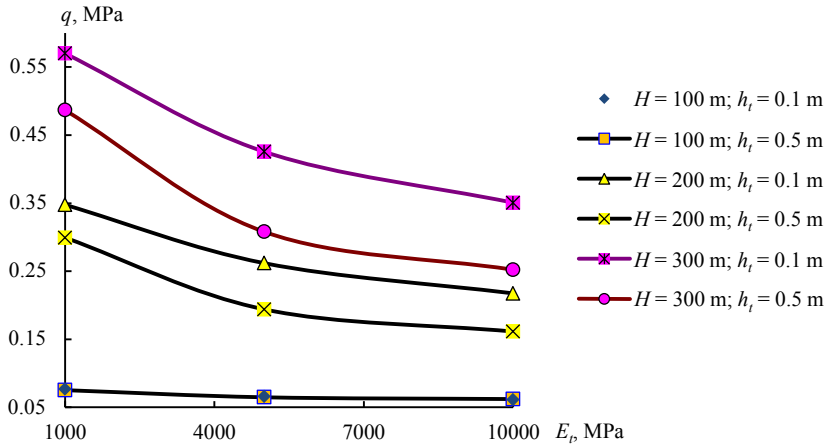


Figure 2. Influence of the grouting layer linear strain modulus E_t on the support load q at various depths H of mining and the widths h_t of the grouting layer

Рисунок 2. Влияние модуля линейной деформации тампонажного слоя E_t на давление на крепь q при разной глубине расположения выработки H и ширине тампонажного слоя h_t

Conclusions. The presence of the grouting layer in the void behind the support has a significant effect on the method of arch support design. To carry out an adequate mathematical simulation of the interaction within the *support-grouting layer-rock mass* system, the formulation of the problem of a circular mine support design is considered.

The developed method takes account of the fact that a layer of soft rock develops in the rock mass between the grouting layer and undisturbed rock. When the rock is being broken, the volume of rock in this layer increases, which, in its turn, results in support load transfer growth through the grouting layer.

Increase in the depth of mining results in the increased support load. However, under same depth H, m, the increased modulus of linear strain E_t and increased thickness of the grouting layer h_t, m, reduce the support load.

When mining at a depth of 100…300 m with the cross section of 25 m^2, the increase in the modulus of hardened cement grout linear strain from 10^3 to 10^4 MPa reduces the support load by up to 48%. Under grouting layer width increase from 0.1 to 0.5 m, support load reduces by up to 28%.

REFERENCES

1. Liskovets A. S., Tatsienko V. P. Analysis of support and tamping methods of the behind-anchoring space of mine workings and methods for calculating the interaction of the support with the rock massif. *Tekhnika i tekhnologiia gornogo dela = Journal of Mining and Geotechnical Engineering*. 2021; 1(12): 27–52. (In Russ.) Available from: doi: 10.26730/2618-7434-2021-1-27-52

2. Bulychev N. S. *Mechanics of underground structures*. Moscow: Nedra Publishing; 1982. (In Russ.)

3. Sammal A. S., Voronina I. Iu., Shelepov N. V. Mathematical modelling the interaction of parallel non-circular underwater tunnel multilayer linings with the technologically heterogeneous rock mass. *Izvestiia Tulskogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2016; 3: 154–163. (In Russ.)

4. Sammal A. S., Sergeev S. V., Antsiferov S. V., Deev P. V. Estimating concrete shaft lining application field in zones of tectonic disturbance. *Izvestiia Tulskogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2018; 4: 317–326. (In Russ.)

5. Antsiferov S. V., Fotieva N. N., Bulychev N. S., Gribanov V. B. About the calculation of tunnel lining, constructed in a soil massif, subject to preparatory strenghtening. *Izvestiia Tulskogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2015; 3: 98–107. (In Russ.)

6. Golovin K. A., Kovalev R. A., Kopylov A. B. Calculation of lining which interacting with layer of widened rock. *Izvestiia Tulskogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2016; 4: 174–178. (In Russ.)

7. Deev P. V., Sammal A. S., Antsiferov S. V., Shelepov N. V. Influencing technological gap value by stress state of tunnel linings. *Izvestiia Tulskogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle = Proceedings of the Tula State University. Earth Sciences*. 2018; 4: 287–293. (In Russ.)

8. He S., Lai J., Zhong Y., Wang K. Damage behaviors, prediction methods and prevention methods of rockburst in 13 deep traffic tunnels in China. *Engineering Failure Analysis*. 2021; 121: 105178. Available from: doi: 10.1016/j.engfailanal.2020.105178

9. Szurgacz D., Brodny J. Adapting the powered roof support to diverse mining and geological conditions. *Energies*. 2020; 13(2): 405. Available from: doi: 10.3390/en13020405

10. Malkowski P., Ostrowski L., Brodny J. Analysis of Young's modulus for Carboniferrous sedimentary rocks and its relationship with uniaxial compressive strength using different methods of modulus determination. *Journal of Sustainable Mining*. 2018; 17(3): 145–157.

11. Yu Y., Bai J., Wang X., Zhang L. Control of the surrounding rock of a goaf-side entry driving heading mining face. *Sustainability*. 2020; 12(7): 2623. Available from: doi: 10.3390/su12072623

12. Chen Z., He P., Yan D. M., et al. Upper-bound limit analysis of tunnel face stability under advanced support. *Yantu Lixue*. 2019; 40(6): 2154–2162. Available from: doi: 10.16285/j.rsm.2018.1903

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

14. Tatsienko V. P., Gogolin V. A., Ermakova I. A., Lesin Iu. V., Liskovets A. S. Calculation of the support with filling of the space behind the support. *Vestnik Kuzbasskogo Gosudarstvennogo Tekhnicheskogo Universiteta = Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2019; 3: 75–81. (In Russ.)

15. Liskovets A. S., Tatsienko V. P., Gogolin V. A., Ermakova I. A. Engineering method for calculating pressure at the support and displacement of crown with filling of the space behind the support. *Vestnik Kuzbasskogo Gosudarstvennogo Tekhnicheskogo Universiteta = Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2020; 2: 97–102. (In Russ.)

16. Shtumpf G. G., Ryzhkov Iu. A., Shalamanov V. A., Petrov A. I. *Physical and mechanical properties of rock and coal of the Kuznetsk Basin*. Moscow: Nedra Publishing; 1994. (In Russ.)

Received 17 June 2021

Information about authors:

Aleksandr S. Liskovets – senior researcher, Institute of Industrial and Ecological Safety, T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University. E-mail: liskovets@sgp.su; https://orcid.org/0000-0002-0679-1750
Viktor P. Tatsienko – DSc (Engineering), Institute of Industrial and Ecological Safety, T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University. E-mail: tatsienkovp@kuzstu.ru; https://orcid.org/0000-0001-5922-113X
Viacheslav A. Gogolin – DSc (Engineering), Professor, professor of Mathematics Department, T. F. Gorbachev Kuzbass State Technical University. E-mail: gva.pm@kuzstu.ru; https://orcid.org/0000-0003-4533-3741

УДК 622.831 DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-5-12

Влияние параметров тампонажа закрепного пространства на давление на крепь

Лисковец А. С.[1], Тациенко В. П.[1], Гоголин В. А.[1]
[1] Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, Кемерово, Россия.

Реферат

Введение. *В работе анализируются современные методы расчета рамных крепей капитальных выработок. Показана недостаточная изученность этого вопроса при наличии тампонажа закрепного пространства. Наличие тампонажа закрепного пространства позволяет осуществить полный контакт тампонажного камня с вмещающими породами, что не удается сделать при применении бетонных затяжек. В работе используется аналитический метод расчета арочной крепи, тампонажного слоя и вмещающих пород с учетом их разупрочнения. Получены аналитические формулы, определяющие давление на крепь, которые учитывают деформационные*

и прочностные характеристики вмещающих пород, тампонажного камня и крепи. Проведены расчеты давления на крепь при разных значениях толщины тампонажного слоя, его модуля линейных деформаций и глубины проведения выработки. Получены зависимости давления на крепь от этих параметров, что позволяет выбирать состав тампонажного камня для различных горно-геологических условий.

Цель исследования *– установить влияние толщины тампонажного слоя и его деформационных характеристик на величину давления на арочную крепь для проверки ее прочности в различных горно-геологических условиях проведения выработки.*

Методология исследований *основана на применении физически обоснованных аналитических методов геомеханики для решения задачи о взаимодействии крепи, тампонажного слоя и массива вмещающих пород.*

Результаты. *Приведены результаты расчетов давления на арочную крепь при разных значениях толщины тампонажного слоя, его деформационных характеристик и глубины проведения выработки.*

Выводы. *Наличие тампонажного слоя в закрепном пространстве оказывает существенное влияние на методику расчета арочной крепи. Разработанная методика учитывает, что в массиве горных пород возникает слой разупрочненных пород между тампонажным слоем и неразрушенным массивом горных пород. При разрушении горных пород в этом слое происходит увеличение объема породы, что, в свою очередь, приводит к увеличению давления на крепь через тампонажный слой. Установлено, что увеличение модуля линейной деформации тампонажного камня и толщины тампонажного слоя уменьшает давление на крепь.*

Ключевые слова: *арочная крепь; тампонажный слой; давление на крепь.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Лисковец А. С., Тациенко В. П. Анализ способов крепления, тампонажа закрепного пространства горных выработок и методов расчета взаимодействия крепи с массивом горных пород // Техника и технология горного дела. 2021. № 1(12). С. 27–52. DOI: 10.26730/2618-7434-2021-1-27-52

2. Булычев Н. С. Механика подземных сооружений. М.: Недра, 1982. 272 с.

3. Саммаль А. С., Воронина И. Ю., Шелепов Н. В. Математическое моделирование взаимодействия многослойных обделок параллельных некруговых подводных тоннелей с технологически неоднородным массивом пород // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2016. № 3. С. 154–163.

4. Саммаль А. С., Сергеев С. В., Анциферов С. В., Деев П. В. Определение области применения бетонной крепи стволов в зонах тектонических нарушений // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 4. С. 317–326.

5. Анциферов С. В., Фотиева Н. Н., Булычев Н. С., Грибанов В. Б. О расчете обделок тоннелей, сооруженных в массиве грунта, подверженного предварительному укреплению // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2015. № 3. С. 98–107.

6. Головин К. А., Ковалев Р. А., Копылов А. Б. Расчет крепей, взаимодействующих со слоем расширяющихся пород // Известия ТулГУ. Науки о Земле. 2016. Вып. 4. С. 174–178.

7. Деев П. В., Саммаль А. С., Анциферов С. В., Шелепов Н. В. Влияние величины технологического зазора на напряженное состояние обделок тоннелей // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 4. С. 287–293.

8. He S., Lai J., Zhong Y., Wang K. Damage behaviors, prediction methods and prevention methods of rockburst in 13 deep traffic tunnels in China // Engineering Failure Analysis. 2021. Vol. 121. P. 105178. DOI: 10.1016/j.engfailanal.2020.105178

9. Szurgacz D., Brodny J. Adapting the powered roof support to diverse mining and geological conditions // Energies. 2020. Vol. 13. No. 2. P. 405. DOI: 10.3390/en13020405

10. Malkowski P., Ostrowski L., Brodny J. Analysis of Young's modulus for Carboniferrous sedimentary rocks and its relationship with uniaxial compressive strength using different methods of modulus determination // Journal of Sustainable Mining. 2018. Vol. 17. Issue. 3. P. 145–157.

11. Yu Y., Bai J., Wang X., Zhang L. Control of the surrounding rock of a goaf-side entry driving heading mining face // Sustainability. 2020. Vol. 12. No. 7. P. 2623. DOI: 10.3390/su12072623

12. Chen Z., He P., Yan D. M., et al. Upper-bound limit analysis of tunnel face stability under advanced support // Yantu Lixue. 2019. Vol. 40. No. 6. P. 2154–2162. DOI: 10.16285/j.rsm.2018.1903

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

14. Тациенко В. П., Гоголин В. А., Ермакова И. А., Лесин Ю. В., Лисковец А. С. Расчет крепи с учетом тампонажа закрепного пространства // Вестник КузГТУ. 2019. № 3. С. 75–81.

15. Лисковец А. С., Тациенко В. П., Гоголин В. А., Ермакова И. А. Инженерная методика расчета давления на крепь и смещения верхняка крепи при тампонаже закрепного пространства // Вестник КузГТУ. 2020. № 2. С. 97–102.

16. Штумпф Г. Г., Рыжков Ю. А., Шаламанов В. А., Петров А. И. Физико-механические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна. М.: Недра, 1994. 447 с.

Поступила в редакцию 17 июня 2021 года

Сведения об авторах:

Лисковец Александр Сергеевич – старший научный сотрудник Института промышленной и экологической безопасности Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: liskovets@sgp.su; https://orcid.org/0000-0002-0679-1750
Тациенко Виктор Прокопьевич – доктор технических наук, директор Института промышленной и экологической безопасности Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: tatsienkovp@kuzstu.ru; https://orcid.org/0000-0001-5922-113X
Гоголин Вячеслав Анатольевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры математики Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева. E-mail: gva.pm@kuzstu.ru; https://orcid.org/0000-0003-4533-3741

Для цитирования: Лисковец А. С., Тациенко В. П., Гоголин В. А. Влияние параметров тампонажа закрепного пространства на давление на крепь // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 6. С. 5–12 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-5-12
For citation: Liskovets A. S., Tatsienko V. P., Gogolin V. A. The effect of contact grouting on support load. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 6: 5–12. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-5-12

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-13-23

Investigating external and internal working processes of mining machines when operating on "unclarified" water in underground conditions

Bulat M. Gabbasov[1]*, Anton I. Kurochkin[1], Artur M. Mazhitov[1], Sergei N. Kornilov[1]
[1] Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia
e-mail: bulatg74@mail.ru

Abstract

Introduction. *The article considers the issues of mine drainage study, including the working processes of the centrifugal pumps pumping "unclarified" water in arduous underground conditions. Such problems resolution is of high practical and scientific importance.*
Methods of research. *Scientific and practical experience in the field of mine drainage was analyzed and generalized. The centrifugal pump modes were considered and promising research tasks in this field were outlined. Thus, the continuous income of groundwater to mine workings requires the uninterrupted operation of pumps. One of the most common types of mine-drainage plants is a multistage centrifugal pump which fulfills its functions to the full if properly operated. However, "unclarified" water pumping requires a new technique for centrifugal pump optimal modes determination in such service conditions.*
Result and analysis*. The study of hydraulic, volumetric, and mechanical efficiency dependency on pump modes, the analysis of working processes within centrifugal pumps when operating on "unclarified" water, and the procedure and calculation of TsNS (multistage centrifugal pump) head-capacity curve were presented in the paper to justify the effectiveness of the presented solutions and conclusions.*
Scope of results. *It is recommended that the research results are introduced in all enterprises conducting underground mining operations with the mine drainage.*

Keywords: *shaft centrifugal pumps; optimal modes; efficiency factor; head-capacity curve; hydraulic losses; speed coefficient.*

Acknowledgements: *The research was funded from the Grant of the President of the Russian Federation no. MD-3602.2021.1.5.*

Introduction. Effective and safe operation of underground mines depends on the proper operation of the mine-drainage system that dewaters the mine [1]. Mine drainage is the most important secondary process of underground ore mining because the malfunction of pumps reduces mining safety and increases the running expenses within the cost of production. It is common knowledge that the increase in mineral extraction volume results in a higher concentration of mining operations, increased extent of mine workings and the depth of mining, and, as a consequence, increased water inflow to mine workings. The efficiency of water drainage, in its turn, depends not only on hydrogeological and mine engineering factors but also on the mine-drainage plants applied. Underground water-collecting hollows (sumps) should be regularly clarified from debris so that the mine-drainage plant functions properly [2]. Untimely cleaning of pumping plant sumps results in the active capacity reduction and pumped water contamination with debris, which reduces the pump overhaul period by 2 or 3 times. Besides, sump cleaning is currently a complex and labor-intensive technological process associated with partial flooding of a mine working and requiring the removal of load and haul machines from service, which reduces the efficiency of mining [3]. The cost of power resources grows and creates a need for new energy-saving technologies

development for both mine water pumping and water-collecting hollows cleaning. So, it is highly relevant for the enterprises that perform underground mining operations to increase mine drainage operational efficiency and develop effective mine water pumping technologies and water-collecting hollows clean-up facilities [4].

Multistage centrifugal pumps with each stage consisting of an impeller and a guide vane are most common in mine drainage practices. Not a single existing pump is capable of transforming all the power obtained from the electric motor into useful efficiency. This circumstance is due to major losses caused by several negative effects within the pump [5].

The efficiency factor η indicates which part of shaft power N_{sh} (motor power) is used by the pump to obtain the useful efficiency N_u, i.e. for liquid motion through the pipeline:

$$\eta = \frac{N_u}{N_{sh}} = \frac{\rho g Q H}{N_{sh}}, \quad (1)$$

where ρ is the density of the liquid, kg/m^3; Q and H are the effective capacity and head of the pump, m^3/s and m respectively.

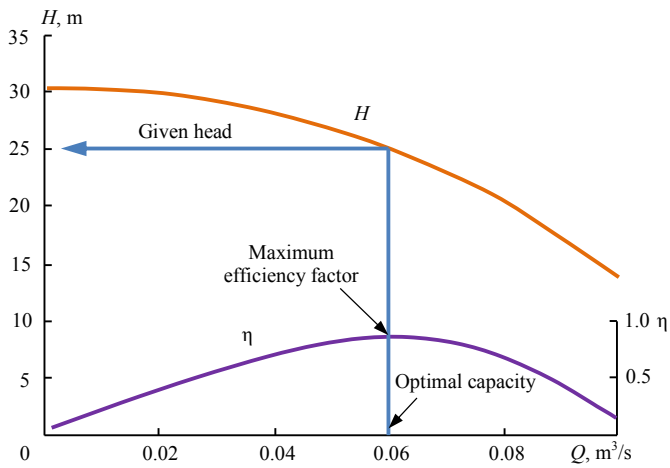


Figure 1. Determining the optimal mode of a pump
Рисунок 1. Определение оптимального режима работы насоса

In its turn, the efficiency factor of the centrifugal pump depends on pump capacity. Pump capacity at which the efficiency factor is maximum is called optimal. The regime of pump operation under the optimal capacity is also called optimal (Figure 1).

To calculate the general efficiency factor of the pump more accurately, it is necessary to consider the negative effects within the pump that reduce its power. The essence of such processes is exacting and is going to be considered further in the paper. The main aim at the stage of pump design is to reduce the negative effects by developing a design that ensures lower power losses [5–7].

The impact of the negative effects on the pump efficiency is estimated with the help of the volumetric, hydraulic, and mechanical efficiency factors and calculated by the formula:

$$\eta = \eta_v \eta_h \eta_m. \quad (2)$$

Volumetric efficiency η_v is the ratio between the effective capacity Q, i.e. the volume of the liquid flowing from the pump to the pipeline per second, and the theoretical capacity

Q_{th} which is the volume of the liquid flowing through the impeller per second, and is determined by the formula:

$$\eta_v = \frac{Q}{Q_{th}}. \quad (3)$$

Effective capacity is lower than the theoretical since a part of liquid passing through the impeller doesn't enter the pipeline but percolates between the body and the impeller and re-enters the impeller. Thus, a particular amount of liquid uselessly circulates within the pump. It is possible to improve the efficiency factor by applying an improved groove seal [6–8].

The preliminary value of volumetric efficiency for centrifugal pump operating in optimal regime is determined by the formula:

$$\eta_v = \left(1 + 0.68\, n_s^{-2/3}\right)^{-1}, \quad (4)$$

where n_s is the speed coefficient.

Speed coefficient is the criterion of two pumps similitude that operate in optimal regimes [9]. Speed coefficient of the pump which develops head H, m, in the optimal regime, and capacity Q, m^3/s, and the impeller of which rotates with frequency n, rpm, is determined by the formula:

$$n_s = 3.65n\left(\sqrt{Q}/H^{0.75}\right). \quad (5)$$

Speed coefficient is connected with the ratio of the impeller inlet and outer diameters, i.e. it defines the structural type of the pump.

Speed coefficient provides an idea of the efficiency factor of the pump working in an optimal mode. More precisely, the higher the speed coefficient, the more space-saving the pump and its efficiency factor are. Pumps with high speed coefficient are therefore more efficient.

Hydraulic efficiency factor is the ratio between the effective capacity H actually developed by the pump and the theoretical head H_{th} that would be developed by the pump without any hydraulic losses:

$$\eta_h = \frac{H}{H_{th}}. \quad (6)$$

Hydraulic losses are conditioned by liquid friction against the surface of the pump and friction in the vortex flux perturbations. Vortex perturbations are conditioned by the following:

– flux impact on the blades. Liquid flow initially moving progressively runs against the rotating blades and undergoes the impact, which results in strong vorticity;

– blade stall. In the ducts between the blades, liquid outflow from the surface of a blade towards an adjacent blade is recorded, which conditions the development of vortices in the ducts between the blades;

– turns, narrow and wide spots inside the body. The variation of velocity and direction of liquid fluxes in turns, narrow and wide spots inside the body cause the development of vortices.

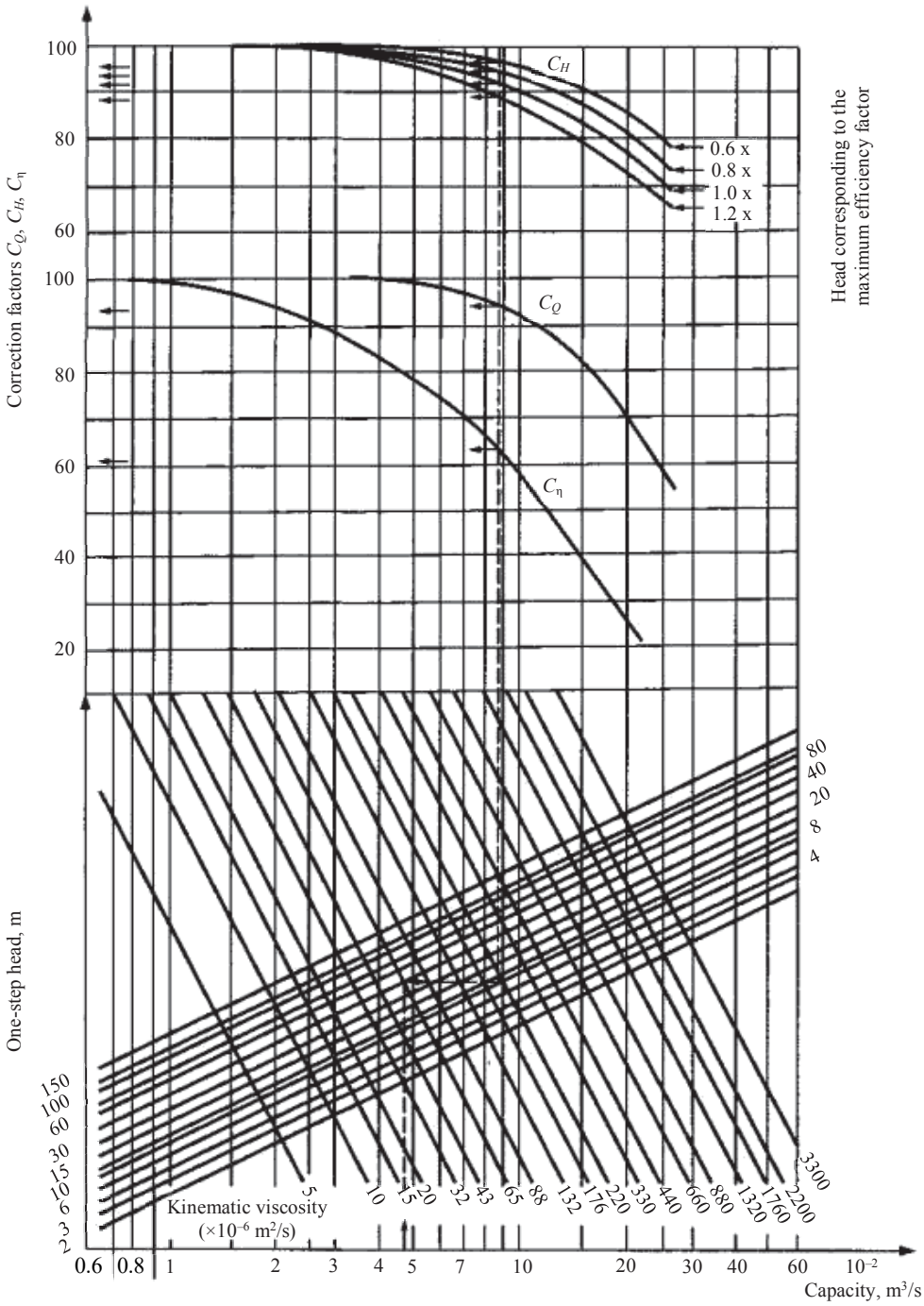


Figure 2. The coefficients of pump characteristics recalculation from water to viscous liquids
Рисунок 2. Коэффициенты пересчета характеристик насоса с воды на вязкие жидкости

Mechanical efficiency factor is the ratio between the blades power and shaft power or, in other words, mechanical losses composed of friction losses in bearings, stuffing boxes, and balancing rings of the impeller, as well as losses of the impeller external surface friction against the liquid:

$$\eta_m = \frac{\rho g Q_{th} H_{th}}{N_{sh}}. \quad (7)$$

Statistical data reveals that the values of the mechanical efficiency factor of the centrifugal pumps operating in the optimal mode are within the interval of 0.92 and 0.99. For this reason, for preliminary calculation, it is accepted that $\eta_m = 0.96$. However, this value is correct for water pumping [10, 11].

Considering the expressions, the general efficiency factor of the pump in the design is calculated by the formula [12]:

$$\eta = \left(1 + 0.68\left(3.65n\frac{\sqrt{Q}}{H^{0.75}}\right)^{-2/3}\right)^{-1} \frac{H}{H_{th}} \frac{\rho g Q_{th} H_{th}}{N_{sh}} =$$

$$= H\rho g Q_{th}\left(N_{sh} + 0.68N_{sh}\left(3.65n\frac{\sqrt{Q}}{H^{0.75}}\right)^{-2/3}\right)^{-1}. \quad (8)$$

The content of debris in water influences each separate indicator of the efficiency factor. Their impact on the total efficiency factor, therefore, requires practical and scientific estimates.

Materials and methods. The head-capacity curve of a pump gives an idea of the pump's capabilities and depends not only on the pumped liquid density but also on its viscosity. The higher the viscosity, the lower the head-capacity curve is constructed. Manuals present head-capacity curves for water pumps. Characteristics from a manual should therefore be recalculated (reconstructed) according to a particular method to pump the liquid with the viscosity different from the viscosity of water [9–11, 13] (*Hydraulic vehicle design guide (for construction norms and regulations SNiP 2.05.07-85) / Promtransniiproekt. Moscow: Stroiizdat; 1988*).

The characteristics of the pump tested on water are recalculated to determine its indicators when pumping liquids with higher viscosity in accordance with GOST 6134 – 2007 "Rotodynamic pumps. Test methods".

Figure 2 presents the nomogram from GOST 6134 – 2007 for determining the obtained water characteristic recalculation coefficient when pumping viscous liquid. Values presented in Figure 2 are obtained as a result of Hydraulic Institute Standards (HIS) testing.

The procedure of working with the nomogram is as follows: it is necessary to find the value corresponding to the optimal capacity on the lower scale of the nomogram (capacity Q, m^3/s) and go up to the value of the head (per one pump stage) in the optimal capacity mode, then move horizontally (left or right) up to the required viscosity value, and after that in an upward direction again to the intersection with the curves of the recalculation coefficient C_Q, $C_H = f(Q)$, as shown by the dotted line in Figure 2. The points of the dotted line and the indicated dependencies intersection will determine the values of coefficients C_Q, C_H.

Pump capacity, head, and efficiency factor for viscous liquid is calculated by to the formulae:

$$Q_{\text{viscous}} = QC_Q; \tag{9}$$

$$H_{\text{viscous}} = HC_H. \tag{10}$$

An example of constructing a head-capacity curve is presented below. Initial data for viscous liquid at a 260 m horizon are as follows: the normal water inflow is 426.5 m^3/h, the maximum water inflow is 527 m^3/h.

Table 1. Rated data of the 260 m horizon external network
Таблица 1. Данные расчета внешней сети горизонта 260 м

Indicator	Point number				
	1	2	3	4	5
Q, m^3/h	0	75	150	225	300
H, m	267.00	288.21	351.83	457.86	606.30

The design head of multistage centrifugal pump TsNS(K) 300-360 installed at a given horizon is calculated using the following formula (with certain restrictions):

$$H_{\text{d}} = \frac{H_{\text{g}}}{\eta} = \frac{H_{\text{horizon}} + H_{\text{suction}} + H_{\text{overwind}}}{\eta}, \tag{11}$$

where H_{g} is the geodetic pressure head, m; H_{horizon} is the depth of the water level, H_{horizon} = 260 m; H_{suction} is the geodetic suction head, H_{suction} = 2.5 m; H_{overwind} is the overwind height, H_{overwind} = 2.5 m.

The calculations found that H_{d} = 300 m.

The characteristic of the external network for viscous liquid (for the lengthiest branch of the external network):

$$H_{\text{network}} = H_{\text{g}} + \frac{P_2 - P_1}{\rho_{\text{liquid}} g} + 0.0083 \times$$
$$\times \left(\lambda_{\text{suction}} \frac{l_{\text{suction}}}{d_{\text{suction}}^5} + \lambda_{\text{pressure}} \frac{l_{\text{pressure}}}{d_{\text{pressure}}^5} + \frac{\Sigma \xi_{\text{suction}}}{d_{\text{suction}}^4} + \frac{\Sigma \xi_{\text{pressure}}}{d_{\text{pressure}}^4} \right) \frac{Q^2}{3600^2 \pi^2 g}, \tag{12}$$

where P_1, P_2 are the pressures in feed and receiver tanks, kPa; ρ_{liquid} is the density of the pumped liquid, t/m^3; λ_{suction}, $\lambda_{\text{pressure}}$ is the friction factor of the suction and pressure pipelines respectively; l_{suction}, l_{pressure} is the length of the respective pipelines, m, l_{suction} = 164.85 m; l_{pressure} = 1730.28 m; d_{suction}, d_{pressure} is the diameter of the suction and pressure pipelines, m; $\Sigma\xi_{\text{suction}}$, $\Sigma\xi_{\text{pressure}}$ is a total of the coefficients of all local resistances in the suction and pressure pipelines.

The rated value of linear hydraulic resistance coefficients for the pipelines is found by the formula:

$$\lambda = \frac{0.0195}{\sqrt[3]{D}}, \tag{13}$$

where D is the diameter of the pipeline, m. Thus, $\lambda_{suction} = 0.0347$; $\lambda_{pressure} = 0.02878$.

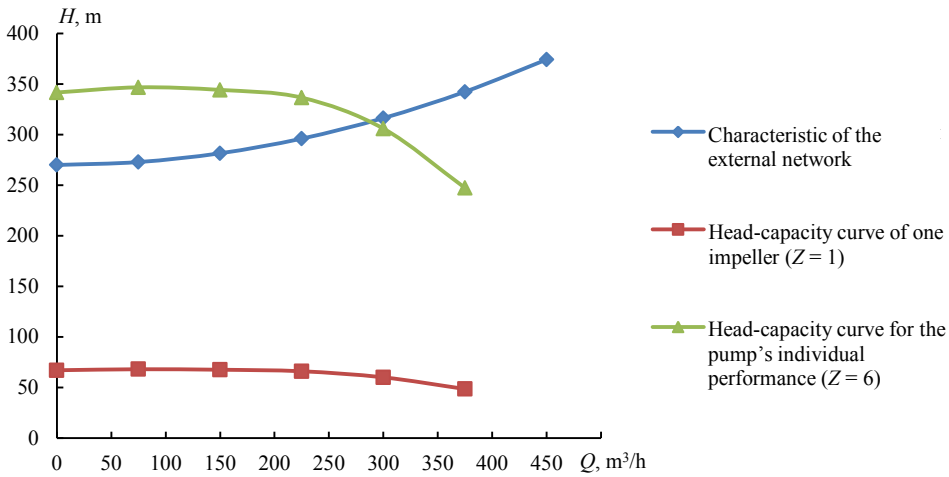


Figure 3. The head-capacity curve of the 260 m horizon for "clarified" water
Рисунок 3. Напорная характеристика горизонта 260 м при перекачивании «осветленной» воды

As a result, we get a dependency of the mine-drainage plant network for one pump per column: $H_c = 267 + 0.00377Q^2$.

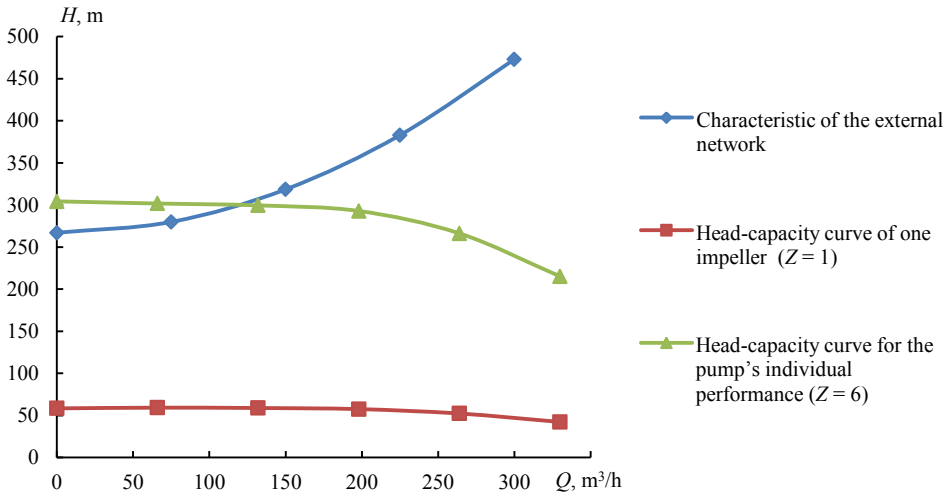


Figure 4. The head-capacity curve of the 260 m horizon for "unclarified" water
Рисунок 4. Напорная характеристика горизонта 260 м при перекачивании «неосветленной» воды

We summarize the calculation data for the external network in Table 1.

Further, correction factors are determined to recalculate the head-capacity curve of the TsNS(K) 300-360 pump operating on water.

According to the graph (Figure 3), at the point where external network and pump characteristics intersect, head and capacity values per one pump stage are as follows: H_1 = 60 m, Q_1 = 290 m^3/h = 0.8 m^3/s.

We determine the correction factors C_Q = 0.88; C_H = 0.87 through the nomogram (Figure 2).

Results and discussion. After the correction factors and external network data have been determined, the pressure characteristic of the 260 m horizon is reconstructed when pumping "unclarified" water (Figure 4). Pump performances are recalculated, and the results are summarized in Table 2.

Table 2. Recalculating the operating parameters of TsNS(K) 300-360 multistage centrifugal pump

Таблица 2. Пересчет эксплуатационных показателей насоса ЦНС(К) 300-360

Indicator	Point number					
	1	2	3	4	5	6
When pumping water for one step						
Q, m^3/h	0	75	150	225	300	375
H, m	67.0	68.0	67.5	66.0	60.0	48.5
When pumping water for six steps						
Q, m^3/h	0	75	150	225	300	375
H, m	341.70	346.80	344.25	336.60	306.00	247.35
When pumping "unclarified" water for one step						
Q, m^3/h	0	66	132	198	264	330
H, m	58.3	59.2	58.7	57.4	52.2	42.2
When pumping "unclarified" water for six steps						
Q, m^3/h	0	66	132	198	264	330
H, m	304.3	301.7	299.5	292.8	266.2	215.2

It should be noted that to construct the head-capacity characteristic curve (Figure 4), the calculations were carried out under the condition that the pump was new and not subject to wear. When operating on "unclarified" water [12–15], the real characteristic of the pump will rest even lower along the y-axis.

Conclusion. The research results are as follows:

– when the pump operates on "unclarified" water, the actual mode is beyond the optimal zone of the pump;

– if productivity falls, the operating time of all dewatering pumps increases by three times due to the constant water inflow;

– if the depth and productivity of the mine and therefore water inflows increase, the risk and threat of flooding increases (the time for pumping out normal water inflow is 20 hours, and the enterprise will require additional measures to increase the drainage capacity, which will lead to additional capital costs).

As a result of the calculation, it can be concluded that the multistage centrifugal pumps TsNS operation on "unclarified" water is unsafe and requires technical and technological measures to clarify the water before it enters the pumps.

REFERENCES

1. Borisov F. I., Morin A. S., Brovina T. A. Open pit water drainage facilities with "along the line" track consumption water flow rate in the areas of automobile roads moistening. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2017; 3: 65–72 (In Russ.)

2. Olizarenko V. V., Mingazhev M. M. *Arranging mine drainage in copper-pyrite deposits in Southern Urals: monograph*. Magnitogorsk: MSTU Publishing; 2010. (In Russ.)

3. Dolganov A. V. *Improving the efficiency of mine drainage systems operation in copper-pyrite mines: abstract of PhD thesis*. Ekaterinburg; 2012. (In Russ).

4. Gabbasov B. M., Nazarov O. V. An approach to critical speed determination under mining slurry hydrotransportation. In: *Current problems of modern science, engineering, and education: Proceedings of the 75th International sci. and tech. conf*. Magnitogorsk; 2017. Vol. 1. p. 29–32. (In Russ.)

5. Podbolotov S. V., Kolga A. D. How operating conditions change the pressure generated by a radial turbine with coaxial impellers. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta im. G. I. Nosova = Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2017; 15(4): 81–86. (In Russ.)

6. Evdokimov P. D. Analyzing the existing methods and formulae for slurry pipes calculation; practical recommendations. *Izvestiia VNIIG = Proceedings of All-Russian Vedeneev Hydraulic Engineering Research Institute*. 1952; 48. (In Russ.)

7. Spivakovskii A. O., Diachkov V. K. *Transportation machines*. Moscow: Mashinostroenie Publishing; 1983. (In Russ.)

8. Knoroz V. S. Hydraulic solutions flow in pressure pipelines and a method of their calculation. *Izvestiia VNIIG = Proceedings of All-Russian Vedeneev Hydraulic Engineering Research Institute*. 194; 30. (In Russ.)

9. Melnikov T. I. Analyzing existing formulae for critical speed and hydraulic gradient determination in slurry pipes. *Trudy Magnitogorskogo gornometallurgicheskogo instituta = Proceeding of Magnitogorsk Mining and Metallurgical Institute*. 1958; 15. (In Russ.)

10. *Guidelines for slurry pumping: slurry handbook*. Flygt, ITT Industries, 2012. 48 p.

11. Zhang N., Gao B., Ni D., Liu X. Coherence analysis to detect unsteady rotating stall phenomenon based on pressure pulsation signals of a centrifugal pump. *Mechanical Systems and Signal Processing*. 2021; 148. Available from: doi:10.1016/j.ymssp.2020.107161

12. Cao P., Zhu R., Yin G. Spike-type disturbances due to inlet distortion in a centrifugal pump. *Renewable Energy*. 2021; 165: 288–300. Available from: doi:10.1016/j.renene.2020.11.060

13. Ovchinnikov N. P. The method of fighting with the solid phase of mine waters by the beneficial use of excessive pressure pumping equipment. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2018; 4(52): 108–113. (In Russ.) Available from: doi: 10.21440/2307-2091-2018-4-108-113

14. Li Q., Li S., Wu P., Huang B., Wu D. Investigation on reduction of pressure fluctuation for a double-suction centrifugal pump. *Chinese Journal of Mechanical Engineering (English Edition)*. 2021; 34(1). Available from: doi:10.1186/s10033-020-00505-8

15. Bulgarelli N. A. V., Biazussi J. L., Monte Verde W., Perles C. E., de Castro M. S., Bannwart A. C. Experimental investigation on the performance of electrical submersible pump (ESP) operating with unstable water/oil emulsions. *Journal of Petroleum Science and Engineering*. 2021; 197. Available from: doi:10.1016/j.petrol.2020.107900

Received 6 April 2021

Information about authors:

Bulat M. Gabbasov – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mining Machines and Transport and Technological Complexes, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: bulatg74@mail.ru

Anton I. Kurochkin – PhD (Engineering), associate professor of the Department of Mining Machines and Transport and Technological Complexes, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: a.kurochkin@magtu.ru

Artur M. Mazhitov – PhD (Engineering), Associate Professor, Head of the Department of Mining Machines and Transport and Technological Complexes, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: a.mazhitov@magtu.ru; https://orcid.org/0000-0001-8219-4264

Sergei N. Kornilov – DSc (Engineering), Head of the Department of Logistics and Transport Systems Management, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: kornilov_sn@mail.ru

УДК 622.23.054.72 DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-13-23

Исследование внешних и внутренних рабочих процессов горных машин при работе на «неосветленной» воде в подземных условиях

Габбасов Б. М.[1], Курочкин А. И.[1], Мажитов А. М.[1], Корнилов С. Н.[1]

[1] Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова, Магнитогорск, Россия.

Реферат

Введение. *В статье рассмотрены вопросы исследования горно-шахтного водоотлива, включающие изучение рабочих процессов центробежных насосных установок, обеспечивающих перекачку*

«неосветленной» воды в тяжелых подземных условиях. Решение этих вопросов в настоящее время имеет высокую практическую и научную значимость.
Методология проведения исследования. *Выполнены анализ и обобщение научно-практического опыта в области горно-шахтного водоотлива, рассмотрены режимы работы центробежных насосов и обозначены перспективные задачи исследования в данной области. Так, непрерывное поступление грунтовых вод в выработки шахты требует обеспечения бесперебойной работы насосных установок. Одним из самых распространенных типов водоотливных установок являются центробежные секционные насосы, которые при правильной эксплуатации в полной мере выполняют свои функции. Однако перекачка «неосветленной» воды требует разработки методики по определению оптимальных режимов работы центробежных насосов в данных условиях работы.*
Результаты и их анализ. *Для обоснования эффективности предложенных решений и выводов представлены: исследования по определению зависимостей гидравлического, объемного и механического КПД от режимов работы насосов; анализ рабочих процессов, происходящих в центробежных насосах при работе их на «неосветленной» воде; методика и расчет напорной характеристики центробежного насоса типа ЦНС (центробежный насос секционный).*
Область применения результатов. *Результаты исследований, выполненных в работе, рекомендованы к внедрению для всех предприятий, ведущих подземные горные работы с применением шахтного водоотлива.*

Ключевые слова: *шахтные центробежные насосы; оптимальные режимы работы; коэффициент полезного действия; напорная характеристика; гидравлические потери; коэффициент быстроходности.*

Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Президента Российской Федерации № МД-3602.2021.1.5.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Борисов Ф. И., Морин А. С., Бровина Т. А. Карьерные водоотливные установки с путевым расходом в зонах орошения автодорог // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 3. С. 65–72.
2. Олизаренко В. В., Мингажев М. М. Рудничный водоотлив при отработке медно-колчеданных месторождений Южного Урала: монография. Магнитогорск: МГТУ, 2010. 183 с.
3. Долганов А. В. Повышение эффективности эксплуатации водоотливных установок медноколчеданных рудников: автореф. дис. … канд. техн. наук. Екатеринбург, 2012. 20 с.
4. Габбасов Б. М., Назаров О. В. Подход к определению критической скорости при гидротранспортировании шахтного шлама // Актуальные проблемы современной науки, техники образования: матер. 75-й Междунар. науч.-техн. конф. Магнитогорск, 2017. Т. 1. С. 29–32.
5. Подболотов С. В., Кольга А. Д. Влияние режимных параметров на давление, развиваемое центробежной турбомашиной с коаксиальным расположением рабочих колес // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2017. Т. 15. № 4. С. 81–86.
6. Евдокимов П. Д. Анализ существующих методов и формул для гидравлического расчета пульпопроводов и практические рекомендации // Известия ВНИИГ. 1952. Т. 48.
7. Спиваковский А. О., Дьячков В. К. Транспортирующие машины. М.: Машиностроение, 1983. 487 с.
8. Кнороз В. С. Движение гидросмесей в напорных трубопроводах и метод их расчета // Известия ВНИИГ. 1941. Т. 30.
9. Мельников Т. И. Анализ существующих формул для определения критических скоростей и гидравлических уклонов в пульпопроводах // Труды Магнитогорского горнометаллургического института. 1958. Вып. 15.
10. Guidelines for slurry pumping: slurry handbook. Flygt, ITT Industries, 2012. 48 p.
11. Zhang N., Gao B., Ni D., Liu X. Coherence analysis to detect unsteady rotating stall phenomenon based on pressure pulsation signals of a centrifugal pump // Mechanical Systems and Signal Processing. 2021. No. 148. DOI:10.1016/j.ymssp.2020.107161
12. Cao P., Zhu R., Yin G. Spike-type disturbances due to inlet distortion in a centrifugal pump // Renewable Energy. 2021. No. 165. P. 288–300. DOI:10.1016/j.renene.2020.11.060
13. Овчинников Н. П. Способ борьбы с твердой фазой шахтных вод путем полезного использования избыточной напорности насосного оборудования // Известия УГГУ. 2018. Вып. 4(52). С. 108–113. DOI: 10.21440/2307-2091-2018-4-108-113
14. Li Q., Li S., Wu P., Huang B., Wu D. Investigation on reduction of pressure fluctuation for a double-suction centrifugal pump // Chinese Journal of Mechanical Engineering (English Edition). 2021. No. 34(1). DOI:10.1186/s10033-020-00505-8
15. Bulgarelli N. A. V., Biazussi J. L., Monte Verde W., Perles C. E., de Castro M. S., Bannwart A. C. Experimental investigation on the performance of electrical submersible pump (ESP) operating with unstable water/oil emulsions // Journal of Petroleum Science and Engineering. 2021. No. 197. DOI:10.1016/j.petrol.2020.107900

Поступила в редакцию 6 апреля 2021 года

Сведения об авторах:

Габбасов Булат Маратович – кандидат технических наук, доцент кафедры горных машин и транспортно-технологических комплексов Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. E-mail: bulatg74@mail.ru
Курочкин Антон Иванович – кандидат технических наук, доцент кафедры горных машин и транспортно-технологических комплексов Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. E-mail: a.kurochkin@magtu.ru
Мажитов Артур Маратович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой горных машин и транспортно-технологических комплексов Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. E-mail: a.mazhitov@magtu.ru; https://orcid.org/0000-0001-8219-4264
Корнилов Сергей Николаевич – доктор технических наук, заведующий кафедрой логистики и управления транспортными системами Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. E-mail: kornilov_sn@mail.ru

Для цитирования: Габбасов Б. М., Курочкин А. И., Мажитов А. М., Корнилов С. Н. Исследование внешних и внутренних рабочих процессов горных машин при работе на «неосветленной» воде в подземных условиях // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 6. С. 13–23 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-13-23
For citation: Gabbasov B. M., Kurochkin A. I., Mazhitov A. M., Kornilov S. N. Investigating external and internal working processes of mining machines when operating on “unclarified” water in underground conditions. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 6: 13–23. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-13-23

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА

УДК 551.8:551.3.051:550.8.056 DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-24-31

Комплексное геолого-геофизическое исследование строения долины реки Тагил в среднем ее течении

Кузин А. В.[1]*, Коломеец И. К.[2]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
[2] Проектная организация «Уралдортехнологии», г. Екатеринбург, Россия
e-mail: kuzin-av@mail.ru

Реферат

Актуальность. *Комплексные геолого-геофизические исследования мостового перехода в районе пос. Махнево рассмотрены в системе геологического строения восточного склона Урала.*

Цель работы *– исследование литологического строения подрусловой части долины, определение физико-механических характеристик грунтов, исследование комплекса террас речной долины.*

Результаты. *Исследованы отметки рельефа вкрест речной долины, выделены четыре основных уровня площадок речных террас, типичных для рек восточного склона Урала. Выделен неравновесный участок речного русла с каньонообразной формой долины над зоной неотектонических воздыманий. По геологическим и геофизическим данным исследован геологический разрез поймы и русловой части реки. Установлено изменение физических свойств глауконитовых песчаников и глин палеогенового возраста в современной подрусловой части речной долины. На участке строительства нового моста вблизи существующего песчано-гравийного месторождения выявлены слои песков и глауконитовых песчаников, которые могут быть введены в разработку.*

Выводы. *Долина р. Тагил в среднем ее течении имеет типичный для рек восточного склона Урала комплекс террас, палеорусло врезано в слой глауконитовых песчаников палеогенового возраста, в подрусловой части выявлено изменение физических свойств песчаников и глин, присутствие гипогенных минералов. Это признаки возможных неотектонических процессов в толще кайнозойских и четвертичных отложений.*

Ключевые слова: *речные террасы; неотектоника; физические свойства горных пород; физико-механические свойства горных пород.*

Введение. Исследуемый участок реки располагается в районе пос. Махнево, в системе геоморфологического районирования восточного склона Урала – на участке, где река вышла на отложения Сибирской континентально-морской аккумулятивной равнины [1–4]. Мощность морских и континентальных мезозойско-кайнозойских отложений за бортами эрозионного вреза реки достигает здесь 40–50 м [5, 6].

Исследование геологического строения. Анализ высотных отметок земной поверхности на профилях вкрест речной долины р. Тагил показывает наличие четырех уровней площадок речных террас.

Поверхность (площадка) верхней террасы располагается на абсолютных отметках высот около 120 м (рис. 1). Высота ее от современного уровня реки – 43 м. Отметки подошвы (цоколя) этой террасы, по исследованиям Т. И. Иванова, В. С. Шуба [5], располагаются выше уровня реки на 30–33 м. Мощность отложений террасы можно оценить в 10–13 м. Это не так много: для среднего течения рек вос-

точного склона Урала самая верхняя терраса считается эрозионной (цокольной). По данным Геологической карты (*Государственная геологическая карта Российской Федерации. Масштаб 1 : 1 000 000 (третье поколение). Серия Уральская. Лист О-41. Екатеринбург, СПб: ВСЕГЕИ, 2011. 492 с.*) и данным [2, 5], эта так называемая ***кустанайская эрозионно-аккумулятивная терраса*** формировалась в плиоцене (N_2^{2-3}), т. е. около 5,3–2,6 млн лет назад. Терраса врезана в песчано-глинистые отложения озерно-морских равнин олигоценового возраста (более 30 млн лет назад) (*Государственная геологическая карта Российской Федерации…*), [7]. Ширина речной долины по левому и правому уступам кустанайской террасы достигает 8–12 км. Однако водный поток древней реки не был именно такой ширины. Обычно в равнинных условиях река имеет извилистое русло, подмывает в излучинах свои берега и тем самым расширяет речную долину.

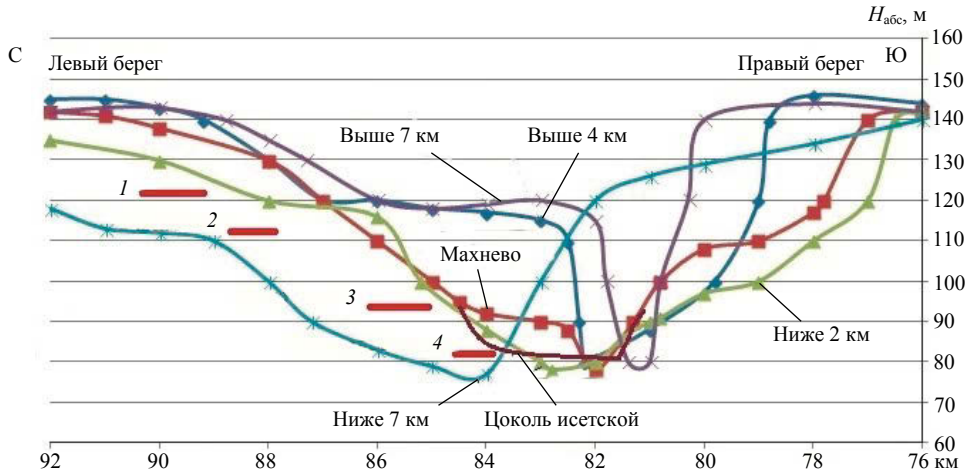


Рисунок 1. Отметки рельефа по профилям вкрест долины р. Тагил в районе пос. Махнево. Уровни поверхностей типичных для Зауралья террас:
1 – кустанайская; *2* – уфимская; *3* – исетская; *4* – камышловская
Figure 1. Relief elevations along traverses across the river Tagil valley in the Makhnevo village area. Ground levels of terraces typical of the Trans-Urals:
1 – kustanaiskaia; *2* – ufimskaia; *3* – isetskaia; *4* – kamyshlovskaia

Отметки площадок следующей, более молодой террасы р. Тагил, располагаются на абсолютной высоте около 110 м. По систематике речных террас рек восточного склона Урала – это поверхность ***уфимской террасы***. Мощность ее отложений на р. Тагил около 20 м, по данным [5]. Речная долина при формировании террасы на отрезке реки ниже современного пос. Махнево была шириной около 8 км. Выше Махнево, до р. Мугай – шириной 2–3 км. Здесь с неоплейстоцена до настоящего времени формировалась речная долина не трапециевидной, а V-образной формы. Такое явление характерно для неравновесных отрезков реки на участках неотектонических воздыманий [1, 5].

Аналогичные неравновесные участки можно выделить в 70 км южнее, на р. Нейва, в 15 км выше г. Алапаевска. И в 70 км севернее, на р. Тура, в районе пос. Восточный. Этому факту можно найти объяснение: все три неравновесных участка речных долин располагаются субмеридионально, в пределах отложений морских долин палеогенового возраста, перекрывших контакт двух региональных геологических структур: восточно-уральского поднятия, сложенного вулканогенно-осадочными породами девонского возраста, прорванными гранитными интрузиями верхнего девона и карбона, и морскими осадками карбона, наложенными на вулкано-

генные гряды девонского возраста (Алапаевско-Иргизская зона) (*Государственная геологическая карта Российской Федерации*…), [8]. Неравновесные участки располагаются в 5–10 км восточнее контакта двух крупных мегазон, над осадочными морскими породами карбонового возраста (известняки, песчаники, глинистые сланцы), которые залегают синклинально (отрицательный изгиб по А. Ю. Кисину [9]) и при тангенциальных напряжениях будут создавать блоковые горстовые структуры. На р. Тагил контакт более легких и компетентных пород карбонового возраста с породами девонской вулканогенной гряды располагается на субмеридиональном отрезке реки, где она справа принимает приток Мугай. Это установлено геологическим картированием (*Государственная геологическая карта Российской Федерации*...) и подтверждается данными гравиразведки: на западе, на левом берегу реки, над породами девонской вулканогенной гряды отмечается локальная положительная аномалия шириной 1–2 км, интенсивностью 2,5 мГал; на восточном берегу над морскими осадками каменноугольного возраста – аномалия интенсивностью минус 3 мГал. Ширина ее более 1 км. Субмеридиональное простирание этой интенсивной гравитационной ступени – 13 км.

Таким образом, анализируя положение неравновесных участков на реках восточного склона Среднего Урала и возраст формирования каньонообразных речных долин, можно детализировать время и место тектонических воздыманий Зауралья в плиоцен-четвертичное время, которые в главных чертах исследованы Л. А. Умовой, А. П. Сиговым и другими в 1940–1970-е гг. [2, 3, 8].

На участке реки вблизи восточной окраины Махнево в рельефе на уровне отметок около 92 м проявилась ***площадка второй от уровня реки террасы – исетской***. Она эрозионно-аккумулятивная, имеет мощность песчано-гравийных отложений 5–12 м. Ее осадки с 1948 г. эксплуатируются Махневским карьером Переваловского месторождения песка и гравия. Минералогический анализ отложений террасы показывает, что состав песчаной фракции кварцевый, гравелитовая составляющая представлена обломками серого среднезернистого биотитового гранита размером 4–8 мм. Зерна кварца в граните размером 2–4 мм ксеноморфны – неправильной угловатой формы, плагиоклаза – с плоскостями спайности. Доля глинистой фракции в составе отложений, по данным эксплуатации месторождения, составляет в среднем 8 %. Глина рассеяна во всей толще и локализована в пропластках мощностью до 2–3 м. Состав и распределение в толще отложений террасы песчаных, гравийных, глинистых фаций указывают на формирование ее в условиях извилистого русла, смены водных, эрозионных режимов при наличии выше по течению реки массива среднезернистых гранитов.

Из-за большой доли гравелитов (10–40 %) в составе отложений и угловатой формы обломков месторождение считается уникальным: гравелитовый наполнитель дает особо прочные бетонные смеси, использовавшиеся при строительстве на Урале атомных объектов, взлетной полосы аэропорта Кольцово.

При отработке месторождения земснарядами на глубине от поверхности 5–8 м обнаружены кости крупных млекопитающих: мамонтов, носорогов, оленей, – указывающие на среднеплейстоценовое время формирования осадков исетсткой террасы (780–126 тыс. лет назад) [8, 10].

Самые молодые камышловские надпойменные террасы располагаются на отметках 79–82 м (рис. 2). Ширина их – не более первых сотен метров. На левом берегу они не проявляются. На правом берегу можно выделить поверхности трех надпойменных террас. Наиболее молодая из них в верхней части сложена серо-желтыми пылеватыми кварцевыми песками мощностью около 1 м, которые ниже сменяются среднезернистыми серыми песками. Возраст формирования отложений камышловской террасы – верхнее звено плейстоцена (120–12 тыс. лет назад),

по данным [6, 8, 10, 11]. Пылеватые пески первой террасы указывают, что она формировалась в эпоху относительно сурового климата с периодами отрицательных температур, когда морозное растрескивание горных пород формирует в активном приповерхностном слое пылеватые лессовидные фракции.

Данные инженерно-геологических скважин и вертикального электрического зондирования (ВЭЗ) на проектируемом мостовом переходе в районе восточной окраины Махнево дают сведения о 3–4-метровой мощности аллювиальных песчано-галечниковых отложений под современным руслом реки (рис. 3). Эрозионный врез реки в толщу темно-зеленых глауконитовых песчаников палеогенового возраста достигал 2–3 м.

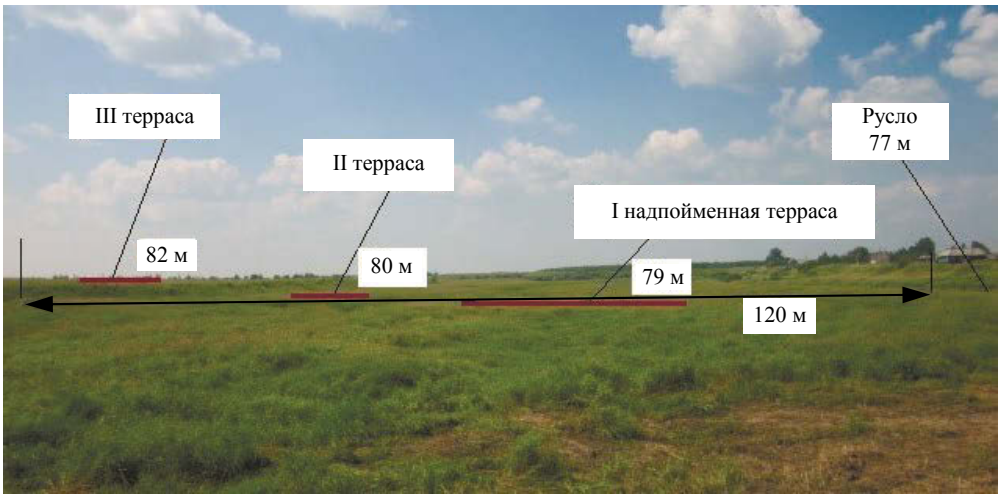


Рисунок 2. Высотные отметки уровня реки и комплекса надпойменных террас на правом берегу напротив восточной окраины пос. Махнево
Figure 2. Elevation points of the river level and the complex of above-floodplain terraces on the right bank opposite the eastern outskirts of the Makhnevo village

Глауконитовые песчаники в Зауралье – это отложения морских лагун олигоценового возраста (более 30 млн лет назад), когда для региона был характерен влажный субтропический климат [7, 12]. Обычно глауконитовые песчаники подстилают маркирующую толщу зеленовато-серых глин чеганской толщи олигоценового же возраста, но в районе восточной части Переваловского месторождения гравия и песка глауконитовые песчаники образовали пласт мощностью до 12 м над слоем глин. Цвет песчаников серовато-зеленый. Плотность образцов 1,85–2,03 г/см^3, что соответствует модальным значениям плотности песчаников кайнозойского возраста в Зауралье [13]. Прочность к одноосному сжатию песчаников невысокая (от 20,0 до 35,1 МПа). Значения удельного электрического сопротивления песчаников, по данным ВЭЗ, в современной подрусловой части долины невысокие – 14–17 Ом · м, а под террасами достигает первых сотен Ом · м.

В шлифах видно, что зерна глауконита имеют овальную и неправильную форму, размер 0,2–0,4 мм, цвет фисташково-зеленый, желтовато-зеленый, занимают в объеме породы более 50 %, придают характерный зеленый цвет песчанику. Остальная масса представлена прозрачными зернами кварца треугольной угловатой формы с размером песчинок 0,1–0,3 мм.

На правом берегу реки кровля глауконитовых песчаников залегает на глубине 3–4 м ниже уровня зеркала вод реки. Эта горная порода при измельчении может быть природным калиевым удобрением, при добавке глауконита в цемент получа-

ется быстросхватывающийся бетон. Учитывая малую водопроницаемость массивных песчаников, можно рассматривать вопрос о закладке неглубокого карьера по добыче глауконитового песчаника. При этом породы вскрыши карьера будут представлены 6–7-метровым слоем песка и гравия – ценными неметаллическими полезными ископаемыми.

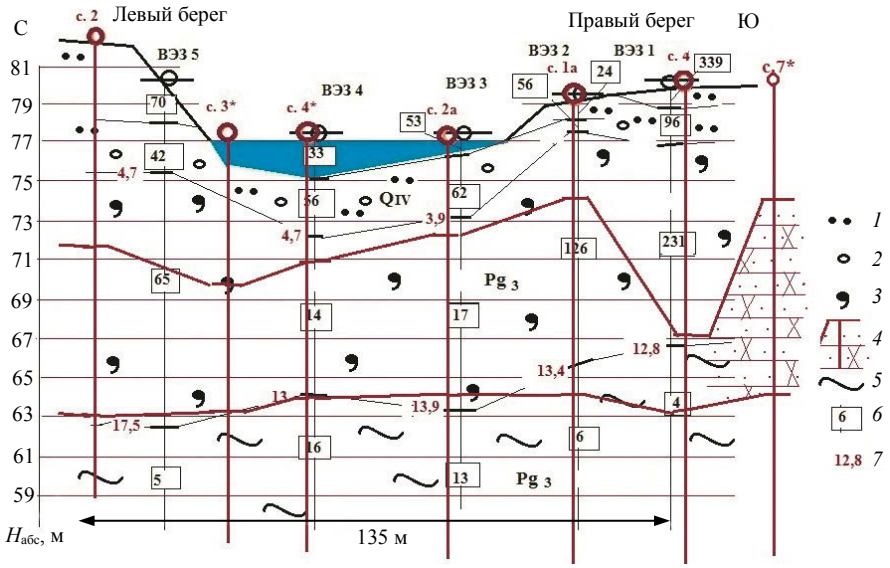


Рисунок 3. Геологический разрез русловой части речной долины:
1 – песчаные фракции аллювия; *2* – гравелитовые фации; *3* – глауконитовый песчаник олигоценового возраста; *4* – глауконитовые песчаники по данным скважин; *5* – глины чеганской свиты; *6* – значения удельного электрического сопротивления слоев по данным ВЭЗ; 7 – глубина геоэлектрических границ по ВЭЗ

Figure 3. Geological section of the streambed part of the river valley:
1 – sandy alluvium fractions; *2* – gravelite facies; *3* – glauconite sandstone of the Oligocene; *4* – glauconite sandstones based on well data; *5* – clays of the chegansky formation; *6* – values of layers specific electrical resistance based on VES data; *7* – the depth of geoelectric boundaries based on VES

Зеленовато-серые монтмориллонитовые глины чеганской свиты залегают в пойменной части долины на глубине 10–14 м от уровня воды в реке. Глины вязкие, пластичные (число пластичности изменяется от 17,2 до 29,0 %, показатель текучести – от 0 до 0,21 долей ед., модуль деформации – 12,6 МПа, удельное сцепление – 0,077 МПа, угол внутреннего трения – 15 град). Глинистые отложения содержат в своем составе 3–5 % об. слабоокатанных зерен прозрачного кварца размером 0,5–1,0 мм, пластинки биотита такого же размера. Удельное электрическое сопротивление глин 4–6 Ом · м, что характерно для толщи чеганских отложений [13, 14]. В подрусловой части сопротивление глин возрастает до 13–16 Ом · м, становится как у глауконитовых песчаников над ними.

Явления понижения электрического сопротивления песчаников и повышения его у суглинков можно объяснить наличием циркуляции грунтовых вод, насыщенных химическими элементами и минералами по субвертикальной проницаемой зоне в подрусловой части речной долины, а также возможными поступлениями глубинных флюидов по зонам неотектонических разломов [15]. В шлифах глауконитовых песчаников обнаружена слюда – минерал магматического происхождения, также наблюдается заполнение части порового пространства привнесенным кремнеземом. Такие явления, связанные с неотектоническими процессами, установлены в осадочных породах западного склона Урала [9]. Материал передан минерологам для дальнейшего изучения.

Выводы. Таким образом, при геолого-геофизическом исследовании речной долины среднего течения р. Тагил установлены следующие факты и явления:

– комплекс речных террас, характерных для рек восточного склона Среднего Урала;

– неравновесный участок V-образной речной долины над зоной неотектонического вздымания в плиоцен-четвертичное время;

– пласт глауконитовых песчаников на правом берегу современной реки на глубине, доступной для его карьерной разработки;

– признаки неотектонической проницаемой зоны в подрусловой части долины, где отмечено изменение физических свойств глин и глауконитовых песчаников, в последних минераграфическими исследованиями обнаружен привнос кремнезема в поровое межзерновое пространство.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Барышников Г. Я., Платонов С. Г., Скрипко В. В. Методические рекомендации для практических занятий по общей геоморфологии. Барнаул: АГУ, 2004. 26 с.

2. Сигов А. П. Речные террасы восточного склона Среднего Урала // Материалы по геоморфологии Урала. Вып. 1. М.–Л.: Госгеолиздат, 1948. С. 197–214.

3. Умова Л. А., Цаур Г. И., Шатров В. П. Палеогеография восточного склона Урала и Зауралья в меловое и палеоценовое время. Свердловск: ИГГ УрО РАН, 1968. 83 с.

4. Шакиров А. В. Физико-географическое районирование Урала. Екатеринбург: УрО РАН, 2011. 618 с.

5. Иванов Т. И., Шуб В. С. Геоморфология речных долин восточного склона Среднего и Южного Урала // Материалы по геоморфологии. Вып. 2 / под ред. И. П. Герасимова. М.: Недра, 1971. С. 29–41.

6. Стефановский В. В. Аллювиальный режевской комплекс второй половины позднего неоплейстоцена рек Среднего Урала и Зауралья // Уральский геологический журнал. 2004. № 2. С. 23–46.

7. Стефановский В. В. Плиоцен и квартер Восточного склона Урала и Зауралья. Екатеринбург: ИГГ УрО РАН, 2006. 233 с.

8. Сигов А. П. Металлогения мезозоя и кайнозоя Урала. М.: Недра, 1969. 296 с.

9. Кисин А. Ю., Коротеев В. А. Блоковая складчатость и рудогенез. Екатеринбург: ИГГ УрО РАН, 2017. 349 с.

10. Кузнецов В. Ю. Радиохронология четвертичных отложений. СПб: Комильфо, 2008. 312 с.

11. Никольская М. В., Климанов В. А., Борисова О. К. и др. Палеоботанические и палеоклиматические особенности Северной Сибири и северо-востока СССР 50 000–24 000 лет назад // Палеоклиматы и оледенения в плейстоцене. М.: Наука, 1989. С. 126–136.

12. Максимович Н. Г., Меньшикова Е. А., Казакевич С. В., Шлыков В. Г. Минералогия чеганских глин и ее инженерно-геологическое значение // Проблемы минералогии, петрографии и металлогении: науч. чтения памяти П. Н. Чирвинского: матер. науч. конф. Пермь, 2000. С. 40–43.

13. Кузин А. В. Геофизические исследования Сухоложского полигона в Зауралье. Екатеринбург: УГГГА, 2004. 94 с.

14. Кузин А. В., Шайхуллина О. А. Анализ применения программ интерпретации ВЭЗ для условий крайней западной части Зауралья // Известия вузов. Геология и разведка. 2007. № 2. С. 73–76.

15. Геологическая эволюция и самоорганизация системы вода–порода: в 5 томах. Т. 2: Система вода–порода в условиях зоны гипергенеза / С. Л. Шварцев [и др.]. СО РАН, 2007. 389 с.

Поступила в редакцию 2 июня 2021 года

Сведения об авторах:

Кузин Алексей Васильевич – кандидат геолого-минералогических наук, доцент, доцент кафедры геофизики Уральского государственного горного университета. E-mail: kuzin-av@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-4005-6567

Коломеец Игорь Константинович – инженер-геолог Проектной организации «Уралдортехнологии». E-mail: afs1886@bk.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-24-31

Integrated geological and geophysical study of the Tagil river valley morphology in its middle course

Aleksei V. Kuzin[1], Igor K. Kolomeets[2]

[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

[2] Uraldortekhnologii Design Engineering Company, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Relevance. *Integrated geological and geophysical studies of a bridge in the Makhnevo village area are considered in the frame of the Urals eastern slope geology.*

Research objective *is to study the lithology of the underlying part of the valley floor, determine soil physical and mechanical characteristics, and study a complex of fluvial terraces.*

Results. *Relief elevations across the river valley have been studied, and four main fluvial terrace levels typical of the Urals eastern slope have been identified. An unstable section of the streambed with a canyon-shaped valley above the neotectonic unwarping zone has been identified. The geological section of the river's floodplain and streambed were studied based on geological and geophysical data. A change in the physical properties of glauconite sandstones and clays of Paleogene age in the recent underlying part of the river valley has been established. Layers of sand and glauconite sandstone that can be developed have been found at the new bridge site near the existing sand and gravel deposit.*

Conclusions. *A complex of terraces of the Tagil river valley in its middle course is typical for the Urals eastern slope. The paleovalley is cut into a Paleogene glauconite sandstone layer. In the underlying part of the valley floor, changes in sandstones and clays physical properties have been recorded, and the presence of hypogene minerals was revealed. These are the signs of possible neotectonic processes in the series of the Cenozoic and Quaternary deposits.*

Keywords: *fluvial terraces; neotectonics; physical properties of rocks; physical and mechanical properties of rock.*

REFERENCES

1. Baryshnikov G. Ia., Platonov S. G., Skripko V. V. *Guidelines on general geomorphology practice*. Barnaul: ASU Publishing; 2004. (In Russ.)

2. Sigov A. P. Fluvial terraces of the Middle Urals eastern slope. In: *Materials on the Urals Geomorphology*. Issue 1. Moscow-Leningrad: Gosgeolizdat Publishing; 1948. p. 197–214. (In Russ.)

3. Umova L. A., Tsaur G. I., Shatrov V. P. *Paleogeography of the Urals eastern slope and the Trans-Urals in the Cretaceous and Paleocene Epochs*. Sverdlovsk: IM UB RAS Publishing; 1968. (In Russ.)

4. Shakirov A. V. *Physical and geographical zoning of the Urals*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2011. (In Russ.)

5. Ivanov T. I., Shub V. S. Geomorphology of river valleys in the eastern slope of the Middle and Southern Urals. In: Gerasimov I. P. (ed.) *Materials on Geomorphology*. Issue 2. Moscow: Nedra Publishing; 1971. p. 29–41. (In Russ.)

6. Stefanovskii V. V. The alluvian Rezh complex of the second part of late Neo-Pleistocene in Middle Uralian and Transuralian rivers. *Uralskii geologicheskii zhurnal = Uralian Geological Journal*. 2004; 2: 23–46. (In Russ.)

7. Stefanovskii V. V. *The Pliocene and the Quaternary of the eastern slope of the Ural and the Transurals*. Ekaterinburg: IM UB RAS Publishing; 2006. (In Russ.)

8. Sigov A. P. *Metallogeny of the Uralian Mesozoic and Cenozoic*. Moscow: Nedra Publishing; 1969. (In Russ.)

9. Kisin A. Iu., Koroteev V. A. *Block folding and ore genesis*. Ekaterinburg: IM UB RAS Publishing; 2017. (In Russ.)

10. Kuznetsov V. Iu. *Radiochronology of the quaternary deposits*. St. Petersburg: Komilfo Publishing; 2008. (In Russ.)

11. Nikolskaia M. V., Klimanov V. A., Borisova O. K. et al. Paleobotanic and paleoclimatic features of the Northern Siberia and the north-east of the USSR 50,000–24,000 years ago. In: *Paleoclimate and graciation in the Pleistocene*. Moscow: Nauka Publishing; 1989. p. 126–136. (In Russ.)

12. Maksimovich N. G., Menshikova E. A., Kazakevich S. V., Shlykov V. G. Mineralogy of the chegansky clays and its engineering-geological significance. In: *Problems of mineralogy, petrography, and metallogeny: Proceedings of the Scientific Readings in memory of P. N. Chirvinsky*. Perm: 2000. p. 40–43. (In Russ.)

13. Kuzin A. V. *Geophysical survey of the Sukhoy Log polygon in the Trans-Urals*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2004. (In Russ.)

14. Kuzin A. V., Shaikhullina O. A. Analysis of using the VES interpretation programs for the marginal western part of Trans-Urals. *Izvestiia vuzov. Geologiia i razvedka = Proceedings of Higher Educational Establishments. Geology and Exploration*. 2007; 2: 73–76. (In Russ.)

15. Shvartsev S. L. (ed.) et al. *Geological evolution and self-organization of the water-rock system: in 5 volumes. Vol. 2: The water-rock system in the conditions of the hypergenesis*. SB RAS Publishing; 2007. (In Russ.)

Received 2 June 2021

Information about authors:

Aleksei V. Kuzin – PhD (Geology and Mineralogy), Associate Professor, associate professor of the Department of Geophysics, Ural State Mining University. E-mail: kuzin-av@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-4005-6567
Igor K. Kolomeets – geological engineer, Uraldortekhnologii Design Organization. E-mail: afs1886@bk.ru

Для цитирования: Кузин А. В., Коломеец И. К. Комплексное геолого-геофизическое исследование долины реки Тагил в среднем ее течении // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 6. С. 24–31. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-24-31
For citation: Kuzin A. V., Kolomeets I. K. Integrated geological and geophysical study of the Tagil river valley morphology in its middle course. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 6: 24–31 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-24-31

УДК 550.837 DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-32-41

К вопросу о повышении точности инклинометрии в процессе бурения нефтегазовых скважин

Теплухин В. К.[1], Зенков В. В.[1], Ратушняк А. Н.[2]*, Байдиков С. В.[2]
[1] Компания «Петротул-НБ», г. Октябрьский, Республика Башкортостан, Россия
[2] Институт геофизики УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: geo_info@mail.ru

Реферат

Введение. *В настоящее время в процессе бурения наклонно-направленных скважин на нефть и газ наиболее широко применяется способ инклинометрии, заключающийся в проведении относительно громоздкой и сложной системы последовательных операций преобразования компонент магнитного поля Земли в пропорциональные электрические сигналы с помощью магнитометров, усиления и масштабирования сигналов датчиков, интегрирующего аналого-цифрового преобразования электрических сигналов, определения трех компонент магнитного поля по измеренным выходным сигналам геонавигационных датчиков, дополнительного введения различного рода поправок для определения инклинометрических параметров забоя скважины.*

Методология проведения исследований. *Основная задача проведенных исследований – повышение точности инклинометрии в процессе бурения наклонно-направленных скважин на нефть и газ, при котором производится точная компенсация помех, наводимых крупными ферромагнитными комплексами, входящими в компоновку низа бурильной колонны, на датчики составляющих магнитного поля инклинометра в режиме online. Разработанный способ повышения точности инклинометрии в процессе бурения наклонно-направленных скважин в режиме текущего времени приводит к тому, что при измерении параметров геометрического положения забоя ствола бурящейся скважины практически нет необходимости в дополнительном введении различного рода поправок.*

Результаты и их анализ. *Выполнены аналитические исследования структуры системы помех, создаваемых различными магнитными блоками, включенными в компоновку бурильной колонны при монтаже, разработано специализированное устройство для управления процессом инклинометрии при бурении наклонно-направленных скважин. Разработаны относительно простой комплекс технологических приемов, сведенных к введению данных расположения и геометрических параметров магнитных блоков, и рабочая система, включающая микропроцессор и компенсационные соленоиды, что позволяет получить фактические данные пространственного расположения низа бурильной колонны в режиме реального времени.*

Ключевые слова: *точная инклинометрия; бурение; компоновка низа бурильной колонны; утяжеленные ферромагнитные бурильные трубы; компенсационные соленоиды; электромагнитное поле.*

Введение. Инклинометрия – это определение точного пространственного положения ствола бурящейся скважины посредством непрерывного измерения отклонений направления скважины от магнитного севера (азимут) и угла ее наклона с помощью инклинометров.

Работа основной группы скважинных инклинометров, применяемых в процессе бурения наклонно-направленных скважин, основана на принципе измерения параметров магнитной индукции измерительных соленоидов при воздействии вектора магнитного поля Земли. На качество измерения оказывают влияние присутствие вблизи измерительного датчика массивных магнитных комплексов с высокими значениями магнитной проницаемости, вибрация бурильного инструмента и другие причины.

В настоящее время в процессе бурения наклонно-направленных скважин на нефть и газ [1] наиболее широко применяется способ инклинометрии, заключающийся в проведении относительно громоздкой и сложной системы последовательных операций преобразования компонент гравитационного и магнитного поля Земли в пропорциональные электрические сигналы с помощью гравитационных датчиков, а именно: преобразования сигналов с помощью трехосных акселерометров и магнитометров; усиления и масштабирования сигналов датчиков; интегрирующего аналого-цифрового преобразования электрических сигналов; определения трех компонент гравитационного и магнитного полей по измеренным выходным сигналам геонавигационных датчиков; определения инклинометрических параметров забоя скважины по измеренным компонентам геофизических полей; измерения параметров вибрационной помехи; определения необходимого объема исходной выборки выходных сигналов акселерометров; произведения ограничения исходной выборки с использованием корреляционного анализа; определения истинных значений выходных сигналов акселерометров в результате итерационной процедуры обработки сформированной выборки указанных выходных сигналов.

В настоящее время при проведении бурения наклонно-направленных стволов скважин часто используется «метод короткого УБТ» (утяжеленной бурильной трубы) – технология расчета «абсолютного азимута» – это математический метод снижения азимутальных ошибок, вызванных магнитным влиянием составляющих компонент забойной компоновки низа бурильной колонны (КНБК), т. е. во время снятия инклинометрического замера в расчет принимается абсолютный азимут, который также является практически расчетным.

Основа данной технологии заключается «в невозможности использования достаточного количества немагнитных УБТ, при наличии которых возникают помехи по оси B_z, расположенной вдоль оси инструмента. Для решения этой проблемы в формулу расчета азимута операторы вносят рассчитанные перед началом бурения данные Dip (угол, на который отклоняется стрелка под действием магнитного поля Земли в вертикальной плоскости) и данные B_e (значение напряженности магнитного поля Земли в точке устья скважины) и исключают составляющую B_z» [2–16].

Применение данного способа по физической сути представляет собой полуавтоматическое введение поправки в измеренную компоненту B_z, вычисляемую по геометрическим параметрам КНБК и, в частности, зависящую от расположения в составе КНБК ферромагнитных компонент.

Таким образом, описанные технологические способы направлены на устранение только помех, создаваемых самоиндукцией в комплексе инклинометрических датчиков при вибрации в процессе бурения.

Авторы предлагают решение повышения точности инклинометрии в процессе бурения наклонно-направленных скважин на нефть и газ, при котором производится точная компенсация помех, наводимых крупными ферромагнитными комплексами в режиме online, что приводит к тому, что при измерении параметров геометрического положения забоя ствола бурящейся скважины практически нет необходимости в дополнительном введении различного рода поправок.

Анализ результатов расчетов магнитного поля. Основная типовая компоновка НБК представлена на рис. 1, где ВЗД – винтовой забойный двигатель, НУБТ – немагнитная утяжеленная бурильная труба.

Отметим, что в качестве примера приведены типовые геометрические размеры составных блоков КНБК, которые в каждом конкретном случае могут варьировать в несущественных для поставленной задачи пределах.

Таким образом, задача сводится к модели, представленной на рис. 2.

Аномальный магнитный потенциал намагничиваемого малого объема [17]

$$U^a = \frac{\boldsymbol{J}}{4\pi}\,\boldsymbol{grad}_M \frac{1}{R}\,dV, \tag{1}$$

где $R = \left|\boldsymbol{r}_A - \boldsymbol{r}_M\right|$, $\boldsymbol{r}_A\,(x,y,z)$, $\boldsymbol{r}_M\,(\xi,\eta,\varsigma)$, $\boldsymbol{R} = \boldsymbol{i}(x-\xi) + \boldsymbol{j}(y-\eta) + \boldsymbol{k}(z-\varsigma)$, $dV = d\xi\, d\eta\, d\varsigma$, связан с напряженностью магнитного поля соотношением $\boldsymbol{H}^a = -\boldsymbol{grad}_A U^a$.

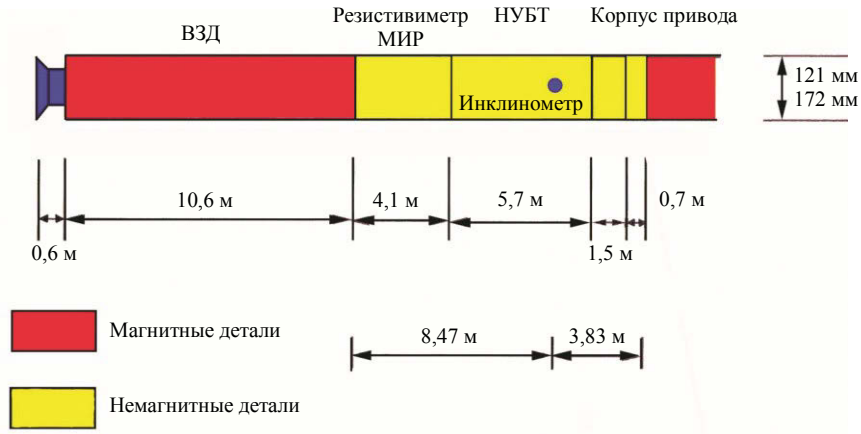


Рисунок 1. Основная типовая компоновка низа бурильной колонны
Figure 1. Typical bottomhole assembly

Для суммарной напряженности магнитного поля $\boldsymbol{H} = \boldsymbol{H}^0 + \boldsymbol{H}^a$ имеем [18]:

$$\boldsymbol{H} = \boldsymbol{H}^0 - \frac{1}{4\pi}\,\boldsymbol{grad}_A \int_V \boldsymbol{J}\;\boldsymbol{grad}_M \frac{1}{R}\,dV.$$

Намагниченность тела $\boldsymbol{J}$ связана с напряженностью магнитного поля как $\boldsymbol{J} = æ\boldsymbol{H} + \boldsymbol{I}_{OC}$, где æ – магнитная восприимчивость; $\boldsymbol{I}_{OC}$ – остаточная намагниченность [19].

Для магнитного поля без учета остаточной намагниченности тела [20]

$$\boldsymbol{H} = \boldsymbol{H}^0 - \frac{1}{4\pi}\,\boldsymbol{grad}_A \int_V æ\boldsymbol{H}\;\boldsymbol{grad}_M \frac{1}{R}\,dV. \tag{2}$$

Для внешних точек $\boldsymbol{r}_A \notin V$ это выражение является интегральной формулой для расчета составляющих напряженности поля, а для внутренних точек объема $\boldsymbol{r}_A \in V$ – системой интегральных уравнений Фредгольма II рода.

Первым, относительно грубым приближением решения задачи является приближение внутренней намагниченности стержня к величине $\boldsymbol{H} = \text{const}$, равной земному магнитному полю $\boldsymbol{H}^0$, без учета неоднородного намагничивания тела [18].

В этом случае величину æ$\boldsymbol{H}^0$ можно вынести из-под знака интеграла и интегралы получить аналитически.

В земном магнитном поле с одной составляющей H_x^0 для тонкого цилиндрического стержня, вытянутого вдоль оси X, длиной L, с малой площадью поперечного сечения $S = d\eta \cdot d\varsigma$ аномальные составляющие равны:

$$H_x^a = -\frac{æH_x^0 S}{4\pi}\int_L \frac{\partial^2}{\partial x \partial \xi}\frac{1}{R}d\xi, \qquad H_z = -\frac{æH_x^0 S}{4\pi}\int_L \frac{\partial^2}{\partial z \partial \xi}\frac{1}{R}d\xi.$$

В точках $z = 0$ на продолжении оси стержня получим:

$$H_x^a = -\frac{æH_x^0 S}{4\pi}\frac{\partial}{\partial x}\frac{1}{R}\bigg|_0^L = \frac{æH_x^0 S}{4\pi}\left(\frac{x-\xi}{R^3}\bigg|_0^L\right) = \frac{æH_x^0 S}{4\pi}\left(\frac{1}{(x-L)^2} - \frac{1}{x^2}\right),$$

$$H_z^a = \frac{æH_x^0 S}{4\pi} z\left(\frac{1}{R^3}\right)\bigg|_0^L = 0.$$

Эти выражения можно получить как разность значений поля для двух полубесконечных намагничивающихся стержней, отстоящих на расстоянии L вдоль оси X [21].

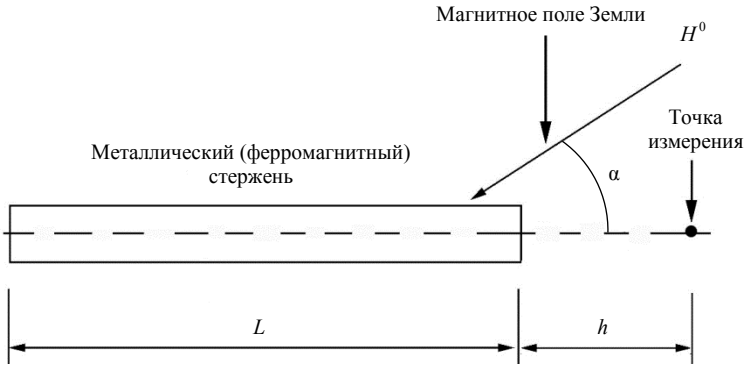


Рисунок 2. Модель стержня, намагничивающегося магнитным полем Земли
Figure 2. A model of a rod magnetized by the geomagnetic field

Для индукции $\boldsymbol{B} = \mu_0\boldsymbol{H} \cdot 10^9$ нТл расчетная формула для точки, отстоящей от намагничивающегося стержня, при $x = h + L$ имеет вид:

$$B_x^a = 100æH_x^0 S\left(\frac{1}{h^2} - \frac{1}{(h+L)^2}\right). \tag{3}$$

Для оценки, приближенной к реальной ситуации, примем параметры: æ = 50; длина стержня L = 10,6 м; расстояние до точки измерений h = 8,5 м; угол намагничивания α = 0°–90°; $H_x^0 = H^0 \cos\alpha$; модуль земного поля H^0 = 40 А/м; $S = \pi D/4$, где D – диаметр стержня, D = 0,17 м; получим максимальную величину аномального поля $B_{x\,\max}$ = 50 нТл (рис. 2).

Для оценки, приближенной к реальной ситуации, возьмем параметры: L = 10,6 м; h = 8,5 м; угол намагничивания α = 0°–90°; $H_x^0 = H^0 \cos\alpha$; модуль земного поля H^0 = 40 А/м; $S = \pi D/4$, D = 0,17 м; B_x^0 = 50 нТл (рис. 2).

Для точного расчета поля используются численные методы решения системы интегральных уравнений с помощью программного обеспечения 3D-MAGNIT, описанного в [18].

Для тех же исходных данных при æ = 50; L = 10 м; h = 10 м; S = 0,01 м^2; H^0 = 40 А/м результаты расчетов по системе интегральных уравнений представлены на рис. 3.

Таким образом, фактически при любом угле между осью стержня (ферромагнитными блоками КНБК) и силовой линией магнитного поля Земли появляется помеха, требующая учета при фиксировании параметров инклинометрии положения забоя бурящейся скважины.

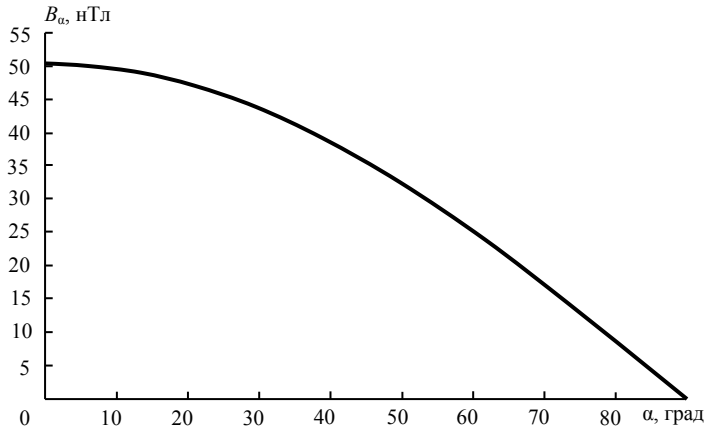


Рисунок 3. Зависимость наведенного магнитного поля B_α от угла между осью скважины и направлением магнитного поля Земли
Figure 3. Dependence of the induced magnetic field B_α on the angle between the borehole axis and the geomagnetic field direction

Отметим, что составляющие магнитного поля помехи имеют практически три ортогональные компоненты, и учитывать помехи только в B_z, как это делается способами, описанными ранее, значит допускать априорно практически не учитываемую погрешность других составляющих, измеряемых в процессе инклинометрии при бурении.

Крайне важное значение имеет фактическое расстояние между ферромагнитными составляющими КНБК и точкой измерения данных инклинометрии, а также реальная длина каждого магнитного блока. К примеру, перемещение такого блока с расстояния 10,6 м до 3,7 м (в три раза) привело к резкому – в пять раз – повышению создаваемого магнитным блоком мешающего магнитного поля.

Данный технологический прием реализуется устройством, содержащим микропроцессор (МП), цифровой потенциометр (ЦП) и рабочий соленоид, размещаемый на ферромагнитном блоке (рис. 4, где A, B, C – точки, из которых производится контроль и управление работой устройства; $И_п$ – источник питания; W – точка положения цифрового потенциометра; SPI или IPS – протокол передачи данных).

Интервал времени, в период которого производится измерение параметров (опрос датчиков) положения КНБК относительно магнитного поля Земли (инклинометрия), необходимо разделить на два диапазона. Фактически данный интервал многократно превышает необходимый для проведения первичной регистрации. В протоколе предусмотрен интервал времени (от 5 до 10 с в зависимости от того, какой канал связи используется) для опроса датчиков инклинометрии и отдельно

(дополнительно) интервал времени для передачи этих данных на центральный пульт бурения.

Во время первого интервала времени опроса производится запрос данных датчиков инклинометра. Система электромагнитного канала связи бурения (между КНБК и пультом управления бурением на поверхности) посылает управляющую команду на начало опроса датчиков – производится регистрация параметров пространственного положения КНБК, включая помехи, создаваемые ферромагнитными блоками компоновки. Эти данные поступают на устройство (рис. 4). Ранее они всегда через канал связи (электромагнитный или гидравлический) сразу поступали на центральный пульт бурения (для организации корректировки траектории бурения).

Сейчас данные после опроса датчиков поступают на устройство (рис. 4), включается компенсирующий соленоид (параметры тока через него дает МП, питание от –5 V до +5 V), который компенсирует помеху от ферромагнитного блока. После этого производится регистрация уже очищенных данных положения КНБК и передача именно этих данных на пульт управления бурением).

Во время второго диапазона интервала, отведенного на опрос инклинометра, производится следующее:

1. Данные инклинометрии, включающие помехи, поступают на МП, который производит формирование направления и амплитуды токов, направляемых на компенсационный соленоид, расположенный на ферромагнитном блоке КНБК. Направление данных для поправок на МП и их передача производится на комплекс R_1L по протоколам SPI или IPS.

2. Компенсационный соленоид, питаемый током, полученным от системы R_1L , от устройства, питаемого от –5 V до +5 V через цифровой потенциометр и систему R_1L, формирует магнитное поле, направленное на компенсацию помехи, вносимую ферромагнитными трубами, входящими в собранную на поверхности КНБК.

3. Производится повторная регистрация данных инклинометрии, уже с учетом поправок за помехи, которые и поступают на блок регистрации пульта управления на поверхность для управления траекторией бурения в режиме online.

Основное назначение рабочего соленоида – создавать во второй период измерения датчика скважинного инклинометра, входящего в КНБК, встречное (компенсирующее) магнитное поле и тем самым производить измерения пространственного положения оси скважины при практическом отсутствии помех.

Микропроцессор получает данные от датчика скважинного инклинометра, входящего в компоновку КНБК, измеренные в первый полупериод регистрации, содержащие информацию по углу наклона оси скважины по отношению к вектору магнитного поля Земли и азимуту оси скважины относительно горизонтальной составляющей вектора магнитного поля Земли.

По известным соотношениям [17, 21] действующее на рабочие соленоиды значение величины амплитуды магнитного поля:

$$B_x^0 = B^0 \cos\beta \cos\alpha; \qquad B_y^0 = B^0 \cos\beta \sin\alpha,$$

где α – угол между осью скважины и вектором магнитного поля Земли; β – магнитный азимут оси скважины; B^0 – модуль индукции магнитного поля Земли; B_x^0 и B_y^0 – ортогональные составляющие вектора магнитной индукции, действующие на ферромагнитные блоки КНБК.

По известному закону [21]

$$B = \mu\mu_0 nJ / l,$$

где μ – магнитная проницаемость среды соленоида; μ_0 – магнитная постоянная, $4\pi \cdot 10^{-7}$ Гн/м; l – длина соленоида, м; n – число витков; J – сила тока, А.

Знак рабочего тока J (к примеру, «+» или «–») в компенсационном соленоиде фактически позволяет формировать направление наведенного магнитного поля, равное создаваемому составляющей наведенного магнитного поля на ферромагнитный блок под воздействием составляющей магнитного поля Земли, но с другим знаком и практически компенсирующего его.

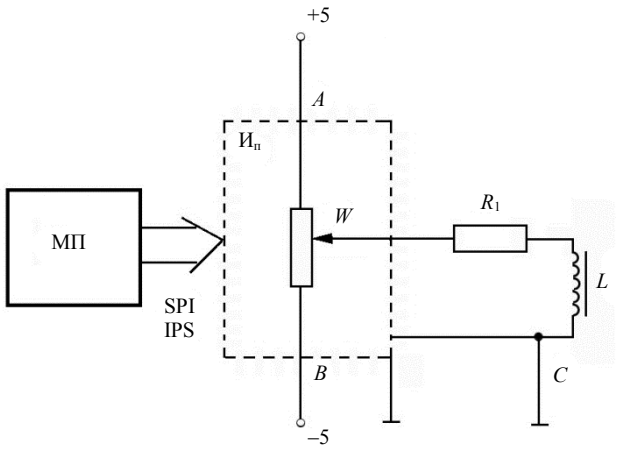


Рисунок 4. Устройство для реализации технологии
Figure 4. A device for the technology implementation

МП вычисляет напряжение, которое необходимо подать между точками W и C для создания условий протекания компенсационного тока через сопротивление R_1L.

Для установки цифрового потенциометра в нужное положение для создания заданного напряжения необходимо с процессора МП отправить последовательность импульсов по цифровому интерфейсу (SPI или IPS). В период отсутствия такой последовательности потенциометр установлен в среднее положение (спящий режим, рабочее напряжение отсутствует). В период создания (появления) рабочего напряжения 5 V необходимо отправить последовательность импульсов для установки потенциометра в крайнее верхнее положение (+5 V), например для установки в верхнее положение потенциометра с 256 ступенями необходимо отправить значение 255.

Выводы. Технический результат предположенного решения приводит к точной компенсации помех, наводимых крупными ферромагнитными системами в режиме online, при котором при регистрации параметров геометрического положения забоя ствола бурящейся скважины практически нет необходимости в дополнительном введении различного рода поправок, что, соответственно, приводит к повышению точности инклинометрии в процессе бурения наклонно-направленных скважин на нефть и газ. Оператору необходимо просто ввести данные расположения и геометрические параметры ферромагнитных блоков, которые вошли в комплекс КНБК при монтаже, и рабочая система, включающая МП и компенсационные соленоиды, позволит получить фактические данные пространственного расположения низа бурильной колонны.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Способ повышения точности инклинометрии в процессе бурения нефтегазовых скважин: заявка на пат. 2005121778 Рос. Федерация. заявл. 20.01.2007; Бюл. № 07.
2. Волков Б. П., Галлямов К. К., Кульчицкий В. В. Строительство и эксплуатация горизонтальных скважин на Самотлорском месторождении // Нефтяное хозяйство. 1997. № 6. С. 41–42.
3. Молчанов А. А. Измерение геофизических и технологических параметров в процессе бурения скважин. М.: Недра, 1983. С. 49–58.
4. Кейн С. А., Трохов В. В. Разработка технико-технологических рекомендаций по повышению качества выполнения проектной траектории наклонно-направленных скважин // Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. 2015. № 1. С. 6–9.
5. Жуков А. И., Чернов Б. С., Базлов М. Н. Эксплуатация нефтяных месторождений. М.: Гостоптехиздат, 1961. С. 103–119.
6. Заикин И. П., Кемпф К. В., Федоров А. И., Сурмин В. А., Львов А. В., Немцов А. А. Опыт бурения многоствольных скважин в Республике Коми // Научно-технический вестник ОАО «НК «Роснефть». 2011. С. 14–15.
7. Фрайя Хосе, Омер Эрве, Пулик Том, Джардон Майкл, Мируш Кайя, Паэс Рамиро, Сотомайор Габриель, Умуджоро Кеннет. Новые подходы к строительству многоствольных горизонтальных скважин // Нефтегазовое обозрение. Весна, 2003. С. 44–67.
8. Кульчицкий В. В., Григашкин Г. А., Ларионов А. С., Щебетов А. В. Геонавигация скважин. М.: МАКС Пресс, 2008. С. 204–312.
9. Модули инклинометрических систем APS. URL: https://all-pribors.ru/opisanie/72596-18-aps-technology (дата обращения: 16.05.2021).
10. Каротаж в процессе бурения. URL: https://rogtecmagazine.com/wp-content/uploads/2014/09/02_LWD-logging-while-drilling-Baker-Hughes-Weatherford-Halliburton-Schlumberger-ge-oil-gas-downhole-tools.pdf (дата обращения: 17.05.2021).
11. Горичка М. В., Кузнецов А. Б., Абзалов З. З., Бевзенко В. А. Замеры высокого разрешения // Бурение и нефть. 2018. № 9. С. 12–17.
12. Григулецкий В. Г., Лукьянов В. Т. Проектирование компоновок нижней части бурильной колонны. М.: Недра, 1990. 302 с.
13. Калинин А. Г., Никитин Б. А., Солодкий К. М., Султанов Б. З. Бурение наклонных и горизонтальных скважин. М.: Недра, 1997. 618 с.
14. Костин Ю. С. Современные методы направленного бурения скважин. М.: Недра, 1981. 152 с.
15. Повалихин А. С., Калинин А. Г., Бастриков С. Н., Солодкий К. М. Бурение наклонных, горизонтальных и многозабойных скважин. 2012. 645 с.
16. Сулакшин С. С. Направленное бурение. М.: Недра, 1987. 272 с.
17. Яновский Б. М. Земной магнетизм. Л.: ЛГУ, 1964. 446 с.
18. Винничук Н. Н., Костров Н. П., Ратушняк А. Н. Применение объемных интегральных уравнений в задачах магнитометрии. Екатеринбург: УрО РАН, 1999. 50 с.
19. Магниторазведка / под ред. В. Е. Никитского, Ю. С. Глебовского. М.: Недра, 1990. 470 с.
20. Кормильцев В. В., Ратушняк А. Н. Моделирование геофизических полей при помощи объемных векторных интегральных уравнений. Екатеринбург: РФФИ–УрО РАН, 2000. 98 с.
21. Логачев А. А. Магниторазведка. Л.: Недра, 1968. 296 с.

Поступила в редакцию 24 мая 2021 года

Сведения об авторах:

Теплухин Владимир Клавдиевич – доктор технических наук, руководитель отдела новых технологий Компании «Петротул-НБ». E-mail: teplukhin-v@yandex.ru
Зенков Валерий Викторович – инженер-электронщик отдела новых технологий Компании «Петротул-НБ». E-mail: valerii_zenkov@mail.ru
Ратушняк Александр Николаевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией Института геофизики УрО РАН. E-mail: geo_info@mail.ru
Байдиков Сергей Владимирович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института геофизики УрО РАН. E-mail: badikek@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-32-41

Increasing the accuracy of the directional survey when drilling oil and gas wells

Vladimir K. Teplukhin[1], Valerii V. Zenkov[1], Aleksandr N. Ratushniak[2], Sergei V. Baidikov[2]
[1] PetroTool, Oktyabrsky, Republic of Bashkortostan, Russia.
[2] Institute of Geophysics UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Introduction. *The method of directional survey is currently widely used when drilling horizontal and directional wells for oil and gas. The method includes a relatively cumbersome and complex system of*

sequential operations of converting the components of the Earth's magnetic field into proportional electrical signals using magnetometers, amplifying and scaling sensor signals, integrating analog-to-digital conversion of electrical signals, determination of the three components of magnetic fields from the measured output signals of geosteering sensors, and additional introduction of various kinds of corrections to determine the survey parameters of the bottom.

Methods of research. *The main objective of the research is to improve the accuracy of the directional survey while drilling directional wells for oil and gas. The process of drilling provides accurate online compensation for interference from large ferromagnetic complexes in the bottomhole assembly acting on the sensors of the inclinometer magnetic field components. The developed method for increasing the accuracy of the directional survey when drilling directional wells online eliminates the need for various additional corrections in the course of the drilled well bottom geometric position measurement.*

Results and analysis. *Analytical studies of the structure of the noise created by various magnetic blocks included in the drillsting assembly during installation have been carried out. A specialized device has been developed to control the directional survey process when drilling directional wells. A relatively simple set of processes reduced to magnetic blocks location data and geometric parameters introduction has been developed together with a working system including a microprocessor and compensation solenoids. It made it possible to obtain actual data on the spatial location of the drill string bottom in real time.*

Keywords: *precision directional survey; drilling; bottomhole assembly; ferromagnetic drill pipes; compensation solenoids; electromagnetic field.*

REFERENCES

1. Inchakov A. V., Steblev Iu. I., Grigashkin G. A. *A method of improving the accuracy of the directional survey when drilling oil and gas wells*. Patent application RF no. 2005121778; 2007. (In Russ.)

2. Volkov B. P., Galliamov K. K., Kulchitskii V. V. Construction and operation of horizontal wells at Samotlor field. *Neftianoe khoziaistvo = Oil Industry*. 1997; 6: 41–42. (In Russ.)

3. Molchanov A. A. *Measuring geophysical and process parameters when drilling wells*. Moscow: Nedra Publishing; 1983. (In Russ.)

4. Kein S. A., Trokhov V. V. Development of technical and technological recommendations on quality enhancement of project trajectory performance of directional wells. *Stroitelstvo neftianykh i gazovykh skvazhin na sushe i na more = Construction of Oil and Gas Wells on Land and Sea*. 2015; 1: 6–9. (In Russ.)

5. Zhukov A. I., Chernov B. S., Bazlov M. N. *Oil field exploitation*. Moscow: Gostoptekhizdat Publishing; 1961. (In Russ.)

6. Zaikin I. P., Kempf K. V., Fedorov A. I., Surmin V. A., Lvov A. V., Nemtsov A. A. Multilaterals wells drilling in the Komi Republic. *Nauchno-tekhnicheskii vestnik OAO NK Rosneft = Scientific and Technical Bulletin of Rosneft*. 2011: 14–15. (In Russ.)

7. Fraija J, Ohmer H, Pulick T, Jardon M, Kaja M, Paez R, Sotomayor GPG and Umudjoro K. New aspects of multilateral well construction. *Neftegazovoe obozrenie = Oilfield Review*. Spring; 2003. p. 44–67.

8. Kulchitskii V. V., Grigashkin G. A., Larionov A. S., Shchebetov A. V. *Geosteering*. Moscow: MAKS Press Publishing; 2008. p. 204–312. (In Russ.)

9. APS modules. Available from: https://all-pribors.ru/opisanie/72596-18-aps-technology [Accessed 16 May 2021]. (In Russ.)

10. *LWD measurement*. Available from: https://rogtecmagazine.com/wp-content/uploads/2014/09/02_LWD-logging-while-drilling-Baker-Hughes-Weatherford-Halliburton-Schlumberger-ge-oil-gas-downhole-tools.pdf [Accessed 17 May 2021]. (In Russ.)

11. Gorichka M. V., Kuznetsov A. B., Abzalov Z. Z., Bevzenko V. A. High definition surveys. *Burenie i neft = Drilling and Oil*. 2018; 9: 12–17. (In Russ.)

12. Griguletskii V. G., Lukianov V. T. *Bottomhole assembly design*. Moscow: Nedra Publishing; 1990. (In Russ.)

13. Kalinin A. G., Nikitin B. A., Solodkii K. M., Sultanov B. Z. *Drilling downholes and horizontal wells*. Moscow: Nedra Publishing; 1997. (In Russ.)

14. Kostin Iu. S. *Advanced methods of directional drilling of wells*. Moscow: Nedra Publishing; 1981. (In Russ.)

15. Povalikhin A. S., Kalinin A. G., Bastrikov S. N., Solodkii K. M. *Drilling directional, horizontal, and multilateral wells*. 2012. (In Russ.)

16. Sulakshin S. S. *Directional drilling*. Moscow: Nedra Publishing; 1987. (In Russ.)

17. Ianovskii B. M. *Earth's magnetism*. Leningrad: LSU Publishing; 1964. (In Russ.)

18. Vinnichuk N. N., Kostrov N. P., Ratushniak A. N. *Applying volume integral equations to solve the problems of magnetic measurements*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 1999. (In Russ.)

19. Nikitskii V. E., Glebovskii Iu. S (eds.) *Aeromagnetic survey*. Moscow: Nedra Publishing; 1990. (In Russ.)

20. Kormiltsev V. V., Ratushniak A. N. *Modelling geophysical fields by volume integral equations*. Ekaterinburg: RFFR–UB RAS Publishing; 2000. (In Russ.)

21. Logachev A. A. *Aeromagnetic survey*. Leningrad: Nedra Publishing; 1968. (In Russ.)

Received 24 May 2021

Information about authors:

Vladimir K. Teplukhin – DSc (Engineering), Head of Innovative Technology Department, PetroTool. E-mail: teplukhin-v@yandex.ru
Valerii V. Zenkov – electronic engineer, Innovative Technology Department, PetroTool. E-mail: valerii_zenkov@mail.ru
Aleksandr N. Ratushniak – PhD (Engineering), Head of the Laboratory, Institute of Geophysics UB RAS. E-mail: geo_info@mail.ru
Sergei V. Baidikov – PhD (Engineering), senior researcher, Institute of Geophysics UB RAS. E-mail: badikek@mail.ru

Для цитирования: Теплухин В. К., Зенков В. В., Ратушняк А. Н., Байдиков С. В. К вопросу о повышении точности инклинометрии в процессе бурения нефтегазовых скважин // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 6. С. 32–41. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-32-41
For citation: Teplukhin V. K., Zenkov V. V., Ratushniak A. N., Baidikov S. V. Increasing the accuracy of the directional survey when drilling oil and gas wells. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 6: 32–41 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-32-41

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО, ГЕОДЕЗИЯ И КАДАСТР

УДК 624.131.537; 624.131.524 DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-42-56

Напряженно-деформированное состояние и устойчивость бортов карьера Унгличикан

Горшков Н. И.[1]*, Краснов М. А.[1], Жданова С. М.[2]
[1] Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Россия
[2] Дальневосточный государственный университет путей сообщения, г. Хабаровск, Россия
e-mail: fem_soft@mail.ru

Реферат

Цель статьи *– выявить особенности формирования напряженно-деформированного состояния и оценить устойчивость бортов карьера Унгличикан и откосов его отвалов на основе расчетов, анализа и оценок по сертифицированной программе метода конечных элементов GenIDE32.*

Во введении *приводится описание особенностей природно-техногенных условий местоположения объекта исследования и геологической истории слагающих его горных пород.*

Актуальность исследования *определяется сложностью решения проблем проектирования глубоких и высоких горных сооружений, необходимостью учета технологии их возведения, определения их напряженно-деформированного состояния, а также устойчивости их элементов.*

Методология *выполнения численных расчетов, анализа и оценок напряженно-деформированного состояния системы «сооружение–геосреда» заключается в использовании всех средств интерфейса программы: значений, уровней значений, изолиний и графиков различных величин, в том числе графиков траекторий изменения напряженно-деформированного состояния в пространстве инвариантов тензора напряжений и относительных деформаций.*

Результаты *расчетов представлены как возможности программы в графическом показе последовательного формирования оползневых тел в бортах карьера и откосов отвалов с вертикальными трещинами. Окраска уровней значений величин фиксирует контуры оползневых тел, а соответствующая штриховка конечных элементов – места образования трещин.*

Выводы. *Результаты выполненных расчетов показали устойчивость горных сооружений для подобранных геометрических размеров элементов бортов карьера и откосов отвалов.*

Ключевые слова: *напряженно-деформированное состояние; устойчивость; грунтовое сооружение; карьер; отвал; поверхность скольжения; метод конечных элементов.*

Природно-техногенные условия места расположения карьеров.

Природные особенности местоположения объекта исследования. Объект исследования – золоторудный карьер Унгличикан, расположенный в восточной части Амурской области (*Инженерно-геологические условия разработки Унгличиканского месторождения. 2017. 29 с.*). На рассматриваемой площади многолетняя мерзлота имеет островной и редкоостровной характер, мощность многолетнемерзлых пород варьирует от 17 до 145 см. Зоны сквозных таликов приурочены, как правило, к разрывным нарушениям.

В геоморфологическом отношении территория представляет собой таежное среднегорье с абсолютными отметками 700–1087 м, расчлененное – массивно-грядовые горы с уплощенными широкими водоразделами, со склонами средней крутизны (10°–15°) и полого расчлененными на глубину 200–300 м трапециевидными долинами рек и ручьев.

В геолого-литологическом строении месторождения принимают участие палеозойские метаморфизованные вулканогенно-терригенные образования, представленные переслаивающейся толщей углеродистых слюдисто-кварцевых и серицит-хлорит-полевошпат-кварцевых сланцев златоустовской свиты (C_2zl), прорванные меловыми дайками андезитов.

Раздробленность массива пород обусловлена в основном тектоническими нарушениями различного порядка, проявляющимися в виде многочисленных субпараллельных и ветвящихся зон дробления и интенсивной трещиноватости. Степень дробления пород в ослабленных зонах различна. В зоне интенсивной трещиноватости порода разбита *сетью трещин на обломки размером от 2 × 2 × 2 до 15 × 10 × 7 см и более*. В зоне дробления порода состоит из щебенистого, щебенисто-глинистого материала с прослоями глинки трения мощностью от 1–2 до 5–10 см, реже до 15–50 см.

Степень нарушенности пород резко изменяется с глубиной. В пределах прибортового массива до глубины 40 м от поверхности земли степень распространенности пород, приуроченных к зонам дробления, изменяется от 0,0 до 17,1 %, составляя в среднем 3,3 %, а пород, приуроченных к зонам интенсивной трещиноватости, соответственно от 1,5 до 58,0 %, в среднем 23,8 %. Глубже 40 м распространенность пород зон дробления колеблется от 0,0 до 6,3 %, в среднем 2,7 %, распространенность пород зон интенсивной трещиноватости снижается до 1,3–18,4 %, при среднем значении 11,0 %.

В центральной части карьера в зоне оруденения до глубины 40 м распространенность пород зон дробления изменяется от 0,0 до 41,0 %, составляя в среднем 5,6 %. Породы зоны интенсивной трещиноватости распространены от 4,5 до 48,0 %, в среднем 27,3 %. Глубже 40 м распространенность пород зон дробления снижается до 0,0–10,2 %, в среднем до 3,3 %, распространенность пород зон интенсивной трещиноватости снижается до 1,8–29,8 %, в среднем до 14,3 %.

Трещины разнообразные по форме, преимущественно ступенчатые, меньше волнистые, реже плоские, преимущественно с шероховатой поверхностью, иногда с зеркалами скольжения, с углами наклона к оси керна 30°–60°, реже 10°–30° и 60°–90°. Среднее *расстояние между трещинами от 10 до 30 см, максимальное до 1,0 м*. По стенкам трещин развиты карбонитизация, окварцевание, сульфидизация в виде налета, пленок и корочек толщиной 1–3 мм. На участках, не нарушенных трещинами, модуль трещиноватости изменяется от 3 до 7 тр./м, что характеризует породы как слабо- и среднетрещиноватые.

По генезису выделяется три типа трещин: трещины отрыва, сланцеватости, скола.

Трещины отрыва представлены тремя системами, системы II и III являются сопряженными. По форме трещины волнистые, ступенчатые, сжатые и открытые, часто залеченные прожилками кварца мощностью 1–5 мм. По стенкам повсеместно отмечаются охры лимонита.

Наиболее широко среди трещин скола представлены трещины с азимутом простирания 250° и углом падения 65°, соответствующие залеганию тектонических нарушений зоны Унгличиканского разлома. Зоны дробления представляют собой дресвяно-щебнистые породы, связанные перетертым глинистым материалом, а также темно-серой глиной трения с малопрочной дресвой вмещающих пород. Мощность этих образований составляет *от первых сантиметров до 40–50 см*. Отдельность пород плитчатая и параллелепипедная, *блочность составляет от 2 × 5 × 10 до 60 × 80 × 150 см*.

Раздробленность пород в меньшей степени связана с выветриванием. В кровле скальные породы повсеместно выветрелые на глубину до 5,0–10,0 м.

Физико-механические параметры горных пород. Вмещающими породами на месторождении Унгличикан являются углеродисто-слюдисто-кварцевые сланцы златоустовской свиты, прорванные дайками андезитов. Рудные тела приурочены к брекчиям и метасоматитам.

Все породы участка умеренно и интенсивно метасоматически изменены, часто до серицит-кварцевых метасоматитов. Околорудные изменения проявлены процессами окварцевания, карбонитизации, альбитизации, сульфидизации. Вмещающие породы также умеренно катаклазированы.

По физико-механическим свойствам, в соответствии с классификацией ГОСТ 25100-2011, на месторождении выделены следующие инженерно-геологические элементы (ИГЭ):

ИГЭ-1. Дресвяно-щебенистый грунт с супесчаным и суглинистым заполнителем делювиально-элювиального генезиса залегает практически повсеместно с поверхности слоем мощностью от 1,8 до 5,6 м. На отдельных участках вскрыт техногенный грунт, представленный щебенистым и глыбовым материалом, используемый в качестве подсыпки под станок слоем мощностью 0,6–2,5 м. На устойчивость бортов влияния оказывать не будет.

ИГЭ-2. Сланцы слюдистые кварц-полевошпатовые серого, темно-серого цвета, с мелко- и микрозернистой структурой, линзовидно-слоистой, сланцеватой, полосчатой, местами плойчатой текстурой. Плотность изменяется от 2,44 до 2,75 г/см^3 и в среднем составляет 2,66 г/см^3. Предел прочности на одноосное сжатие в сухом состоянии изменяется от 23,0 до 59,9 МПа, в единичном случае 67,5 МПа, в среднем составляет 37,1 МПа, на растяжение – в среднем составляет 10,8 МПа, при водонасыщении прочность на сжатие изменяется от 21,5 до 49,5 МПа, в единичном случае 51,5 МПа, составляя в среднем 29,1 МПа, т. е. снижается на 21,5 %.

В соответствии с ГОСТ 25100-2011 сланцы слюдистые кварц-полевошпатовые классифицируются как средней прочности, очень плотные, неразмягчаемые, слабовыветрелые. Сланцы относятся к III категории пород по устойчивости.

ИГЭ-3. Сланцы слюдистые кварц-полевошпатовые окварцованные серого цвета, мелко- и микрозернистой структуры, линзовидно-слоистой, сланцеватой, местами плойчатой текстуры. Плотность изменяется от 2,61 до 2,75 г/см^3, в среднем составляет 2,70 г/см^3. Прочность окварцованных сланцев выше на 13–15 % прочности сланцев ИГЭ-2. Предел прочности на одноосное сжатие в сухом состоянии изменяется от 26,4 до 53,0 МПа, в единичном случае 73,0 МПа, в среднем составляет 44,3 МПа, в водонасыщенном состоянии снижается до 18,6–45,7 МПа, в единичном случае 67,8 МПа, при среднем значении 38,5 МПа. Прочность на растяжение в сухом состоянии в среднем составляет 15,2 МПа, в водонасыщенном состоянии 12,6 МПа.

В соответствии с ГОСТ 25100-2011 сланцы слюдистые кварц-полевошпатовые окварцованные классифицируются как средней прочности, очень плотные, неразмягчаемые, слабовыветрелые. Сланцы относятся к III категории пород по устойчивости.

ИГЭ-4. Андезит зеленовато-серый встречается в виде отдельных даек. Структура тонкозернистая. Текстура массивная. Объемная масса изменяется от 2,48 до 2,76 г/см^3, в среднем составляет 2,59 г/см^3. Предел прочности на одноосное сжатие в сухом состоянии изменяется от 38,6 до 82,6 МПа, при среднем значении 61,1 МПа, в водонасыщенном состоянии снижается до 24,1–47,8 МПа, при среднем значении 40,4 МПа (снижается на 34 %). Прочность на растяжение в сухом состоянии в среднем составляет 14,3 МПа, в водонасыщенном состоянии 10,6 МПа.

В соответствии с ГОСТ 25100-2011 андезит классифицируется как средней прочности, размягчаемый, плотный, средневыветрелый, среднепористый. Андезит отнесен ко II категории пород по устойчивости.

ИГЭ-5. Брекчия по андезитам тектоническая и брекчия по сланцам на карбонатном цементе близки по физико-механическим свойствам: средней прочности, размягчаемые, плотные, объединены в один инженерно-геологический элемент. Брекчия состоит из обломков пород, развитых на участках. Цемент – кварц-карбонатный или перетертая исходная порода. Прочность брекчии определяется видом и состоянием цемента. Брекчия отнесена к IV категории пород по устойчивости.

ИГЭ-6. Зона интенсивной трещиноватости представлена *крупнообломочным материалом*, размер обломков от 2 до 60 мм и крупнее. Обломочный материал пониженной прочности, сильновыветрелый представлен сланцами, метасоматитами, андезитами. Порода зоны отнесена к IV категории по устойчивости.

ИГЭ-7. Зона дробления представлена также *крупнообломочным материалом* с обломками размером от 2 до 60 мм. В отличие от материала зоны трещиноватости увеличивается содержание фракции размером менее 2 мм до 14 %. Наблюдаются прослойки глинистого материала (глинка трения). Обломочный материал пониженной прочности, сильновыветрелый, представлен сланцами, метасоматитами, андезитами. Порода зоны отнесена к IV категории по устойчивости.

ИГЭ-6 и ИГЭ-7 приурочены к зонам тектонических нарушений и образовались в результате сдвижек массива по этим зонам. При определенных условиях залегания могут служить зеркалами скольжения массива.

Гидрологические и геокриологические условия места строительства карьера. Район работ входит в Джагдинский криогенный гидрогеологический массив Амуро-Охотской гидрогеологической складчатой области.

В зависимости от литологического состава водовмещающих пород и условий залегания в них выделяются:

– пластово-поровые воды аллювиальных образований, развитые в поймах и надпойменных террасах ручьев Ягодный, Унгличикан, Березовый, Крещенский;

– пластово-поровые воды элювиально-делювиальных образований, получившие широкое площадное распространение на склонах сопок в глыбово-щебневых валунных образованиях;

– трещинные и трещинно-жильные воды, приуроченные к зонам интенсивной трещиноватости и дробления метаморфизованных сланцев златоустовской свиты.

На участке месторождения многолетняя мерзлота имеет островной (прерывистый) характер. Для площади характерно сезонное промерзание и оттаивание грунтов, а также широкое распространение склоновых и русловых наледей. Большая часть площади проектного карьера свободна от мерзлоты или имеет мерзлые породы небольшой мощности (0–70 м). Иногда распространение мерзлоты может носить временный характер, в отдельные годы отсутствует («перелетки»). Зоны сквозных таликов приурочены, как правило, к разрывным нарушениям и русловым участкам речных долин.

На площадке месторождения наблюдаются различные мерзлотные условия. В западной части, за пределами проектируемого карьера, многолетнемерзлые породы распространены в интервале глубин от 5 до 110–120 м (скважина У-4). В северо-восточной части (скважина У-5) многолетнемерзлые породы не зафиксированы. В юго-восточной части многолетнемерзлые породы зафиксированы на глубине 30–65 м, так называемый «перелеток», который зависит от температурных условий местности.

В зимнее время в таликовых зонах локализуются очаги разгрузки подземных вод и образуются наледи. Непосредственно в районе проектируемого карьера мощность многолетнемерзлых пород варьируется в пределах 0–70 м.

Геологические процессы и явления. В соответствии со СНиП 11-105-97 по совокупности факторов инженерно-геологические условия следует отнести к

III (сложной) категории. Определяющими факторами являются геоморфологические и геологические условия, зависящие от сильно расчлененного рельефа, наличия разломов и тектонических зон, повышенной сейсмической интенсивности.

Одна из важнейших задач оценки инженерно-геологических условий разработки месторождения – прогнозирование возникновения инженерно-геологических процессов и явлений, осложняющих условия эксплуатации карьера открытым способом.

В процессе разработки карьера возможны проявления следующих геологических процессов и явлений, осложняющих его разработку, имеющие место на разрабатываемом карьере месторождения Албын: наледеобразования, оползни, обвалы, осыпи. По геолого-литологическим и структурно-тектоническим особенностям, а также физико-географическим условиям месторождение Унгличикан аналогично месторождению Албын.

Обвалы и осыпи возникают в основном в результате подрезки склонов и вырубки древесной растительности. Обвалы и осыпи большой мощности неизбежны при вскрытии зон интенсивной трещиноватости и дробления, имеющих мощность более 20 м.

Осыпи формируются в подошве откоса бортов карьера на участках, сложенных элювиальными крупнообломочными разностями, в местах выхода на поверхность выветрелых, сильно трещиноватых сланцев, а также тектонических зон дресвяно-щебенистого состава.

Наледеобразование – процесс образования наледей в зимний период на участках разгрузки подземных вод и послойного их замерзания.

С целью снижения возможных последствий техногенного воздействия необходимо предусмотреть перехват и организацию поверхностного стока, планировку склонов с учетом их оползне- и обвалоопасности, а также устройство дренажа на обводненных участках.

Месторождение Унгличикан расположено в Селемджино-Кербинском блоке Амуро-Охотской геосинклинальной области, характеризующейся *повышенной сейсмичностью*.

Согласно плану *Общего сейсмического районирования территории Российской Федерации – ОСР2016* расчетная сейсмическая интенсивность площадки месторождения для средних грунтовых условий (*СП 14.13330.2014*), по картам ОСР-97 А и В определена в 7 баллов, по карте С – в 8 баллов.

Борта карьеров будут сложены сланцами различного состава, частично метасоматически измененными, относящимися к классу слабовыветрелых скальных грунтов средней прочности.

Основные выводы. В целом, горнотехнические и инженерно-геологические условия приемлемы для разработки открытым способом. Это обуславливается следующими особенностями:

– отдельные рудные тела имеют непосредственный выход на дневную поверхность;

– преобладание в строении месторождения скальных пород, что позволяет использовать тяжелую горную технику независимо от сезона;

– породы, вскрываемые при разработке месторождения, не газоносны, не склонны к самовозгоранию, радиоактивность не превышает естественной нормы; экологически вредные, токсичные примеси в рудах отсутствуют.

Осложняющими факторами являются:

– неравномерное распределение полезного ископаемого в пределах контура карьера;

– приуроченность месторождения к скальным породам с наклонным и крутым залеганием;

– наличие зон интенсивной трещиноватости и зон дробления;

– наличие в разрезе протяженных, соизмеримых с размерами карьеров, зон повышенной трещиноватости и зон дробления (*представленных дресвяными разностями*), *существенно влияющих на устойчивость бортов*;

– наличие грунтов разной прочности, плотности и степени размягчаемости в воде в пределах одной литологической разности;

– *наличие трещинных вод на участках, приуроченных к зонам дробления*, что способствует увеличению степени водопроводимости пород и в конечном итоге *влияет на снижение устойчивости бортов карьера на таких участках массива*;

– процесс промерзания и оттаивания совместно с техногенной трещиноватостью, возникающей в ходе горных работ, будут способствовать большему дроблению пород и увеличению их проницаемости.

Таблица 1. Расчетные значения параметров горных пород бортов карьера и откосов отвалов

Table 1. Parameter design values for the rocks building up open pit walls and dumps slopes

ИГЭ и наименование грунта	γ_i, кН/м^3	E, МПа	ν	φ_i (R_c), град (МПа)	C_i (R_t), кПа (МПа)
ИГЭ-1. Дресвяно-щебенистый грунт с супесчаным и суглинистым заполнителем делювиально-элювиального генезиса	18,0	35,0	0,27	33,0	8,0
ИГЭ-2. Сланцы слюдистые кварц-полевошпатовые	26,6	5000,0	0,14	32,7 (29,1)	195,0 (8,7)
ИГЭ-3. Сланцы слюдистые кварц-полевошпатовые окварцованные	27,0	5500,0	0,55	30,7 (38,5)	284,0 (12,6)
ИГЭ-4. Андезит	25,9	510,0	0,22	35,8 (40,4)	– (10,6)
ИГЭ-5. Брекчия	25,4	270,0	0,35	32,4 (30,1)	– (9,1)
ИГЭ-6. Дресвяно-щебенистый (отвал)	20,0	50,0	0,27	30,0	20,0

γ_i – удельный вес горной породы; E – модуль деформации или упругости; ν – коэффициент относительного поперечного расширения (Пуассона); φ_i (R_c) – угол внутреннего трения (предел прочности на одноосное сжатие); C_i (R_t) – удельное сцепление (предел прочности на одноосное растяжение).

Особенности моделирования напряженно-деформированного состояния (НДС) элементов системы «сооружение–геосреда».

Состояние вопроса по особенностям проектирования грунтовых сооружений (карьеров и отвалов). Основной проблемой проектирования карьеров и отвалов, как, впрочем, и других инженерных сооружений, является малый объем необходимой геотехнической информации. На весь объем горнотехнических выработок с их информацией о свойствах горных пород как потенциальных полезных ископаемых приходится всего несколько инженерно-геологических выработок (скважин) с информацией о физико-механических свойствах горных пород. Полученные по ним данные необходимо экстраполировать на весь массив горных пород, вмещающих карьеры и отвалы. Расчеты, выполняемые при проектировании инженерных сооружений, включая горные, имеют большую степень неопределенности. Как от-

мечено в статье [1], несмотря на это, аварии системы *сооружение–основание* чрезвычайно редки, что говорит о малой чувствительности (робастности) этой системы к таким неопределенностям.

Построение расчетной схемы модели системы. Геомеханические модели системы создавались на основе разработанной методики анализа и оценки НДС элементов системы *сооружение–геосреда*, основные принципы которой изложены в статьях [2–4]. В качестве средства расчета НДС элементов системы и ее устойчивости принят метод конечных элементов (МКЭ). На его основе разработаны алгоритмы сертифицированного программного продукта GenIDE32 (*Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2011613111. Расчет взаимодействия сооружений с геосредой методом конечных элементов. Авторы Горшков Н. И., Краснов М. А. Зарегистрировано в Реестре программ для ЭВМ 20 апреля 2011 года*).

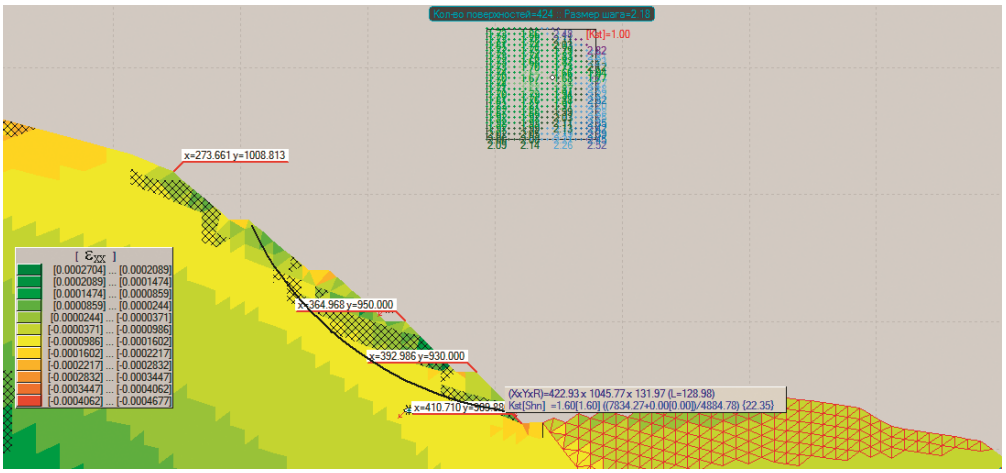


Рисунок 1. Уровни значений горизонтальных относительных деформаций ε_{xx}, зоны *пластичности* и условие устойчивости до моделирования экскавации 5-го слоя: $k_{st\ \min} = 1{,}60 > [k_{st}] = 1{,}20$

Figure 1. Levels of horizontal relative strains ε_{xx} values, zones of *plasticity*, and stability condition before modeling the fifth layer excavation: $k_{st\ \min} = 1.60 > [k_{st}] = 1.20$

Значения деформационных и прочностных параметров природных горных пород, материалов элементов системы приняты по документам, представленным в отчете (*Инженерно-геологические условия разработки Унгличиканского месторождения. 2017. 29 с.*), табл. 1. Значения параметров, которые не определялись в отчете (*Инженерно-геологические условия разработки Унгличиканского месторождения. 2017. 29 с.*), взяты из [5, 6], (*Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов, уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Л.: ВНИМИ, 1965. 164 с.*).

Наиболее проблематичным являлся выбор расчетных значений удельного сцепления для скальных грунтов ИГЭ.

Значение удельного сцепления грунтов в массиве $C_м$ может быть вычислено по формуле:

$$C_м = \frac{C_о}{\left[1 + a \cdot \ln\left(H / l\right)\right]}, \qquad (1)$$

где $C_о$ – значение удельного сцепления грунта в образце (*Методические указания по определению углов*…, табл. 10); *a* – значение коэффициента, зависящего от проч-

ности грунта в монолитном образце (по таблице a = 6); H – высота борта (по разнице отметок на разрезе 312 м); l – средний размер блоков (п. 1.2 отчета: «блочность составляет от 2 × 5 × 10 до 60 × 80 × 150 см», принято 0,40 м).

Расчет $C_м$ = 0,195 МПа по формуле (1) произведен для значений удельных сцеплений образцов горных пород в водонасыщенном состоянии. Это наиболее опасный случай при оценке устойчивости бортов карьеров.

В расчетных схемах разрезов карьеров приняты расчетные значения параметров грунтов ИГЭ № 2 для карьера БП 66 и ИГЭ № 3 для карьера БП 120.

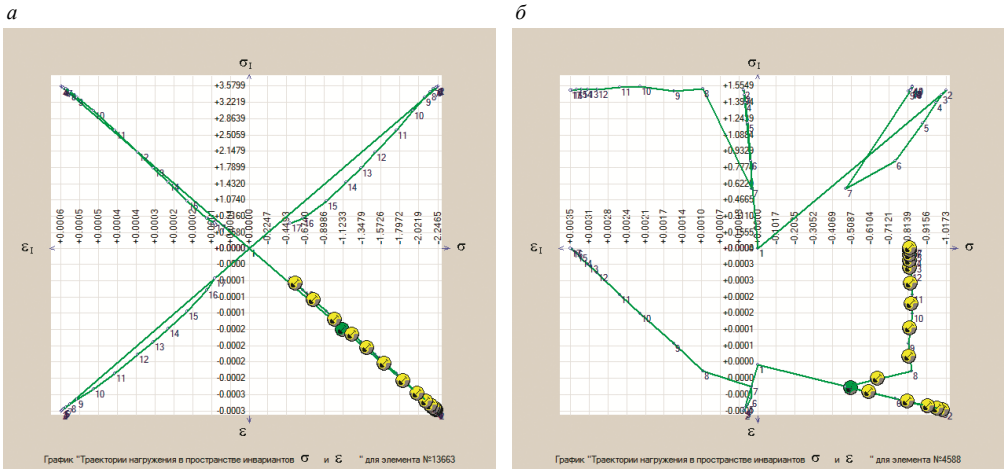


Рисунок 2. Графики траекторий в пространстве инвариантов тензора напряжений σ_{ij} и относительных деформаций ε_{ij} в КЭ:
а – подножия левого борта; *б* – подножия 7-го уступа левого борта
Figure 2. Graphs of trajectories in the space of stress tensor invariants σ_{ij} and relative strains ε_{ij} in the FE:
а – the foot of the left side; *б* – the foot of the 7th bench of the left side

Расчетное значение удельного сцепления в массиве для ИГЭ № 3, вычисленное по формуле (1): $C_м$ = 0,284 МПа. Параметры, входящие в формулу (1): $C_о$ = 11 МПа; H = 215 м; a = 6; l = 0,50 м.

В расчетных схемах отвала для его основания приняты расчетные значения параметров грунтов ИГЭ № 2, а для грунтов отвала расчетные значения параметров из табл. 1.

Организация и особенности вычислительного процесса. В расчетах НДС систем была принята нелинейная модель грунта на основе ассоциированного закона пластического течения с условием текучести по Кулону–Мору [7]. В этой модели, широко применяемой в расчетах грунтовых оснований и массивов горных пород с середины 1970-х гг., используются всего четыре стандартных параметра: E – модуль упругости (деформации), ν – коэффициент Пуассона, C – удельное сцепление, φ – угол внутреннего трения. Они определяются при испытаниях горных пород в стандартных геотехнических приборах.

Эта модель удовлетворительно предсказывает несущую способность оснований инженерных сооружений, а также их устойчивость.

Во всех расчетах учитывалась последовательность строительства сооружения. На каждом этапе моделирования устройства элемента сооружения (уменьшение расчетной области – «экскавация» или ее увеличение – «насыпь») для выполнения условий неразрывности деформаций на границах контакта «нового» элемента с основанием и(или) «старым» элементом вводились компенсационные силы.

На каждом этапе моделирования средствами интерфейса компьютера выполнялись анализ и оценка прочности, несущей способности, устойчивости и деформируемости каждого элемента модели системы и всей системы в целом.

При оценке устойчивости системы от действия сил гравитации вычисление коэффициента запаса устойчивости k_{st} выполнялось по линиям скольжения круглоцилиндрической или произвольной форм с использованием варианта «предельных касательных напряжений»: $k_{st} = \tau_u / \tau$ [8]. В расчетах устойчивости на действие гравитационных и сейсмических сил использовался вариант Г. М. Шахунянца [9].

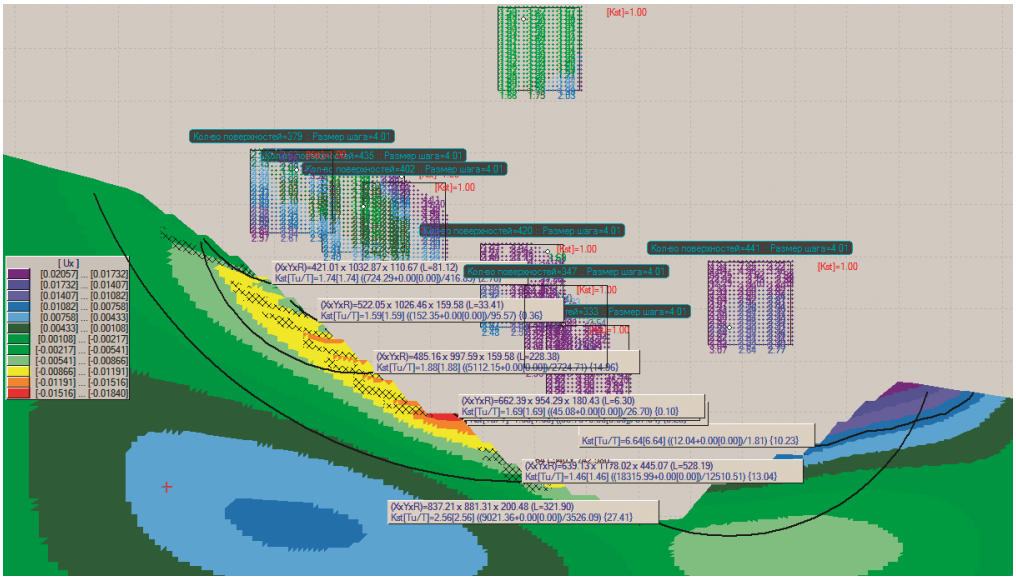


Рисунок 3. Оценка устойчивости бортов карьера (действие объемных сил гравитации) после последнего этапа экскавации; уровни значений горизонтальной компоненты вектора смещений u_x, м (от начального НДС)

Figure 3. Open pit walls stability analysis (the effect of volumetric gravity forces) after the last stage of excavation; value levels of displacement vector horizontal component u_x, m (from the initial stress-strain state)

В расчетах, согласно утверждению заказчика, принято нормированное значение коэффициента запаса устойчивости $[k_{st}] = 1{,}20$, при учете сейсмики $[k_{st}] = 1{,}10$.

Критериальные оценки НДС элементов модели системы. Анализ НДС элементов системы выполнялся на основе теоретических положений литературы [10–14] и всех имеющихся средств интерфейса программного средства GenIDE32: изолиний, уровней, эпюр значений вычисляемых величин, а также результатов мониторинга вычисляемых величин в значимых конечных элементах и узлах (пользовательские графики).

Критериальные оценки для сооружения и его элементов выполнялись на основе условий действующих нормативных документов.

Оценка элементов сооружения по первому предельному состоянию – по прочности и несущей способности – производится по стандартной формуле (*СП 22.13330.2016. Основания зданий и сооружений. Актуализированная редакция СНиП 2.02.01-83* / МРР РФ. М.: Минрегион России, 2016. 220 с.*):

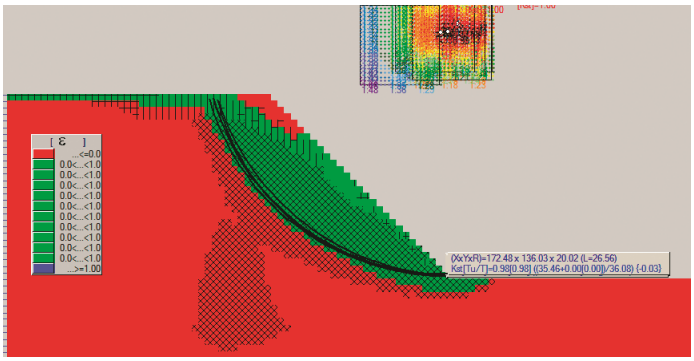
$$\gamma_{\text{lc}} F \le \left(\gamma_{\text{c}} F_u \gamma_{\text{cl}}\right) / \gamma_n, \qquad (2)$$

где F – обобщенное силовое воздействие (расчетные значения усилий, моментов, напряжений и т. п.); F_u – обобщенная несущая способность (значения усилий,

моментов, напряжений, условий прочности или других параметров, устанавливаемых нормами проектирования); γ_{lc} – коэффициент сочетания нагрузок; γ_c – коэффициент условий работы; γ_{cl} – дополнительный коэффициент условий работы; γ_n – коэффициент надежности сооружения.

Оценка устойчивости модели системы выполняется по известному условию (*СП 116.13330.2012. Инженерная защита территорий, зданий и сооружений от опасных геологических процессов. Актуализированная редакция СНиП 22.02-2003. М.: ОАО ЦПП, 2012. 30 с.*): $k_{st} \geq [k_{st}]$, где k_{st} и $[k_{st}]$ – расчетное и нормированное (допускаемое) значения коэффициента запаса устойчивости.

а



б

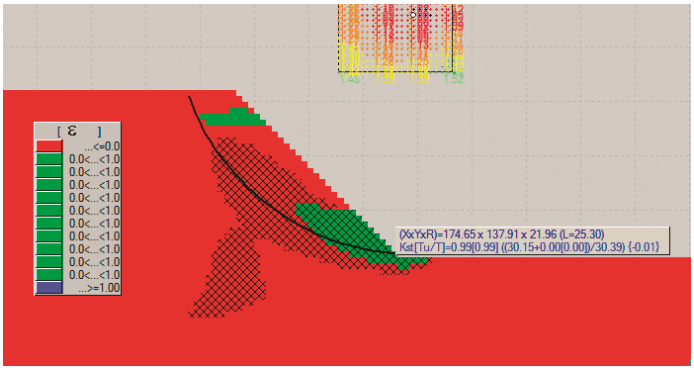


Рисунок 4. Зоны *пластичности* и уровни значений шарового инварианта тензора относительных деформаций ε для систем:
а – выемка–геосреда; б – насыпь–геосреда

Figure 4. Zones of *plasticity* and value levels of the spherical tensor invariant of relative strains ε for systems:
а – cut-geologic environment; б – fill-geologic environment

Анализ и оценка НДС элементов системы «сооружение–геосреда».

Результаты решения для модели системы «карьер–геосреда» на БП 88. Геометрические размеры карьера (заложение бортов) определялись методом последовательных приближений на основе расчетов НДС системы *карьер–геосреда*. В каждом определении сначала выполнялись расчеты начального напряженно-деформированного состояния массива горных пород. По значениям уровня вида деформированного состояния (Надаи–Лоде) ε_v массив горных пород в целом находился в состоянии одноосного сжатия: $\varepsilon_v \approx -1$, нижняя приповерхностная его часть – в состоянии чистого сдвига: $\varepsilon_v \approx 0$.

Далее выполнялось послойное моделирование экскавации горных пород из карьера (рис. 1). При решении задачи на экране компьютера появляются зоны

пластичности–сжатия (одноосное сжатие со сдвигом и наоборот – заштрихованные под углом крестообразно конечные элементы) или зоны *пластичности–растяжения* (заштрихованные вертикально или горизонтально, а также вертикально и горизонтально конечные элементы). Зоны *пластичности* – это зоны предельного состояния.

При экскавации верхняя часть обнаженного левого борта карьера частично приходит в предельное состояние (рис. 1).

На каждом этапе экскавации осуществляется поиск линии скольжения с $k_{st\,\min}$. На рис. 1 представлено поле поиска с количеством линий скольжения (424 шт.) и размерами шага между центрами дуг линий скольжения (2,18 м).

Здесь необходимо отметить, что при моделировании экскавации горных пород из массива в правом нижнем борту карьера зон *пластичности* не возникало.

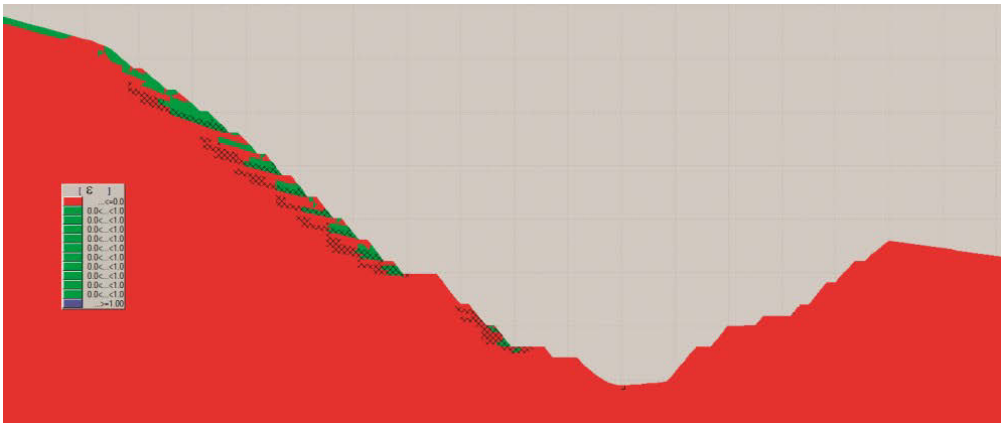


Рисунок 5. Карьер БП 88: зоны *пластичности* и уровни значений шарового инварианта тензора относительных объемных деформаций ε

Figure 5. BP 88 open pit: zones of *plasticity* and value levels of the spherical tensor invariant of relative volumetric strains ε

Интерфейс программы позволяет выводить на экран компьютера поля вектора смещений u_i в виде трех результатов текущего расчета: «абсолютный»; «от начального НДС»; «между этапами изменения» расчетной схемы, как по технологии (экскавации), так и по приложенным нагрузкам. Это позволяет видеть слабоизученное в геомеханике движение кругов «вращения» в массиве горных пород [4, 15].

Изменение НДС элементов системы анализировалось и в мониторинговых конечных элементах и узлах, расположенных на линиях скольжения с $k_{st\,\min}$. Анализ НДС выполнялся на основе графиков траекторий нагружения в пространстве инвариантов тензора напряжений σ_{ij} и относительных деформаций ε_{ij} [3, 4].

На рис. 2 показаны такие графики. В пространстве вторых инвариантов тензора напряжений и относительных деформаций σ_i–ε_i отображаются деформации формы или сдвига, в пространстве первых инвариантов этих тензоров σ–ε отображаются деформации объема. На рис. 2, *а* все траектории разгрузочные, в первую очередь в пространстве σ_i–σ, а деформации формы и объема упругие. На рис. 2, *б* на графиках для приповерхностного конечного элемента (КЭ), расположенного в средней части борта (У = 870 м), характерны более сложные деформации. В пространстве σ_i–σ грунт испытывает сложные траектории гистерезисного типа *нагрузка–разгрузка*, а в пространстве σ_i–ε_i видна значительная по размеру площадка сдвига. Именно в горных породах средней части борта и выше возникли зоны *пластичности*.

На рис. 3 приведены результаты расчета устойчивости после последнего 14-го этапа экскавации. Все условия устойчивости на действие объемных *сил гра-*

витации на линиях скольжения с $k_{st\,\min}$ выполняются: $k_{st\,\min}$ = 1,46–1,88 ≥ [k_{st}] = 1,20 (левый борт) и $k_{st\,\min}$ = 2,56 ≥ [k_{st}] = 1,20 (правый борт).

Для демонстрации возможностей программы, на рис. 4 представлены результаты исследования НДС и устойчивости выемки (d_u = 15,4 м; 1 : m = 1 : 1) и насыпи (h = 15,4 м; 1 : m = 1 : 1), имеющих одинаковые геометрические размеры и значения параметров деформируемости и прочности. Проводилось послойное их моделирование: h_i = 1,05 м. В выемке горные породы борта пришли в предельное состояние по устойчивости при глубине d_u = 15,4 м с образованием вертикальных трещин, что является одним из признаков окончания образования оползневого тела,

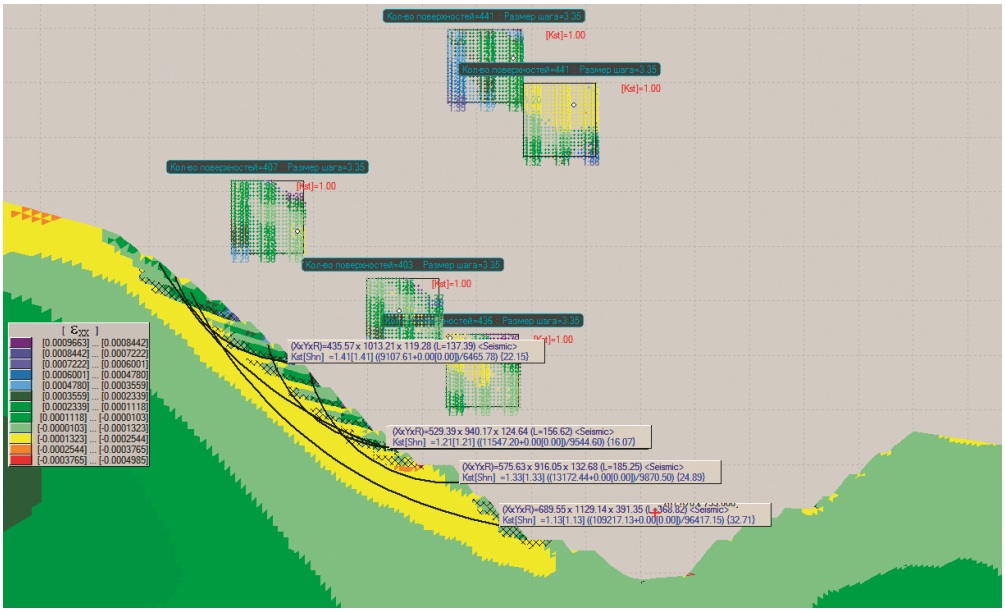


Рисунок 6. Оценка устойчивости левого борта карьера (действие сил гравитации и сейсмика) после последнего этапа экскавации; уровни значений горизонтальной компоненты тензора относительных деформаций ε_{xx}

Figure 6. Open pit left wall stability analysis (action of gravity and seismic forces) after the last stage of excavation; values levels of relative strains tensor horizontal component ε_{xx}

$k_{st\,\min}$ = 0,98. При высоте насыпи h = 15,4 м большая часть горных пород ее откоса перешла в предельное состояние, но без образования вертикальных трещин. Оползневое тело в насыпи полностью проявилось только при высоте насыпи h_u = 19,80 м. В верхней части массива насыпи, за бровкой откоса, появились вертикальные трещины. Контуры призм оползания хорошо проявляют себя при выводе на экран компьютера уровней значений средней относительной объемной деформации ε. Вывод на экран расчетной схемы в двух цветах значений этой величины (ε ≤ 0 – красная или более темная окраска, ε > 0 – зеленая или более светлая окраска) фиксирует контуры оползневого тела, рис. 4, *а*. Логично, что линии скольжения с $k_{st\,\min}$ проходят вблизи границ, где объемные деформации равны нулю: ε = 0.

Для задачи с карьером Унгличикан на рис. 5 видны зародыши оползневых тел, образовавшихся в массиве пород левого борта. В массиве правого борта их нет. Результаты расчета указывают, что имеет смысл иногда устраивать на поверхности борта более широкие бермы с целью прерывания образования зон *пластичности*.

Результаты расчетов показали, что на расчетной схеме карьера БП 88 не возникают зоны *пластичности–растяжения*, там нет мест с вертикальной штриховкой.

Из результатов расчетов становится ясно, что начало круглоцилиндрической линии скольжения с $k_{st\,\min}$, как и некруглоцилиндрической, почти всегда совпадает с нулем значений величины ε_v или максимумами значений на эпюрах выводимых величин относительных смещений: ε_{xx}, ε_{yy} и др. Эпюры строятся в узлах или в КЭ на поверхности массива. По теории механики разрушения при $\varepsilon_v \approx 0$ (параметр вида деформированного состояния) в этом месте могут образоваться вертикальные трещины за счет чистого сдвига, а не растяжения.

Здесь можно отметить, что возникновение вертикальных трещин уменьшает площадь зон *пластичности* и повышает значение коэффициента запаса устойчивости бортов на сотые доли k_{st}.

Кроме того, при расчетах по разрезу БП 88 выполнена оценка устойчивости грунта бортов карьера на действие сил *гравитации и сейсмики* (коэффициент сейсмичности $k_c = 0{,}02$ при 8 баллах). Результаты расчетов показали, что условия устойчивости при таких воздействиях также удовлетворяются (рис. 6).

Заключение. Результаты исследований НДС и устойчивости горных сооружений месторождения Унгличикан имеют следующий вид.

В сечении БП 88 карьера условия устойчивости удовлетворяются на действие сил гравитации: $k_{st\,\min} = 1{,}46–1{,}88 \geq [k_{st}] = 1{,}20$ (левый борт) и $k_{st\,\min} = 2{,}56 \geq [k_{st}] = 1{,}20$ (правый борт), а также на действие сил гравитации и сейсмических воздействий: $k_{st\,\min} = 1{,}13–1{,}41 \geq [k_{st}] = 1{,}10$ (левый борт).

В сечении БП 120 карьера условия устойчивости удовлетворяются на действие сил гравитации: $k_{st\,\min} = 1{,}73–1{,}87 \geq [k_{st}] = 1{,}20$ (левый борт) и $k_{st\,\min} = 2{,}15 \geq [k_{st}] = 1{,}20$ (правый борт), а также на действие сил гравитации и сейсмических воздействий $k_{st\,\min} = 1{,}18–1{,}45 \geq [k_{st}] = 1{,}10$ (левый борт) и $k_{st\,\min} = 2{,}15 \geq [k_{st}] = 1{,}10$ (правый борт).

В сечении отвала условия устойчивости на действие сил гравитации $k_{st\,\min} = 1{,}25–1{,}58 \geq [k_{st}] = 1{,}20$ (правый откос) и сил гравитации и сейсмических воздействий $k_{st\,\min} = 1{,}19–1{,}39 \geq [k_{st}] = 1{,}10$ (правый откос) удовлетворяются.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Барвашов В. А. Решение «смешанной задачи» и учет влияния разрушения грунта под краями фундамента на поведение сооружения // Основания, фундаменты и механика грунтов. 2018. № 2. С. 2–5.

2. Горшков Н. И., Краснов М. А. Сравнительная оценка напряженно-деформированного состояния грунтовых сооружений (выемки и насыпи) на основе МКЭ // Строительная механика и расчет сооружений. 2011. № 5. С. 4–11.

3. Горшков Н. И., Краснов М. А. Напряженно-деформированное состояние и устойчивость бортов карьера на основе расчетов МКЭ (плоская и осесимметричная задачи) // Горный журнал. 2014. № 5. С. 37–44.

4. Горшков Н. И., Краснов М. А., Юань Ц., Жданова С. М. Особенности напряженно-деформированного состояния систем «выемка–геосреда» и «насыпь–геосреда» в процессе моделирования их возведения // Транспортные сооружения. 2020. № 2. URL: https://t.-s./today/PDF/11SATS220.pdf. DOI: 10.15862/11SATS220

5. Распределение и корреляция показателей физических свойств горных пород / М. М. Протодьяконов [и др.]. М.: Недра, 1981. 192 с.

6. Прочность и деформируемость горных пород / Ю. М. Карташов [и др.]. М.: Недра, 1979. 269 с.

7. Фадеев А. Б. Метод конечных элементов в геомеханике. М.: Недра, 1987. 221 с.

8. Хуан Я. Х. Устойчивость земляных откосов: пер. с англ. В. С. Забавина. М.: Стройиздат, 1988. 240 с.

9. Шахунянц Г. М. Железнодорожный путь. М.: Транспорт, 1987. 479 с.

10. Terzagi K. Theoretical soil mechanics. New York: Wiley, 1943. 510 p.

11. Ухов С. Б. Расчет сооружений и оснований методом конечного элемента. М.: МИСИ, 1973. 118 с.

12. Zienkiewicz O. C., Humpheson C., Lewis R. W. Associated and non-associated visco-plasticity and plasticity in soil mechanics // Geotechnique. 1975. No. 4. P. 671–689.

13. Duncan J. M., Dunlop P. Development of failure around excavated slopes // Journal of Soil Mechanics and Foundation Division. 1970. Vol. 96. No. SM2. P. 471–494.

14. Desai C. S. Some aspects of constitute models for geologic media // Third International Conference of Numerical Methods in Geomechanics. Aachen, 2–6 April 1979. P. 299–308.

15. Федоровский В. Г., Ильин С. Г. О коэффициентах запаса // Основания, фундаменты и механика грунтов. 2015. № 2. С. 2–7.

Поступила в редакцию 22 июня 2021 года

Сведения об авторах:

Горшков Николай Иванович – доктор технических наук, доцент кафедры мостов, оснований и фундаментов Тихоокеанского государственного университета. E-mail: fem_soft@mail.ru; https://orcid.org/0000-0001-7493-4541
Краснов Михаил Александрович – инженер кафедры мостов, оснований и фундаментов Тихоокеанского государственного университета. E-mail: mike_mail@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-3550-9654
Жданова Светлана Мирзахановна – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры строительства Дальневосточного государственного университета путей сообщения. E-mail: mirzahanovna@mail.ru; https://orcid.org/0000-0001-7105-3597

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-42-56

Stress-strain state and stability of the Unglichikan open pit walls

Nikolai I. Gorshkov[1], Mikhail A. Krasnov[1], Svetlana M. Zhdanova[2]
[1] Pacific National University, Khabarovsk, Russia.
[2] Far Eastern State Transport University, Khabarovsk, Russia.

Abstract
Research objective *is to identify the features of stress-strained state development and estimate the stability of Unglichikan open pit walls and dump slopes based on calculation, analysis, and estimation with the certified finite element method GenIDE32.*
The introduction *describes features of research object location natural-technogenic conditions and geological history of rocks building up the research object.*
Research relevance *is due to complex solution to deep and high mountain structures design problems, account for construction technologies, and stress-strained state and elements stability determination.*
Methods *of the stress-strained state numerical calculation, analysis, and estimation for the "structure–geological environment" system consists in using all tools of the program's interface, namely, values, value levels, isolines and graphs for different quantities, including the graphs of stress-strained state behavior trajectories in the space of the stress tensor invariants and relative strains.*
Results *of calculation are presented as the program's capabilities in graphic representation of the sequential development of mudslides in open pit walls and dump slopes with vertical fissures. Colors of magnitude levels specify the contours of mudslides, while the corresponding shading of finite elements indicates the fissure formation sites.*
Conclusions. *Calculation results proved the stability of the mountain structures for the selected size dimensions of open pit walls and dump slopes.*

Keywords: *stress-strained state; stability; soil structure; open pit; dump; glide surface; finite element method.*

REFERENCES

1. Barvashov V. A. Effect of subsoil discontinuities on superstructure behavior. *Osnovaniia, fundamenty i mekhanika gruntov = Soil Mechanics and Foundation Engineering*. 2018; 2: 2–5. (In Russ.)
2. Gorshkov N. I., Krasnov M. A. Comparative estimate of soil structures (cuts and fills) stress-strained state based on FEM. *Stroitelnaia mekhanika i raschet sooruzhenii = Mechanics of Structures and Analysis of Structures*. 2011; 5: 4–11. (In Russ.)
3. Gorshkov N. I., Krasnov M. A. Stress-strain state and stability of the sides of the pit based on the calculation of the plain and axisymmetric problems. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2014; 5: 37–44. (In Russ.)
4. Gorshkov N. I., Krasnov M. A., Iuan Ts., Zhdanova S. M. Peculiarities of the stress-strain state of the "excavation–geo-environment" and "embankment–geo-environment" systems in the process of erecting them. *Transportnye sooruzheniia = Transport Works*. 2020; 2. Available from: https://t.-s./today/PDF/11SATS220.pdf. (In Russ.) doi: 10.15862/11SATS220
5. Protodiakonov M. M. (ed.) et al. *Distribution and correlation of rock physical properties indicators*. Moscow: Nedra Publishing; 1981. (In Russ.)
6. Kartashov Iu. M. (ed.) et al. *Strength and strain characteristics of rocks*. Moscow: Nedra Publishing; 1979. (In Russ.)
7. Fadeev A. B. *The finite element method in geomechanics*. Moscow: Nedra Publishing; 1987. (In Russ.)
8. Yang H. Huang. *Stability analysis of earth slopes: translation from English*. Moscow: Stroiizdat Publishing; 1988.
9. Shakhuniants G. M. *Railroad*. Moscow: Transport Publishing; 1987. (In Russ.)
10. Terzagi K. *Theoretical soil mechanics*. New York: Wiley, 1943. 510 p.
11. Ukhov S. B. *Analysis of structures and foundation by the finite element method*. Moscow: MISI Publishing; 1973. (In Russ.)
12. Zienkiewicz O. C., Humpheson C., Lewis R. W. Associated and non-associated visco-plasticity and plasticity in soil mechanics. *Geotechnique*. 1975; 4: 671–689.

13. Duncan J. M., Dunlop P. Development of failure around excavated slopes. *Journal of Soil Mechanics and Foundation Division*. 1970; 96(SM2): 471–494.

14. Desai C. S. Some aspects of constitute models for geologic media. In: *Third International Conference of Numerical Methods in Geomechanics. Aachen, 2–6 April 1979*. P. 299–308.

15. Fedorovskii V. G., Iliin S. G. Safety factors. *Osnovaniia, fundamenty i mekhanika gruntov = Soil Mechanics and Foundation Engineering*. 2015; 2: 2–7. (In Russ.)

Received 22 June 2021

Information about authors:

Nikolai I. Gorshkov – DSc (Engineering), associate professor of the Department of Bridges, Bases, and Substructures, Pacific National University. E-mail: fem_soft@mail.ru; https://orcid.org/0000-0001-7493-4541
Mikhail A. Krasnov – engineer, Department of Bridges, Bases, and Substructures, Pacific National University. E-mail: mike_mail@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-3550-9654
Svetlana M. Zhdanova – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Construction, Far Eastern State Transport University. E-mail: mirzahanovna@mail.ru; https://orcid.org/0000-0001-7105-3597

Для цитирования: Горшков Н. И., Краснов М. А., Жданова С. М. Напряженно-деформированное состояние и устойчивость бортов карьера Унгличикан // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 6. С. 42–56. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-42-56
For citation: Gorshkov N. I., Krasnov M. A., Zhdanova S. M. Stress-strain state and stability of the Unglichikan open pit walls. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 6: 42–56 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-42-56

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 621.86:531.8 DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-57-64

Влияние силы Кориолиса на кинематику куска в рабочем пространстве измельчителя

Косарев Н. П.[1], Зубов В. В.[1]*, Потапов В. Я.[1], Потапов В. В.[1]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: 2c1@unbox.ru

Реферат

Актуальность работы. *Выпускаемые в настоящее время роторные истиратели имеют недостаточную эффективность, которая характеризуется главным образом степенью измельчения. Основная причина сложившейся ситуации заключается в недостаточной изученности процессов, протекающих в лабиринтном роторе встречного удара при измельчении материала, и, как следствие, в недостаточной научной обоснованности методов проектирования. Геометрические параметры и скорость вращения рабочего органа до настоящего времени назначаются эмпирически по принципу подобия, что неминуемо приводит к отклонениям тонины и производительности измельчения от заданных значений. Совершенствование конструкции, позволяющее повысить эффективность работы устройств, невозможно без анализа кинематики куска в канале измельчителя. Особое внимание следует уделить влиянию силы Кориолиса на кинематику куска, что позволит научно обосновать зависимость, определяющую соотношение между конструктивными параметрами и технологическими показателями оборудования.*

Методология. *В ходе проведенного исследования использовался факторный анализ, синтез данных и методы математического и физического моделирования.*

Объект исследования *– роторные измельчители для подготовки горной породы к опробованию.*

Предмет исследования *– рабочий процесс роторного измельчителя встречного удара.*

Задача исследования *– повышение эффективности работы роторного измельчителя руды за счет анализа движения частиц в каналах ротора.*

Методы исследования. *Анализ движения частиц в каналах ротора выполнен с использованием положений теоретической механики и теории удара, а в качестве математического аппарата выступает дифференциальное исчисление.*

Результаты и выводы. *Необходимо на базе анализа предложенной теории движения частиц, основываясь на качественных представлениях процессов в роторе измельчителя встречного удара, сформировать основу для получения количественных зависимостей, предназначенных для конструкторских расчетов. Это позволит совершенствовать методики проектирования и создания роторного измельчителя нового типа. Установлено, что сила Кориолиса снижает относительную скорость куска не более чем на 20,3 % в зависимости от принятых допущений.*

Ключевые слова: *роторный измельчитель; кинематика куска; геометрия канала; удар; уравнение баланса энергии удара; коэффициент трения; сила Кориолиса; дифференциальные уравнения.*

Введение. В подготовке аналитических проб используются устройства для измельчения, обеспечивающие требуемый для исследования гранулометрический состав ископаемого. В основном оборудование для подготовки проб представлено дезинтеграторами, дисмембраторами, истирателями и измельчителями с ротором встречного удара (ИРВУ).

Сравнительный анализ конструкций измельчающих устройств показал, что наиболее подходящими для аналитических проб являются измельчители роторного

типа (ИРВУ), которые опережают все прочие в своем классе по производительности и надежности при минимальных габаритных размерах и массе.

Исследование особенностей конструкции ИРВУ. Устройства, использующие для измельчения встречный удар, по принципу действия близки к дезинтеграторам. На рис. 1 схематично показан рабочий орган ИРВУ.

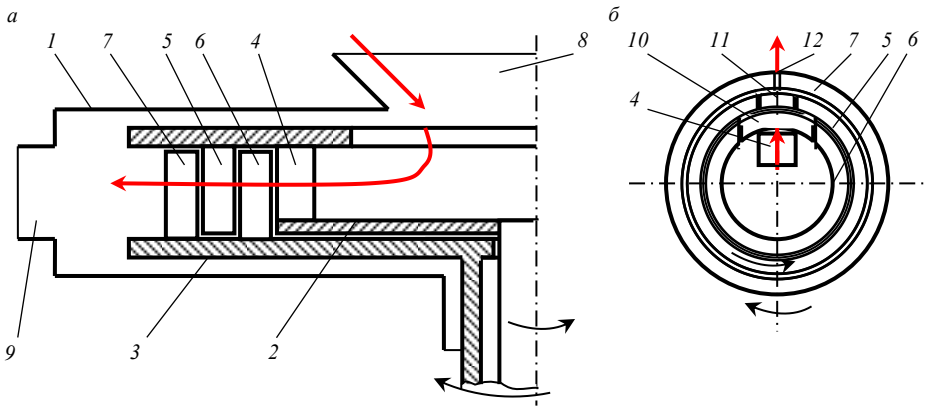


Рисунок 1. Рабочий орган ИРВУ:
а – корпус рабочего органа; *б* – кольцевые выступы
Figure 1. The grinding member of a counter-impact rotor grinder (IRVU):
а – the body of the grinding member; *б* – collars

В корпусе *1* (рис. 1, *а*) смонтированы диски *2*, *3*. На диске *2* выполнены подающие стойки *4* в количестве 4–6 шт. и кольцевой выступ *5*, а на диске *3* – кольцевые выступы *6* и *7*. Привод (на рис. 1 не показан) осуществляет вращение дисков в противоположных направлениях. На рис. 1, *б* условно изображены кольцевые выступы *4–7*. В них выполнены прорези (каналы) *10*, *11*, *12*, равномерно распределенные по окружности (показано по одному каналу в каждом выступе). Между стойками *4* и выступом *6*, а также между выступами *5*, *6* и *7* имеются гарантированные зазоры. Выступы и диски в сборе образуют подобие лабиринта, поэтому ротор получил название лабиринтного. Корпус имеет загрузочную воронку *8* и выпускной штуцер *9* [1–4].

Наиболее широко распространены ИРВУ, ротор которых содержит четыре кольцевых ряда активных элементов, первый из которых представлен подающими стойками. В качестве общего случая рассмотрим измельчение материала, имеющего исходный вид кусков с характерным размером $d_к$ = 1–10 мм.

Процесс воздействия ротора на материал включает три стадии:

1) дробление куска между подающими стойками и вторым рядом;

2) измельчение осколков между вторым и третьим рядами;

3) измельчение частиц между третьим и четвертым рядами.

Особенность работы ИРВУ [5–10] с многорядным ротором состоит в отсутствии сведений о состояния материала после первой и второй стадий измельчения. Известно, какой вид имеет материал на входе и на выходе ротора, т. е. перед первой и после третьей стадии. Что происходит с материалом в самом роторе, остается неизвестным. Проводились эксперименты, в которых изменялось число стадий, однако надежная информация об их результатах не обнаружена. Именно недостаточность описания как теоретических, так и опытных исследований постадийного изменения состояния материала заставила проанализировать данный вопрос.

Анализ движения частиц. Прежде всего следует проанализировать кинематику куска материала, находящегося под воздействием подающей стойки. Это

тем более важно в условиях высоких скоростей и малых размеров, присущих ротору ИРВУ.

Особое внимание следует уделить влиянию силы Кориолиса на кинематику куска [11–15].

На рис. 2 показана схема радиального перемещения куска по поверхности стойки ($F_{цб}$ – центробежная сила, Н). Наличие относительной скорости v_r, м/с, обусловливает возникновение силы Кориолиса $F_К$, Н, прижимающей кусок к стойке. Сила трения качения между стойкой и куском $F_{тр}$, м, снижает относительную скорость.

В том случае, когда кусок имеет форму, близкую к сферической (гранулированный материал), будет иметь место его качение по рабочей поверхности стойки. При этом $F_{тр}$ представляет собой силу трения качения, и ее влиянием можно пренебречь.

Рассмотрим случай, когда форма куска близка к параллелепипеду.

Допущения: начальная относительная скорость куска равна нулю; ориентация поверхности контакта радиальная.

Сила трения скольжения:

$$F_{тр} = F_К f = 2m\omega_1 v_r f,$$

где f – коэффициент трения скольжения куска по стойке; m – масса частицы, кг; ω_1 – угловая скорость, с$^{-1}$.

Уравнение сил имеет вид дифференциального уравнения второго порядка:

$$m\frac{d^2r}{dt^2} = m\omega_1^2 r - 2m\omega_1 f\frac{dr}{dt}, \tag{1}$$

или

$$\frac{d^2r}{dt^2} + 2\omega_1 f\frac{dr}{dt} - \omega_1^2 r = 0,$$

где d – диаметр куска, м; r – радиус перемещения частицы, м; t – время, с.

Интегралом уравнения (1) является выражение:

$$r = C_1 e^{s_1 t} + C_2 e^{s_2 t}, \tag{2}$$

где $s_{1,2}$ – обратная величина времени перемещения частицы до r_{11}, с$^{-1}$,

$$s_{1,2} = \frac{-2\omega_1 f \pm \sqrt{(2\omega_1 f)^2 + 4\omega_1^2}}{2} = -\omega_1 f \pm \omega_1\sqrt{f^2+1}, \tag{3}$$

а C_1 и C_2 – постоянные интегрирования, м, определяются из начальных условий

$$\begin{cases} t = 0 & C_1 + C_2 = r_{11}; \\ t = 0 & \dfrac{dr}{dt} = v_{r0} = 0, \end{cases} \tag{4}$$

где v_{r0} – начальная относительная скорость куска.

Дифференцирование уравнения (2) с подстановкой в него (3) при $t = 0$ приводит начальные условия (4) к системе:

$$\begin{cases} C_1 + C_2 = r_{11}; \\ -C_1\omega_1\left(\sqrt{1+f^2}+f\right) + C_2\omega_1\left(\sqrt{1+f^2}-f\right) = 0, \end{cases}$$

где r_{11} – радиус перемещения частицы на входе, м.

Решение:

$$C_1 = r_{11}\frac{\sqrt{1+f^2}-f}{2\sqrt{1+f^2}}; \qquad C_2 = r_{11}\frac{\sqrt{1+f^2}+f}{2\sqrt{1+f^2}}. \tag{5}$$

Результат подстановки (3) и (5) в (2) следующий:

$$r = \frac{r_{11}}{2\sqrt{1+f^2}}\left[\left(\sqrt{1+f^2}-f\right)e^{-\omega_1\left(\sqrt{1+f^2}+f\right)t} + \left(\sqrt{1+f^2}+f\right)e^{\omega_1\left(\sqrt{1+f^2}-f\right)t}\right]. \tag{6}$$

Путем дифференцирования (6) получена формула относительной скорости:

$$v_r = \frac{r_{11}\omega_1}{2\sqrt{1+f^2}}\left[e^{\omega_1\left(\sqrt{1+f^2}-f\right)t} - e^{-\omega_1\left(\sqrt{1+f^2}+f\right)t}\right]. \tag{7}$$

Для числовой оценки v_r необходима подстановка в (7) конкретного значения времени t.

Найдем период времени, требуемый для перемещения куска из положения r_{11} в положение r_{12}. Это можно сделать путем решения уравнения (6) относительно t. Воспользуемся методом последовательных приближений, задаваясь значениями t до тех пор, пока не выполнится равенство $r \approx r_{12}$.

Осуществим данную операцию для исходных данных: r_{11} = 40 мм; r_{12} = 85 мм; ω_1 = 300 с$^{-1}$. Коэффициент трения ориентировочно f = 0,5. Получается $t = t_{12}$ = = 0,0026 с.

Рассмотрим возможность разрушения ударом на первой стадии измельчения кускового материала.

Экспериментальная установка имела ширину пазов ротора первой стадии измельчения, равную a = 10 мм. Соответственно, количество пазов z = 24. Следовательно, угол поворота ротора при прохождении стойкой паза составляет:

$$\Delta_\varphi = a/r = 0{,}118.$$

Суммарная угловая скорость роторов, вращающихся навстречу со скоростью 300 рад/с:

$$\omega_с = 2\omega = 600.$$

Таким образом, время прохождения стойкой паза составляет, с:

$$t_п = \frac{\Delta\varphi}{\omega_с} = 19{,}7\cdot 10^{-5}.$$

При радиальной скорости движения куска $v_{r12} \approx 7$ м/с расстояние, которое пройдет кусок, мм:

$$\Delta S = v_{r12} t_{\text{п}} \approx 1,4.$$

Следовательно, ни одна частица крупностью (–7+1) мм не сможет полностью попасть в канал второго ряда. Поэтому в первой стадии измельчения будет происходить скол. Крупные частицы будут измельчаться за несколько сколов в первой стадии измельчения. Так, частица крупностью 7 мм будет расколота не меньше чем на 7 кусков. С учетом того, что при каждом сколе хрупких материалов образуется несколько осколков, степень измельчения крупных частиц будет больше 6–8 мм.

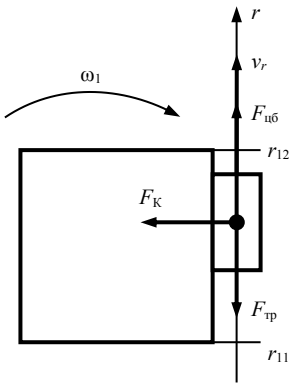


Рисунок 2. Перемещение куска по подающей стойке
Figure 2. Lump's movement along the feeding rack

Вычислим значение относительной скорости куска v''_{r12}, подставив найденное t_{12} в (7). В результате вычислений $v''_{r12} = 7,17$ м/с. Сопоставление данного значения с величиной, полученной без учета влияния силы Кориолиса и равной 9 м/с, показывает, что сила трения куска о поверхность подающей стойки привела к снижению относительной скорости.

В приведенном расчете принято допущение, что в момент вхождения куска в контакт с подающей стойкой его скорость равна нулю.

Рассмотрим другой случай: кусок входит в контакт, обладая скоростью $v_{r0} > 0$, которую он приобрел в результате падения через загрузочную воронку.

Допущения: скорость v_{r0} направлена по радиусу ротора; высота падения равна наружному диаметру ротора d_{42}.

Тогда начальные условия примут вид:

$$\begin{cases} t = 0 & C_1 + C_2 = r_{11}; \\ t = 0 & \dfrac{dr}{dt} = v_{r0} = \sqrt{2gd_{42}}, \end{cases}$$

или

$$\begin{cases} C_1 + C_2 = r_{11}; \\ -C_1\omega_1\left(\sqrt{1+f^2} + f\right) + C_2\omega_1\left(\sqrt{1+f^2} - f\right) = \sqrt{2gd_{42}}, \end{cases}$$

где g – ускорение свободного падения, м/с.

Откуда

$$C_1 = \frac{r_{11}\omega_1\left(\sqrt{1+f^2} - f\right) - \sqrt{2gd_{42}}}{2\omega_1\sqrt{1+f^2}};$$

$$C_2 = \frac{r_{11}\omega_1\left(\sqrt{1+f^2} + f\right) + \sqrt{2gd_{42}}}{2\omega_1\sqrt{1+f^2}},$$

и, следовательно,

$$r = \frac{r_{11}\left(\sqrt{1+f^2} - f\right) - \sqrt{2gd_{42}}}{2\omega_1\sqrt{1+f^2}} e^{-\omega_1\left(\sqrt{1+f^2}+f\right)t} +$$
$$+ \frac{r_{11}\left(\sqrt{1+f^2} + f\right) + \sqrt{2gd_{42}}}{2\omega_1\sqrt{1+f^2}} e^{\omega_1\left(\sqrt{1+f^2}-f\right)t}. \quad (8)$$

Следующим шагом должно стать получение уравнения $v_r(t)$, аналогичного (7). Для снижения трудоемкости дальнейших выкладок целесообразно использовать конкретные значения входящих в (8) параметров.

Величины r_{11}, r_{12}, f, ω_1 те же, что и в случае $v_{r0} = 0$. Примем $r_{42} = 0{,}065$ м, тогда $d_{42} = 0{,}13$ м и $v_{r0} \approx 1{,}6$ м/с.

Подстановка чисел в (8) дает уравнение:

$$r = 0{,}0087e^{-485t} + 0{,}0313e^{185t}. \quad (9)$$

Величина t, при которой $r = r_{12}$, найдена методом последовательных приближений: $t = 0{,}0022$ с.

Дифференцируем (9):

$$dr/dt = v_r = -4{,}22e^{-485t} + 5{,}79e^{185t}. \quad (10)$$

Подставив в (10) найденное значение времени, получим скорость выхода куска из контакта со стойкой $v_{r12}''' = 7{,}25$ м/с, что на 19,4 % меньше.

Результаты и выводы. Одна из основных задач теоретического исследования состояла в том, чтобы, основываясь на качественных представлениях процессов в роторе ИРВУ, сформировать основу для получения количественных зависимостей, предназначенных для конструкторских расчетов. Установлено, что сила Кориолиса снижает относительную скорость куска не более чем на 20,3 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Zubov V. V., Simisinov D. I., Akhlyustina N. V., Khazin M. L., Davydov S. Ya. Determination of the parameters of a counterblow grinder // Refractories and Industrial Ceramics. 2018. Vol. 58. No. 5. January. P. 521–524.

2. Afanasev A. I., Simisinov D. I., Potapov V. Ya. Strengthening the blades of a high-speed mixer on the basis of wear curves // Refractories and Industrial Ceramics. 2016. Vol. 56. Issue 5. P. 452–455.

3. Ляпцев С. А., Ахлюстина Н. В. Моделирование движения частицы в измельчителе // Известия вузов. Горный журнал. 2007. № 8. С. 107–110.

4. Ахлюстина Н. В., Зубов В. В. Аэродинамика ротора измельчителя встречного удара // Фундаментальные исследования. 2014. № 8. С. 1279–1282.

5. Levdanskiy E. I., Levdanskiy I. A. Improvement of processes of gribing operation and deslimation of sylvinite ore before flotation // Proceedings of BSTU. 2015. No. 3. P. 99–104.

6. Матвеев А. И., Винокуров В. Р. Изучение эффективности работы центробежной мельницы многократного ударного действия при отрицательных температурах // ГИАБ. 2011. № 10. С. 256–258.

7. Ахлюстина Н. В., Зубов В. В. Управление воздушным потоком в каналах ротора измельчителя встречного удара // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 3. С. 126–132.

8. Угольников А. В., Макаров В. Н., Макаров Н. В. Оптимизация геометрических параметров гидровихревого инерционного стратификатора Вентури // Записки Горного института. 2019. Т. 240. С. 638–648.

9. Халкечев К. В., Халкечев Р. К. Математическая модель разрушения поликристаллов при квазистатических и ударных нагрузках // ГИАБ. 2011. Спец. вып. Методы математического моделирования в горной промышленности. С. 22–26.

10. Gazaleeva G. I., Tsherbakova Z. H., Tchervyakov S. A., Ivanova S. P. Modern methods of ultrafine grinding and selective disclosure of minerals // XV Anniversary Balkan Mineral Processing Congress. Bulgaria, 2013. P. 123–127.
11. Блехман И. И., Мышкис А. Д., Пановко Я. Г. Прикладная математика: предмет, логика, особенности подходов. С примерами из механики. М.: ЛЕНАНД, 2018. 376 с.
12. Корчевский А. Н., Назимко Е. И., Серафимова Л. И., Науменко В. Г. Подготовительные процессы при обогащении полезных ископаемых. Дробление, измельчение, грохочение и классификация. Донецк: ДонНТУ, 2017. 180 с.
13. Брагин В. Г., Волков Е. Б., Казаков Ю. М. Теоретическая механика. Екатеринбург: УГГУ, 2018. 249 с.
14. Iskenderov R., Lebedev A., Zacharin A., Lebedev P., Marjin N. Constructive and regime parameters of horizontal impact crusher of grain // Earth and Environmental Science: materials IOP Conf. Series. 2019. No. 403. P. 012057.
15. Thomasa T., Hendriks W., Poelb der Bvan. Size distribution analysis of wheat, maize and soybeans and energy efficiency using different methods for coarse grinding // Animal Feed Sci. and Tech. 2018. No. 240. P. 11–21.

Поступила в редакцию 25 июня 2021 года

Сведения об авторах:

Косарев Николай Петрович – доктор технических наук, профессор, главный редактор журнала «Известия Уральского государственного горного университета». E-mail: iuggu-journal@yandex.ru; https://orcid.org/0000-0001-5690-7654
Зубов Владимир Владимирович – кандидат технических наук, доцент кафедры эксплуатации горного оборудования Уральского государственного горного университета. E-mail: 2c1@unbox.ru; https://orcid.org/0000-0003-4862-523X
Потапов Валентин Яковлевич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горной механики Уральского государственного горного университета. E-mail: valentin.potapov@m.ursmu.ru; https://orcid.org/0000-0002-0128-5859
Потапов Владимир Валентинович – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры горного дела Уральского государственного горного университета. E-mail: vladimir.potapov@m.ursmu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-57-64

Coriolis force impact on lump kinematics in a grinder workspace

Nikolai P. Kosarev[1], Vladimir V. Zubov[1], Valentin Ia. Potapov[1], Vladimir V. Potapov[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract
Research relevance. *Currently produced rotary grinders are not efficient enough, while their efficiently is mainly characterized by the degree of fineness. This is due to sparse knowledge of the processes occurring in the counter-impact labyrinth rotor when the material is being ground, and therefore insufficient scientific substantiation of the design methods. The grinding member's geometry and rotation speed have been set empirically according to the similarity principle, which inevitably results in grinding fineness and efficiency deviation from the set values. It seems impossible to improve the design and therefore the running efficiency of the equipment unless the kinematics of a lump in the channel of the grinder is analyzed. Particular attention should be paid to the Coriolis force impact on the kinematics of a lump. It will make it possible to scientifically substantiate the dependence between equipment design and technological parameters.*
Methods of research *included the factor analysis, data synthesis, and methods of mathematical and physical modeling.*
Object of research *is a rotary grinder preparing rocks for sampling.*
Subject of research *is the workflow of the counter-impact rotary grinder.*
Research objective *is to increase the efficiency of the ore rotary grinder by analyzing particles movement in the rotor channels.*
Methods of research *includes the analysis of particles motion in the rotor channels using the provisions of theoretical mechanics and the theory of impact. The differential calculus acts as a mathematical apparatus.*
Results and summary. *Based on the proposed particle motion theory analysis and qualitative representations of the processes in the rotor of the counter-impact grinder, it is essential to form the foundation to obtain quantitative dependencies for design calculations. This will improve the methods of design and construction of a new type of rotary grinder. It was found that the Coriolis force reduces the relative speed of a lump by not more than 20.3% depending on the assumptions made.*

Keywords: *rotary grinder; lump kinematics; channel geometry; impact; impact energy balance equation; friction coefficient; Coriolis forces; differential equations.*

REFERENCES

1. Zubov V. V., Simisinov D. I., Akhlyustina N. V., Khazin M. L., Davydov S. Ia. Determination of the parameters of a counterblow grinder. *Refractories and Industrial Ceramics*. 2018; 58(5, January): 521–524.

2. Afanasev A. I., Simisinov D. I., Potapov V. Ia. Strengthening the blades of a high-speed mixer on the basis of wear curves. *Refractories and Industrial Ceramics*. 2016; 56(5): 452–455.

3. Liaptsev S. A., Akhliustina N. V. Modelling the motion of particles in a crusher. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2007; 8: 107–110. (In Russ.)

4. Akhliustina N. V., Zubov V. V. Aerodynamics of the rotor shredder counter. *Fundamentalnye issledovaniia = Fundamental Research*. 2014; 8: 1279–1282. (In Russ.)

5. Levdanskiy E. I., Levdanskiy I. A. Improvement of processes of gribing operation and deslimation of sylvinite ore before flotation. *Proceedings of BSTU*. 2015; 3: 99–104.

6. Matveev A. I., Vinokurov V. R. Studying the operating efficiency of a multi-step centrifugal mill at subfreezing temperatures. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2011; 10: 256–258. (In Russ.)

7. Akhliustina N. V., Zubov V. V. Control over an airstream in the channels of rotor of a grinder of counter blow. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 3: 126–132. (In Russ.)

8. Ugolnikov A. V., Makarov V. N., Makarov N. V. Optimization of geometrical parameters of the hydro-cyclone inertial Venturi separator. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2019; 240: 638–648. (In Russ.)

9. Khalkechev K. V., Khalkechev R. K. Mathematical model of polycrystalline solids breaking under quasi-static loads and impact forces. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2011. Special issue. Methods of mathematical modeling in mining industry. P. 22–26. (In Russ.)

10. Gazaleeva G. I., Tsherbakova Z. H., Tchervyakov S. A., Ivanova S. P. Modern methods of ultrafine grinding and selective disclosure of minerals. In: *XV Anniversary Balkan Mineral Processing Congress. Bulgaria*; 2013. P. 123–127.

11. Blekhman I. I., Myshkis A. D., Panovko Ia. G. *Applied mathematics: subject, logic, and approaches details. Containing examples from mechanics*. Moscow: LENAND Publishing; 2018. (In Russ.)

12. Korchevskii A. N., Nazimko E. I., Serafimova L. I., Naumenko V. G. P*reparatory processes of beneficiation. Crushing, grinding, screening, and classification*. Donetsk: DonNTU Publishing; 2017. (In Russ.)

13. Bragin V. G., Volkov E. B., Kazakov Iu. M. *Theoretical mechanics*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2018. (In Russ.)

14. Iskenderov R., Lebedev A., Zacharin A., Lebedev P., Marjin N. Constructive and regime parameters of horizontal impact crusher of grain. In: *Earth and Environmental Science: materials IOP Conf. Series*. 2019; 403: 012057.

15. Thomasa T., Hendriks W., Poelb der Bvan. Size distribution analysis of wheat, maize and soybeans and energy efficiency using different methods for coarse grinding. *Animal Feed Sci. and Tech*. 2018; 240: 11–21.

Received 25 June 2021

Information about authors:

Nikolai P. Kosarev – DSc (Engineering), Professor, Editor-in-chief of News of the Ural State Mining University. E-mail: iuggu-journal@yandex.ru; https://orcid.org/0000-0001-5690-7654
Vladimir V. Zubov – PhD (Engineering), associate professor of Mining Machinery Operation Department, Ural State Mining University. E-mail: 2c1@unbox.ru; https://orcid.org/0000-0003-4862-523X
Valentin Ia. Potapov – DSc (Engineering), Professor, professor of Mechanical Engineering Department, Ural State Mining University. E-mail: valentin.potapov@m.ursmu.ru; https://orcid.org/0000-0002-0128-5859
Vladimir V. Potapov – PhD (Engineering), Associate Professor, associate professor of the Mining Department, Ural State Mining University. E-mail: vladimir.potapov@m.ursmu.ru

Для цитирования: Косарев Н. П., Зубов В. В., Потапов В. Я., Потапов В. В. Влияние силы Кориолиса на кинематику куска в рабочем пространстве измельчителя // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 6. С. 57–64. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-57-64
For citation: Kosarev N. P., Zubov V. V., Potapov V. Ia., Potapov V. V. Coriolis force impact on lump kinematics in a grinder workspace. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 6: 57–64 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-57-64

УДК 662.6:552 DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-65-75

Исследование влияния физико-химических свойств органического и минерального состава рядовых углей мелких классов на эффективность обогащения

Камоза Е. С.[1]*, Михайлова Е. С.[1], Исмагилов З. Р.[1, 2]
[1] Федеральный исследовательский центр угля и углехимии Сибирского отделения РАН, г. Кемерово, Россия
[2] Институт катализа Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Россия
e-mail: ms.kamoza@mail.ru

Реферат

Введение. *В работе представлены результаты исследования влияния петрографических характеристик, элементного и минерального состава на эффективность обогащения мелких классов углей Кедровско-Крохалевского месторождения. Рассмотрены результаты изучения физико-химических свойств рядовых углей на стадии добычи и формирования сырьевой базы обогатительной фабрики.*

Цель работы. *Исследовать энергетические угли физико-химическими методами анализа для выявления основных параметров, влияющих на качество продуктов обогащения. На основании полученных данных разработать методику оценки показателей, влияющих на процесс обогащения и дальнейшее прогнозирование при отработке новых участков и пластов.*

Методология. *Методологические работы по определению структурных особенностей рядовых углей марки КСН (коксовый слабоспекающийся низкометаморфизированный) проводились путем сравнительного анализа трех образцов по следующим параметрам: результаты лабораторной флотации, общие технические параметры, мацеральный состав, элементный состав органической массы и минеральный состав золы.*

Результаты. *Установлено, что угли, имеющие схожую природу происхождения, одной стадии метаморфизма, могут иметь отличные по ряду параметров показатели: гранулометрический состав, количество и морфологию микрокомпонентов по данным количественного петрографического анализа, а также содержание гидрофильных функциональных групп на поверхности углей.*

Выводы. *Результаты выполненных исследований позволили выявить ряд зависимостей, которые могут быть полезны при оценке качества рядовых углей, направляемых на углеперерабатывающее предприятие.*

Ключевые слова: *показатели качества углей; обогащение; классификация углей; петрографический состав; минеральный состав.*

Введение. Кузнецкий угольный бассейн, расположенный в основном в Кемеровской области, остается лидером по добыче каменного угля в Западной Сибири. Доля кузнецкого угля в общем объеме добычи угля в России в 2020 г. составила 55 % и является перспективной по качественным показателям и величине запасов.

В работе изучены угли с разработанных горных участков, расположенных в геолого-экономическом районе Кузбасса в пределах Кедровско-Крохалевского месторождения. В пределах участков отрабатываются пласты: Кемеровский, Волковский, Подволковский, Подволковский I, Подволковский II. Угли относятся к средне- и высокозольным, малосернистым, категория обогатимости – средняя и трудная. Сырье для переработки представлено энергетическими технологическими марками КСН (коксовый слабоспекающийся низкометаморфизированный) и СС (слабоспекающийся). Однако наряду с углем, соответствующим проектным качественно-

количественным характеристикам, ведется отработка угля, в процессе добычи которого образуется существенное количество мелкой фракции, имеющей низкую эффективность при переработке на обогатительной фабрике (выход концентрата). При этом запасы данного сырья свидетельствуют о значительных перспективах увеличения объемов добычи и переработки.

При прогнозировании поведения углей в технологических процессах ориентируются на ряд стандартных признаков, отражающих их состав и общие свойства. Однако для рационального и энергоэффективного применения угольного сырья и продуктов его переработки недостаточно общих технических характеристик, таких как марочный состав, крупность, зольность, влажность, выход летучих веществ, нужен более глубокий подход и расширенный перечень качественных параметров. Для этого в работе исследованы образцы рядовых углей, входящих в сырьевую базу обогатительной фабрики.

Целью работы является исследование энергетических углей Кедровско-Крохалевского месторождения физико-химическими методами анализа для выявления основных параметров, влияющих на качество продуктов обогащения. На основании полученных данных разработана методика оценки показателей, влияющих на процесс обогащения и дальнейшее прогнозирование при отработке новых участков и пластов.

Методика проведения исследований. Для сравнительного анализа были взяты три образца эксплуатационных проб рядового угля Кедровско-Крохалевского месторождения со схожими общими техническими характеристиками, но различными результатами при обогащении флотационным методом. Пробоотбор произведен с разрабатываемых горных участков: проба № 1 – пл. Подволковский I; проба № 2 – пл. Подволковский I; проба № 3 – пл. Подволковский II. Масса первой пробы составила 600 кг, второй – 300 кг, третьей – 300 кг. Каждый пробоотбор произведен в соответствии с ГОСТ 9815-75 «Угли бурые, каменные, антрацит и горючие сланцы. Методы отбора пластовых проб» в пределах вынимаемой мощности пластов. Образцы представляют собой представительные объединенные пробы от точечных проб, взятых по простиранию пластов вручную через 15 м. Строение пластов – выдержанное. Максимальный размер куска топлива – 150 мм.

Для лабораторных исследований образцы подготовлены по ГОСТ 10742 «Угли бурые, каменные, антрацит, горючие сланцы и угольные брикеты. Методы отбора и подготовки проб для лабораторных испытаний». Для аналитических исследований использовался уголь с размером частиц менее 0,2 мм. Проведен технический анализ проб следующими методами: ГОСТ Р 55661-2013 (ISO 1171:2010) «Топливо твердое минеральное. Определение зольности»; ГОСТ 33503-2015 (ISO 11722:2013) «Топливо твердое минеральное. Методы определения влаги в аналитической пробе»; ГОСТ Р 55660-2013 (ISO 562:2010) «Топливо твердое минеральное. Определение выхода летучих веществ»; ГОСТ 147-2013 (ISO 1928:2009) «Топливо твердое минеральное. Определение высшей теплоты сгорания и расчет низшей теплоты сгорания»; ГОСТ 1186-2014 «Угли каменные. Метод определения пластометрических показателей»; ГОСТ 20330-91 (ISO 501-81) «Уголь. Метод определения показателя вспучивания в тигле». Состав органической массы углей определяли стандартным методом элементного анализа согласно ГОСТ 2408.1-95 (ИСО 625-96) «Топливо твердое. Методы определения углерода и водорода» путем сжигания навесок в токе кислорода.

Количественный петрографический анализ полученных концентратов выполнен на автоматизированном комплексе оценки марочного состава углей системы *SIAMS-620* (Россия). Подсчет микрокомпонентов в каждом аншлиф-брикете из измельченного угля произведен автоматически при увеличении в отраженном свете в 300 раз.

Морфологию микрокомпонентов исследовали при помощи сканирующего электронного микроскопа *JEOL JSM6390 SEM* (Япония).

Анализ минерального состава золы исследуемых образцов угля определен методом оптико-эмиссионной спектрометрии с индуктивно связанной плазмой, а также лазерным пробоотбором *ICAP 6500 DUO*. Зольные остатки получали при 815 °С согласно ГОСТ Р 55661-2013 «Топливо твердое минеральное. Определение зольности» медленным озолением аналитических проб углей. При разработке методики, используемой для анализа, за основу взят ГОСТ Р 54237 «Определение химического состава золы методом атомно-эмиссионной спектрометрии с индуктивно связанной плазмой». Для пробоподготовки навески предварительно подготовленные образцы смешивались в равных количествах со связующим, в качестве которого использовали поливиниловый спирт. Далее образцы подвергали одноосному прессованию при давлении 5 т/см^2. Полученные компакты использовались для проведения лазерного пробоотбора.

Таблица 1. Гранулометрический состав исследуемых образцов рядового угля по машинным классам

Table 1. Test raw coal samples size analysis by machine class

Класс, мм	Метод обогащения/ аппараты	Выход, %		
		Проба № 1	Проба № 2	Проба № 3
+1	Тяжелосредное обогащение	89,0	84,2	67,0
0,25–1	Спиральные сепараторы	6,3	9,3	13,0
–0,25	Пенная флотация	4,7	6,5	20,0

С-ЯМР (ядерный магнитный резонанс) спектры высокого разрешения в твердом теле регистрировались на приборе *Bruker Avance III 300 WB* с использованием стандартной методики кросс-поляризации с вращением под магическим углом и развязкой от протонов (CPMAS) при частоте 75 МГц. Время контакта 1000 мкс, накопление 4096 сканов, задержка между сканами 2 с, частота вращения образца 7 кГц. Для получения количественных данных проводилось моделирование спектров при помощи программы *Dmfit*. Модель включала от 9 до 13 компонент в зависимости от стадии метаморфизма углей, соответствующих следующим группам углеродных атомов, максимум ppm: 187–235 – карбонильные группы (C = O); 171–187 – карбоксильные группы (COOH); 148–171 – ароматические атомы углерода, связанные с атомами кислорода ($C_{ар}$ – O); 129–148 – ароматические атомы углерода ($C_{ар}$); 93–129 – протонированные ароматические атомы углерода ($C_{ар}H$); 67–93 – O-замещенные алифатические фрагменты ($C_{алк}O$); 51–67 – метоксильные фрагменты (OCH_3); 25–51 – атомы углерода алкильных фрагментов (CH_2); 0–25 – концевые атомы углерода алкильных фрагментов (CH_3); степень ароматичности $f_а = (C_{ар}O + C_{ар} + C_{ар}H)/100$. По результатам моделирования определялась относительная доля каждой группы углеродных атомов.

Обсуждение и анализ. Гранулометрический состав исходных углей, их обогатимость, параметры качества выпускаемой продукции влияют на выбор методов обогащения по машинным классам, т. е. разделение на продукты обогащения в обогатительном аппарате соответствующей конструкции [1]. На фабрике, входящей в состав разреза и перерабатывающей все классы крупности, обогащение производится тремя машинными классами, включая флотацию шлама, являющуюся

элементом системы обработки шламовых вод. Контроль крупности угля на стадии добычи и складирования позволяет оптимально подобрать шихту рядового угля, нагрузку на отдельные обогатительные аппараты и, как следствие, спрогнозировать результаты обогащения на выходе.

В табл. 1 представлен **гранулометрический состав по машинным классам**. Согласно данным, приведенным в таблице, наблюдается существенное отличие в количественных параметрах по машинным классам. Стоит отметить принципиальное отличие способа обогащения крупных классов (с размером частиц более 0,25–0,5 мм) – применяется гравитационное обогащение – и мелких (с размером менее 0,25 мм) – флотационное обогащение, при которых кроме гравитации существенное влияние оказывает смачиваемость. Значительное увеличение долевого участия мелких классов влечет за собой повышенную нагрузку не только на флотационное оборудование, ухудшение параметров обезвоживания, но и потери во всем технологическом процессе ввиду засорения более крупных машинных классов [2].

Таблица 2. Сравнительные результаты технического и элементного анализа по образцам
Table 2. Comparative results of technical and elemental sample analysis

Проба	Технический анализ, %						Элементный состав, % на daf		
	A^d, %	W^a, %	V^{daf}, %	Q, ккал/кг	У, мм	Si, ед.	C	H	(O+N+S)
№ 1	20,0	1,4	23,9	8127	8	3	83,0	4,7	12,3
№ 2	17,9	1,1	24,4	8093	8	3	84,2	5,1	10,7
№ 3	20,8	1,1	24,4	8473	7	1	89,2	5,4	5,4

A^d – зольность на сухое состояние, W^a – влага аналитическая, V^{daf} – выход летучих веществ на сухое беззольное состояние, Q – калорийность, У – толщина пластического слоя, Si – индекс свободного вспучивания.

Результаты технического и элементного анализа по образцам представлены в табл. 2. Исходя из общих характеристик видно, что все исследуемые образцы зольные и характеризуются средним выходом летучих веществ. По содержанию углерода все угли относятся к группе среднеметаморфизованных [3]. На основании результатов высшей теплоты сгорания согласно ГОСТ 32356-2013 «Угли каменные и антрациты окисленные Кузнецкого и Горловского бассейнов. Классификация» пробы № 1 и 2 входят в диапазон I группы окисленности (для марки КСН: 7450–8280 ккал/кг); проба № 3 – не является окисленной. При этом выход концентрата на втором образце на 17,2 % больше относительно первого образца. Показательным является содержание C и H: в образце с худшим выходом флотации оно меньше и соответственно больше содержание (O+N+S) – 12,3 % при содержании 10,7 % и 5,4 % во второй и третьей пробе соответственно.

Результаты обогащения методом лабораторной флотации представлены в табл. 3. Процесс обогащения методом пенной флотации является основным для классов менее 0,25 мм. Эффективность флотационного процесса существенно влияет на итоговые технико-экономические показатели предприятия. Совокупный показатель флотируемости твердой фазы углей определяется степенью метаморфизма угля, окисленностью поверхности, содержанием на ней различных функциональных групп, характером минерализации, степенью прорастания угольного вещества породообразующими минералами, крупностью отдельных частиц, составом органической и минеральной части, пористостью [4–6].

Согласно данным табл. 3, результаты лабораторной флотации угольных образцов, отобранных единовременно с одного и того же участка, отличаются (выход

флотоконцентрата по пробе № 1 ниже на 17,2 % и 15,8 % по сравнению с выходом по пробам № 2 и 3 соответственно), что говорит об имеющихся структурных и морфологических различиях характеристик, влияющих на эффективность флотационного процесса. Флотация проводилась с учетом одинакового реагентного режима, соответствующего режиму обогатительной фабрики разреза.

Таблица 3. Результаты лабораторной флотации
Table 3. Laboratory flotation results

	Проба № 1 (пл. Подволковский I)	Проба № 2 (пл. Подволковский I)	Проба № 3 (пл. Подволковский II)
	Флотоконцентрат		
Выход, %	65,6	82,8	81,4
Зольность, %	9,9	10,5	11,7
	Флотоотходы		
Выход, %	34,4	17,2	18,6
Зольность, %	39,3	53,5	60,8
Исходная проба, зольность, %	20,0	17,9	20,8

Для проведения **петрографического исследования** подготовлены лабораторные пробы крупностью 0–0,25 мм, соответствующие крупности исходного угля питания флотации. Для дальнейшего определения марочного состава из проб выделен концентрат. С этой целью пробы обогащали методом лабораторной флотации на стандартной лабораторной установке. По мацеральному составу установлена категория угля по генетической и технологической классификациям, а также применена кодификация каменных углей и антрацитов. По совокупности результатов: значений отражательной способности витринита (Ro), суммы фюзенизированных компонентов (ΣОК) и выхода летучих веществ (V^{daf}, %) – угли идентифицировались по марочному составу (табл. 4).

Таблица 4. Сравнительный петрографический анализ (угли марки КСНФ (коксовый слабоспекающийся низкометаморфизированный фюзинитовый))
Table 4. Comparative petrographic analysis

Образец	A^d, % флотоконцентрат	V^{daf}, %	У, мм	Петрография					Стадия метаморфизма
				Vt	Sv	I	∑ОК	Ro	
Проба № 1	9,9	24,5	8	57	3	40	42	0,963	II–III
Проба № 2	10,5	25,1	8	35	2	63	64	0,962	II–III
Проба № 3	11,7	25,8	7	48	2	50	51	0,990	II–III

Ro – показатель отражения витринита (в иммерсионном масле, случайной ориентации); Vt – витринит; Sv – семивитринит; I – инертинит; ΣОК – сумма отощающих компонентов.

Согласно ГОСТ 21489-76 «Угли бурые, каменные и антрациты. Разделение на стадии метаморфизма и классы по показателю отражения витринита» все пробы относятся ко II–III стадиям метаморфизма каменноугольной группы. Как правило, с увеличением степени углефикации флотируемость возрастает: угли средней степени углефикации флотируются лучше, чем более молодые, что не противоречит полученным результатам [7–9].

По результатам петрографического анализа содержание микрокомпонентов в образцах отличается: в пробе № 1 сумма отощающих компонентов на 22 % меньше,

чем в пробе № 2, и на 9 % меньше содержания в пробе № 3. Сравнительный анализ петрографического состава и параметров обогащения показал, что при увеличении содержания суммы отощающих компонентов (фюзенизированных) относительно витринита наблюдается увеличение выхода флотоконцентрата. Полученная по совокупным данным графическая зависимость наглядно изображена на рис. 1. Кроме того, согласно классификации, разделение марки угля на витринитовую и фюзенитовую подгруппы зависит от содержания отощающих компонентов (больше 40 % – фюзенитовая подгруппа).

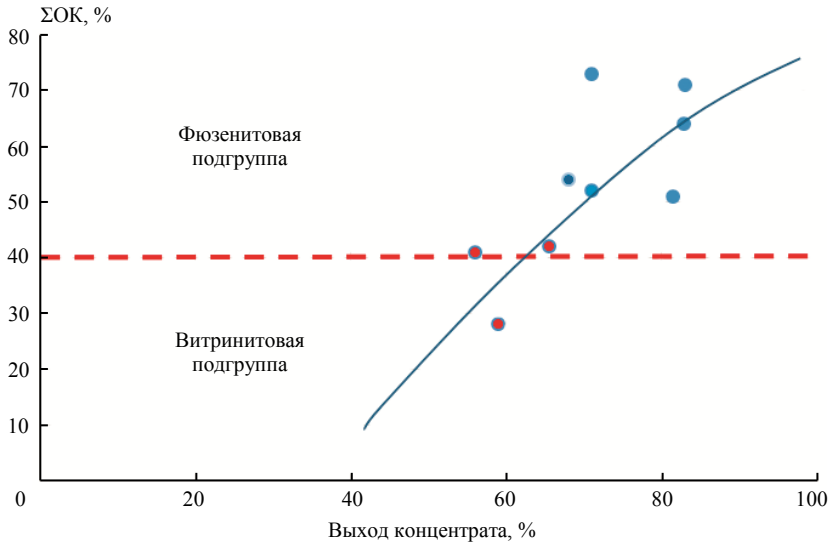


Рисунок 1. Графическая зависимость содержания петрографического состава и параметров обогащения
Figure 1. Graphical dependence of petrographic composition content and beneficiation parameters

Поверхностные свойства основных микрокомпонентов, составляющих органическую часть, различны. Простые литотипы витрен и фюзен (который под микроскопом идентифицируется как инертинит) в проходящем свете представлены на рис. 2. Витрен (рис. 2, *а*) имеет плотное, монолитное строение, и поэтому его прослойки в угольном пласте характеризуются ярко выраженным блеском. Инертинит (рис. 2, *б*) имеет волокнистое строение, зачастую представлен сростками, и в процессе гравитационного разделения основная его часть попадает в промпродуктовую фракцию. Подробное изучение отдельных микрокомпонентов позволит определить степень их влияния на технологические свойства при флотации.

Гистограммы имеют одномодальный тип, без разрывов, существенных сдвигов по диапазонам, согласно рефлектограммному анализу, не наблюдается, что говорит об однородности исследуемых углей [10, 11]. Пик частоты попаданий по пробам № 1 и 2 приходится в область 0,95–1,0, а по пробе № 3 – «правее» 1–1,05↓↑.

Важное значение для флотации имеет состояние поверхности частиц углей [12, 13]. Взаимодействие поверхности угля с водой и флотореагентами зависит от свойств углей. Поверхность частиц неоднородна. Согласно исследованиям, для углей Балахонской серии характерно содержание минеральных примесей, представленных глинистым веществом, кварцем, пиритом и карбонатами. Все они, в основном, связаны с органической массой, а значит выделение их в отходы затруднительно [14].

В каолините содержится 39,5 % Al_2O_3 и 46,5 % SiO_2, а в кварце около 100 % SiO_2. На основании полученных данных количество каолинита и кварца по образцам в минеральной части: 56,11 % и 32,84 % – проба № 1; 55,56 % и 31,64 % – проба № 2; 62,53 % и 28,36 % – проба № 3, т. е. преобладают глинистые породы. Размокший в воде глинистый сланец снижает флотируемость угля, так как он является источником образования гидрофильных коллоидов [15].

Для изучения химических свойств угольной поверхности использовали **спектроскопию ядерного магнитного резонанса**. Данные ЯМР-спектроскопии – в табл. 5 и на рис. 3.

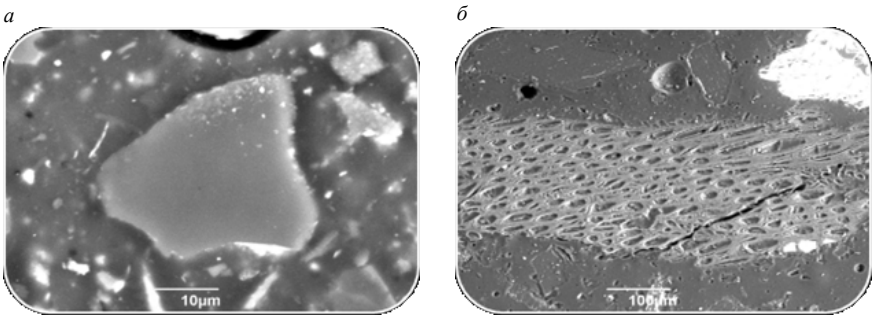


Рисунок 2. Электронные фотографии микрокомпонентов, полученные облучением тонко сфокусированным электронным пучком на СЭМ (сканирующем электронном микроскопе):
а – витринит; *б* – инертинит (поперечный срез)
Figure 2. Electronic photographs of micro components obtained by means of irradiation with finely focused electron beam using a scanning electron microscope:
а – vitrinite; *б* – interinite (cross section)

Исследование химических свойств угольной поверхности на наличие кислородосодержащих гидрофильных функциональных групп показывает отличие значений групп Ar – O (+2,8 % и +2,7 %) и COOH (+0,7 % и + 0,5 %) проб № 1 и 2 в сравнении с пробой № 3. Данные результаты соотносятся с результатами элементного состава органической массы (табл. 2), где содержание кислорода по первым двум образцам выше. В связи с тем, что ароматические фрагменты являются основным типом структурных единиц угля, отклонение по алифатическим структурам, вероятно, не оказывает определяющего влияния на общие поверхностные свойства. Показатель степени ароматичности f_a, рассчитанный из относительного содержания ароматических структур, по всем пробам одинаковый, что подтверждает единую стадию метаморфизма.

Выводы. Результаты исследования наглядно показывают, что угли, имеющие схожую природу происхождения, одной стадии метаморфизма, могут иметь отличные по ряду параметров показатели: гранулометрический состав, количество и морфологию микрокомпонентов по данным количественного петрографического анализа, а также содержание гидрофильных функциональных групп на поверхности углей.

Установлены следующие закономерности.

Гранулометрический состав исходного сырья важен для решения практических задач на исходном этапе переработки: проектирование, выбор методов и режимов обогащения, количества оборудования, расчет ожидаемых результатов по машинным классам, формирование сырьевой базы и шихты перед обогащением.

В совокупности с фракционным анализом позволяет спрогнозировать основные технико-экономические параметры результатов переработки. Различие в выходе мелких классов до 15 % не оказывает определяющего влияния на способность данного класса обогащаться методом флотации.

Таблица 5. Параметры фрагментарного состава образцов по данным ^{13}C ЯМР-спектров
Table 5. Parameters of the fragmentary composition of the samples according to the data of ^{13}C NMR spectra

Образец	Распределение атомов углерода по структурным группам, отн. %								f_a
	CH_3	CH_2	OCH_3	C-O-C	Ar-H	Ar-C	Ar-O	COOH	
Проба № 1	2,59	18,63	0,54	0,29	51,85	19,08	6,23	0,79	0,77
Проба № 2	2,55	18,62	0,70	0,45	51,85	19,06	6,17	0,61	0,77
Проба № 3	2,60	19,48	0,73	0,50	55,67	17,45	3,48	0,10	0,77

f_a – степень ароматичности, рассчитанная из относительного содержания ароматических структур.

Комплексом физико-химических методов показано, что степень окисленности до 200 ккал/кг не оказывает существенного влияния на способность угля к флотационному обогащению.

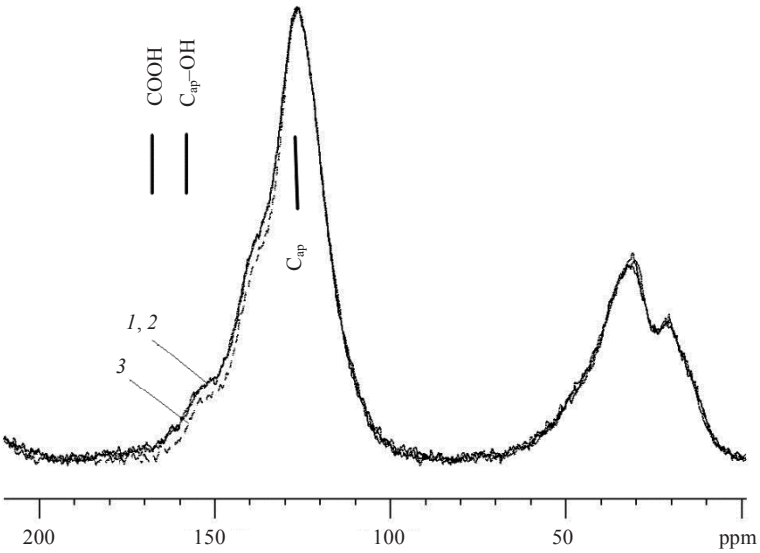


Рисунок 3. ^{13}C-ЯМР-спектры:
1 – проба № 1; *2* – проба № 2; *3* – проба № 3
Figure 3. ^{13}C-NMR-spectra:
1 – sample № 1; *2* – sample № 2; *3* – sample № 3

По результатам петрографического анализа имеются отличия в количественном содержании микрокомпонентов, а именно: образец с большим содержанием витринита и меньшим содержанием отощающих компонентов имеет низкий результат по флотируемости. В целом, содержание микрокомпонентов влияет на окончательный результат обогащения, поэтому необходимо сравнительное изучение физико-химических свойств отдельных микрокомпонентов и их неоднородности.

По данным ЯМР-спектроскопии выявлены отличия образцов в части наличия ароматических фрагментов, содержащих гетероатомы кислорода, что в совокупности с другими свойствами, влияющими на гидрофильность, оказывает влияние на флотируемость.

Все охарактеризованные генетические факторы, влияющие на эффективность переработки углей, изменчивы на площади угольных месторождений. Это подтверждает необходимость комплексного исследования петрографическими и углехимическими методами и установления зон и участков наиболее выраженного проявления конкретных параметров на площади месторождения. Изложенный в работе подход к исследованию качества исходного сырья имеет важное практическое значение и дает возможность для составления пластовых карт прогноза обогатимости углей.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Антипенко Л. А. Методы оценки обогатимости углей // Уголь. 2018. № 6. С. 69–74.

2. Белов В. В., Бочков Ю. Н., Давыдов М. В. Техника и технология обогащения углей / под ред. В. А. Чантурия, А. Р. Молявко. М.: Наука, 1995. 622 с.

3. Промышленно-генетическая классификация углей СССР. Основы классификации / И. И. Аммосов [и др.]. М.: Наука, 1964. 310 с.

4. Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Юшина Т. И. Флотационное обогащение полезных ископаемых. М.: Горная книга, 2017. 837 с.

5. Клейн М. С., Вахонина Т. Е. Технология обогащения полезных ископаемых. Кемерово: УИП КузГТУ, 2017. 193 с.

6. Laskowski J. S. Coal flotation and fine coal utilization. Amsterdam: Elsevier Science, 2001. 368 p.

7. Семенова С. А., Патраков Ю. Ф. Зависимость смачиваемости водой поверхности ископаемых углей от их строения и свойств // Химия твердого топлива. 2017. № 3. С. 3–9.

8. Jena M. S., Biswal S. K., Rudramuniyappa M. V. Study on flotation characteristics of oxidized Indian high ash sub-bituminous coal // International Journal of Mineral Processing. 2008. Vol. 87. P. 42–50.

9. Mastalerz M., Bustin R. M. Variation in maceral chemistry within and between coals of varying rank: An electron microprobe and micro-Fourier transform infra-red investigation // Journal of Microscopy. 1993. Vol. 171. P. 153–166.

10. Заостровский А. Н., Грабовая Н. А., Федорова Н. И., Михайлова Е. С., Исмагилов З. Р. Оценка коксуемости углей по показателям петрографического состава // Химия в интересах устойчивого развития. 2018. Т. 26. № 6. С. 589–595.

11. Еремин Е. В., Арцер А. С., Броневец Т. М. Петрология и химико-технологические параметры углей Кузбасса. Кемерово: Притомское, 2001. 400 с.

12. Шпирт М. Я., Рубан В. А., Иткин Ю. В. Рациональное использование отходов углей. М.: Недра, 1990. 224 с.

13. Семенова С. А., Патраков Ю. Ф., Лырщиков С. Ю. Зависимость смачиваемости поверхности углей от петрографического состава // Химия твердого топлива. 2020. № 2. С. 12–21.

14. Травин А. Б., Сендерзон Э. М., Шорин В. П. Атлас Верхнепалеозойских углей. Новосибирск: Наука, 1966. 368 с.

15. Коробецкий И. А., Шпирт М. Я. Генезис и свойства минеральных компонентов углей. Новосибирск: Наука СО, 1988. 227 с.

Поступила в редакцию 27 июля 2021 года

Сведения об авторах:

Камоза Екатерина Сергеевна – аспирант Федерального исследовательского центра угля и углехимии Сибирского отделения РАН. E-mail: ms.kamoza@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-3181-8951

Михайлова Екатерина Сергеевна – кандидат химических наук, заместитель директора Института углехимии и химического материаловедения Федерального исследовательского центра угля и углехимии Сибирского отделения РАН. E-mail: e_s_mihaylova@mail.ru

Исмагилов Зинфер Ришатович – академик РАН, профессор, научный руководитель Федерального исследовательского центра угля и углехимии Сибирского отделения РАН, главный научный сотрудник Института катализа Сибирского отделения РАН. E-mail: zinfer1@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-1520-9216

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-65-75

Studying the effect the physicochemical properties of fine size raw coal organic and mineral composition have on beneficiation efficiency

Ekaterina S. Kamoza[1], Ekaterina S. Mikhailova[1], Zinfer R. Ismagilov[1, 2]
[1] Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry, Siberian Branch of RAS, Kemerovo, Russia.
[2] Institute of Catalysis, Siberian Branch of RAS, Novosibirsk, Russia.

Abstract

Introduction. *This work presents the results of the research on the effect the petrographic characteristics, elemental and mineral composition have on the Kedrovsko-Krohalevskoe fine coal beneficiation efficiency. The data has been analyzed of raw coal physochemical properties at the stage of mining and dressing mill raw material base formation.*

Research objective *is to study thermal coal by physicochemical methods of analysis to identify the main parameters affecting the quality of beneficiation products. Based on the data obtained, the research aims to develop the method of assessing the indicators affecting the beneficiation process and further forecasting during the development of new areas and coal seams.*

Methods of research. *The structural features of raw KCN (coking low-caking low-metamorphosed) coal were determined by comparative analysis of three samples according to the following parameters: laboratory flotation results, general technical parameters, maceral composition, organic matter elemental composition, and ash mineral composition.*

Results. *It has been established that coals of a similar nature of origin and stage of metamorphism, can have different indicators in vaarious parameters: particle size, number and morphology of microcomponents according to quantitative petrographic analysis, as well as the presence of hydrophilic functional groups on the surface of coals.*

Conclusions. *The results of the studies made it possible to identify a number of dependencies that can be used in a preliminary assessment of the quality of raw coal sent to a coal processing enterprise.*

Keywords: *coal quality indicators; beneficiation; coal classification; petrographic composition; mineral composition.*

REFERENCES

1. Antipenko L. A. Methods of assessment of coal washability. *Ugol = Russian Coal Journal*. 2018; 6: 69–74. (In Russ.)
2. Belov V. V., Bochkov Iu. N., Davydov M. V. *Process and equipment for coal beneficiation*. Moscow: Nauka Publishing; 1995. (In Russ.)
3. Ammosov A. I. et al. (ed.). *Industrial and genetic coal classification in the USSR*. Moscow: Nauka Publishing; 1964. (In Russ.)
4. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Iushina T. I. *Flotation of minerals*. Moscow: Gornaia kniga Publishing; 2017. (In Russ.)
5. Klein M. S., Vahonina T. E. *Process for mineral beneficiation*. Kemerovo: KuzSTU Publishing; 2017. (In Russ.)
6. Laskowski J. S. *Coal flotation and fine coal utilization*. Amsterdam: Elsevier Science; 2001. 368 p.
7. Semenova S. A., Patrakov Iu. F. Dependence of the water wettability of the surfaces of fossil coals on their structure and properties. *Khimiia tverdogo topliva = Solid Fuel Chemistry*. 2017; 3: 3–9. (In Russ.)
8. Jena M. S., Biswal S. K., Rudramuniyappa M. V. Study on flotation characteristics of oxidized Indian high ash sub-bituminous coal. *International journal of mineral processing*. 2008; 87: 42–50.
9. Mastalerz M. and Bustin R. M. Variation in maceral chemistry within and between coals of varying rank: An electron microprobe and micro-Fourier transform infra-red investigation. *Journal of Microscopy*. 1993; 171: 153–166.
10. Zaostrovskii A. N., Grabovaia N. A., Fedorova N. I., Mikhailova E. S., Ismagilov Z. R. Assessment of coal cokeability according to petrographic composition. *Khimiia v interesakh ustoichivogo razvitiia = Chemistry for Sustainable Development*. 2018; 6: 589–595. (In Russ.)
11. Eremin E. V., Artser A. S., Bronevets T. M. *Petrology and chemical and technological parameters of Kuzbass coals*. Kemerovo: Pritomskoe Publishing; 2001. (In Russ.)
12. Shpirt M. Ia., Ruban V. A., Itkin Iu. V. *Efficient use of coal production and cleaning wastes*. Moscow: Nedra Publishing; 1990. (In Russ.)
13. Semenova S. A., Patrakov Iu. F., Lyrshchikov S. Iu. Dependence of coal surface wettability on the petrographic composition. *Khimiia tverdogo topliva = Solid Fuel Chemistry*. 2020; 2: 12–21. (In Russ.)
14. Travin A. B., Senderzon E. M., Shorin V. P. *Atlas of Upper Paleozoic coals*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 1966. (In Russ.)
15. Korobetskii I. A., Shpirt M. Ia. *Genesis and properties of mineral components of coal*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 1988. (In Russ.)

Received 27 July 2021

Information about authors:

Ekaterina S. Kamoza – graduate student, Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry, Siberian Branch of RAS, Kemerovo, Russia. E-mail: ms.kamoza@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-3181-8951
Ekaterina S. Mikhailova – PhD (Chemical sciences), Deputy Director of the Institute of Coal Chemistry and Material Science, Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry, Siberian Branch of RAS, Kemerovo, Russia. E-mail: e_s_mihaylova@mail.ru
Zinfer R. Ismagilov – Academician of RAS, Professor, chief research officer of the Federal Research Center of Coal and Coal Chemistry, Siberian Branch of RAS, chief researcher of the Institute of Catalysis, Siberian Branch of RAS, Novosibirsk, Russia. E-mail: zinfer1@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-1520-9216

Для цитирования: Камоза Е. С., Михайлова Е. С., Исмагилов З. Р. Исследование влияния физико-химических свойств органического и минерального состава рядовых углей мелких классов на эффективность обогащения // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 6. С. 65–75. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-65-75
For citation: Kamoza E. S., Mikhailova E. S., Ismagilov Z. R. Studying the effect the physicochemical properties of fine size raw coal organic and mineral composition have on beneficiation efficiency. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 6: 65–75 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-65-75

ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ

УДК 622.44 DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-76-86

Закономерности управления аэродинамическим коэффициентом полезного действия вентиляторов для аппаратов воздушного охлаждения газа

Макаров Н. В.[1]
[1] Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: mnikolay84@mail.ru

Реферат

Актуальность. *Установлены закономерности влияния структурных элементов проточной части вентиляторных установок и геометрических параметров на их аэродинамический коэффициент полезного действия в широком диапазоне изменений удельной быстроходности.*

Цель и методы работы. *Получена математическая модель зависимости геометрических и кинематических параметров вентиляторных установок и аэродинамического коэффициента полезного действия от удельной быстроходности.*

Результат. *Доказано, что с увеличением удельной быстроходности вентиляторных установок для обеспечения высоких значений их аэродинамических коэффициентов полезного действия необходимо увеличивать аэродинамическое качество профилей лопаток рабочих колес и снижать аэродинамическое сопротивление элементов проточной части. Показана возможность создания вентиляторной установки для аппаратов воздушного охлаждения газа с удельной быстроходностью не менее 400 и экономичностью с КПД не менее 0,85 при обеспечении аэродинамического качества профилей рабочих колес более 25 и коэффициенте аэродинамического сопротивления проточной части не более 0,2.*

Ключевые слова: *аппараты воздушного охлаждения газа; вентиляторная установка; энергоэффективность; КПД; удельная быстроходность; коэффициент аэродинамического качества и сопротивления.*

Введение. В настоящее время в топливно-энергетическом комплексе РФ и в первую очередь в газовой отрасли актуальна проблема энергоэффективности. В 1960–1970 гг. ускоренного развития газовой отрасли проектные параметры газоперекачивающих аппаратов (ГПА) и вспомогательного оборудования, в том числе системы охлаждения транспортируемого газа, подбирались в условиях низких цен на энергоносители [1–3].

Вследствие этого удельная энергоемкость российских магистральных газопроводов (МГ) на 15–30 % выше зарубежных. В условиях отставания отечественного компрессоростроительного комплекса приходилось устанавливать на компрессорных станциях (КС) ГПА с более низким КПД по сравнению с зарубежными аналогами.

Одним из важных элементов МГ является система охлаждения транспортируемого газа, которая позволяет повысить его надежность и сократить эксплуатационные затраты. При понижении температуры газа пропускная способность газопровода возрастает. Для охлаждения потока транспортируемого газа наибольшее распространение на КС получили аппараты воздушного охлаждения (АВО). Указанные аппараты имеют ряд преимуществ перед другими типами

теплообменных аппаратов. АВО не требуют предварительной подготовки теплоносителей, надежны в эксплуатации, экологически чисты, имеют простые схемы подключения.

Современный магистральный транспорт природного газа развивается в энергоресурсосберегающем направлении с одновременной интенсификацией технологических процессов, связанных с увеличением объемов транспортируемого газа [4]. В связи с этим в процессе эксплуатации происходит изменение перепадов давлений, градиентов температур, скоростей движения теплоносителей, что вызывает увеличение энергозатрат, особенно при неудовлетворительном техническом состоянии АВО. При этом требования к эффективности функционирования аппаратов постоянно растут [5].

АВО включают в себя следующие основные узлы и агрегаты: секции оребренных теплообменных труб (ТВО) длиной от 3 до 12 м, вентиляторы с электроприводом, воздуховоды и жалюзи для регулирования расхода воздуха, несущие конструкции, механизмы регулирования. Применяемые для охлаждения газа АВО имеют развитые наружные поверхности, что создает благоприятные условия для осаждения на них пыли и загрязнений растительного происхождения и песка. Процесс усугубляется высокой температурой поверхности, применением осевых вентиляторов с низкой скоростью охлаждающего воздуха в теплообменных секциях. В сочетании с плохими теплофизическими свойствами воздуха это обуславливает низкие значения коэффициента теплоотдачи: $\alpha = 30–90$ Вт/(м^2 · К) и, как следствие, значительные габаритные размеры АВО [6–8].

При работе АВО в режиме нагнетания с нижним расположением вентилятора происходит искажение поля осевых скоростей, обусловленное тем, что на периферийной части ТВО образуется зона повышенного давления, а в центре – зона пониженного давления. Поток за рабочим колесом вентилятора закручивается в сторону вращения ротора; уменьшение кинетической энергии на выходе из рабочего колеса не приводит к росту потенциальной энергии давления, а лишь компенсирует потери на трение, вызванные вращением потока, что снижает экономичность АВО [8, 9].

Применяемые в АВО вентиляторы выполнены по аэродинамической схеме К с одним рабочим колесом без спрямляющего аппарата. По этой причине поток охлаждающего воздуха за рабочим колесом имеет существенную остаточную закрутку, т. е. циркуляцию. Циркуляционный поток, движущийся по спирали, поступает на вход в теплообменную секцию с большими разбросами углов рассогласования по отношению к ребрам пучков труб ТВО, что приводит к существенному увеличению сопротивления теплообменных секций, и как результат – к росту расхода энергии для перемещения охлаждающего воздуха, т. е. снижению энтальпии охлаждаемого газа [10].

Постановка задачи. Для АВО используются осевые специальные вентиляторы с большой удельной быстроходностью $n_у$ – до 450. Эти вентиляторы отличаются малой удельной потенциальной энергией потока воздуха за рабочим колесом, что обуславливает существенное влияние геометрических параметров проточной части вентиляторной установки на ее экономичность [10, 11]. До настоящего времени не проводились комплексные исследования влияния удельной быстроходности на аэродинамический коэффициент полезного действия вентиляторных установок [7, 10, 11]. Конечной целью поставленной в статье задачи является разработка рекомендаций по созданию вентиляторных установок с большой удельной быстроходностью, по экономичности соизмеримых с вентиляторами общепромышленного исполнения. Для решения поставленной задачи необходимо построить математическую модель зависимости аэродинамического

КПД вентиляторной установки от удельной быстроходности, определить пути изменения геометрических и кинематических параметров, повышающих эффективность с ростом величины удельной быстроходности, установить общие закономерности и различия изменения КПД вентилятора и вентиляторной установки с ростом удельной быстроходности. Кроме того, необходимо установить влияние остаточной закрутки потока за рабочим колесом вентиляторной установки на аэродинамический коэффициент полезного действия с ростом удельной быстроходности.

Методы исследования. Для установления зависимости экономичности вентиляторной установки от ее удельной быстроходности примем в качестве критерия ее аэродинамический КПД – $\eta_у$ [11, 12]. Для построения математической модели зависимости аэродинамического коэффициента полезного действия вентиляторов и вентиляторных установок от удельной быстроходности воспользуемся исследованиями, приведенными в статье [12]. Уравнение для аэродинамического КПД вентиляторной установки из [12] преобразуем с учетом аналитического выражения ее удельной быстроходности.

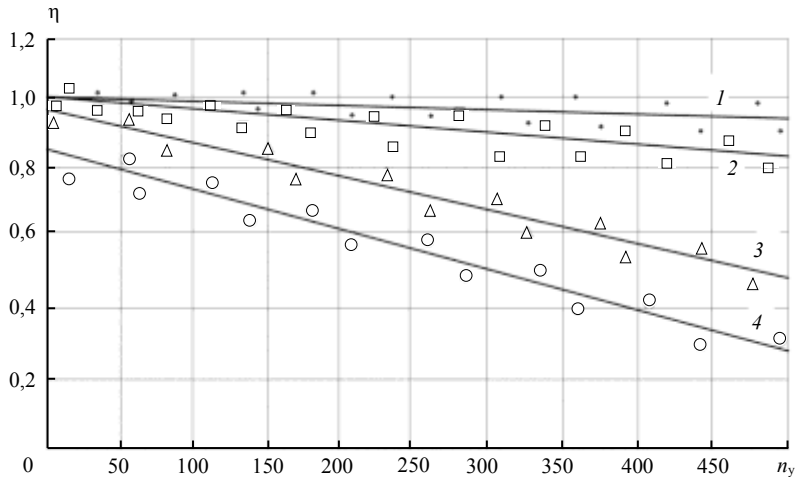


Рисунок 1. Зависимость относительного КПД вентиляторной установки от удельной быстроходности:
1 – $\xi_1 = 0$; *2* – $\xi_2 = 0{,}1$; *3* – $\xi_3 = 0{,}3$; *4* – $\xi_4 = 1{,}2$

Figure 1. Dependence between the relative efficiency and specific speed of a fan system:
1 – $\xi_1 = 0$; *2* – $\xi_2 = 0{,}1$; *3* – $\xi_3 = 0{,}3$; *4* – $\xi_4 = 1{,}2$

После соответствующих вычислений получим уравнение, определяющее закономерности изменения аэродинамического КПД вентиляторной установки в зависимости от ее удельной быстроходности, коэффициента аэродинамического сопротивления проточной части и остаточной циркуляции в виде:

$$\eta_у = 1 - \frac{\varphi_2}{rk} - \frac{r}{\varphi_2 k} - \frac{182,7}{n_у^{4/3}} \ln \frac{\nu}{1-\nu^2} \varphi_2^{2/3} - 1,37 \cdot 10^{-3} n_у^{4/3} \xi_у \varphi_2^{4/3}, \quad (1)$$

где φ_2 – текущее значение коэффициента скорости на выходе из вентиляторной установки; k – коэффициент аэродинамического качества профилей лопаток рабочего колеса вентиляторной установки; r – относительный средний аэродинамический радиус лопаток рабочего колеса; ν – втулочное отношение рабочего колеса; $n_у$ – удельная быстроходность вентиляторной установки, $\xi_у$ – коэффициент аэродинамического сопротивления проточной части вентиляторной установки.

На рис. 1 приведен график зависимости КПД вентиляторной установки от удельной быстроходности при разных значениях коэффициента аэродинамического сопротивления проточной части.

Из формулы (1) и рис. 1 видно, что с ростом удельной быстроходности растет негативное влияние на КПД вентиляторной установки аэродинамического сопротивления ее проточной части, поскольку уменьшается удельная потенциальная энергия перемещаемого воздуха. Поэтому для обеспечения экономичности вентиляторных установок большой удельной быстроходности, применяемых для АВО, необходимо всеми доступными средствами повышать аэродинамическое качество профилей лопаток рабочих колес и снижать аэродинамическое сопротивление элементов проточной части [12–14].

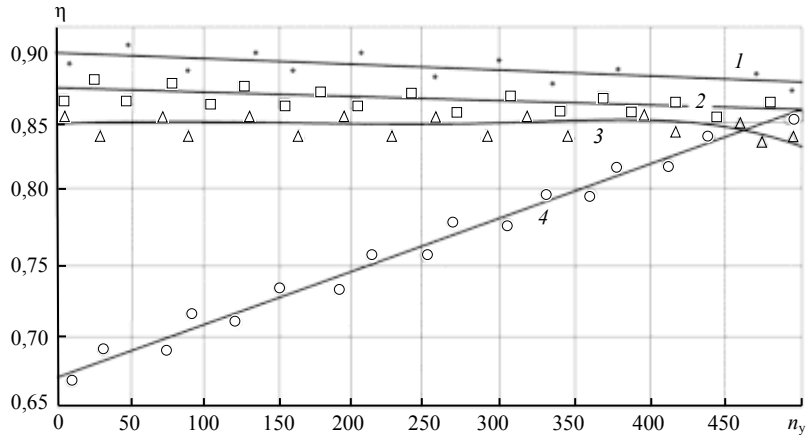


Рисунок 2. Зависимость максимального КПД одноступенчатой вентиляторной установки от удельной быстроходности по аэродинамической схеме:
1 – К + СА, *2* – ВНА + К + СА, *3* – ВНА + К, *4* – К, $\xi_у = 0{,}1$

Figure 2. Dependence between the maximum efficiency and the specific speed of a single-stage fan system according to the aerodynamic configuration:
1 – К + СА, *2* – ВНА + К + СА, *3* – ВНА + К, *4* – К, $\xi_у = 0{,}1$

Математическое моделирование. Для доказательства целесообразности использования в АВО осевых вентиляторов по аэродинамической схеме с одним рабочим колесом К получим уравнение для коэффициента полезного действия вентиляторной установки с входным направляющим аппаратом (ВНА) и спрямляющим аппаратом (СА) в виде:

$$\eta_у = 1 - \frac{\varphi}{rk} - \frac{\varphi n_1}{rk_в} - \frac{\varphi(n_1+1)(n_2-1)}{rk_с} - \frac{1}{r\varphi k}\left[r - 182{,}7\frac{(1+2n_1)\varphi^{2/3}}{rn_у^{4/3}}\right]^2 -$$

$$-331{,}1\frac{n_1^3\varphi^{1/3}}{r^3k_в n_у^{8/3}}\left[\frac{(n_1+1)(n_2+1)\varphi^{2/3}}{rn_у^{4/3}}\right]^2 - 365{,}5\ln\left(\frac{\nu}{1-\nu^2}\right)n_2^2(n_1+1)\frac{\varphi^{2/3}}{n_у^{4/3}} -$$

$$- 4{,}11\cdot 10^{-3}\xi_у n_у^{4/3}\varphi^{4/3},$$

где $k_в$, $k_с$ – коэффициенты аэродинамического качества профилей ВНА и СА; n_1, n_2 – коэффициенты циркуляции ВНА и СА, определяющие скорость закручивания потока в них.

На рис. 2 приведены графики максимального изменения КПД одноступенчатой вентиляторной установки, выполненной по четырем разным схемам в зависимости от удельной быстроходности.

Из рис. 2 видно, что при изменении удельной быстроходности от 20 до 450 КПД вентиляторной установки, выполненной по схеме К, возрастает от 0,68 до 0,86, т. е. величины, соизмеримой с КПД вентиляторной установки, выполненной по схеме К + СА, устраняющей отрицательное влияние на экономичность остаточной закрутки потока. При этом вентиляторные установки по аэродинамической схеме К отличаются меньшими осевыми габаритами (на 40 %) и меньшей металлоемкостью (на 35 %). По этим причинам практически нецелесообразно применять для АВО вентиляторные установки по аэродинамическим схемам К + СА. Таким образом, применение для АВО вентиляторов по схеме К обоснованно, поскольку течение потока в них характеризуется низким значением критерия Эйлера (Eu = 2–30). Применение в АВО вентиляторов по схеме ВНА + К + СА неизбежно приведет к снижению экономичности и росту материалоемкости и габаритов вентиляторных установок [15–17].

Для установления зависимости аэродинамического коэффициента полезного действия вентиляторных установок большой быстроходности от коэффициента расходной скорости из уравнения (1) получим выражение для КПД вентиляторной установки с цилиндрической втулкой в зоне ее оптимальной подачи охлаждающего воздуха:

$$\eta_{\text{у}} = 1 - \frac{\varphi_2^2 - \varphi_{2\text{opt}}^2}{\varphi_2 k} - 365{,}5 \ln\left(\frac{\nu}{1-\nu^2}\right)\frac{\varphi_2^{2/3}}{n_{\text{у}}^{4/3}} - 1{,}37 \cdot 10^{-3} \xi_{\text{у}} n_{\text{у}}^{4/3} \varphi_2^{4/3}, \qquad (2)$$

где $\varphi_{2\text{opt}}$ – коэффициент оптимальной расходной скорости вентиляторной установки, соответствующей максимальному КПД.

Из формулы (2) видно, что при увеличении подачи охлаждающего воздуха, т. е. росте коэффициента расходной скорости φ_2, КПД вентиляторной установки уменьшается. Продифференцировав (1), получим выражение для максимального КПД вентиляторной установки по расходной скорости φ_2:

$$\eta_{\text{у max}} = 1 - \frac{2\varphi_{2\text{opt}}}{k} - \frac{365{,}5}{n_{\text{у}}^{4/3}} \ln\left(\frac{\nu}{1-\nu^2}\right)\varphi_2^{2/3} - 4{,}11 \cdot 10^{-3} n_{\text{у}}^{4/3} \xi_{\text{у}} \varphi_2^{4/3}. \qquad (3)$$

Из анализа формулы (3) можно сделать вывод о том, что изменение коэффициента расходной скорости φ_2 наиболее существенно влияет на экономичность вентиляторной установки, при этом не оказывая существенного влияния на КПД вентилятора. Указанное обусловлено тем, что с ростом подачи охлаждающего воздуха существенно возрастают потери динамического давления в проточной части вентиляторной установки [12, 18].

Аналитическое выражение для снижения КПД вентиляторной установки по отношению к КПД вентилятора при отклонении коэффициента расходной скорости φ_2 от его оптимального значения получим с учетом того, что коэффициент аэродинамических потерь проточной части вентилятора $\xi_{\text{у}} = 0$:

$$\Delta\eta_{\text{у}} = 4{,}1 \cdot 10^{-3} \frac{\left(\varphi_2 - \varphi_{2\text{yopt}}\right)^2}{\varphi_2}\left[\frac{1}{k} + \xi_{\text{у}} n_{\text{у}}^{4/3}\left(\frac{2\varphi_{2\text{yopt}}}{\varphi_2^{2/3}} + \varphi_2^{4/3}\right)\right].$$

Таким образом, для вентиляторной установки по отношению к вентилятору падение КПД $\Delta\eta_{\text{у}}$ более существенно с ростом аэродинамического сопротивления проточной части $\xi_{\text{у}}$ и удельной быстроходности $n_{\text{у}}$.

Для определения рационального диапазона коэффициента теоретического давления вентиляторных установок большой удельной быстроходности на рис. 3 приведены результаты исследования зависимости максимального КПД вентиляторных установок с удельной быстроходностью 450, выполненных по различным аэродинамическим схемам, от коэффициента теоретического давления.

Из рис. 3 следует, что оптимальный теоретический коэффициент давления для вентиляторных установок большой быстроходности, применяемых в АВО, находится в диапазоне $0{,}02 < \Psi_т < 0{,}08$ для удельной быстроходности $380 < n_у < 450$. Дальнейшее увеличение коэффициента теоретического давления приводит к снижению экономичности вентиляторных установок.

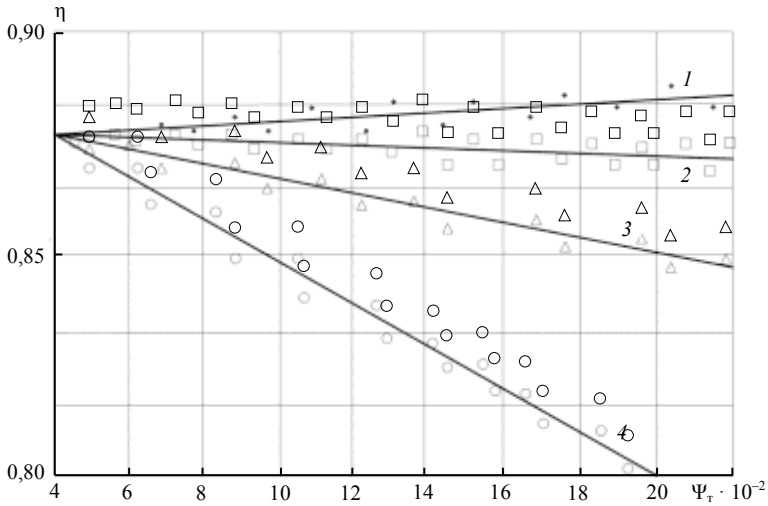


Рисунок 3. Зависимость максимального КПД одноступенчатого вентилятора от теоретического давления при $n_у = 450$, $\xi_у = 0{,}1$:
1 – К + СА; *2* – ВНА + К + СА; *3* – ВНА + К; *4* – К

Figure 3. Dependence between single-stage fan system maximum efficiency and theoretical pressure under $n_у = 450$, $\xi_у = 0{,}1$:
1 – К + СА; *2* – ВНА + К + СА; *3* – ВНА + К; *4* – К

Рассмотрев рис. 4 и формулу (1), в которой коэффициент аэродинамического сопротивления проточной части вентилятора $\xi_у = 0$, можно сделать следующий вывод. С ростом удельной быстроходности вентилятора и снижением его коэффициента давления для обеспечения высокого КПД необходимо повышать аэродинамическое качество профилей лопаток рабочих колес. Равные значения КПД вентилятора с удельной быстроходностью 450 и осевого двухступенчатого вентилятора с удельной быстроходностью 80 можно обеспечить за счет достижения уровня аэродинамического качества профилей лопаток рабочего колеса одноступенчатого вентилятора К = 25.

Результаты и обсуждение. Таким образом, при проектировании вентиляторных установок для АВО необходимо уделять особое внимание математическим моделям, устанавливающим связь кинематических и геометрических параметров с их экономичностью. Чем выше оптимальное значение удельной быстроходности вентиляторной установки, тем актуальнее требование к профилированию лопаток рабочих колес, повышению коэффициента их аэродинамического качества. Профили лопаток должны обеспечивать ламинарное безотрывное течение воздуха по аналогии с крылом птицы, т. е. проектирование профилей необходимо вести согласно принципу природоподобной соразмерности [19, 20]. Остаточная

закрутка потока на выходе из вентиляторной установки, определяемая четвертым слагаемым в уравнении (1), с одной стороны, снижает ее экономичность за счет потерь динамического давления, определяемых критерием Эйлера, а с другой – способствует турбулизации потока воздуха, поступающего на теплообменник воздушного охлаждения АВО в определенном диапазоне, повышая коэффициент теплоотдачи, зависящий от критерия Нуссельта, т. е. аэротермическую экономичность АВО.

Оптимальная остаточная закрутка потока определяется уравнением:

$$\frac{\partial}{\partial \varphi_{\text{о.з}}} \frac{Nu}{Eu} = 0,$$

где $\varphi_{\text{о.з}}$ – остаточная закрутка; Nu – критерий Нусельта; Eu – коэффициент Эйлера.

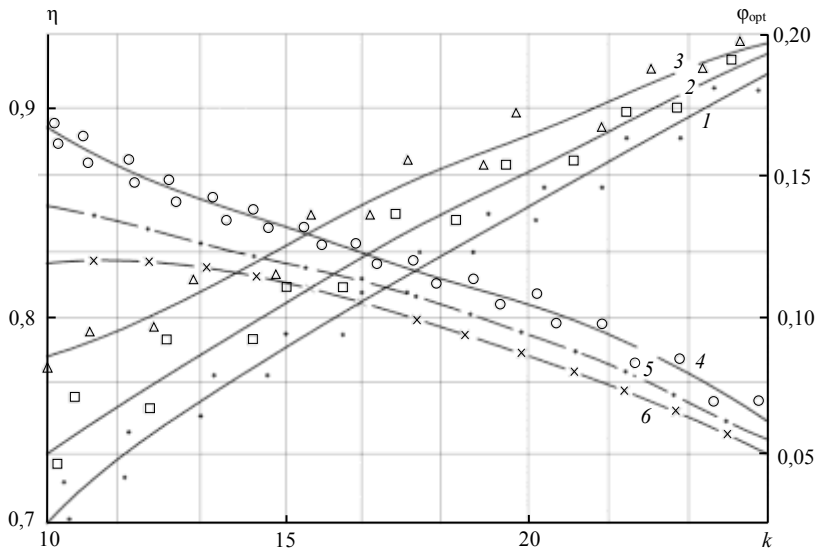


Рисунок 4. Зависимость КПД и оптимального расхода вентилятора от коэффициента качества профилей в решетке рабочего колеса:
1 – $\Psi_{\text{т}} = 0{,}12$; *2* – $\Psi_{\text{т}} = 0{,}09$; *3* – $\Psi_{\text{т}} = 0{,}06$, $n_{\text{у}} = 420$; *4* – $n_{\text{у}} = 350$; *5* – $n_{\text{у}} = 400$; *6* – $n_{\text{у}} = 450$

Figure 4. Dependence of fan efficiency and optimal flow rate on the quality factor of the profiles in the impeller blade:
1 – $\Psi_{\text{т}} = 0{,}12$; *2* – $\Psi_{\text{т}} = 0{,}09$; *3* – $\Psi_{\text{т}} = 0{,}06$, $n_{\text{у}} = 420$; *4* – $n_{\text{у}} = 350$; *5* – $n_{\text{у}} = 400$; *6* – $n_{\text{у}} = 450$

По результатам экспериментальных исследований могут быть получены зависимости коэффициента теплоотдачи, определяемого критерием Нуссельта, и коэффициента аэродинамического сопротивления, определяемого коэффициентом Эйлера, от коэффициента динамического давления остаточной закрутки потока [21]. Для повышения экономичности вентиляторов для АВО необходимо добиваться максимально возможного аэродинамического качества элементов проточной части вентиляторной установки: коллектора, кока, диффузора. С учетом нелинейности отношения критерия Нуссельта к критерию Эйлера показана возможность существования оптимальной остаточной циркуляции, при которой прирост теплоотдачи от турбулизации охлаждающего воздушного потока растет быстрее, чем гидравлическое сопротивление теплообменника воздушного охлаждения. Доказано более существенное повышение аэродинамического коэффициента полезного действия вентиляторных установок большой удельной быстроходности по отношению к вентиляторам малой быстроходности при

снижении коэффициента аэродинамического сопротивления их проточной части. С использованием полученной математической модели, улучшения аэродинамического качества профилей за счет оптимизации тангенциального и осевого навалов переменной циркуляции, т. е. откорректированного закона закрутки лопаток по радиусу, ламинарной формы конфузора в виде кривых Безье четвертого порядка построена аэродинамическая схема вентиляторной установки ОГМ.ВУ 2,7-1,2 К3 с профилями OV–100TOH. На рис. 5 приведены: 3D-модель, промышленный образец и аэродинамические характеристики вентиляторной установки (коэффициент аэродинамического сопротивления проточной части вентиляторной установки $\xi_у = 0{,}044$, удельная быстроходность $n_у = 404$, КПД $\eta = 0{,}86$, коэффициент аэродинамического качества профилей К = 26).

а

б

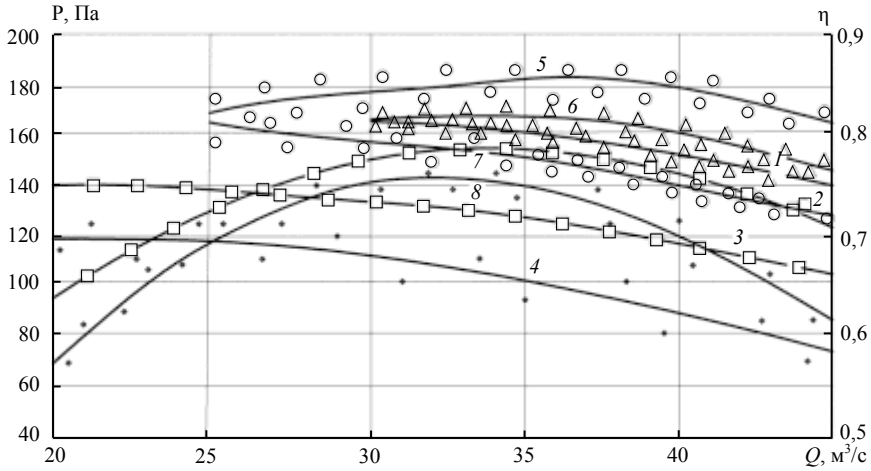


Рисунок 5. 3D-модель и опытно-промышленный образец вентиляторной установки ОГМ.ВУ 2,7-1,2 К3 – *а* и аэродинамические характеристики вентиляторной установки – *б*:
1–4 давление; *5–8* КПД; *1, 6* – θ = 12°; *2, 5* – θ = 10°; *3, 7* – θ = 8°; *4, 8* – θ = 5°

Figure 5. A 3D-model and a prototype of the OGM.VU 2.7-1.2 K3 fan system – *a* and the aerodynamic characteristics of the fan system – *б*:
1–4 pressure; *5–8* efficiency; *1, 6* – θ = 12°; *2, 5* – θ = 10°; *3, 7* – θ = 8°; *4, 8* – θ = 5°

Выводы. Подтверждена экономическая целесообразность использования в АВО вентиляторных установок по аэродинамическим схемам с одним рабочим колесом К, большой удельной быстроходностью $n_у \geq 400$, поскольку они обеспечивают максимальный аэродинамический КПД при минимальных габаритно-массовых характеристиках.

Показана возможность проектирования аэродинамических схем вентиляторных установок большой быстроходности $n_у \geq 400$ с КПД $\geq 0{,}86$ при достижении аэродинамического качества профилей рабочего колеса $К \geq 25$.

Область оптимальных значений коэффициента давления вентиляторных установок с удельной быстроходностью находится в диапазоне $380 \leq n_у \leq 450$.

При коэффициенте аэродинамического сопротивления проточной части вентиляторной установки $\xi_у \geq 1{,}2$ ее коэффициент полезного действия снижается более чем на 25 % по сравнению с КПД вентилятора.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ванчин А. Г. Методы оценки технического состояния аппаратов воздушного охлаждения газа в условиях компрессорной станции магистрального газопровода // Нефтегазовое дело. 2012. № 4. С. 466–475.

2. Хворов Г. А., Юмашев М. В. Анализ энергосберегающих технологий охлаждения газа на основе аппаратов воздушного охлаждения в транспорте газа ПАО «Газпром» // Территория «НЕФТЕГАЗ». 2016. № 9. С. 127–132.

3. Шабанов В. А., Пашкин В. В., Ивашкин О. Н. Анализ потерь электроэнергии в электроприводе аппарата воздушного охлаждения газа // Электротехнические и информационные комплексы и системы. 2014. Т. 10. № 1. С. 18–24.

4. Январев И. А. Комбинированный способ регулирования температурных режимов модульной установки воздушного охлаждения газа // Омский научный вестник. 2014. № 2(130). С. 161–165.

5. Калинин А. Ф., Фомин А. В. Оценка эффективности режимов работы АВО // Труды РГУ нефти и газа имени И. М. Губкина. 2011. № 4(265). С. 131–139.

6. Ванчин А. Г. Методы оценки работы аппаратов воздушного охлаждения газа при разных вариантах включения вентиляторов // Нефтегазовое дело. 2012. № 5. С. 279–287.

7. Рубцова И. Е., Мочалкин Д. С., Крюков О. В. Основные направления и задачи энергосбережения при реконструкции КС. Энергосбрежение и автоматизация электрооборудования компрессорных станций: монография. Н. Новгород: Вектор ТиС, 2012. Т. 3. 572 с.

8. Ivanov E. S., Kitaitev S. V., Shammazov I. A. Methods for improving the energy efficiency of natural gas pipelines. St. Petersburg: Nedra, 2008. 439 p.

9. Абакумов А. М., Мигачев А. В., Степашкин И. П. Исследование системы управления аппаратом воздушного охлаждения природного газа // Известия вузов. Электромеханика. 2016. № 6. С. 130–134.

10. Abakumov A. M., Stepashkin I. P. Research of the adaptive automatic control system at the natural gas air – cooling unit // IEEE Xplore. 2017. DOI: 10.1109/ICIEAM.2017.8076297

11. Брусиловский И. В. Аэродинамические схемы и характеристики осевых вентиляторов. М.: Машиностроение, 1986. 240 с.

12. Брусиловский И. В. Аэродинамический расчет осевых вентиляторов. М.: Машиностроение, 1986. 288 с.

13. Makarov N. V., Makarov V. N., Lifanov A. V., Kitonsa H. Mathematical model of conformal mappings in the theory of radial grids of mine turbomachines // Mathematical Analysis with Applications. In Honor of the 90th Birthday of Constantin Corduneanu. Springer Proceedings in Mathematical & Statistics 318. P. 337–346. DOI: 10.1007/97s–3–030–42176–233

14. Лифанов А. В., Матеров А. Ю., Макаров В. Н., Серков С. А., Макаров Н. В. Перспективные направления повышения комплексной эффективности аппаратов воздушного охлаждения // Нефть. Газ. Новации. 2020. № 4(233). С. 14–17.

15. Лойцанский Л. Г. Механика жидкости и газа. М.: Дрофа, 2003. 840 с.

16. Torshizi S. A. M., Benisi A., Durali M. Multilevel optimization of the splitter blade profile in the impeller of a centrifugal compressor // Scientia Iranica. 2017. No. 24. P. 707–714.

17. Mao Y. F. Numerical study of correlation between the surge of centrifugal compressor and the piping system. Ph. D. Thesis. Xian Jiaotong University, Xian, 2016.

18. Wu D., Yin K., Yin Q., Zhang X., Cheng J., Ge D., Zhang P. Reverse circulation drilling method based on a supersonic nozzle for dust control // Applied Sciences (Switzerland). 2017. Vol. 7. No. 1. P. 5–20.

19. Макаров В. Н., Боярских Г. А., Валиев Н. Г., Макаров Н. В., Дылдин Г. П. Критерии подобия природной соразмерности турбомашин // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 8. С. 81–89.

20. Способ повышения давления и экономичности лопастных турбомашин: пат. 2482337 Рос. Федерация. М. кл. F 04 D 29/28; заявл. 29.11.2011; опубл. 20.05.2013. Бюл. № 14.

21. Belskikh A. M., Makarov V. N. Mathematical modelling of thermovortex heat transfer in air coolers // Topical issues of rational use of natural resources: XVI International Forum – Contest of Students and Young Researchers. Sci. conf. abstracts. 2020. Saint-Petersburg. Vol. 2. P. 140–141.

Поступила в редакцию 28 июня 2021 года

Сведения об авторах:

Макаров Николай Владимирович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой горной механики Уральского государственного горного университета. E-mail: mnikolay84@mail.ru; https://orcid.org/0000-0001-7039-627

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-76-86

Regularities in aerodynamic efficiency control for gas cooler fans

Nikolai V. Makarov[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

Abstract

Research relevance. *The paper establishes the regularities in the impact the geometry and structural elements of a fan system piping have on the fan system's aerodynamic efficiency in a wide range of the specific speed variation.*

Objectives and methods of research. *A mathematical model has been obtained for the dependence of fan system's geometry and kinematic parameters and the aerodynamic efficiency on the specific speed.*

Results. *It has been proved that in order to reach higher aerodynamic efficiency of fan systems, in view of the increasing specific speed of fan systems, the aerodynamic quality of the impeller blade profiles should be increased and the aerodynamic resistance of the piping elements should be reduced. It has been shown that it is possible to create a gas cooler fan system with at least 400 specific speed and at least 0.85 efficiency if the impeller profiles aerodynamic quality is more than 25, and piping drag coefficient doesn't exceed 0.2.*

Keywords: *gas coolers; fan system; energy efficiency; efficiency; specific speed; aerodynamic drag and quality coefficient.*

REFERENCES

1. Vanchin A. G. Evaluation methods of the technical condition of air cooling of gas devices in the conditions of the compressor station of the main gas pipeline. *Neftegazovoe delo = Petroleum Engineering*. 2012; 4: 466–475. (In Russ.)

2. Khvorov G. A., Iumashev M. V. Analysis of energy-saving technologies for gas cooling based on air cooling units for gas transport at Gazprom PJSC. *Territoriia «NEFTEGAZ» = Oil and Gas Territory*. 2016; 9: 127–132. (In Russ.)

3. Shabanov V. A., Pashkin V. V., Ivashkin O. N. Analysis of gas air-cooler electric motor energy loss. *Elektrotekhnicheskie i informatsionnye kompleksy i sistemy = Electrotechnical and Information Complexes and Systems*. 2014; 10(1): 18–24. (In Russ.)

4. Ianvarev I. A. Combined regulation of temperature modes of modular gas air cooling installations. *Omskii nauchnyi vestnik = Omsk Scientific Bulletin*. 2014; 2(130): 161–165. (In Russ.)

5. Kalinin A. F., Fomin A. V. Evaluating the effectiveness of air-cooler modes. *Trudy RGU nefti i gaza imeni I. M. Gubkina = Proceedings of Gubkin Russian State University of Oil and Gas*. 2011; 4(265): 131–139. (In Russ.)

6. Vanchin A. G. Assessment methods of air cooling of gas devices operation at different options of fans actuation. *Neftegazovoe delo = Petroleum Engineering*. 2012; 5: 279–287. (In Russ.)

7. Rubtsova I. E., Mochalkin D. S., Kriukov O. V. Key focus and tasks of energy conservation when renovating compressor stations. *Energy conservation and automation of electrical equipment in compressor stations: monograph*. Nizhny Novgorod: Vektor TIS Publishing; 2012. Vol. 3. (In Russ.)

8. Ivanov E. S., Kitaitev S. V., Shammazov I. A. *Methods for improving the energy efficiency of natural gas pipelines*. St. Petersburg: Nedra Publishing; 2008. (In Russ.)

9. Abakumov A. M., Migachev A. V., Stepashkin I. P. Research of control system of apparatus of air cooling of natural gas. *Izvestiia vuzov. Elektromekhanika = Russian Electromechanics*. 2016; 6: 130–134. (In Russ.)

10. Abakumov A. M., Stepashkin I. P. Research of the adaptive automatic control system at the natural gas air – cooling unit. *IEEE Xplore*. 2017. Available from: doi: 10.1109/ICIEAM.2017.8076297

11. Brusilovskii I. V. *Aerodynamic configurations and characteristics of axial fans*. Moscow: Mashinostroenie Publishing; 1986. (In Russ.)

12. Brusilovskii I. V. *Aerodynamic analysis of axial fans*. Moscow: Mashinostroenie Publishing; 1986. (In Russ.)

13. Makarov N. V., Makarov V. N., Lifanov A. V., Kitonsa H. Mathematical model of conformal mappings in the theory of radial grids of mine turbomachines. In: *Mathematical Analysis with Applications. In Honor of the 90th Birthday of Constantin Corduneanu. Springer Proceedings in Mathematical & Statistics 318*. P. 337–346. Available from: doi: 10.1007/97s–3–030–42176–233

14. Lifanov A. V., Materov A. Iu., Makarov V. N., Serkov S. A., Makarov N. V. Perspective way to improve the complex efficiency of air-cooling equipment. *Neft. Gaz. Novatsii = Oil. Gas. Novation*. 2020; 4(233): 14–17. (In Russ.)

15. Loitsanskii L. G. *Fluid mechanics*. Moscow: Drofa Publishing; 2003. (In Russ.)

16. Torshizi S. A. M., Benisi A., Durali M. Multilevel optimization of the splitter blade profile in the impeller of a centrifugal compressor. *Scientia Iranica*. 2017; 24: 707–714.

17. Mao Y. F. *Numerical study of correlation between the surge of centrifugal compressor and the piping system. Ph. D. Thesis*. Xian Jiaotong University, Xian, 2016.

18. Wu D., Yin K., Yin Q., Zhang X., Cheng J., Ge D., Zhang P. Reverse circulation drilling method based on a supersonic nozzle for dust control. *Applied Sciences (Switzerland)*. 2017; 7(1): 5–20.

19. Makarov V. N., Boiarskikh G. A., Valiev N. G., Makarov N. V., Dyldin G. P. Turbomachine criteria for similarity of natural size proportionality. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2020; 8: 81–89. (In Russ.)

20. Kosarev N. P., Makarov N. V., Makarov V. N. *Method for increasing pressure and economy of bladed radial turbomachines*. Patent RF no. 2482337; 2013. (In Russ.)

21. Belskikh A. M., Makarov V. N. Mathematical modelling of thermovortex heat transfer in air coolers. In: *Topical issues of rational use of natural resources: XVI International forum – contest of students and young researchers. Sci. conf. abstracts*. 2020. Saint-Petersburg. Vol. 2. P. 140–141. (In Russ.)

Received 28 June 2021

Information about authors:

Nikolai V. Makarov – PhD (Engineering), Associate Professor, Head of Rock Mechanics Department, Ural State Mining University. E-mail: mnikolay84@mail.ru; https://orcid.org/0000-0001-7039-627

Для цитирования: Макаров Н. В. Закономерности управления аэродинамическим коэффициентом полезного действия вентиляторов для аппаратов воздушного охлаждения газа // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 6. С. 76–86. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-76-86

For citation: Makarov N. V. Regularities in aerodynamic efficiency control for gas cooler fans. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 6: 76–86 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-76-86

БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 622.812.2; 622.82 DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-87-97

Влияние процесса выделения метана на воздухораспределение в добычных участках калийных рудников

Николаев А. В.[1]*, Максимов П. В.[1], Лялькина Г. Б.[1], Конотоп Д. А.[1]
[1] Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь, Россия
e-mail: nikolaev0811@mail.ru

Реферат

Введение. *В работе установлено, что из-за процесса выделения в отрабатываемых камерах легких газов (в том числе метана) между горными выработками появляется дополнительная естественная тяга. Расчеты показали, что вследствие выделения из горного массива метана величина возникающей дополнительной естественной тяги невелика. Однако даже небольшая по величине дополнительная естественная тяга, взаимодействуя с тепловой депрессией, вызванной увеличением температуры в конвейерном штреке, изменяет в нем направление движения струи подаваемого воздуха. При этом в блоках и панелях, расположенных по восстанию пласта, результирующая естественная тяга способствует проветриванию, а в добычных участках, расположенных по падению пласта, она препятствует движению воздуха в требуемом направлении.*

Методология исследований. *Приведены методика и результаты расчета величины и направления естественной тяги для реальных панелей калийных рудников Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей при различных условиях, а также результаты моделирования процесса распространения метана в камере при точечном источнике его выделения.*

Результаты. *Модельные расчеты показали, что даже при малых объемах выделения газа из одиночного источника в тупиковой камере (шпура, пробуренного в кровле) концентрация газа в газовоздушной смеси, попадающей в конвейерный штрек, достигает 2 %.*

Выводы. *В целях обеспечения безопасности ведения горных работ, для снижения риска возникновения аварии при расчете объема воздуха, необходимого для проветривания добычных участков, требуется учитывать динамику выделения метана из горного массива и дальнейшего его распространения по горным выработкам.*

Ключевые слова: *безопасность; метан; естественная тяга; воздухораспределение.*

Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Пермского края в рамках научного проекта № 20-45-596025.

Введение. Важнейшим условием безопасности работ на подземных горнодобывающих предприятиях является обеспечение устойчивости проветривания, т. е. способности вентиляционной сети сохранять заданный объемный расход и направление движения воздуха [1, 2]. Особенно сложно поддерживать устойчивый режим проветривания на калийных рудниках, обладающих малыми аэродинамическими сопротивлениями [3, 4].

На устойчивость проветривания в добычных участках калийных рудников существенное влияние оказывает естественная тяга, которая, согласно исследованиям [5, 6], даже при небольшом ее значении может изменить направление движения воздуха в горной выработке (в приведенных работах – в конвейерном штреке блока). В работах [5–9] утверждалось, что основным фактором, влияю-

щим на величину естественной тяги, является температура воздуха как наиболее значимая причина изменения его плотности, и потому использовалось понятие «тепловая депрессия».

В частности, в работе [5] установлен факт изменения величины естественной тяги между горными выработками из-за увеличения температуры (вследствие выделения тепла составными частями конвейера) в конвейерном штреке. При этом в добычных участках, расположенных по падению пласта, естественная тяга направлена встречно требуемому направлению движения воздуха, а в блоках и панелях, ориентированных по восстанию пласта, наоборот, она совпадает по направлению с общешахтной депрессией. При этом при возрастании температуры в конвейерном штреке, как и при возрастании концентрации выделяемого в камере метана, естественная тяга будет препятствовать проветриванию в добычных участках, расположенных по падению пласта, и способствовать этому процессу в добычных участках, расположенных по восстанию пласта.

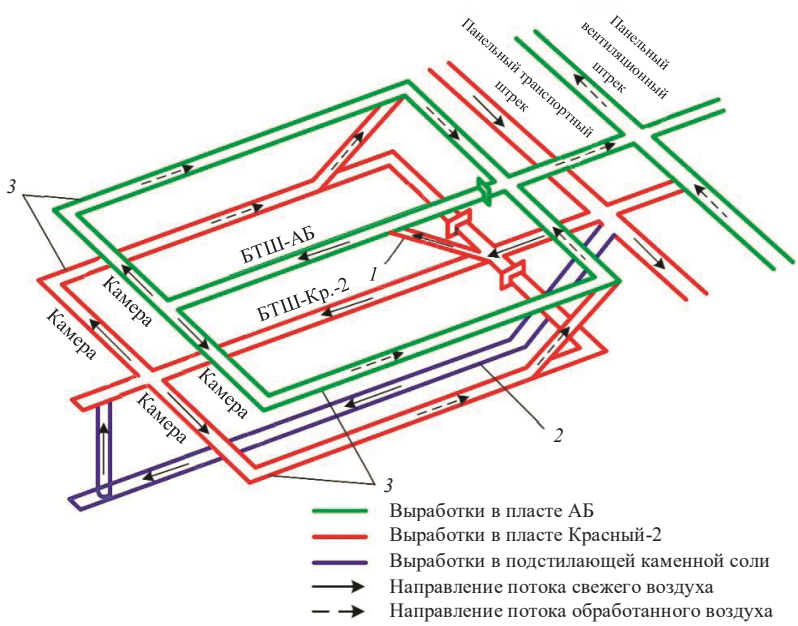


Рисунок 1. Схема проветривания добычного участка калийного рудника
Figure 1. Ventilation scheme for a potash mine production unit

Однако известно, что величина естественной тяги существенно зависит от плотности воздуха как таковой (при неизменной температуре), а также от разности высотных отметок сообщающихся выработок. При этом плотность воздуха будет изменяться не только при изменении его температуры, но и при изменении барометрического давления.

Кроме того, в работе [10] авторами сделан вывод, что сам механизм возникновения и изменения естественной тяги для газоносных и негазоносных подземных горнодобывающих предприятий будет отличаться, и потому в газоносных шахтах требуется учитывать плотность газовоздушной смеси сложного состава с примесями различных газов. Таким образом, даже при неизменных значениях температуры и барометрического давления плотность воздуха может изменяться в зависимости от изменения концентрации в нем других газов.

При этом в каждом из добычных участков рудника складывается своя аэрологическая обстановка, динамика изменения которой в каждый момент времени

определяется не только геометрическими параметрами сообщающихся выработок, но и физическими характеристиками потоков газовоздушных смесей, поступающих в него и вступающих во взаимодействие с примесями газов (в частности, метана), выделяемых массивом пород в процессе нарушения его целостности.

Влияние концентрации метана на воздухораспределение в горных выработках добычного участка при неизменных значениях температуры и барометрического давления. В калийных рудниках Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей (ВКМКС) используется схема проветривания добычных участков (панелей и блоков), приведенная на рис. 1.

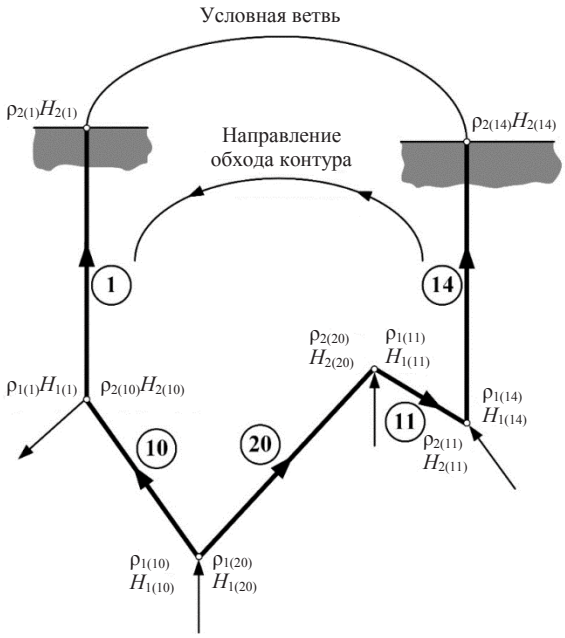


Рисунок 2. Контур вентиляционной сети в вертикальной плоскости
Figure 2. The outline of the ventilation vertically

Воздух поступает в блок из панельного транспортного штрека. Далее воздух идет в блоковый транспортный штрек, пройденный в пласте Красный-2 (БТШ-Кр.-2), и по уклону *1* в блоковый транспортный штрек, пройденный в пласте АБ (БТШ-АБ), а также в блоковый конвейерный штрек *2*.

Далее свежий воздух поступает в рабочие (отрабатываемые) камеры и после их проветривания удаляется в блоковые вентиляционные штреки *3*, а затем – в панельный вентиляционный штрек.

Для простоты изложения, чтобы определить саму возможность изменения воздухораспределения при изменении концентрации газа в атмосфере добычного участка, примем следующие допущения:

– в горных выработках выделяется только метан;

– метан после выделения в камере (из шпуров, пробуренных под анкерную крепь и из очистного забоя) равномерно и в полном объеме уходит в транспортный штрек;

– температура воздуха постоянна и одинакова во всех выработках.

Методика расчета воздухораспределения между горными выработками, приведенная в работе [5], с учетом перечисленных дополнительных условий примет следующий вид.

Пусть добычной участок разбит на ряд участков, каждый из которых ограничен своим замкнутым контуром. При этом каждый из контуров состоит из нескольких ветвей (горных выработок), причем направление обхода по каждому из контуров выбирается произвольным образом, вне зависимости от направления потока воздуха в ветвях (рис. 2). К примеру, для участка, приведенного на рис. 2, порядок обхода будет следующим: 1, 10, 20, 11, 14. Здесь 1, 10, …, 14 – номера ветвей.

За начало *i*-й ветви принимается точка входа в нее потока воздуха, а за ее конец – точка стока воздуха из ветви. Значение плотности воздуха в начале *i*-й ветви принимается равным $\rho_{1(i)}$, а в конце ветви – $\rho_{2(i)}$. Высотные отметки в начале каждой из ветвей обозначаются через $H_{1(i)}$, а в ее конце – $H_{2(i)}$. В соответствии с выбранным направлением обхода контура начальной ветвью будет являться ветвь 1, в которой направление движения воздуха условно принимается от точки ($\rho_{2(1)}$, $H_{2(1)}$) к точке ($\rho_{1(1)}$, $H_{1(1)}$). Аналогичным образом по направлению обхода выделенного контура по очереди рассматриваются все ветви выбранного контура, начиная с ветви 1 и до последней из них (т. е. до ветви 14). После замыкания контура с помощью условной ветви (рис. 2) величина естественной тяги в нем может быть определена по формуле:

$$h_{\text{е}}^{j} = 9{,}81\sum_{i=1}^{n_j}\rho_i H_i,$$

где $h_{\text{е}}^{i}$ – естественная тяга в *j*-м контуре, Па; ρ_i – средняя плотность воздуха в *i*-й ветви *j*-го контура, кг/м^3; n_j – количество ветвей в *j*-м контуре; H_i – перепад высот по длине *i*-й ветви, м, который определяется как разность ее высотных отметок.

Перепад H_i высот между начальной и конечной точкой *i*-й ветви определяется по формуле:

$$H_i = H_{1(i)} - H_{2(i)}.$$

Значение средней плотности газовоздушной смеси, ввиду принятых допущений, можно найти по следующей формуле:

$$\rho_{\text{выр}} = \frac{\rho_{\text{мет}}Q_{\text{мет}} + \rho_{\text{в}}Q_{\text{в}}}{Q_{\text{выр}}},$$

где $Q_{\text{мет}}$, $Q_{\text{в}}$ – объем выделяющегося метана и поступающего в выработку воздуха соответственно, м^3/с; $Q_{\text{выр}}$ – объемный расход газовоздушной смеси, перемещающейся по выработке, м^3/с; $\rho_{\text{мет}}$, $\rho_{\text{в}}$ – плотность метана и воздуха соответственно, кг/м^3.

Тогда, согласно второму закону вентиляционных сетей [11], для *j*-го контура получим следующее равенство:

$$\sum_{i=1}^{n_j} R_i Q_i^2 \operatorname{sign}\left(Q_i\right) + h_{\text{е}}^{j}\operatorname{sign}\left(h_{\text{е}}^{j}\right) = 0, \qquad (1)$$

где R_i, Q_i – аэродинамическое сопротивление (Н · с^2/м^8) и расход воздуха (м^3/с) в *i*-й ветви, входящей в *j*-й контур, соответственно.

Здесь

$$\operatorname{sign}(Q_i)\begin{cases}+1, \text{ если направление воздушного потока в ветви} \\ \text{совпадает с направлением обхода контура;} \\ -1, \text{ если направление воздушного потока в ветви} \\ \text{противоположно направлению обхода контура;}\end{cases}$$

$$\operatorname{sign}\left(h_{\text{e}}^{i}\right)\begin{cases}+1, \text{ если направление действия естественной тяги} \\ \text{противоположно направлению обхода контура;} \\ -1, \text{ если направление действия естественной тяги} \\ \text{совпадает с направлением обхода контура.}\end{cases}$$

Равенство (1) означает, что суммарная потеря энергии в *j*-м контуре (т. е. алгебраическая сумма падений всех депрессий по всем ветвям контура) равна нулю.

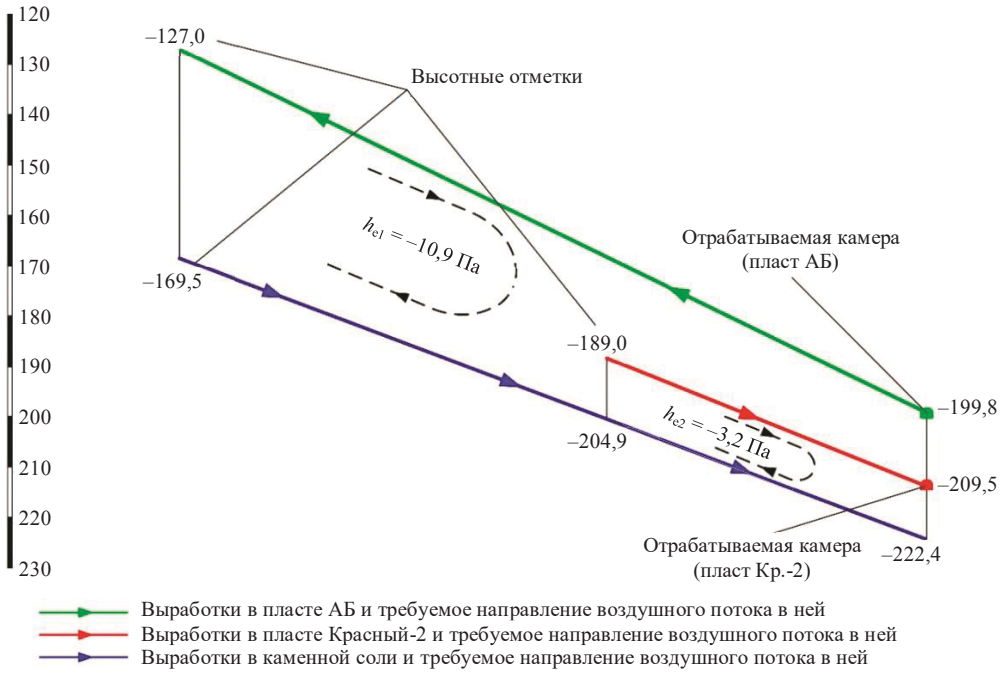


Рисунок 3. Профиль 1 СЗП рудника БКПРУ-4
Figure 3. Profile 1 the north-west panel (NWP) of BKPRU-4

Тогда расчет итогового значения естественной тяги в отдельном добычном участке сводится к алгоритму расчета совместной работы источников тяги в каждом из контуров, входящих в этот участок [5, 11]. Чтобы выяснить, каким образом на величину естественной тяги влияет ориентация добычного участка, расчеты проводились как для панелей, расположенных по падению пласта, так и для панелей, расположенных по восстанию пласта. При этом по отдельности каждый из блоков панели не рассматривался.

В работе выполнены расчеты для реальных добычных участков калийного рудника БКПРУ-4 (ПАО «Уралкалий», ВКМКС), параметры которых приведены в [5] (панель 1 СЗП и панель 8–9 ЮВП).

Среднее содержание метана в воздушной смеси, выходящей из пласта, принято в соответствии с данными, приведенными в работах [12–15].

В качестве добычного участка, ориентированного по падению пласта, рассматривалась северо-западная панель 1 СЗП рудника БКПРУ-4 (ПАО «Уралкалий»). Профиль панели построен на основании высотных отметок (рис. 3).

Расчетные значения естественной тяги, возникающей в добычном участке при выделении в камерах метана, обозначены следующим образом:

h_{e1} – величина естественной тяги, возникающей между транспортным штреком в пласте АБ и конвейерным штреком;

h_{e2} – величина естественной тяги, возникающей между транспортным штреком в пласте Красный-2 и конвейерным штреком.

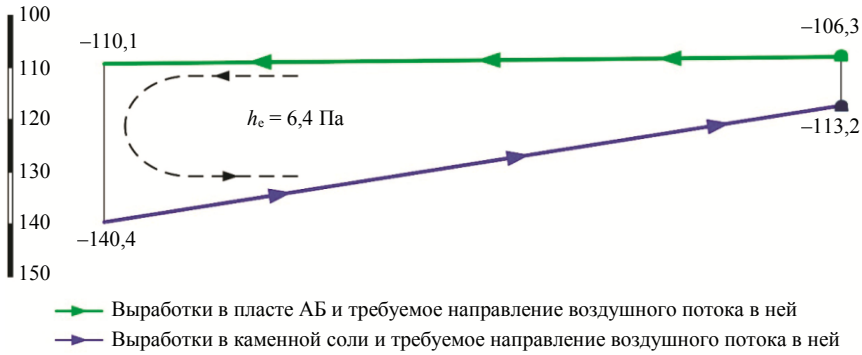


Рисунок 4. Профиль 8–9 ЮЗП рудника БКПРУ-4
Figure 4. Profile 8–9 the south-west panel (SWP) of BKPRU-4

В обоих случаях естественная тяга направлена навстречу требуемому направлению движения воздуха. Результирующее значение h_e величины естественной тяги, возникающей вследствие выделения метана, в добычном участке (панели 1 СЗП) составляет менее 10 % от потери общешахтной депрессии (167,3 Па). При этом, хотя тяга h_e не способна реверсировать поток в выработке, она явно осложняет подачу воздуха в панель, т. е. противодействует проветриванию.

В качестве панели, ориентированной по восстанию пласта, для расчетов использовалась юго-восточная панель 8–9 ЮВП рудника БКПРУ-4 (ПАО «Уралкалий»). Профиль панели приведен на рис. 4.

Как показано на рис. 4, расчетное значение естественной тяги в панели в целом составляет 6,4 Па, а направление ее действия совпадает с требуемым направлением движения воздуха. В этом случае возникающая из-за выделения метана дополнительная естественная тяга, хотя и в незначительной степени, способствует проветриванию рассматриваемой панели (8–9 ЮВП).

На основании выполненных расчетов установлено, что, при принятых допущениях, из-за выделения в отрабатываемых камерах метана между горными выработками возникает своя дополнительная естественная тяга. Полученные значения этой дополнительной тяги имеют небольшую величину. Однако ввиду малого аэродинамического сопротивления горных выработок калийных рудников даже небольшая по величине дополнительная тяга способна оказывать значимое влияние на воздухораспределение.

В реальных условиях количество газа, выделяемого на каком-либо из добычных участков, может значительно превышать расчетное среднестатистическое по рассматриваемому месторождению значение. Аналогичным образом величина падения общешахтной депрессии в добычном участке может значительно отли-

чаться от значений, полученных в рассмотренных случаях. Например, в панелях (блоках), расположенных на большом удалении от воздухоподающих стволов, величина падения может быть значительно меньше.

Модель процесса распространения метана в камере добычного участка при одиночном источнике метана. Результаты расчета. Известно, что основные источники выделения метана располагаются именно в рабочих камерах. К таким источникам относятся шпуры, пробуренные под анкерную крепь, а также обнаженная порода в проходимой толще полезного ископаемого. В связи с этим необходимо рассмотреть процесс распространения метана в камере добычного участка.

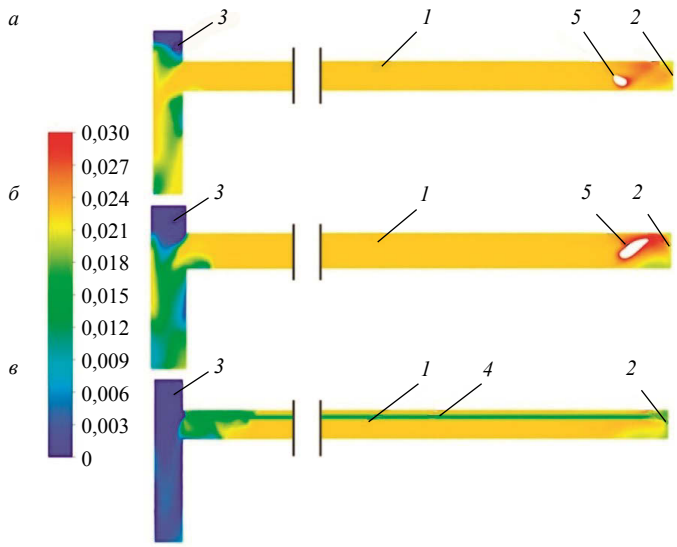


Рисунок 5. Распределение концентрации метана в горизонтальных сечениях тупиковой камеры:
а – сечение на высоте 2,7 м; *б* – сечение на высоте 1,5 м; *в* – сечение на высоте 0,3 м
Figure 5. The distribution of methane concentration in the horizontal sections of the blind room:
а – section at a height of 2.7 m; *б* – section at a height of 1.5 m; *в* – section at a height of 0.3 m

В качестве одиночного (точечного) источника выделения метана рассмотрен шпур, пробуренный в кровле камеры на расстоянии 10 м от забоя. Для оценки характера распределения метана в блоке рудника рассматривается тупиковая камера (проходимая, не имеющая соединения с вентиляционным штреком), примыкающая к блоковому транспортному штреку (рис. 5, где *1* – камера; *2* – забой; *3* – блоковый транспортный штрек; *4* – трубопровод; *5* – точечный источник выделения метана (шпур)). Воздух из транспортного штрека в забой камеры подается по воздуховоду при помощи вентилятора местного проветривания. Длина тупиковой камеры – 200 м, ширина – 5 м, высота – 3 м. Упрощенная форма сечения камеры представлена на рис. 5 и 6.

Математическая постановка задачи об определении концентрации метана в движущейся газовоздушной среде включает осредненные по Рейнольдсу нестационарные уравнения Навье–Стокса, а также уравнение конвекции–диффузии. В расчетах с целью определения рейнольдсовых напряжений, для замыкания уравнений Навье–Стокса [16–20] использовалась модель турбулентности SST k–ω [21]. Численная реализация поставленной задачи осуществлялась с использованием программного пакета ANSYS Fluent.

Результаты моделирования приведены на рис. 5 и 6. На рис. 5 представлено распределение концентрации метана в различных сечениях, расположенных на разной высоте камеры *1*.

На рис. 6 приведен фронтальный разрез камеры *1* (в вертикальном сечении), цифрой *2* обозначен забой; *3* – блоковый транспортный штрек; *4* – точечный источник выделения метана (шпур).

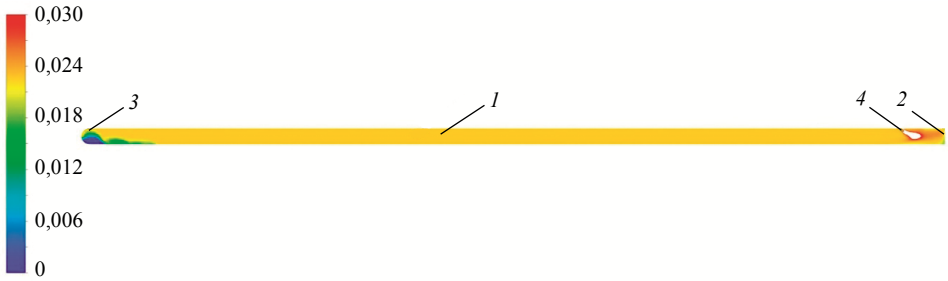


Рисунок 6. Распределение концентрации метана в вертикальном сечении камеры
Figure 6. The distribution of methane concentration in the vertical section of the room

В забое *2*, куда принудительно из блокового транспортного штрека *3* от вентилятора местного проветривания через трубопровод *4* подается воздух, образуется вихрь, способствующий его перемешиванию с метаном, поступающим сверху из точечного источника *5* (рис. 5). Далее газовоздушная смесь движется в сторону транспортного штрека *3*. При заданном расходе газа, поступающего из шпура, концентрация метана в смеси составляет немногим более 2 %.

В области сопряжения камеры *1* и транспортного штрека *3* происходит смешение газовоздушной смеси с воздушным потоком. Наблюдается выход метана в воздушный поток, который далее направляется в конвейерный штрек. При этом концентрация метана оказывается распределенной неравномерно по высоте сечения. В частности, наблюдаются зоны повышенной концентрации в верхней части выработки (рис. 6).

Результаты моделирования показали, что даже при таком незначительном источнике метана концентрация его в исходящей струе достигает 2 %. Следовательно, при более мощных источниках выделения метана появляется угроза повышения концентрации до взрывоопасных значений и попадания газовоздушной смеси в конвейерный штрек – потенциально пожароопасный участок.

Заключение. Выделяемые горным массивом в процессе добычи полезного ископаемого легкие газы (в том числе метан) инициируют появление дополнительной естественной тяги между горными выработками. В добычных участках, ориентированных по падению пласта, эта тяга направлена навстречу требуемому направлению движения воздуха в конвейерном штреке. Совместно с естественной тягой, возникающей при увеличении температуры воздуха в конвейерном штреке, в нем изменяется направление движения струи воздуха. В результате этого газовоздушная смесь из камеры поступает в конвейерный штрек, являющийся потенциально опасным по возможности возникновения в нем пожара.

Модельные расчеты показали, что даже при небольших выделениях газа из одиночного источника (шпура, пробуренного в кровле) концентрация газа в попадающей в конвейерный штрек смеси достигает 2 %. При больших значениях выделяемого газа возникает опасность достижения взрывоопасной концентрации в конвейерном штреке.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Каледина Н. О., Кобылкин С. С. Моделирование процессов вентиляции шахт для обеспечения метанобезопасности горных работ // Горный журнал. 2011. № 7. С. 101–103.

2. Пучков Л. А., Каледина Н. О. Динамика метана в выработанных пространствах угольных шахт. М.: МГГУ, 1995. 313 с.

3. Алыменко Н. И. Исследование и разработка методов и средств повышения эффективности и надежности проветривания подземных рудников с большим эквивалентным отверстием (на примере калийных рудников): дис. … д-ра техн. наук. Санкт-Петербург, 1998. 334 с.

4. Мохирев Н. Н. Разработка современных методов и средств обеспечения высокоэффективного проветривания рудников, обладающих малыми аэродинамическими сопротивлениями: дис. … д-ра техн. наук. Пермь, 1994. 302 с.

5. Николаев А. В. Управление тепловыми депрессиями в системах вентиляции калийных рудников: дис. … канд. техн. наук. Пермь, 2012. 159 с.

6. Алыменко Н. И., Николаев А. В. Расчет эквивалентного аэродинамического сопротивления подземной части проектируемого рудника для определения естественной тяги, действующей между стволами // Геология, геофизика и разработка нефтяных и газовых месторождений. 2010. № 12. С. 68–69.

7. Chang X. The transient-state simulation of mine ventilation systems. Michigan Technological University, 1987. 324 p.

8. Cheng J., Wu Y., Xu H., Liu J., Yang Y., Deng H., Wang Y. Comprehensive and integrated mine ventilation consultation model // Tunneling and Underground Space Technology. 2015. Vol. 45. P. 166–180.

9. Gendler S. G. The justification of new technique ventilation at contraction of working with two exits in soil surface // Eurasian Mining. 2016. No. 2. P. 41–44.

10. Aitao Z., Wang K. Role of gas ventilation pressure on the stability of airway airflow in underground ventilation // Journal of Mining Science. 2018. Vol. 54. No. 12. P. 111–119.

11. Мохирев Н. Н., Радько В. В. Инженерные расчеты вентиляции шахт. Строительство. Реконструкция. Эксплуатация. М.: Недра-Бизнесцентр, 2007. 324 с.

12. Чайковский И. И., Иванов О. В. Новые данные по геохимии газов калийных месторождений // Вестник Пермского университета. 2014. Вып. 4(25). С. 56–65.

13. Андрейко С. С., Галкин В. И., Шаманский Г. П. Некоторые особенности распределения углеводородных газов по разрезу Верхнекамского месторождения калийных солей // Разработка соляных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. / Перм. политех. ин-т. Пермь, 1980. С. 82–87.

14. Андрейко С. С., Лукьянец Е. В. Анализ факторов газоносности и тектонического строения сильвинитовых пластов в надвиговых и сдвиговых зонах шахтных полей рудников БКПРУ-2 и БКПРУ-4 ПАО «Уралкалий» // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2017. № 6. С. 31–40.

15. Андрейко С. С., Лялина Т. А. Исследования газовыделений из геологоразведочных скважин на Верхнекамском месторождении калийных солей // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 2. С. 33–38.

16. Борисов В. Е., Рыков Ю. Г. Моделирование течений многокомпонентных газовых смесей с использованием метода двойного потока // Математическое моделирование. 2020. Т. 32. № 10. С. 3–20.

17. Горский В. В., Оленичева А. А. О применимости закона бинарной диффузии к расчету тепло- и массообмена в газовых смесях сложного химического состава // Теплофизика высоких температур. 2011. Т. 49. № 1. С. 69–72.

18. Обухова Е. В., Рагозина В. Е. О гиперболической теории массопереноса в двухкомпонентных несжимаемых смесях // Вестник Дальневосточного отделения Российской академии наук. 2006. № 4(128). С. 103–105.

19. Келбалиев Г. И., Расулов С. Р., Валиев Н. Г. Математическое моделирование процессов осаждения и всплытия твердых частиц, капель и пузырей в изотропном турбулентном потоке // Известия УГГУ. 2020. Вып. 4(60). С. 123–145. DOI: 10.21440/2307-2091-2020-4-123-145

20. Косарев Н. П., Макаров В. Н., Угольников А. В., Матеров А. Ю., Макаров Н. В., Лифанов А. В. Критерии подобия гидровихревой локализации взрывов на горных предприятиях // Известия УГГУ. 2019. Вып. 3(55). С. 124–132. DOI: 10.21440/2307-2091-2019-3-124-132

21. Menter F. R. Two-equation Eddy-viscosity turbulence models for engineering applications // AIAA Journal. 1994. Vol. 32. No. 8. P. 1598–1605.

Поступила в редакцию 22 июля 2021 года

Сведения об авторах:

Николаев Александр Викторович – доктор технических наук, доцент, доцент кафедры горной электромеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: nikolaev0811@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-4601-5780

Максимов Петр Викторович – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры вычислительной математики, механики и биомеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: pvmperm@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-3617-5617

Лялькина Галина Борисовна – доктор физико-математических наук, профессор, профессор кафедры безопасности жизнедеятельности Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: gblyalkina@mail.ru
Конотоп Данил Алексеевич – аспирант кафедры вычислительной математики, механики и биомеханики Пермского национального исследовательского политехнического университета. E-mail: konotopda@gmail.com; https://orcid.org/0000-0003-4037-7294

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-87-97

The effect of methane emission on air distribution in potash mine production units

Aleksandr V. Nikolaev[1], Petr V. Maksimov[1], Galina B. Lialkina[1], Danil A. Konotop[1]
[1] Perm National Research Polytechnic University, Perm, Russia.

Abstract
Introduction. *It has been found that due to light gas (including methane) emission in rooms under development, there develops an additional natural draught between the mine workings. The calculation has shown that methane emission from the rock mass conditions the low value of the additional natural draught. However, even minor additional natural draught interacting with a thermal drop of pressure caused by temperature rise in the conveyor shaft changes the direction of the delivery air stream. While in up the dip blocks and panels the resultant natural draught promotes ventilation, in the down the dip production units it prevents air circulation in the required direction.*
Research methods. *The methods and results of calculating the value and direction of the natural draught for real panels of potash mines at the Upper Kama potash deposit under various conditions have been presented together with the simulation observations of methane distribution in the room with a point source of emission.*
Results. *Model analysis has shown that even under the low amount of gas emission out of the point source in the blind room (of a hole drilled in the roof), the concentration of gas in the gas-air mixture entering the belt heading reaches 2%.*
Conclusions. *To ensure the safety of mining and reduce the risk of emergency when calculating the volume of air required to ventilate the production units, the dynamics of methane emission out of the rock mass should be taken into account as well as its further distribution across the mine workings.*

Keywords: *safety; methane; natural draught; air distribution.*

Acknowledgements. *The research has been funded by the Russian Foundation of Basic Research and the Perm region under scientific project no. 20-45-596025.*

REFERENCES

1. Kaledina N. O., Kobylkin S. S. Simulation of pits ventilation processes for methane-safety providing during mining works. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2011; 7: 101–103. (In Russ.)
2. Puchkov L. A., Kaledina N. O. *The dynamics of methane in mine goafs*. Moscow: MSMU Publishing; 1995. (In Russ.)
3. Alymenko N. I. *Studying and developing the methods and means to improve the efficiency and reliability of ventilating the underground mines with a large equivalent orifice (by the example of potash mines): DSc in Eng. thesis*. St. Petersburg; 1998. (In Russ.)
4. Mokhirev N. N. *Developing advanced methods and means of high-efficiency ventilation of mines with low air flow resistance: DSc in Eng. thesis*. Perm; 1994. (In Russ.)
5. Nikolaev A. V. *Controlling thermal drops of ventilation pressure in potash mines ventilation: PhD in Eng. thesis*. Perm; 2012. (In Russ.)
6. Alymenko N. I., Nikolaev A. V. Calculation of equivalent aerodynamic resistance of underground part of a projected mine to define natural draught operating between shafts. *Geologiia, geofizika i razrabotka neftianykh i gazovykh mestorozhdenii = Geology, Geophysics and Development of Oil and Gas Fields.* 2010; 12: 68–69. (In Russ.)
7. Chang X. *The transient-state simulation of mine ventilation systems*. Michigan Technological University; 1987. 324 p.
8. Cheng J., Wu Y., Xu H., Liu J., Yang Y., Deng H., Wang Y. Comprehensive and integrated mine ventilation consultation model. *Tunneling and Underground Space Technology*. 2015; 45: 166–180.
9. Gendler S. G. The justification of new technique ventilation at contraction of working with two exits in soil surface. *Eurasian Mining*. 2016; 2: 41–44.
10. Aitao Z., Wang K. Role of gas ventilation pressure on the stability of airway airflow in underground ventilation. *Journal of Mining Science*. 2018; 54(12): 111–119.
11. Mokhirev N. N., Radko V. V. *Engineering analysis of mine ventilation. Construction. Reconstruction. Operation*. Moscow: Nedra-Biznestsentr Publishing; 2007. (In Russ.)
12. Chaikovskii I. I., Ivanov O. V. New data on the geochemistry of gases in the potash deposits. *Vestnik Permskogo universiteta = Bulletin of Perm University. Geology*. 2014; 4(25): 56–65. (In Russ.)

13. Andreiko S. S., Galkin V. I., Shamanskii G. P. Some distinguishing features of hydrocarbon distribution along the section of the Upper Kama potash mine. In: *Salinas development: intercollegiate proceedings*. Perm: Perm Polytechnic Institute Publishing; 1980. p. 82–87. (In Russ.)

14. Andreiko S. S., Lukianets E. V. Analysis of the factors of the gas content and the tectonic structure of silvinite banks in the overthrust and strike-slip belts of mine-fields of mine BKPRU-2 and BKPRU-4 PJSC Uralkaliy. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2017; 6: 31–40. (In Russ.)

15. Andreiko S. S., Lialina T. A. The analysis of gas emission out of geologic prospecting wells at Verkhnekamskoye deposit of potassium salts. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2017; 2: 33–38. (In Russ.)

16. Borisov V. E., Rykov Iu. G. Numerical simulation of multicomponent gas flows using double-flux method. *Matematicheskoe modelirovanie = Mathematical Models and Computer Simulations*. 2020; 32(10): 3–20. (In Russ.)

17. Gorskii V. V., Olenicheva A. A. Validity of the binary diffusion law in calculating heat and mass transfer in gas mixtures with complex chemical composition. *Teplofizika vysokikh temperatur = High Temperature*. 2011; 49(1): 69–72. (In Russ.)

18. Obukhova E. V., Ragozina V. E. About hyperbolic theory of mass transfer in two-component mixtures. *Vestnik Dalnevostochnogo otdeleniia Rossiiskoi akademii nauk = Vestnik of the Far East Branch of the Russian Academy of Sciences*. 2006; 4(128): 103–105. (In Russ.)

19. Kelbaliev G. I., Rasulov S. R., Valiev N. G. Mathematical modeling of sedimentation processes and surfacing of solids, droplets and bubbles in an isotropic turbulent flow. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2020; 4(60): 123–145. Available from: doi: 10.21440/2307-2091-2020-4-123-145 (In Russ.)

20. Kosarev N. P., Makarov V. N., Ugolnikov A. V., Materov A. Iu., Makarov N. V., Lifanov A. V. Similarity parameters for hydro-vortex blast isolation in mining enterprises. *Izvestiia Uralskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta = News of the Ural State Mining University*. 2019; 3(55): 124–132. Available from: doi: 10.21440/2307-2091-2019-3-124-132 (In Russ.)

21. Menter F. R. Two-equation Eddy-viscosity turbulence models for engineering applications. *AIAA Journa*l. 1994; 32(8): 1598–1605. (In Russ.)

Received 22 July 2021

Information about authors:

Aleksandr V. Nikolaev – DSc (Engineering), Associate Professor, associate professor of the Electrical Engineering Department, Perm National Research Polytechnic University. E-mail: nikolaev0811@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-4601-5780

Petr V. Maksimov – PhD (Engineering), Associate Professor, associate professor of the Department of Computational Mathematics, Mechanics and Biomechanics, Perm National Research Polytechnic University. E-mail: pvmperm@mail.ru; https://orcid.org/0000-0002-3617-5617

Galina B. Lialkina – DSc (Physico-mathematical Sciences), Professor, professor of the Department of Civil Defense, Perm National Research Polytechnic University. E-mail: gblyalkina@mail.ru

Danil A. Konotop – PhD student, Department of Computational Mathematics, Mechanics and Biomechanics, Perm National Research Polytechnic University. E-mail: konotopda@gmail.com; https://orcid.org/0000-0003-4037-7294

Для цитирования: Николаев А. В., Максимов П. В., Лялькина Г. Б., Конотоп Д. А. Влияние процесса выделения метана на воздухораспределение в добычных участках калийных рудников // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 6. С. 87–97. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-87-97

For citation: Nikolaev A. V., Maksimov P. V., Lialkina G. B., Konotop D. A. The effect of methane emission on air distribution in potash mine production units. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 6: 87–97 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-87-97

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-98-107

New system of higher engineering education in Germany

Vilmar A. Lukas[1]
[1] Berlin, Germany
e-mail: w.a.lukas@web.de

Abstract

Introduction. *The paper registers some significant changes that higher mining education has undergone over the past decades, including the ones that occurred in Germany. Mineral production on the Eurasian continent has been decreasing gradually and resulted in the declining demand for mining specialists. It is in German that the tendency was the most pronounced. Reduced number of students and the subsequent reduction in the number of mining and geological departments concerned all leading centers of mining education.*

Relevance. *Higher educational institutions in Germany are looking for a way out of the crisis reorienting their teaching and scientific activity to the allied sciences, in particular oil and gas production, underground engineering structures construction, production and processing of unconventional natural resources, subsea production, environment-related activities, and spoil disposal. Colleges also train specialists for other countries and international mining corporations.*

Methods of research. *The paper provides examples and analysis of new curricula in the universities of Freiberg, Aachen, Clausthal, etc. These mining schools have accumulated considerable experience in reforming and developing mining education.*

Current state. *The mining field of vocational training in German colleges has acquired an integrated name which can be translated as the "technology of mineral raw materials". Traditional mining specialisms are being combined and consolidated. New methodological approaches are being extensively introduced. These steps are to improve the appeal of the mining education for the youth and arouse employers interest in the specialists of a new specialism.*

Keywords: *international cooperation; higher education; Bologna reform; bachelor's degree program; master's degree program; Germany; curriculum; field; program; specialism; mining.*

Introduction and relevance. Over the past decades, mining education in European countries has undergone considerable changes. Mineral production on the Eurasian continent has been gradually decreasing, causing a dramatic decline in demand for mining specialists, therefore in the number of young people willing to receive mining and geological education. The significance of mineral raw materials, meanwhile, as a resource of prime importance for economic development, is constantly growing, which is due to the dynamics of the global resource-based economy. It will be the deciding factor in the future development of the entire mining industry [1]. Decisions associated with the Sorbonne Declaration and Bologna Process have also produced a particular effect on the sector of mining education [2–4].

The features of contemporary mining engineers training and the issues of higher engineering education development are being debated a lot around the world by such scientists as Prof. Carsten Drebenstedt (Technical University of Bergakademie Freiberg), Kazanin O. I. (Saint Petersburg Mining University) [5], Suorineni F. T. [6], and Nurligenovoi Z. N. [7], et al.

It is in German that the tendency was the most pronounced. Reduced number of students and the subsequent reduction in the number of mining and geological

departments concerned all leading centers of mining education – technical universities of Freiberg, Aachen, Clausthal-Zellerfeld, and TH Georg Agricola University of Applied Sciences (THGA).

Committed professors started searching for ways out of the crisis reorienting their teaching and scientific activity to the allied sciences, in particular oil and gas production, underground engineering structures construction (including storage facilities for industrial and household waste), production and processing of new, unconventional natural resources (geothermal heating, firedamp, and construction materials), subsea production, environment-related activities, and mineral extraction from old waste dumps. Colleges also train specialists for other countries and international mining corporations.

Mining professors were extending their areas of expertise at a time when new methodological approaches were being extensively introduced into training, and traditional mining specialisms were being combined and consolidated. The mining field of vocational training in German colleges has acquired an integrated name which can be translated as the "technology of mineral raw materials". It is equivalent to the "mineral raw industry", a new notion integrated in the international practice.

Distance learning is being extensively introduced into practice to meet the demands of the time and students' needs [8]. Scientists around the world study the distinctive features of distance learning [9–11].

The above steps should have improved the appeal of the mining education for the youth and arouse employers interest in the specialists of a new specialism.

The above listed educational institutions have accumulated a certain experience in reforming and modernizing mining education.

The oldest mining college in the world, **Freiberg University of Mining and Technology**, trains specialists in the field of Earth sciences (geosciences) and geoengineering in the Faculty of Geosciences, Geoengineering, and Mining. There are about 900 students (including 15% foreign students) in the faculty receiving training in one of 8 bachelor's and master's degree programs: Geology/Paleontology, Minerology, Geophysics, Mine Surveying and Geodesy, Geotechnics and Mining, Geoecology, and Geoinformatics. The University continues training professional engineers.

Standard period of study for the bachelor's degree is 6 semesters, and 4 semesters for the master's degree. There are 150 staff members in the faculty, including 25 professors.

The faculty carries out research work in up-to-date research topics recommended and funded by the Geocommission of the German Research Foundation, namely geoinformatics, geo information systems, and GPS survey; geochemistry, isotope geochemistry, and geologic time; exploration, development, and sanitation of groundwater; land, water, and air protection; geobiotechnology, microbiology, and ecology; geotechnical monitoring and sensory ecology; geohazards; marine minerals and seabed mining; tomography and 4D geophysics; balanced residential construction (Con Terra); land rehabilitation, restoration, and reuse; extraction of solid minerals and mass raw materials; exploration, development, and storage of fossil fuels; geothermy and alternative sources of energy; rock geomechanics and kinematics; and environmental modeling.

Annual academic research and development expenditures of the faculty is 7.5 million euros.

At the Freiberg University of Mining and Technology, great attention is paid to international cooperation. New professional contacts between scientists and organizations make it possible to exchange various proven projects and innovations in mining at international scale. Professor Carsten Drebenstedt mentions it when he

Table 1. Curriculum of the bachelor’s degree program in “Energy and Mineral Raw Material”. Specialism “Power engineering and mineral raw materials support”

Таблица 1. Модульный учебный план бакалавриата по направлению «Энергия и минеральное сырье». Специализация «Энерготехника и обеспечение минеральным сырьем»

	1 semester 22 hours a week	2 semester 23 hours a week	3 semester 24 hours a week	4 semester 16–18 hours a week	5 semester 20–25 hours a week	6 semester 18–21 hours a week
1	Mathematics for engineers I	Mathematics for engineers II	The fundamentals of electrical engineering I	The fundamentals of electrical engineering II	Social competence I	Occupational safety and health protection
2						
3			The fundamentals of electrical engineering (exercises)	The fundamentals of electrical engineering (exercises)	Geomechanics I	Geomechanics II
4			Machine science I	Machine science II		
5	Mathematics (exercises)	Mathematics (exercises)			Introduction to petroleum engineering	Seminar
6			Exercises	Exercises		
7	Experimental physics for engineers I	Experimental physics for engineers II	Technical drawing/ CAD program	Introduction to financial analysis	Hoisting and transport engineering I	Mineral beneficiation II
8						
9			Introduction to business economics	Introduction to law II	Ventilation and conditioning I	Automation I (C)
10	Applied computing for engineers I	Applied computing for engineers II				
11			Financial accounting	Open-cut transport selection	Methods and equipment for deep mining I	
12						Methods and equipment for deep mining II
13	Introduction to inorganic chemistry I	Introduction to inorganic chemistry II	Mining and environmental law	The fundamentals of geodesy II	Mineral beneficiation	
14						

15		Engineering mechanics I	Engineering mechanics II	Маркетинг (каталог A)	Construction materials (B)	Bachelor's thesis (8 weeks)
16	Introduction to geological sciences I					
17				Production (A)		
18		Engineering mechanics (exercises)	Engineering mechanics (exercises)		Binders (B)	
19				The fundamentals of gas transport (D)		
20	Geological practical training I	Mineral deposits	The fundamentals of geodesy I		Measuring instruments I (C)	
21						
22	Geological management	Introduction to extraction of minerals	The fundamentals of GIS			Internship (12 weeks) + seminar report
23					Engineering thermodynamics I (E)	
24						
25						
26					Design, building, and sanitation (D)	
27						
28					Underground storage design and building (D)	
29						
30					Electric power supply (E)	
31						
32						
33						

The first column in Tables 1–4 denotes the vertically incrementing sum of workloads of certain academic disciplines. For example, cells 5 and 6 in Table 1 reveal that 2 hours per week are given to "Mathematics (exercises)" in the first and second semesters, which makes up 2 hours × 22 weeks = 44 hours in the first semester and 2 hours × 23 weeks = 46 hours in the second semester.

Table 2. Optional training modules for the bachelor’s degree program
Таблица 2. Модули бакалавриата по выбору

	1 semester	2 semester	3 semester	4 semester	5 semester	6 semester
1						Blasting
2						
3						Technical English
4						
5			Applied geophysics			
6		Physics II (exercises)				
7		Rocks internship	Introduction to mining law I			Earthwork operations
8	Physics I (exercises)					
	General modules for “Power engineering and mineral raw materials support” and “Petroleum engineering”		Various modules		Modules only for “Power engineering and mineral raw materials support”	
1	Module B1	Mathematics	Module B8a	Mechanical engineering	Module B5a	Geological management
2	Module B2	Computing	Module B10a	The fundamentals of law A	Module B11a	Mineral raw material I
3	Module B3	Introduction to physics			Module B11b	Mineral raw material II
4	Module B4	Engineering mechanics			Module B12	Beneficiation
5	Module B6	Introduction to chemistry			Module B13	Power distribution
6	Module B7	Introduction to electronics			Module B14	Geographical information
7	Module B9	The fundamentals of business economics			Module B15	Rock mechanics
8	Module B20	Communication				
9	Module B21	Bachelor’s thesis				

analyzes the experience of training mining engineers abroad [12]. This is true for higher-educational institutions and industries around the world [13].

RWTH Aachen University (Aachen University of Technology) has undertaken the most distinctive modernization initiatives due to its middle geographical position in Europe and traditionally strong international ties. Mining education there is offered by the Faculty of Georesources and Materials Engineering.

Table 3. Curriculum of the master's degree program in "Power engineering and mineral raw materials support". Specialism "Mineral raw materials support" (compulsory modules)

Таблица 3. Модульный учебный план магистратуры по специализации «Энерготехника и обеспечение минеральным сырьем». Профилизация «Обеспечение минеральным сырьем» (обязательные модули)

	1 semester 20–22 hours a week	2 semester 21–23 hours a week	3 semester 11–14 hours a week	4 semester 16 hours a week
1	Engineering statistics	Mining and environmental law II	Human capital management (A)	Master's thesis (16 weeks)
2				
3	Engineering statistics (exercises)	Energy law (B)	Energy and ecological politics (A)	
4		Environmental monitoring		
5	3D modeling and analysis		Investment and funding (B)	
6		Seminar		
7	Cartography and topography			
8		Design and planning I	Mining industry and funding (C)	
9	Old mines preparation and operation			
10		GPS survey	Financial accounting (C)	
11	Preliminary work			
12	Water resources policy and recultivation	OM conditions	Project or work	
13		Geotechnical computational methods		
14	Opencast mining (OM)			
15		Deep mining design and planning		
16	Transport and logistics (D)			
17				
18	Mineral beneficiation and waste utilization (D)	Mining abroad (D)		
19				
20	Subsoil waste management	Ventilation and conditioning II		
21				
22	The fundamentals of earth motion	Geotechnical measurements		
23	Applied rock mechanics	Earth motion		
24				

The faculty includes three divisions, namely Division of Mineral Resources and Raw Materials, Division of Earth Sciences and Geography; Division of Materials Science and Engineering. Each division is comprised of several chairs. The following chairs within the former two divisions train specialists in geology and mining: Mining, Opencasting and Drilling Equipment, Beneficiation, Coking and Briquetting, Machinery for the Mineral Industry, Mine Surveying, Geomechanics and Mining Geophysics, Nuclear Fuel Cycle, Geology and Paleontology, Geology and Endogenous Dynamics, Neotectonics and Natural Hazards, Engineering Geology and Hydrogeology, Applied

Geophysics And Geothermal Energy, Chair of Geology, and Geochemistry of Petroleum and Coal, mineralogy and petrology, crystallography.

The mining and geological chairs of the faculty offer bachelor's and master's degree programs in applied geosciences, georesource management and Mineral Resources Engineering (in English). In the 2008–2009, 850 students pursued bachelor's studies, 40 pursued master's studies, and 126 pursued doctoral studies. There were another 400 students at the faculty, who entered in previous years and are going to defend their graduation projects in engineering.

Table 4. Optional training modules for the master's degree program
Таблица 4. Модули магистратуры по выбору

	1 semester 5 hours a week	2 semester 15 hours a week	3 semester 10 hours a week	4 semester
25		Underground blasting		
26				
27		Technical English		
28				
29				
30			Design and planning II	
31		Social competence II		
32			Labour law	
33		Preliminary calculation of earth motion		
34			Environmental management and planning	
35	The consequences of fuel and power generation			
36		Laser measurements 3D representation of space	Economics of a mining, oil and gas enterprise	
37	Comparative calculation			
38		Exploration and mineral deposits study with the methods of GIS	International experience	
39	Old mines			

Standard period of study for the bachelor's degree is 6 semesters, and 4 semesters for the master's degree. Under these programs, 22 professors and 55 researchers are involved in the educational process; premises with an area of 15,000 m^2 are used.

Master's degree students pursuing studies in Mineral Technology can take part in the *EMMEP – Erasmus Mundus Minerals and Environmental Programme* (master's program in mining, mineral processing technology, geotechnics and environmental protection), which is popular among mining students. The Universities of Aachen, Delft, Exeter, Helsinki, Miskolc and Wroclaw carry out the program together. The program is implemented in English for four semesters. During the first two semesters, master's degree students take courses from renowned mining specialists at partner universities. The last two semesters are held at two universities where the master's degree students defend two graduation projects at the same time.

Intensive contacts between enterprises and students are an important advantage of the *EMMEP* program since they favor the students' further employment.

Professors of the departments take an active part in the university's interdisciplinary research programs and projects funded by the German Research Founadtion, the European Union, the German government, the federal states, and various foundations.

As compared to other German universities, **Clausthal University of Technology** is small with just about 3,000 students. It is located in one of the oldest mining regions, Upper Harz, and offers mining education under Energy Engineering and Mineral Supply program. There are 164 students who pursue the bachelor's degree studies and 36 students pursuing the master's degree program.

The curricula of Clausthal University cited in Tables 1–4 illustrate the tendencies of higher mining education renewal, expansion into related areas, and training organization in accordance with the two-tier education in the line with the Bologna Process.

Noteworthy features of a bachelor's degree are relatively short classroom hours – 20–24 hours per week (under a semester duration of 15 weeks) and, therefore, the crucial role of independent work, the opportunity to choose disciplines from the proposed modules, and a significant proportion of disciplines on ecology, economics, finance, management, and law.

The plans show that even under a highly controversial standard duration of a bachelor's degree program (6 semesters), it is possible to provide a student with a broad general scientific basic and rather saturated professional education, after which the graduate will be able to either start independent work in initial positions in a wide industrial sphere, or consciously and purposefully continue their studies under the master's degree program, and have an in-depth specialism in a narrow field of knowledge.

TH Georg Agricola University of Applied Sciences (THGA) named after a famous German mining scientist (1494–1555), was founded in 1816 in Bochum, a city with a thousand-year history located in the center of the Ruhr coal basin. The university is a state-accredited private educational institution (1800 students), which legally acts as German Mining Engineering Society for Training and Supplementary Education, LLC.

There are 350 students and 11 professors at its Academic and Research Department of Geoengineering, Mining and Technical Economics of an Enterprise. The department offers a bachelor's degree program in Geotechnics and Applied Geology.

Conclusion. Housed by the Higher Technical School in July 2019, the 30th Congress of the Society of Mining Professors (SOMP) was held which currently brings together the representatives of 178 research and educational institutions from 45 countries all over the world.

The congress was attended by 110 specialists from universities and research institutions from every corner of the globe. The congress was sponsored by the RAG Foundation.

At the congress, 54 reports were made, including 44 poster reports on the problems of raw materials mining and processing technology and 10 presentations on various technical and organizational proposals. Two special sessions of the congress were devoted to mining education and information technology.

In the reports and discussions, specialists touched upon the concepts of modern and safe mining, old mine workings safety, and industrial and urban landscape restructuring.

Postmining surveillance and safety and risks and pollution minimization is a topical area of mining of the past decade. Research on postmining serve one of the UN's goals for sustainable development. Today they are called Sustainable Development Goals.

The potential of such research is huge: affordable clean energy, economic growth and decent jobs, innovation and infrastructure. Where coal was once mined, renewable energy can be produced. In the Ruhr region settlements, there are numerous successful examples of how dumps and abandoned coal mines have been transformed into residential and recreational areas and shopping parks. The interdisciplinary team of specialists from the world's only unique research center, Forschungszentrum Nachbergbau, focuses on the topics of geomonitoring, materials science, environmental technology and geoecology, as well as related future opportunities.

REFERENCES

1. Dubiński J. Sustainable development of mining mineral resources. *Journal of Sustainable Mining*. 2013; 12(1): 1–6.
2. Mischo H., Clausen E., Langefeld O., Drebenstedt C., Paschedag U. Studying mining engineering in Germany: General conditions, locations and study programmes. *Glueckauf Mining Reporte*. 2018. P. 413–424.
3. Lukas V. A. What can and should the Bologna reform of higher education give to Russia. Higher education veteran’s position from the inside and outside. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2012; 6: 120–128. (In Russ.)
4. Lukas V. A. German institution of higher education after Bologna reform: the new and approved old. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 6: 113–121. (In Russ.)
5. Kazanin O. I., Drebenshtedt K. Mining education in the century: global challenges and prospects. *Zapiski Gornogo instituta = Journal of Mining Institute*. 2017; 225: 369–375. (In Russ.)
6. Suorineni F. T. The future mining engineer – what will be the educational needs for the mine 4.0 industry. *Gornyi zhurnal Kazakhstana = The Mining Journal of Kazakhstan*. 2019; 9: 44–47. (In Russ.)
7. Nurligenova Z. N. History of formation and development of the Karaganda State Technical University. *Bulletin of the Karaganda University. History. Philosophy series*. 2019; 95(3): 40–46.
8. Fidalgo P., Thormann J., Kulyk O., et al. Students’ perceptions on distance education: a multinational study. *International Journal of Educational Technology in Higher Education*. 2020; 17: 18. Available from: doi: 10.1186/s41239-020-00194-2
9. Bervell B., Arkorful V. LMS-enabled blended learning utilization in distance tertiary education: establishing the relationships among facilitating conditions, voluntariness of use and use behavior. *International Journal of Educational Technology in Higher Education*. 2020; 17: 1–16. Available from: doi: 10.1186/s41239-020-0183-9
10. Young A., Rogers W. P. A review of digital transformation in mining. *Mining, Metallurgy and Exploration*. 2019; 36: 683–699. Available from: https://link.springer.com/article/10.1007/s42461-019-00103-w
11. Nesterova T. V. Distance learning of graphic disciplines for mechanic students. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2016; 8: 110–113. (In Russ.)
12. Drebenshtedt K. Mining engineering education at the Freiberg Mining Academy in the light of social changes and globalization: Problems and solutions. *Gornyi zhurnal = Mining Journal*. 2018; 6: 93–97. (In Russ.) Available from: doi: 10.17580/gzh.2018.06.19
13. Ilinova A. A., Cherepovitsyn A. E., Trushko O. V., Smirnova N. V. Transfer of innovations: international experience and capabilities of russian mining and mineral resources universities. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2013; 8: 156–164. (In Russ.)

Received 26 July 2021

Information about authors:

Vilmar A. Lukas – DSc (Engineering), Professor, advisor for EU Russian-German R&D Cooperation. E-mail: w.a.lukas@web.de

УДК 378.662(430) DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-98-107

О новой системе высшего технического образования в Германии

Лукас В. А.[1]
[1] г. Берлин, Германия.

Реферат

Введение. *В статье отмечены существенные изменения, которые произошли за последние десятилетия в высшем горном образовании, в том числе в Германии. В связи с постоянным сокращением объемов добычи полезных ископаемых, происходившим на континенте, снизилась потребность в специалистах по горному делу. Эта тенденция наиболее сильно проявилась в Германии. Уменьшение количества студентов и последовавшее за ним сокращение кафедр горно-геологического профиля коснулись всех ведущих центров горного образования.*

Актуальность. *Высшие учебные заведения Германии активно ищут пути выхода из кризиса: переориентируют свою преподавательскую и научную деятельность на смежные с горным делом области: добыча нефти и газа, строительство подземных инженерных сооружений, добыча и переработка нетрадиционных видов полезных ископаемых, добыча с морского дна, природоохранная деятельность, отработка отвалов. Также вузы занимаются подготовкой специалистов для других стран и международных горнодобывающих корпораций.*

Методы исследования. *В статье приведены примеры новых учебных планов технических университетов Фрайберга, Аахена, Клаусталя и др., проведен их анализ. В этих учебных заведениях горного профиля накоплен богатый опыт реформирования и модернизации горного образования.*

Современное состояние. *Для горного направления профессионального образования в германских вузах стали применять интегрированное название, которое можно перевести как «технология минерального сырья», что соответствует вошедшему в мировую практику новому понятию «индустрия минерального сырья». Проводятся объединение и укрупнение традиционных горных специальностей, активное внедрение в учебный процесс новых методических подходов. Эти шаги должны повысить привлекательность горного образования для молодежи и заинтересованность работодателей в специалистах обновленного профиля.*

Ключевые слова: *международное сотрудничество; высшее образование; Болонская реформа; бакалавриат; магистратура; Германия; учебный план; направление; программа; специализация; горное дело.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Dubiński J. Sustainable development of mining mineral resources // Journal of Sustainable Mining. 2013. Vol. 12. Iss. 1. P. 1–6.
2. Mischo H., Clausen E., Langefeld O., Drebenstedt C., Paschedag U. Studying mining engineering in Germany: General conditions, locations and study programmes // Glueckauf Mining Reporte. 2018. P. 413–424.
3. Лукас В. А. Что может и должна дать Болонская реформа высшей школе России. Взгляд ветерана ВШ изнутри и извне // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 6. С. 120–128.
4. Лукас В. А. Германские вузы после Болонской реформы: новое и проверенное старое // Известия вузов. Горный журнал . 2015. № 6. С. 113–121.
5. Казанин О. И., Дребенштедт К. Горное образование в XXI веке: глобальные вызовы и перспективы // Записки Горного института. 2017. Т. 225. С. 369–375.
6. Suorineni F. T. The future mining engineer – what will be the educational needs for the mine 4.0 industry // Горный журнал Казахстана. 2019. № 9. С. 44–47.
7. Nurligenova Z. N. History of formation and development of the Karaganda State Technical University // Bulletin of the Karaganda University. History. Philosophy series. 2019. Vol. 95. No. 3. P. 40–46.
8. Fidalgo P., Thormann J., Kulyk O., et al. Students' perceptions on distance education: a multinational study // International Journal of Educational Technology in Higher Education. 2020. No. 17. P. 18. DOI: 10.1186/s41239-020-00194-2
9. Bervell B., Arkorful V. LMS-enabled blended learning utilization in distance tertiary education: establishing the relationships among facilitating conditions, voluntariness of use and use behaviour // International Journal of Educational Technology in Higher Education. 2020. Vol. 17. P. 1–16. DOI: 10.1186/s41239-020-0183-9
10. Young A., Rogers W. P. A review of digital transformation in mining // Mining, Metallurgy and Exploration. 2019. Vol. 36. P. 683–699. URL: https://link.springer.com/article/10.1007/s42461-019-00103-w
11. Нестерова Т. В. Дистанционное обучение студентов-механиков графическим дисциплинам // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 8. С. 110–113.
12. Дребенштедт К. Обучение горному делу во Фрайбергской горной академии в свете социальных изменений и глобализации: проблемы и решения // Горный журнал. 2018. № 6. С. 93–97. DOI: 10.17580/gzh.2018.06.19
13. Ильинова А. А., Череповицын А. Е., Трушко О. В., Смирнова Н. В. Трансфер инновационных разработок: зарубежный опыт и возможности российских вузов минерально-сырьевого направления // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 8. С. 156–164.

Поступила в редакцию 26 июля 2021 года

Сведения об авторах:

Лукас Вильмар Адольфович – доктор инженерных наук (Германия), профессор, эксперт российско-германских научно-исследовательских проектов Европейского союза. E-mail: w.a.lukas@web.de

Для цитирования: Лукас В. А. О новой системе высшего технического образования в Германии // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 6. С. 98–107 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-98-107
For citation: Lukas V. A. New system of higher engineering education in Germany. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 6: 98–107. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-6-98-107

ЖУРНАЛ ПУБЛИКУЕТ СТАТЬИ В СЛЕДУЮЩИХ РАЗДЕЛАХ:

- **Геотехнология: подземная, открытая, строительная**
- **Геомеханика. Разрушение горных пород. Физические и химические процессы горного производства**
- **Горнопромышленная и нефтегазовая геология, геофизика**
- **Маркшейдерское дело, геодезия и кадастр**
- **Геоинформатика**
- **Обогащение полезных ископаемых**
- **Геоэкология, рациональное природопользование**
- **Горная механика. Горные машины и транспорт**
- **Электрификация и автоматизация процессов горного производства**
- **Безопасность горного производства**
- **Высшее горное образование**
- **История. Информация. Рецензии**

Требования к оформлению статей размещены на официальном сайте журнала: http://www.mining-science.ru

Р е д а к ц и я
Главный редактор Н. Г. Валиев
Зам. главного редактора Ю. И. Лель, А. Г. Шорин
Ответственный секретарь Н. В. Георгиева
Редакторы Л. Г. Соколова, А. А. Зайкова,
М. О. Горбова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 08.09.2021. Дата выхода в свет 24.09.2021
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
7,5 усл. печ. л., 8,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ № 7186
Цена свободная

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

Издатель ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»
620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30

Редакция «Известия вузов. Горный журнал»
г. Екатеринбург, пер. Университетский, 7, к. 4101
тел. (факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
http://www.mining-science.ru

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 6, 2021.