ISSN 0536-1028

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII
GORNYI ZHURNAL
ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

# ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

1
2019

Журнал распространяется по подписке Агентством «Роспечать», подписной индекс 70367.
Журнал включен в Российский индекс научного цитирования (РИНЦ), индексируется в Международной базе изданий по наукам о Земле Georef.

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

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

В журнале публикуются статьи по следующим группам специальностей научных работников:

05.05.04 – Дорожные строительные и подъемно-транспортные машины (технические науки), 05.05.06 – Горные машины (технические науки), 08.00.05 – Экономика и управление народным хозяйством (по отраслям и сферам деятельности) (экономические науки), 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых (технические науки), 25.00.15 – Технология бурения и освоения скважин (технические науки), 25.00.16 – Горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр (технические наки), 25.00.17 – Разработка и эксплуатация нефтяных и газовых месторождений (технические науки), 25.00.18 – Технология освоения морских месторождений полезных ископаемых (технические науки), 25.00.20 – Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика (технические науки), 25.00.21 – Теоретические основы проектирования горнотехнических систем (технические науки), 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная) (технические науки), 25.00.35 – Геоинформатика (технические науки), 25.00.36 – Геоэкология (по отраслям) (технические науки)

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

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

# ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

*Научно-технический журнал. Издается с 1958 года*

**Выходит 8 раз в год** **№ 1, 2019**

**Учредитель и издатель**

**УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

**Главный редактор**

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

**Заместитель главного редактора**

**О. Г. ЛАТЫШЕВ, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург**

**Редакционная коллегия**

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

**Иностранные члены редакционной коллегии**

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

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

IZVESTIYA VYSSHIKH UCHEBNYKH ZAVEDENII

# GORNYI ZHURNAL

*Scientific and technical journal. First published in 1958*

**8 issues a year** **No. 1, 2019**

**Founder and publisher**

**URAL STATE MINING UNIVERSITY**

**Editor-in-chief**

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

**Deputy editor-in-chief**

**O. G. LATYSHEV, Ural State Mining University, Ekaterinburg**

**Editorial board**

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

**International members**

**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**

***Муленкова А. О., Демченко И. И.*** **О параметрах технологического автотранспортного средства, предназначенного для вывозки сортового угля из забоя разреза (In English) .... 6**

***Латышев О. Г., Хлебников П. К.*** **Исследование параметров рамно-анкерной крепи горизонтальных выработок в условиях влияния очистных работ ..... 14**

**ГЕОМЕХАНИКА. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД**

***Жариков С. Н.*** **Разработка ресурсосберегающей технологии буровзрывных работ..... 21**

**ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА. АЭРОГАЗОДИНАМИКА**

***Кошкаров В. Е., Неволин Д. Г., Кошкаров Е. В.*** **Оценка прочностных свойств грунтов, укрепленных эмульсионными связующими при обеспыливании карьерных автодорог..... 33**

**ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА**

***Гуляев А. Н.*** **Сейсмотектоника Урала (In English)..... 42**

***Филатов В. В., Болотнова Л. А.*** **О подобии и иерархии тектонических структур..... 52**

***Мамедтагизаде А. М., Шмончева Е. Е., Джаббарова Г. В., Абишев А. Г.*** **Расчет расширителя при комплексном способе строительства многоствольных скважин ..... 60**

**МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО, ГЕОДЕЗИЯ И КАДАСТР**

***Лаптев Ю. В., Гордеев В. А.*** **Управление качеством минерального сырья на основе комплексной оценки контрастности руд и результатов геометризации месторождения (на примере ОАО «Евраз КГОК»)..... 67**

**ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

***Хопунов Э. А.*** **Проблемы методологии оценки селективности дезинтеграции руд ..... 79**

**ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ**

***Подкорытов В. Н., Мочалова Л. А.*** **Рыночная капитализация крупнейших предприятий минерально-сырьевого комплекса России в условиях экспортно-сырьевой модели экономики (In English) ..... 87**

***Трушина Г. С.*** **Значение экономико-математических методов в изыскании резервов роста и прогнозировании производительности труда (на примере шахт Кузбасса)..... 95**

***Семенкин А. В., Антонов В. А.*** **Исследование экономического показателя затрат при циклично-поточной технологии на рудных карьерах..... 103**

**ГОРНАЯ МЕХАНИКА. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ТРАНСПОРТ**

***Комиссаров А. П., Плотников Н. С., Лукашук О. А., Летнев К. Ю.*** **Определение энергоемкости процесса экскавации рабочим оборудованием типа прямая лопата карьерного экскаватора ..... 112**

**ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

***Леонов Р. Е.*** **К обоснованию моделей некоторых аппаратов обогатительных фабрик при создании систем автоматического регулирования..... 119**

**БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА**

***Шахрай С. Г., Курчин Г. С., Сорокин А. Г.*** **Экспериментальное исследование эффективности естественного проветривания карьера через трубопроводы..... 127**

*Минин И. В., Заворницын В. В., Плотников А. М., Минин В. В.* Управление атмосферой замкнутых пространств рудников ..... 134

ИСТОРИЯ. ИНФОРМАЦИЯ. РЕЦЕНЗИИ

*Курлаев Е. А.* Формирование промышленного ландшафта Урала ..... 140
*Памяти Николая Григорьевича Картавого* ..... 147

# CONTENTS

GEOTECHNOLOGY: UNDERGROUND, OPEN, CONSTRUCTIONAL

*Mulenkova A. O., Demchenko I. I.* On the parameters of an industrial motor vehicle designed to transport sized coal out of the face of an open pit (In English)..... 6
*Latyshev O. G., Khlebnikov P. K.* The study of frame-anchor support parameters in horizontal mine workings in the conditions of stoping influence..... 14

GEOMECHANICS. DESTRUCTION OF ROCKS

*Zharikov S. N.* Drilling and blasting resource-saving technology development..... 21

PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES OF MINING. AEROGAS DYNAMICS

*Koshkarov V. E., Nevolin D. G., Koshkarov E. V.* Strength characteristics evaluation of soils strengthened by emulsion binders when dedusting opencast automobile roads..... 33

MINING AND OIL-AND-GAS GEOLOGY, GEOPHYSICS

*Guliaev A. N.* Seismotectonics of the Urals (In English)..... 42
*Filatov V. V., Bolotnova L. A.* About similarity and hierarchy of tectonic structures..... 52
*Mamedtagizade A. M., Shmoncheva E. E., Dzhabbarova G. V., Abishev A. G.* Calculation of expander for complex method of multilateral wells construction..... 60

MINE SURVEYING, GEODESY AND CADASTRE

*Laptev Iu. V., Gordeev V. A.* Mineral raw quality management based on the integrated estimation of ore contrast ratio and the results of deposit geometrisation (by the example of EVRAZ KGOK)..... 67

MINERAL PROCESSING

*Khopunov E. A.* Problems of the methodology for assessing the selectivity of disintegration of ores ..... 79

ECONOMICS AND MINING PRODUCTION CONTROL

*Podkorytov V. N., Mochalova L. A.* Market capitalization of the largest enterprises of Russian mineral resources sector in the conditions of a resource export economic model (In English) ..... 87
*Trushina G. S.* The significance of economic-mathematical methods in growth reserves investigation and labour productivity forecast (by the example of Kuzbass mines) ..... 95
*Semenkin A. V., Antonov V. A.* Research of the economic indicator of costs under the cyclic-flow technology in ore pits..... 103

## ROCK GEOMECHANICS. MINING MACHINERY AND TRANSPORT

***Komissarov A. P., Plotnikov N. S., Lukashuk O. A., Letnev K. Iu.*** **Estimating the energy intensity of the process of excavation using operating equipment of a face-shovel type of a mining excavator ..... 112**

## ELECTRIFICATION AND AUTOMATION OF MINING ENTERPRISES

***Leonov R. E.*** **Justifying the models of some dressing mills devices when creating automatic control systems ..... 119**

## MINING SAFETY

***Shakhrai S. G., Kurchin G. S., Sorokin A. G.*** **Experimental investigation into the effectiveness of open pit natural ventilation through pipelines ..... 127**

***Minin I. V., Zavornitsyn V. V., Plotnikov A. M., Minin V. V.*** **Managing the atmosphere the enclosed spaces of mines ..... 134**

## HISTORY. INFORMATION. REVIEWS

***Kurlaev E. A.*** **Industrial landscape formation in the Urals ..... 140**

***In memory of Nikolai Grigorievich Kartavyi*** **..... 147**

УДК 622.063 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-6-13

# On the parameters of an industrial motor vehicle designed to transport sized coal out of the face of an open pit

**Mulenkova A. O.[1], Demchenko I. I.[1]**
[1] Siberian Federal University
(79, Svobodny Prosp., Krasnoiarsk, Russia)

***Abstract***

***Introduction.*** *Sized coal production in the face of an open pit allows to reduce its prime cost by reducing transfers and backhauls. At that, the maintenance of the quantitative and qualitative characteristics of the produced coal is highly significant. For this purpose it is suggested that the coal's transfer from the face to the daylight surface ought to be carried out in specialized containers installed on an industrial motor vehicle being the initial link in the resource-saving and ecological technology of sized coal transportation out of the face of an open pit.*

***The research aims*** *to determine and substantiate the parameters of an industrial motor vehicle for sized coal transportation in specialized containers out of the face to the daylight surface.*

***Methodology.*** *An industrial motor vehicle parameters determining mathematical model have been worked out, which allows to determine the rational values of its carrying capacity and structural parameters. Research methods include mathematical modeling and analysis, computer calculation software tools, and physical modeling.*

***Results.*** *The present work has determined the range of parameters and the alternatives of structural variants of an industrial motor vehicle adapted for the specialized containers with sized coal transportation out of the face of an open pit. Interdependences between its basic parameters among themselves and between its basic parameters and external factors have been examined. The dependences between the carrying capacity and the productivity of processing equipment, time of sized coal loading into the containers, and the dimensions of a freight platform.*

***Conclusions.*** *Dependences derived in the present work allow to determine rational values of industrial motor vehicle parameters and come into the substantiation of excavating and loading equipment and processing equipment for co-operation in the process chain of coal production in the face of an open pit.*

***Key words:*** *sized coal; stoping face; industrial motor vehicle; parameters; carrying capacity.*

**Introduction.** Coal producers' competitive growth is an important development objective of the industry [1–3]. The growth in coal production output leads to the increasing demand for sized coal. Sized coal production in the face of an open pit allows to reduce its prime cost by reducing transfers and backhauls. The maintenance of the quantitative and qualitative characteristics is provided by technological use of the specialized containers (SCC) for sized coal delivery to the consumer. The delivery of SCC from out of the face to the daylight surface is carried out by an industrial motor vehicle (IMV).

Consequently, there appeared the need to substantiate the parameters of an industrial motor vehicle being the initial link in the resource-saving and ecological technology of sized coal transportation out of the face of an open pit.

**Methodology.** Research methods include mathematical modeling and analysis, computer calculation software tools, and physical modeling.

**Research results and analysis.** Under cyclic technology of coal mining it is offered to organize sized coal production in the face [4] and then load the produced sized coal in SCC installed on an industrial motor vehicle for its transportation out of the face to the daylight surface [5].

IMV represents an open pit automobile with removable load-carrying vessels in the form of specialized coal containers installed in a platform. IMV parameters must provide the fulfillment of the following requirements:

– structural adaptation to the conditions of exploitation – moving on open pit roads with complex and changeable cross section and a large number of sharp turns [6];

– operation in confined spaces – numerous manoeuvres including manipulations at the territory which is limited across the width of a working site [7];

– structural suitability for specialized containers transportation – the availability of the equipped load platform;

– carrying capacity correlating with the productivity of processing equipment.

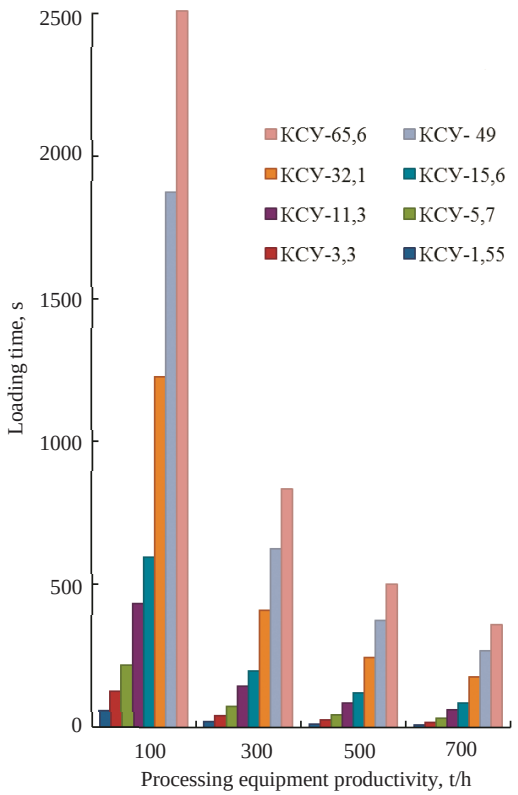



Fig. 1. The dependence between the time of sized coal loading into the specialized containers and processing equipment productivity

Рис. 1. Зависимость времени погрузки сортового угля в специализированные контейнеры от производительности перерабатывающего оборудования

The range of IMV parameters has been determined on the basis of the initial data analysis – the main conditions of its operation, namely: mining technical conditions, productivity of mining transportation equipment and SCC parameters being a removable load carrying element of IMV. The basic parameters are the nominal carrying capacity of a vehicle $q_{т.с}$, t; dimensions of a freight platform (length $a_{п}$, m; width $b_{п}$, m; height $h_{п}$, m); dimensions of IMV (length $a_{т.с}$, m; width $b_{т.с}$, m; height $h_{т.с}$, m); minimum swing radius $R$, m; motor power $N$, kW; the coordinates of a loaded vehicle centre of gravity ensuring its longitudinal and transverse stability.

Carrying capacity is one of the crucial factors to determine the structural variant, dimensions and power of IMV engine. Carrying capacity of IMV must correlate with the productivity of the processing equipment complex installed in the face in order to prevent failures in winning, processing and transporting components of open pit technological process. For that reason the given parameter takes priority in its value determination and substantiation.

Actual carrying capacity of IMV $q'_{т.с}$, t, is determined by the parameters of the complex of processing equipment and by the loading technology:

$$q'_{т.с} = \frac{Q_{об} K_{п} \eta t'_{п}}{\gamma},$$

where $Q_{об}$ is the productivity of the processing equipment complex, m$^3$/h; $K_{п}$ is a correction factor taking into account a fraction of sized coal output from the processing equipment; $t'_{п}$ is IMV loading time, h; η is a coefficient of vehicles' uneven arrivals at the loading point; γ is IMV carrying capacity operation factor [8].

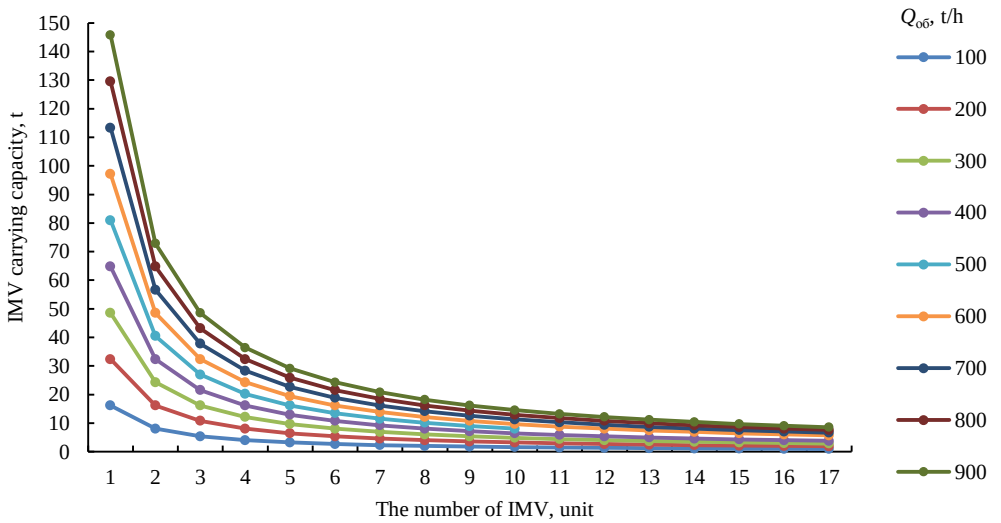



Fig. 2. Dependence between IMV nominal carrying capacity and the number of vehicles in use
Рис. 2. Зависимость номинальной грузоподъемности ТАТС от количества используемых автомобилей

IMV loading time $t'_{п}$ is the time to load sized coal into all the SCC installed on the freight platform; the number of SCC should meet two basic conditions:

1) the total gross weight of the specialized containers $m_{бр}$, t, installed on the freight platform converges to nominal carrying capacity of IMV and is equal to actual carrying capacity of IMV:

$$\sum_{i}^{1} m_{брi} n_i = q'_{т.с} \le q_{т.с},$$

where $i$ is a nominal scale value which classifies the specialized containers according to the form factor; $m_{брi}$ is the gross weight of a container with $i$ form factor, t; $q'_{т.с}$ is IMV actual carrying capacity, t; $n_i$ is the number of containers with $i$ form factor;

2) the total area of the foundation $S_{осн}$, m$^3$, of the installed containers converges to IMV freight platform effective area $S_{пл}$, m$^3$:

$$\sum_{n}^{1} S_{оснi} n_i \le S_{пл}.$$

Loading time $t'_{\text{п}}$ is directly proportional to the mass of sized coal stored in a container with a definite form factor and to the number of containers on a freight platform; and it is inverse to the productivity of the complex of equipment:

$$t'_{\text{п}} = \sum_{i=1}^{8}\left( n_i \frac{V_{\text{в}i}\gamma_0 K_{\text{н}}}{Q_{\text{об}}} \right),$$

where $V_{\text{в}i}$ is the internal volume of a specialized container with $i$ form factor, m$^3$; $\gamma_0$ is the dimensional weight of coal, t/m$^3$; $K_{\text{н}}$ is a coefficient of container filling; for small pieces $K_{\text{н}}$ = 1.0–1.1; for average – 0.7–0.8; for large 0.3–0.6.

The formula $(V_{\text{в}i}\gamma_0 K_{\text{н}})/Q_{\text{об}}$ is the loading time for one specialized container with $i$ form factor $t_{\text{к}}$, h.

Fig. 1 represents a graph of the dependence between the time of sized coal loading into the specialized containers $t_{\text{к}}$, s, and processing equipment with the productivity $Q_{\text{об}}$, t/h.

Thus, the actual loading time for IMV $t'_{\text{п}}$ equipped with SCC with various form factors depends on their total number installed on the freight platform with the account of the number of containers of each form factor and the loading time $t_{\text{к}}$ for each container.

The dependence between the actual carrying capacity of IMV $q'_{\text{т.с}}$ and the parameters of mining transportation equipment will become:

$$q'_{\text{т.с}} = Q_{\text{об}} K_{\text{п}} \eta \sum_{i=1}^{8}\left( n_i \frac{V_{\text{в}i}\gamma_0 K_{\text{н}}}{Q_{\text{об}} K_{\text{п}}} \right).$$

Nominal carrying capacity of IMV $q_{\text{т.с}}$ , which determines the largest quantity of cargo which can be transported by a vehicle at the same time, is relevant to the number of IMV operating in the line of sized coal bulk transportation:

$$q_{\text{т.с}} = \frac{QK_{\text{п}}\eta\left( \sum_{i=1}^{8}\left( n_i \frac{V_{\text{в}i}\gamma_0 K_{\text{н}}}{Q_{\text{об}} K_{\text{п}}} \right) + 2\frac{L}{\text{t}} + n_i t_{\text{р}} \right)}{A\gamma},$$

where $A$ is the number of IMV operating in the complex of equipment, unit; $L$ is the distance between the face and the warehouse of temporary storage, km; $v$ is the speed of IMV movement, km/h; $t_{\text{р}}$ is the time to unload one SCC from IMV freight platform.

Dependence between the carrying capacity $q_{\text{т.с}}$ and the number of vehicles $A$ in use when producing sized coal using the equipment with productivity $Q$ is presented at fig. 2.

In order to determine dependence between IMV actual carrying capacity and freight platform dimensions (length $a_{\text{п}}$, m, width $b_{\text{п}}$, m) under different variants of specialized containers arrangement on the IMV platform, the Institute of Mining, Geology and Geotechnology of Siberian Federal University has written a computer program [9]. The developed computer program allows to consider the variants of IMV platform arrangement with various SCC form factors and their combination and determine the dependence between IMV carrying capacity and its platform dimensions. The values of IMV actual carrying capacity under given values of platform length and width are graphically represented at fig. 3. The values of width ($b_{\text{п}}$, m) are the following: 2.44 is the maximum width of a specialized container out of all granted for use, which

determines the minimum width of IMV platform ensuring the arrangement of specialized containers of any form factor out of the suggested ones; 3.86 – the width of BelAZ-7540 dump truck with carrying capacity 30 t [10]; 4.24 – the width of BelAZ-7545 dump truck with carrying capacity 45 t [11]; 4.74 – the width of BelAZ-7555 dump truck with carrying capacity 55 t [12]. Freight platform length values correspond to maximum lengths of SCC. Open pit vehicle taken as a base is plotted on the horizontal axis. Platform dimensions are plotted on the vertical axis; for each IMV, 4 combinations of platform length and width are presented. Highlighted are the variants of platform length and width combination corresponding or close to the nominal carrying capacities of open pit vehicle on the basis of which it is made.

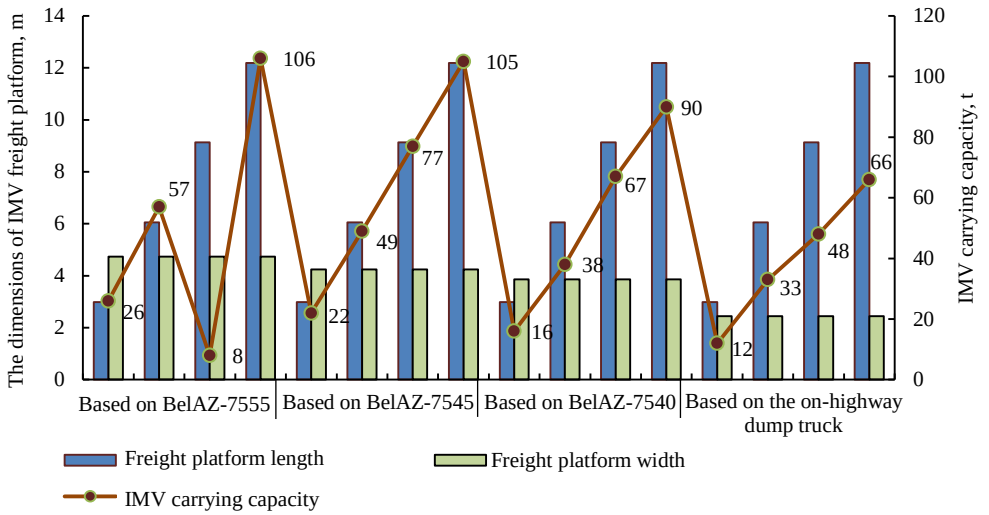



Fig. 3. The dependence between IMV actual carrying capacity and platform dimensions
Рис. 3. Зависимость фактической грузоподъемности от габаритных размеров платформы ТАТС

For example, for IMV made on the basis of BelAZ-7555 optimum platform dimensions will be the length of 6.06 and the width of 4.74 m, at which maximum possible nominal carrying capacity will make 57 t.

IMV loading height $h_{п}$, m, which determines IMV suitability for loading operations, is an important parameter. Under specialized containers top load, the following condition should be met:

$$h_{сб} \geq h_{п} + h_{к},$$

where $h_{сб}$ is the height of coal discharge from screener loading conveyor, m; $h_{к}$ is the maximum height of a specialized container installed on a platform, m; $h_{п}$ is IMV loading height, m.

The dimensions of the platform considered above are the components of the IMV dimensions. Besides, IMV dimensions depend on the structure: a single unit vehicle, semi-trailer road train or trailer type road train [13]. The structural variant, apart from its influence on IMV length, affects the minimum swing radius $R$, which determines the possibility of manoeuvring. IMV minimum swing radius $R$ depends on IMV wheelbase $L$, maximum wheel turning angle, and structural variant. A single unit IMV with hinged-articulated frame has the minimum swing radius. External swing radius depending of IMV dimensions determines the possibility of IMV manoeuvring at the face working site territory.

Longitudinal cross section of open pit roads represents the sequence of rises and descents of various gradient and length. In complex conditions of operation, longitudinal road slopes can reach 10–12 % and more at certain short road sections [4], at that, cross slope can reach 6 %. That is why it is necessary to pay special attention to IMV parameters which determine the stability and all-terrain capability in the specified conditions. The checking calculations of IMV longitudinal stability have shown that in case of the centre's of gravity maximum shift towards the back axle, vehicle roll-over will happen if the elevation of its centre of gravity $h_a$ will be 9.8 m. The given value corresponds to the elevation critical height of a loaded IMV centre of gravity. Calculation values of $h_a$, m, are presented at fig. 4.

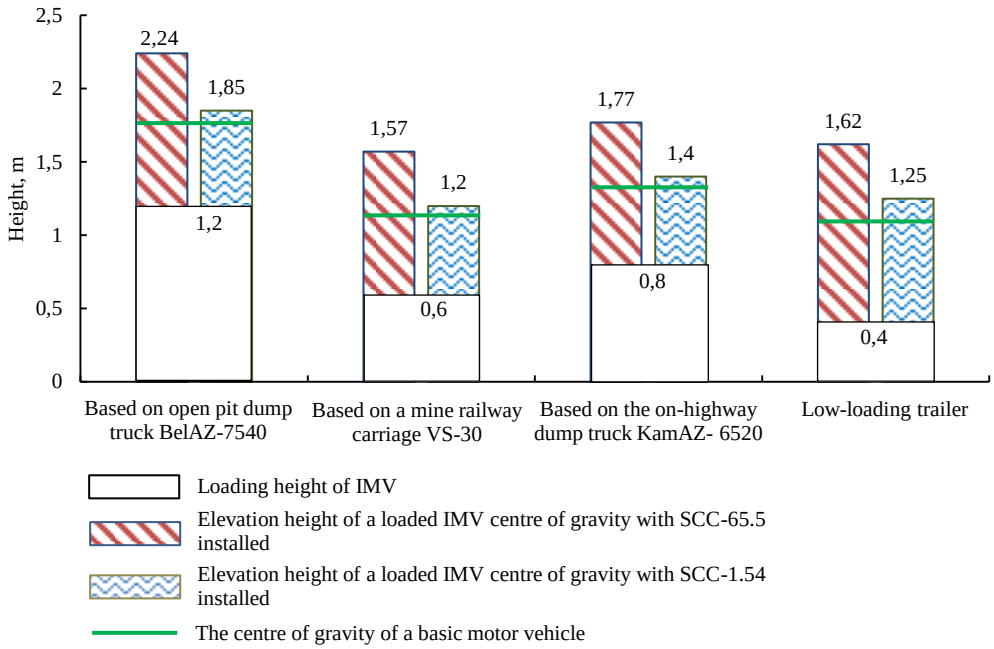



Fig. 4. Calculation values of elevation height of a loaded IMV centre of gravity to overcome a longitudinal slope of 120 ‰ when transporting rock mass with the dimensional weight of 1 kg/m
Рис. 4. Расчетные значения высоты центра тяжести груженого ТАТС для преодоления продольного уклона 120 ‰ при перевозке горной массы объемным весом 1 кг/м

As can be seen at fig. 4, actual maximum arrangement of the centre of gravity is 2.24 m for the IMV variant based on BelAZ-7540. That is why IMV longitudinal stability is reached in any structural variant.

**Conclusions.** The present work has determined the range of the basic IMV parameters depending on the features of mining technology and mining technological conditions of mining. Dependences between the nominal carrying capacity and dimensions of a platform derived in the present work allow to determine rational values of an industrial motor vehicle structural parameters being the initial link in the resource-saving and ecological technology of sized coal transportation out of the face of an open pit.

REFERENCES

1. Graingera C. A., Costellob C. J. Capitalizing property rights insecurity in natural resource assets. *Journal of Environmental Economics and Management*. 2014; 67 (2): 224–240.

2. Hyman E. L. Natural resource economics: Relevance in planning and management. *Resources Policy*. 1984; 10 (3): 163–176.

3. Kaiser M. Untersuchung zur opimierung der flockung in der steinkohlenaufbereitung. *Gluckauf-Forschungshefte*. 1993; 5: 238–242.

4. Demchenko I. I., Mulenkova A. O. The possibility of placing the processing and transportation equipment in the face of an open pit to produce sized coal. *Opencast mining in the 21st century. Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; special issue (37): 158–165. (In Russ.)

5. Mulenkova A. O., Drozdova N. A., Demchenko I. I. Determination of weight and size parameters of containers for high-quality coal delivery from the face of an open pit to the consumer. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 2: 76–82. (In Russ.)

6. Vasilev M. V. *Present-day open pit transport*. Moscow: Nedra Publishing; 1969. (In Russ.)

7. Rzhevskii V. V. Opencast mining. Part 2. Technology and integrated mechanization. Moscow: Nedra Publishing; 1985. (In Russ.)

8. Skhanova S. E., Popova O. V., Gorev A. E. Transport services forwarding operations. Moscow: Akademiia Publishing; 2010. (In Russ.)

9. *Certificate of official registration of computer program no. 2017617474. Program for technological specialized vehicle parameters determination. (Version 1)*. Mulenkova A. O., Demchenko I. I.; the applicant and the right-holder FSAEI NE SibFU (RU); 2017612795. (In Russ.)

10. Belaz-Holding. *Characteristics for BelAZ-7540*. Available from: http://www.belaz.by/catalog/products/dumptrucks/7540/7540a [Accessed 20th March 2018]. (In Russ.)

11. Belaz-Holding. *Characteristics for BelAZ-7545*. Available from: http://www.belaz.by/catalog/products/dumptrucks/7545/specification [Accessed 20th March 2018]. (In Russ.)

12. Belaz-Holding. *Characteristics for BelAZ-7555*. Available from: http://www.belaz.by/catalog/products/dumptrucks/7555/specification/ [Accessed 20th March 2018]. (In Russ.)

13. Grekov V. F., Orlov S. V., Piankov A. A., Tkachenko Iu. A. The influence of design-layouts of vehicles on their manoeuvrability. *Information processing systems*. 2008; 3(70): 34–38. (In Russ.)

Received 7th June, 2018

**Information about authors:**

**Anastasiia O. Mulenkova** – assistant lecturer at the Department of Mining Machines and Complexes, Siberian Federal University. E-mail: 15anastasiya@mail.ru
**Igor I. Demchenko** – Doctor of Engineering Science, Associate Professor, professor of the Department of Mining Machines and Complexes, Siberian Federal University. E-mail: demtchenkoii@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-6-13

# О параметрах технологического автотранспортного средства, предназначенного для вывозки сортового угля из забоя разреза

**Муленкова А. О.[1], Демченко И. И.[1]**
[1] Сибирский федеральный университет, Красноярск, Россия.

***Реферат***

***Введение.*** *Получение сортового угля в забое разреза позволяет снизить его себестоимость за счет сокращения перевалок и встречных перевозок. При этом большое значение имеет сохранение качественных и количественных характеристик полученного угля. Для этого предлагается осуществлять его перевозку из забоя на дневную поверхность в специализированных контейнерах, установленных на технологическом автотранспортном средстве, служащем начальным звеном ресурсосберегающей и экологически чистой технологии доставки сортового угля из забоя разреза.*

***Цель.*** *Определить и обосновать параметры технологического автотранспортного средства для вывоза сортового угля в специализированных контейнерах из забоя разреза на дневную поверхность.*

***Методология.*** *Разработана математическая модель определения параметров технологического автотранспортного средства, которая позволяет определить рациональные значения его грузоподъемности и конструктивных параметров. Методы исследования включают математическое моделирование и анализ, программные средства расчетов на ЭВМ, физическое моделирование.*

***Результаты.*** *В работе определены номенклатура параметров и варианты конструктивного исполнения технологического автотранспортного средства, адаптированного для транспортировки специализированных контейнеров с сортовым углем из забоя разреза. Рассмотрены взаимозависимости основных его параметров друг с другом и внешними факторами. Определены зависимости грузоподъемности от производительности перерабатывающего оборудования, времени погрузки сортового угля в контейнеры и размеров погрузочной платформы.*

***Выводы.*** *Выведенные в работе зависимости позволяют определить рациональные значения параметров технологического автотранспортного средства и выйти на согласование параметров выемочно-погрузочного и перерабатывающего оборудования для совместной работы в технологической цепочке получения сортового угля в забое разреза.*

***Ключевые слова:*** *сортовой уголь; добычной забой; технологическое автотранспортное средство; параметры; грузоподъемность.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Graingera C. A., Costellob C. J. Capitalizing property rights insecurity in natural resource assets // Journal of Environmental Economics and Management. 2014. Vol. 67. No. 2. P. 224–240.
2. Hyman E. L. Natural resource economics: Relevance in planning and management // Resources Policy. 1984. Vol. 10. No. 3. P. 163–176.
3. Kaiser M. Untersuchung zur opimierung der flockung in der steinkohlenaufbereitung // Gluckauf-Forschungshefte. 1993. No. 5. P. 238–242.
4. Демченко И. И., Муленкова А. О. Размещение перерабатывающего и транспортного оборудования для получения сортового угля в забое разреза // Открытые горные работы в XXI веке. ГИАБ. 2017. Спец. вып. № 37. С. 158–165.
5. Муленкова А. О., Дроздова Н. А., Демченко И. И. Определение массогабаритных параметров емкостей для доставки сортового угля из забоя разреза потребителю // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 2. С. 76–82.
6. Васильев М. В. Современный карьерный транспорт. М.: Недра, 1969. 302 с.
7. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть 2. Технология и комплексная механизация. М.: Недра, 1985. 549 с.
8. Сханова С. Э., Попова О. В., Горев А. Э. Транспортно-экспедиционное обслуживание. М.: Академия, 2010. 430 с.
9. Свид. 2017617474 Российская Федерация. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ. Программа для определения параметров технологического специализированного автотранспортного средства. (Версия 1) / А. О. Муленкова, И. И. Демченко; заявитель и правообладатель ФГАОУ ВО СФУ (RU). № 2017612795; заявл. 04.04.17; опубл. 05.07.17.
10. Техническая характеристика БелАЗ-7540 // БелАЗ-Холдинг. URL: http://www.belaz.by/catalog/products/dumptrucks/7540/7540a/ (дата обращения 20.03.2018).
11. Техническая характеристика БелАЗ-7545 // БелАЗ-Холдинг. URL: http://www.belaz.by/catalog/products/dumptrucks/7545/specification/ (дата обращения 20.03.2018).
12. Техническая характеристика БелАЗ-7555 // БелАЗ-Холдинг. URL: http://www.belaz.by/catalog/products/dumptrucks/7555/specification/ (дата обращения 20.03.2018).
13. Греков В. Ф., Орлов С. В., Пьянков А. А., Ткаченко Ю. А. Влияние конструктивно-компоновочных схем транспортных средств на их маневренность // Системи обробки інформації. 2008. № 3(70). С. 34–38.

Поступила в редакцию 7 июня 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Муленкова Анастасия Олеговна** – ассистент кафедры горных машин и комплексов Сибирского федерального университета. E-mail: 15anastasiya@mail.ru
**Демченко Игорь Иванович** – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры горных машин и комплексов Сибирского федерального университета. E-mail: demtchenkoii@yandex.ru

**Для цитирования:** Муленкова А. О., Демченко И. И. О параметрах технологического автотранспортного средства, предназначенного для вывозки сортового угля из забоя разреза // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 6–13.
**For citation:** Mulenkova A. O., Demchenko I. I. On the parameters of an industrial motor vehicle designed to transport sized coal out of the face of an open pit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 6–13.

УДК 622.281 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-14-20

# Исследование параметров рамно-анкерной крепи горизонтальных выработок в условиях влияния очистных работ

**Латышев О. Г.[1], Хлебников П. К.[1, 2]**
[1] Уральский государственный горный университет
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30)
[2] Шахта «Соколовская» АО «ССГПО»
(Республика Казахстан, г. Рудный, Соколовско-Сарбайский ГОК)

***Реферат***

***Введение.*** *На действующем горном предприятии по мере развития очистных работ увеличивается нагрузка на крепь подземных выработок. Для ее безаварийной работы требуется усиление рамной крепи анкерами. Параметры рамно-анкерной крепи должны обеспечить надежную устойчивость горной выработки.*

***Целью работы*** *является установление закономерностей распределения усилий (изгибающих моментов) в рамно-анкерной крепи в зависимости от геометрии выработки и действующего горного давления.*

***Методология:*** *компьютерное моделирование работы рамно-анкерных крепей, анализ изгибающих моментов в элементах крепи.*

***Результаты.*** *Оценка несущей способности рамных крепей производится анализом изгибающих моментов в их элементах. Для этого используется разработанная компьютерная модель работы крепи, позволяющая производить построение эпюры изгибающих моментов по профилю арочной крепи. Установлено, что максимальные изгибающие моменты рамной крепи с элементами податливости возникают в стойках рамы. Для безаварийной работы крепи предлагается установка усиливающих анкеров. В работе представлены результаты комплекса исследований напряжений в рамно-анкерной крепи в зависимости от действующего горного давления (соотношения боковой и вертикальной нагрузки) и геометрии подземной выработки.*

***Выводы.*** *В результате проведенных исследований установлено, что величина изгибающих моментов в рамно-анкерной крепи зависит от соотношения боковой и вертикальной нагрузки на раму крепи и от геометрии выработки. Полученные количественные оценки и графики этих зависимостей позволяют обоснованно выбирать места установки усиливающих крепь анкеров.*

***Ключевые слова:*** *рамно-анкерная крепь; изгибающие моменты; компьютерная модель; параметры крепи.*

**Введение.** Важнейшей задачей проектирования технологии разработки месторождений полезных ископаемых является обеспечение устойчивости подземных выработок. Условия устойчивости определяются соотношением действующих напряжений и реакции отпора крепи [1]. Для их оценки используются различные классификации породных массивов, например рекомендации «*Свода правил» СП 91.13330.2012*. В зарубежной практике проектирования широко используются рейтинговые системы оценок устойчивости массивов (Бенявский, Лобчер, Хоек, Браун, Бартон и др. [2–6]). Оценка и прогноз устойчивости осуществляются, как правило, на стадии проектирования горного предприятия по результатам оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) породного массива в окрестности сооружаемой выработки [1, 7]. Однако по мере отработки месторождения за счет влияния очистных работ НДС массива существенно изменяется, и определенные ранее условия устойчивости могут нарушаться. Это требует дополнительных исследований и в некоторых случаях усиления крепи.

Такая ситуация возникла при эксплуатации шахты «Соколовская» (Казахстан). Запроектированные и возведенные рамно-анкерные крепи с расклинивающими элементами в капитальных выработках [8] под влиянием очистных работ на отдельных участках пришли в аварийное состояние. Это потребовало дополнительных исследований и обоснования способов усиления рамной крепи.

**Методология.** Для определения нагрузки на крепь в зоне влияния очистных работ в соединительных анкерных узлах устанавливались индикаторы нагрузки производства фирмы BWZ. Это позволило осуществлять контроль состояния крепи выработок и своевременно получать информацию о необходимости усиления крепления на контрольном участке горной выработки. Расчет элементов рамно-анкерной крепи производился методом моментов [9–11] по разработанной компьютерной модели RAMKREP [8].

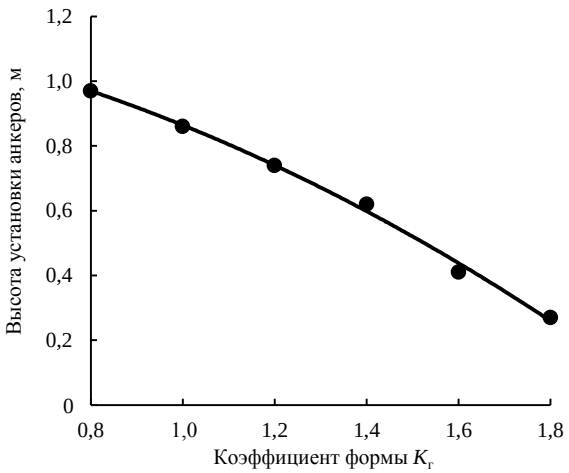



Рис. 1. Влияние геометрии выработки на оптимальные места установки анкеров
Fig. 1. Mine working geometry influence on the optimal sites of anchors installation

**Результаты исследований.** В результате исследования аварийных ситуаций рамно-анкерной крепи с расклинивающими элементами на шахте «Соколовская» в зоне влияния очистных работ установлены недопустимые изгибающие моменты в стойках крепи. На таких участках принято решение произвести усиление крепи за счет установки дополнительных анкеров. Для обоснованного назначения характеристик и мест установки укрепляющих анкеров необходимо исследовать работу крепи при различных ее конструкциях. Расчет изгибающих моментов крепи производился при варьировании следующих показателей: геометрические характеристики выработки в виде отношения ее ширины $B$ к высоте $H$ ($K_г = B/H$); характер нагружения на крепи в виде отношения боковой нагрузки к вертикальной: $K_н = q_б / q_в$; места установки анкеров – их угловые координаты (град).

Первой задачей является исследование и определение оптимальных мест расположения анкеров в стойках крепи при уже установленных расклинивающих элементах в замках свода для различных условий нагружения и геометрии выработки [12]. Для расчетов использована компьютерная модель рамно-анкерных крепей [8]. Сопоставление результатов реализации модели для всех возможных сочетаний нагрузок на крепь, определенных в реальных условиях шахты индикаторами BWZ, показывает, что при любом сочетании вертикальных и боковых нагрузок и оптимальных местах расположения расклинивающих элементов коорди-

наты мест установки анкеров в стойках крепи зависят от геометрической характеристики выработки: $K_г = B/H$ (рис. 1).

Наиболее точно данная зависимость описывается уравнением квадратной параболы:

$$h = 1,2 - 0,12K_г - 0,23K_г^2$$

с близким к единице коэффициентом достоверности аппроксимации ($R^2 = 0,996$).

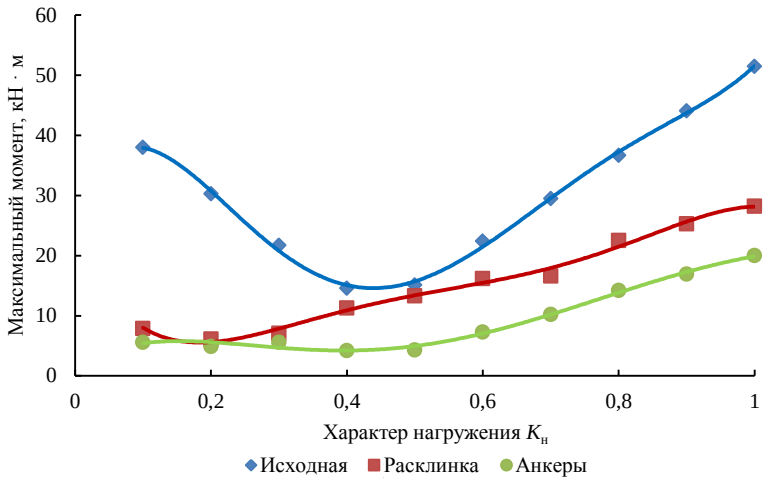



Рис. 2. Зависимость максимальных изгибающих моментов от характера нагружения

Fig. 2. The dependence between the maximum bending moments and the loading condition

Величина максимального изгибающего момента в рамах крепи сложным образом зависит от соотношения боковой и вертикальной нагрузки: $K_н = q_б / q_в$. В частности, при коэффициенте формы выработки $K_г = B/H = 1$ эти зависимости для исходной рамы (без усилений), с расклинивающими элементами и в сочетании с расклинкой и анкерами, представлены на рис. 2.

**Таблица 1. Параметры уравнения (1)**
**Table 1. Parameters of equation (1)**

| Усиление крепи | $A_0$ | $A_1$ | $A_2$ | $A_3$ | $A_4$ | $A_5$ |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Исходная | 28,5 | 243 | –1893 | 4460 | –4203 | 1417 |
| Расклинка | 22,0 | –232 | 1119 | –2239 | 2073 | –717 |
| Анкеры | 1,6 | 67 | –356 | 705 | –538 | 141 |

При всем различии зависимостей точки на графиках достаточно точно описываются уравнением полинома пятой степени (линии на графиках):

$$M_i = A_0 + A_1K_н + A_2K_н^2 + A_3K_н^3 + A_4K_н^4 + A_5K_н^5. \quad (1)$$

Параметры уравнения приведены в табл. 1.

Анализ графиков (рис. 2) и расчеты, выполненные для других геометрических характеристик выработки, позволяют заключить следующее. При малых боковых нагрузках ($K_н < 0,3$) установка анкеров при наличии расклинивающих элементов

нецелесообразна в силу малого снижения изгибающих моментов. Минимум моментов при установке анкеров наблюдается при $K_н$ = 0,3–0,5. При дальнейшем росте боковой нагрузки ($K_г$ > 0,5) наблюдается линейный рост величины максимальных моментов в рамах крепи с темпом: $M_{max}/K_н$ = 28–32 кН · м.

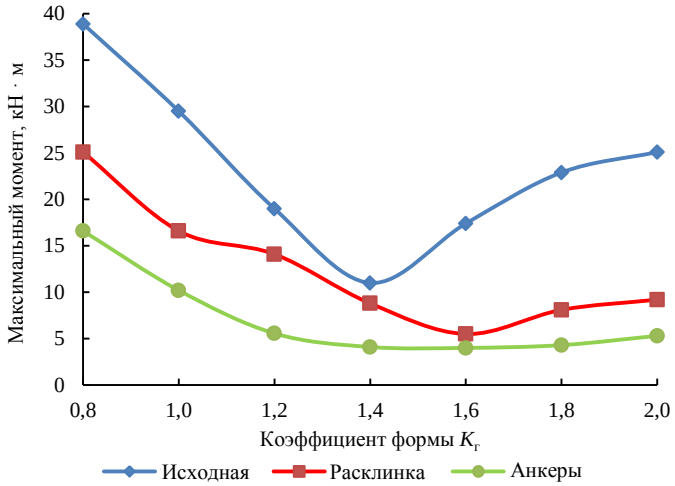



Рис. 3. Характер изменения максимальных изгибающих моментов крепи при различной геометрии выработок
Fig. 3. The behavior of the maximum bending moments of a support under various geometry of a mine working

На следующем этапе выполнен анализ эффективности усилений выработки при различной ее геометрии ($K_г = B/H$) во всем возможном диапазоне соотношений боковой и вертикальной нагрузок ($K_н = q_б / q_в$). В качестве примера на рис. 3 приведены результаты анализа для случая $K_н = q_б / q_в$ = 0,7.

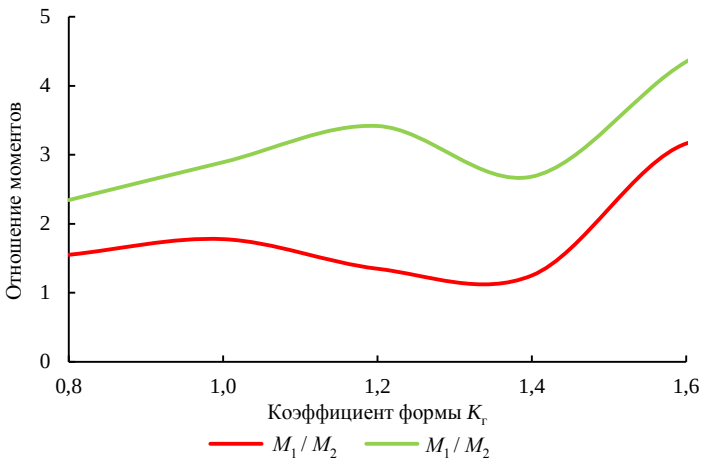



Рис. 4. Относительные изгибающие моменты в рамах крепи при использовании усиливающих воздействий
Fig. 4. Nominal bending moments in the frames of the support under the use of the reinforcing effects

Наиболее сильная зависимость максимальных изгибающих моментов наблюдается в рамах крепи без применения усиливающих элементов. При использовании расклинивающих элементов эта зависимость становится слабее. При усилении крепи анкерами и при $K_г$ > 1,3 максимальные изгибающие моменты

практически не изменяются, т. е. геометрия выработки становится фактором малозначимым. В общем случае графики зависимостей $M_{max} = f(K_г)$ имеют экстремум (минимум), соответствующий геометрии наиболее устойчивой выработки.

Из графиков (рис. 3) следует, что применение управляющих воздействий, особенно в сочетании расклинки и анкеров, существенно снижает изгибающие моменты в крепи, что дает возможность увеличить шаг установки крепи или применять ее облегченные типы (спецпрофилей меньших номеров). На рис. 4 показано относительное снижение моментов при использовании расклинивающих элементов $M_2$ и сочетания расклинки с анкерами $M_3$ по сравнению с максимальными изгибающими моментами в рамах без усиления $M_1$.

**Таблица 2. Параметры рамно-анкерной крепи с расклинивающими элементами**
**Table 2. Parameters of the frame-anchor support with the wedging elements**

| $K_г = B/H$ | Угловые координаты расклинки, град | Высота установки анкеров, м | $K_г = B/H$ | Угловые координаты расклинки, град | Высота установки анкеров, м |
|---|---|---|---|---|---|
| *Характер нагрузки: $K_н = q_б/q_в = 1,0$* | | | *Характер нагрузки: $K_н = q_б/q_в = 0,6$* | | |
| 0,8 | 60 | 0,97 | 0,8 | 50 | 0,97 |
| 1,0 | 60 | 0,86 | 1,0 | 40 | 0,90 |
| 1,2 | 60 | 0,75 | 1,2 | 30 | 0,68 |
| 1,4 | 60 | 0,63 | 1,4 | 20 | 0,55 |
| 1,6 | 60 | 0,49 | 1,6 | 20 | – |
| *Характер нагрузки: $K_н = q_б/q_в = 0,9$* | | | *Характер нагрузки: $K_н = q_б/q_в = 0,5$* | | |
| 0,8 | 60 | 0,97 | 0,8 | 40 | 1,10 |
| 1,0 | 60 | 0,86 | 1,0 | 30 | 0,84 |
| 1,2 | 60 | 0,74 | 1,2 | 20 | 0,71 |
| 1,4 | 50 | 0,62 | 1,4 | 20 | – |
| 1,6 | 30 | 0,41 | *Характер нагрузки: $K_н = q_б/q_в = 0,4$* | | |
| 1,8 | 20 | 0,27 | 0,8 | 30 | 0,95 |
| *Характер нагрузки: $K_н = q_б/q_в = 0,8$* | | | 1,0 | 20 | 0,86 |
| 0,8 | 60 | 0,97 | 1,2 | 20 | 0,63 |
| 1,0 | 60 | 0,86 | 1,4 | 20 | – |
| 1,2 | 60 | 0,74 | *Характер нагрузки: $K_н = q_б/q_в = 0,3$* | | |
| 1,4 | 50 | 0,60 | 0,8 | 30 | 0,93 |
| 1,6 | 40 | 0,47 | 1,0 | 20 | 0,78 |
| *Характер нагрузки: $K_н = q_б/q_в = 0,7$* | | | 1,2 | 20 | – |
| 0,8 | 60 | 0,97 | 1,4 | 20 | – |
| 1,0 | 50 | 0,86 | *Характер нагрузки: $K_н = q_б/q_в = 0,2$* | | |
| 1,2 | 40 | 0,73 | 0,8 | 20 | 0,96 |
| 1,4 | 20 | 0,57 | 1,0 | 20 | – |
| 1,6 | 20 | – | 1,2 | 20 | – |
| | | | 1,4 | 20 | – |

Прочерки в таблице для столбца анкеров означают, что при данных соотношениях параметров установка усиливающих анкеров нерациональна.

Для рассматриваемого случая применение анкеров в сочетании с расклинивающими элементами снижает максимальные изгибающие моменты в 2,4–4,4 раза. Вместе с тем описание рассматриваемых зависимостей моментов в рамах крепи от геометрии выработок и сочетания нагрузок простейшими алгебраическими

функциями не представляется возможным. Для расчета оптимальных параметров рамной крепи следует использовать разработанную математическую модель для конкретных горно-геологических условий. Результаты реализации этой модели позволили определить оптимальные параметры крепи для различных условий нагружения и геометрии выработок. Типичные случаи приведены в табл. 2.

В соответствии с полученными рекомендациями произведено усиление крепи анкерами на аварийных участках откаточного штрека ОШ-15 гор. –260 м шахты «Соколовская». До настоящего времени такая усиленная крепь работает безаварийно.

**Выводы.** По мере разработки месторождения и развития очистных работ возрастает нагрузка на крепь капитальных выработок. Ранее установленные рамно-анкерные крепи с элементами податливости приходят в аварийное состояние. Для их усиления предлагается установка анкеров в стойках крепи. Места установки определяются геометрией выработки и соотношением боковой и вертикальной составляющих горного давления.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Баклашов И. В., Картозия Б. А. Механика горных пород. М.: Недра, 1975. 271 с.
2. Bieniawski Z. T. Estimating the strength of rock materials // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. 1974. Vol. 74. P. 312–320.
3. Laubscher D. H. Geomechanistic classification system for rating of rock mass in mine design // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. 1990. Vol. 90. No. 10. P. 257–273.
4. Hoek E., Bray J. W. Rock Slope Engineering. 3rd ed. London: Institution of Mining and Metallurgy, 1981. 358 p.
5. Hoek E., Brown E. T. Practical estimates of rock mass strength // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 1997. No. 34 (8). P. 1165–1186.
6. Barton N. Shear strength criteria for rock, rock joints, rockfill and rock masses: Problems and some solutions // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2013. No. 5(4). P. 249–261.
7. Wittke W. Rock mechanics based on and anisotropic jointed rock model (AJRM). Wilhelm Ernst & Sohn, 2014. 865 p.
8. Глубоковских Ю. С., Хлебников П. К., Корнилков М. В. Выбор рациональных управляющих силовых воздействий при использовании металлических арочных крепей на шахте «Соколовская» // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 4. С. 32–36.
9. Корнилков М. В. Управление напряженно-деформированным состоянием арочных крепей // Известия вузов. Горный журнал. 1996. № 12. С. 52–56.
10. Поляков Б. А., Устинова Е. А. Исследование влияния расположения анкеров на несущую способность анкер-металлической крепи // Подземная разработка тонких и средней мощности угольных пластов. Тула, 1990. С. 93–96.
11. Изаксон В. Ю. Определение нагрузок на крепь горных выработок по измеренным смещениям. Новосибирск: Наука, 1990. 72 с.
12. Хлебников П. К., Корнилков М. В. Обоснование рациональных способов усиления металлических арочных крепей на шахте «Соколовская» в сложных горно-геологических условиях // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 6. С. 12–16.

Поступила в редакцию 11 сентября 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Латышев Олег Георгиевич** – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры шахтного строительства Уральского государственного горного университета. E-mail: gtf.shs@ursmu.ru
**Хлебников Павел Константинович** – инженер по капитальным горным работам шахты «Соколовская» АО «ССГПО», аспирант кафедры шахтного строительства Уральского государственного горного университета. E-mail: hledis@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-14-20

## The study of frame-anchor support parameters in horizontal mine workings in the conditions of stoping influence

**Oleg G. Latyshev[1], Pavel K. Khlebnikov[1, 2]**
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.
[2] Sokolov-Sarbai Mining Production Association (SSGPO) JSC Sokolovskaya mine, Rudny, Kazakhstan.

***Abstract***

***Introduction.*** *At an operating mining enterprise, with the growth of stoping the load on the support of the underground workings increases. For its uninterrupted operation frame support reinforcement with anchors is required. The parameters of frame-anchor support should ensure reliable stability of a mine working.*

***Research aim*** *is to establish regularities in the distribution of forces (bending moments) in frame-anchor support depending on the geometry of a working and the operating rock pressure.*

***Methodology*** *includes computer modeling of frame-anchor supports operation and the analysis of bending moments in the elements of a support.*

***Results.*** *The estimation of frame supports bearing capacity is carried out by the analysis of bending moments in their elements. For this purpose the developed computer model of support operation is used which allows to construct a shear and bending moment diagram along the profile of a frame support. It has been stated that maximum bending moments of frame support with the elements of compliance occur in frame poles. For uninterrupted support operation, reinforced anchors installation is suggested. The given research presents the results of a set of studies of frame-anchor support stresses depending on the operating rock pressure (the ratio of side and vertical loads) and the geometry of the underground working.*

***Conclusions.*** *As a result of the research it has been stated that the value of bending moments in frame-anchor support depends on the correlation of side and vertical load upon the support's frame and on the geometry of the working. The obtained quantitative estimates and diagrams of these dependences allow to select the installation sites of support reinforcing anchors on reasonable grounds.*

***Key words:*** *frame-anchor support; bending moments; computer model; support parameters.*

REFERENCES

1. Baklashov I. V., Kartoziia B. A. *The mechanics of rock*. Moscow: Nedra Publishing; 1975. (In Russ.)
2. Bieniawski Z. T. Estimating the strength of rock materials. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*. 1974; 74: 312–320.
3. Laubscher D. H. Geomechanistic classification system for rating of rock mass in mine design. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*. 1990; 90 (10): 257–273.
4. Hoek E., Bray J. W. *Rock Slope Engineering*. 3rd ed. London: Institution of Mining and Metallurgy Publishing; 1981.
5. Hoek E., Brown E. T. Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 1997; 34 (8): 1165–1186.
6. Barton N. Shear strength criteria for rock, rock joints, rockfill and rock masses: Problems and some solutions. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2013; 5(4): 249–261.
7. Wittke W. *Rock mechanics based on an anisotropic jointed rock model (AJRM)*. Wilhelm Ernst & Sohn Publishing; 2014.
8. Glubokovskikh Iu. S., Khlebnikov P. K., Kornilkov M. V. The selection of efficient operating force actions when using steel arched supports at "Sokolovskaya" mine. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 4: 32–36. (In Russ.)
9. Kornilkov M. V. Arched supports stress-strained state control. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1996; 12: 52–56. (In Russ.)
10. Poliakov B. A., Ustinova E. A. Examination of anchors arrangement influence on the bearing capacity of an anchor-metallic support. In: *Underground exploitation of coal beds of low and moderate thickness*. Tula; 1990. p. 93–96. (In Russ.)
11. Izakson V. Iu. *Estimating loads upon the support of mine workings according to the measured displacements*. Novosibirsk: Nauka Sib. Otdelenie Publishing; 1990. (In Russ.)
12. Khlebnikov P. K., Kornilkov M. V. The substantiation of rational means of steel arched supports strengthening at "Sokolovskaya" mine in complex mining and geological conditions. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 6: 12–16. (In Russ.)

Received 11th September, 2018

**Information about authors:**

**Oleg G. Latyshev** – Doctor of Engineering Science, Professor, professor of the Department of Mine Construction, Ural State Mining University. E-mail: gtf.shs@ursmu.ru
**Pavel K. Khlebnikov** – capital mining operations engineer at SSGPO JSC Sokolovskaya mine, PhD student at the Department of Mine Construction, Ural State Mining University. E-mail: E-mail: hledis@mail.ru

**Для цитирования:** Латышев О. Г., Хлебников П. К. Исследование параметров рамно-анкерной крепи горизонтальных выработок в условиях влияния очистных работ // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 14–20.
**For citation:** Latyshev O. G., Khlebnikov P. K. The study of frame-anchor support parameters in horizontal mine workings in the conditions of stoping influence. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 14–20.

УДК 622.235 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-21-32

# Разработка ресурсосберегающей технологии буровзрывных работ

**Жариков С. Н.**[1]
[1] Институт горного дела Уральского отделения РАН
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58)

***Реферат***

***Введение.*** *При разрушении горных пород взрывом слишком много неопределенностей, которые не позволяют существенно повысить эффективность буровзрывных работ. Предлагается комплексное изучение вопроса для решения данной проблемы.*

***Цель работы.*** *Решение комплекса задач по развитию ресурсосберегающей технологии разрушения горных массивов буровзрывным способом при использовании эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) местного изготовления включает два основных направления: экспрессное получение информации о прочностных и технологических свойствах горных пород по трудности и энергоемкости бурения технологических скважин; определение взрывчатых свойств ЭВВ и возможности их регулирования в зависимости от диаметра скважин и плотности взрывчатых веществ (ВВ) в колонке заряда.*

***Методология.*** *Представлены подходы к экспериментальному определению взаимосвязи между плотностью ВВ, скоростью детонации и диаметром заряда для эмульсионных ВВ на примере нитронита, а также уточнению прочностных характеристик горных пород в естественном залегании по измеряемым характеристикам процесса шарошечного бурения скважин.*

***Результаты.*** *Структура задачи развития ресурсосберегающей технологии разрушения горных массивов буровзрывным способом при использовании эмульсионных взрывчатых веществ местного изготовления предполагает комплексное изучение, с одной стороны, прочностных характеристик локального массива горных пород с целью установления рационального разрушающего воздействия в нужном месте, а с другой – определение детонационных свойств ЭВВ с целью уточнения возможности создания определенного давления при взрыве. При этом можно добиться существенного снижения затрачиваемых материальных ресурсов на буровзрывные работы (БВР) и повысить качество подготовки горной массы к выемке.*

***Выводы.*** *Разработана ресурсосберегающая методика определения параметров БВР на основе уточненных данных о прочностных свойствах пород и свойствах ЭВВ.*

***Ключевые слова:*** *взрывчатые вещества; скорость детонации; физико-механические свойства горных пород; шарошечное бурение; разрушение горных пород.*

**Введение.** На крупных карьерах затраты на буровзрывные работы (БВР) достигают 30 % от общих затрат на добычу, и по мере понижения горных работ ожидается их увеличение. В первую очередь это связано с увеличением удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ) на разрушение горных пород, который за последние 30 лет вырос в среднем на 25–35 %. Указанная цифра обусловлена тем, что на горных предприятиях получили широкое применение ВВ местного изготовления, удельный расход которых изначально на 10–20 % выше, чем штатного ВВ. В результате расстояния между скважинами уменьшились, объем бурения вырос, а качество дробления в ряде случаев ухудшилось [1], что негативно отразилось на эффективности буровзрывных работ. В связи с этим в последние годы наблюдается достаточно высокая активность научного исследования свойств

взрывчатых веществ, изготовляемых в местах применения. Однако взаимосвязь трех параметров: плотности ВВ, скорости детонации и диаметра заряда – пока не выражена в общей закономерности, и для обеспечения безопасности ведения взрывных работ соотношение указанных характеристик эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) определяется экспериментально. При этом, как показывает практика, взрывчатые характеристики смесевых ВВ одной марки могут иметь достаточно широкий диапазон значений [2–5]. С одной стороны, получается, что параметры разрушающего воздействия на горный массив носят случайный характер. С другой стороны, свойства горных пород в границах выемочного блока не всегда соответствуют представлениям о них на основе данных детальной и эксплуатационной разведки, что обуславливает заложение значительных резервов при определении расхода материальных ресурсов при производстве БВР.

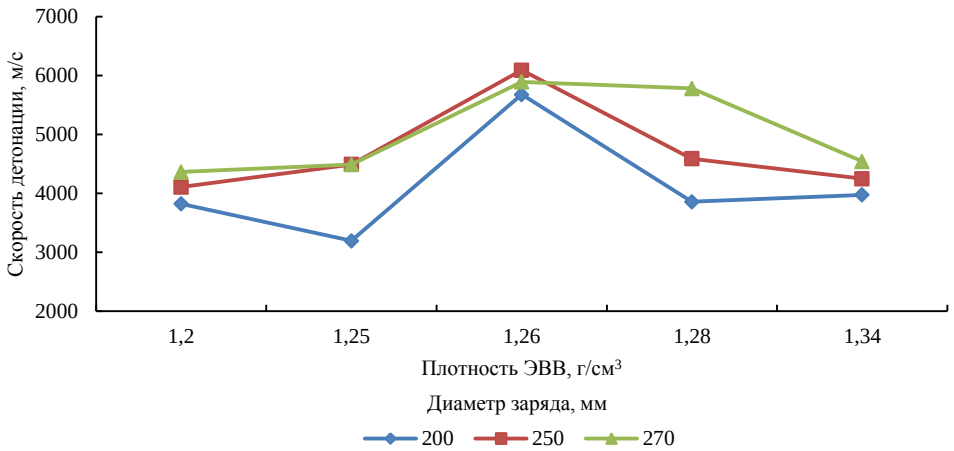



Рис. 1. Зависимость скорости детонации от плотности нитронита Э-70 при больших диаметрах заряда

Fig. 1. Dependence between the velocity of detonation and the density of nitronite E-70 under the large charge diameter

Таким образом, при разрушении пород взрывом слишком много неопределенностей, которые не позволяют существенно повысить эффективность БВР, если не решать проблему комплексно. Далее представлены краткие результаты исследований, проведенных в ИГД УрО РАН, которые заключаются в решении комплекса задач по развитию ресурсосберегающей технологии разрушения горных массивов буровзрывным способом при использовании ЭВВ местного изготовления. Исследования выполнены по двум основным направлениям: экспрессное получение информации о прочностных и технологических свойствах горных пород по трудности и энергоемкости бурения технологических скважин [6–8]; определение взрывчатых свойств ЭВВ и возможность их регулирования в зависимости от диаметра скважин и плотности ВВ в колонке заряда [9–12]. Установлено, что полученные уточненные данные о состоянии массива горных пород и информация о диаметре скважин, плотности ЭВВ в колонке заряда и расчетная скорость детонации позволяют определить для этих условий рациональный удельный расход ЭВВ, который значительно ниже проектного, и выбрать направление инициирования скважинных зарядов, что обеспечит требуемое качество дробления горной массы и снизит выход негабаритных фракций. В результате могут быть снижены энергозатраты на буровзрывные работы и на дробление горной массы в обогатительном производстве.

**Свойства ЭВВ.** Взаимосвязи, установленные между детонационными характеристиками, имеют большое значение для рационального использования энер-

гии взрыва на разрушение горных пород при их подготовке к выемке. Далее представлен подход к их экспериментальному определению на примере нитронита.

На рис. 1 представлена зависимость скорости детонации от плотности нитронита Э-70, полученная на основе измерений по методике [9–12]. Видно, что скорость детонации до определенного значения растет, а потом падает при приближении плотности к критическому значению. Для эмульсионных ВВ это ~ 1,4 г/см$^3$.

В целом графики указывают на наличие оптимальной плотности эмульсионного взрывчатого вещества, при которой рост скорости детонации сменяется падением при увеличении плотности, близкой к критическому значению. При этом следует обратить внимание на «проседание» графика при диаметре заряда 200 мм и плотности 1,25 г/см$^3$, что указывает на следующее: снижение скорости детонации после достижения оптимальной плотности самое значительное, но не единственное. Поэтому изменение диаметра заряда также необходимо учитывать при изучении скорости детонации ЭВВ.

**Скорость детонации эмульсионного ВВ нитронита Э-70**
**The velocity of detonation of nitronite E-70 emulsion explosive**

| Плотность ВВ, г/см$^3$ | Диаметр заряда, мм | | | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 90 | 120 | 130 | 140 | 150 | 160 | 180 | 200 | 250 | 270 |
| 1,100 | 3819 | 4164 | 4236 | 4308 | 4380 | 4452 | 4596 | 4740 | 5100 | 5151 |
| 1,110 | 3805 | 4067 | 4098 | 4128 | 4159 | 4258 | 4456 | 4654 | 5194 | 5260 |
| 1,150 | 2971 | 3392 | 3575 | 3726 | 3877 | 4028 | 4330 | 4868 | 5387 | 5358 |
| 1,180 | 2137 | 2717 | 3296 | 3327 | 3407 | 3639 | 3648 | 3871 | 4094 | 4838 |
| 1,183 | 2824 | 3492 | 3715 | 3938 | 4161 | 4384 | 4450 | 4516 | 4680 | 4766 |
| 1,190 | 3510 | 3900 | 4030 | 4160 | 4290 | 4420 | 4521 | 4622 | 4875 | 4599 |
| 1,200 | 2887 | 3142 | 3227 | 3312 | 3397 | 3482 | 3652 | 3822 | 4106 | 4360 |
| 1,225 | 2755 | 3208 | 3359 | 3510 | 3661 | 4130 | 4273 | 4416 | 4773 | 4423 |
| 1,250 | 3193 | 3497 | 3599 | 3700 | 3802 | 3903 | 4106 | 3192 | 4817 | 4486 |
| 1,260 | 3630 | 4188 | 4374 | 4560 | 4747 | 4933 | 5305 | 5677 | 6090 | 5797 |
| 1,270 | 3310 | 3512 | 3580 | 3647 | 3715 | 3782 | 3917 | 4052 | 4420 | 4677 |
| 1,277 | 3284 | 3425 | 3460 | 3496 | 3545 | 3575 | 3636 | 3697 | 3848 | 3594 |
| 1,280 | 3789 | 3907 | 3946 | 3985 | 4025 | 4064 | 4142 | 4221 | 4778 | 5677 |
| 1,330 | 3219 | 3584 | 3706 | 3827 | 4307 | 4357 | 4457 | 4557 | 4675 | 4848 |
| 1,340 | 2885 | 3229 | 3370 | 3469 | 3573 | 3714 | 3868 | 3974 | 4248 | 4542 |

Измеренные значения Интерполяция и экстраполяция

Измерения детонационных характеристик нитронита проводились на протяжении нескольких лет сотрудниками лаборатории разрушения горных пород ИГД УрО РАН при разных диаметрах зарядов и разной плотности в полигонных условиях. С учетом того что измерения проведены не во всех диапазонах плотности и диаметров зарядов, для более углубленного анализа недостающие значения получены интерполяцией и экстраполяцией. В таблице приведены соответствующие данные.

На основании данных таблицы построены более подробные графики зависимости скорости детонации от плотности ВВ, некоторые из них представлены на рис. 2.

Как показали графики, скорость детонации в зависимости от плотности подвержена достаточно большим колебаниям, при этом по всему диапазону значений на большинстве диаметров зарядов отмечен похожий характер этих колебаний.

Следовательно, если построить графики зависимости скорости детонации от диаметра заряда по разным плотностям, то пересечение графиков разных плотностей при определенном диаметре будет отражать взаимосвязь скорости детонации, плотности ВВ и диаметра заряда. При этом появляется возможность при заряжании скважин конкретного диаметра и измерении плотности эмульсии предположить скорость детонации. В соответствии с данной идеей были построены графики по всему диапазону значений, один из вариантов представлен на рис. 3.

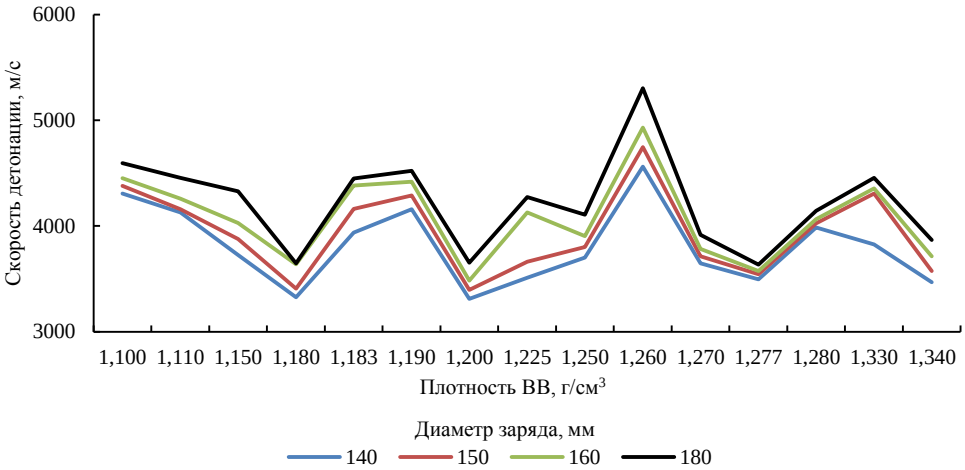



Рис. 2. Зависимость скорости детонации от плотности нитронита Э-70 при малых диаметрах заряда

Fig. 2. Dependence between the velocity of detonation and the density of nitronite E-70 under the large charge diameter

Согласно рис. 3, при плотности 1,10–1,11 г/см$^3$ пересечение графиков происходит при диаметре 200–250 мм, при этом разброс по скорости детонации составляет 4850–5150 м/с, следовательно, при значении плотности заряжания в этом интервале 1,10–1,11 г/см$^3$ и зарядах диаметром 200–250 мм можно ожидать указанную скорость детонации. Аналогично при плотности 1,10–1,15 г/см$^3$ три графика пересекаются напротив диаметра заряда 180–200 мм, соответственно при данной плотности и диаметре заряда можно ожидать скорость детонации 4300–4750 м/с.

Данные позволяют при заряжании скважины определенного диаметра и измерении при этом плотности ВВ предполагать возможную скорость детонации каждого заряда в выемочном блоке. Если иметь данные о свойствах пород в естественном залегании, то появляется возможность рассчитать радиус зоны разрушения и трещинообразования согласно [13] и соответствующим образом скорректировать схему инициирования зарядов. Это имеет высокую практическую значимость и может существенно отразиться на качестве подготовки горной массы к выемке.

**Прочностные свойства горных пород.** Наиболее точно свойства горных пород характеризуются трудностью и энергоемкостью бурения технологических скважин [14–16]. Однако если буримость и крепость пород по хронометражу бурения может быть определена достаточно точно, то взрываемость без учета среднего размера отдельности в массиве не может быть определена. В данном случае различия между трещинной структурой пород в забое скважины и в отбиваемом скважиной объеме имеют принципиальное значение. Если по данным бурения нельзя установить, какое количество ВВ заложить в скважины, то такая информация в значительной мере теряет свою ценность, так как расход ВВ не может быть изменен. Именно поэтому при производстве БВР параметры процесса бурения скважин не измеряются и не учитываются при корректировочных расчетах.

С другой стороны, следует обратить внимание на формулы В. В. Ржевского [17–19] по расчету эталонного удельного расхода ВВ $q_э$ и показателя трудности бурения $П_б$ в зависимости от физико-механических свойств горных пород:

$$q_э = k(\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_р + 10\gamma);$$
$$П_б = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + 10\gamma),$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности горной породы на одноосное сжатие, Па; $\sigma_{сд}$ – предел прочности горной породы на сдвиг, Па; $\sigma_р$ – предел прочности горной породы на растяжение, Па; $\gamma$ – плотность горной массы, т/м$^3$.

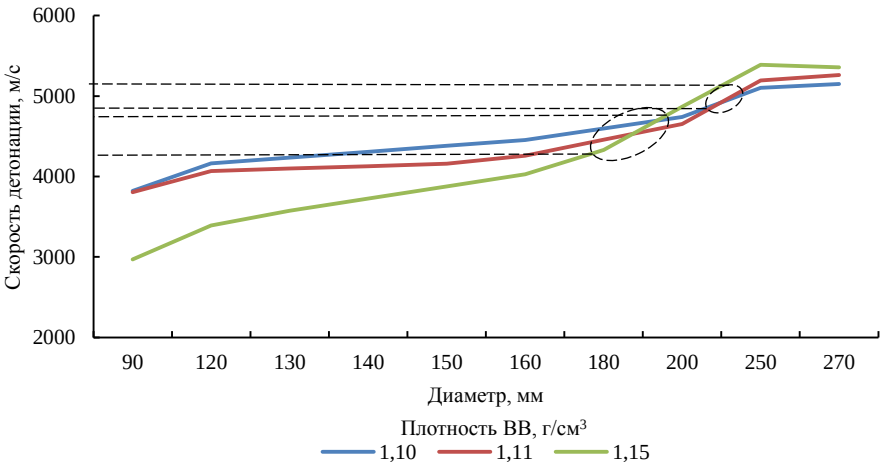



Рис. 3. Зависимость скорости детонации нитронита Э-70 от диаметра заряда
Fig. 3. Dependence between nitronite E-70 velocity of detonation and charge diameter

Получается, что показатель буримости и эталонный удельный расход ВВ связаны через физико-механические свойства горных пород. Следовательно, эталонный расход ВВ можно выразить с учетом показателя трудности бурения:

$$q_э = k\left(\frac{П_б}{0,07} + \sigma_р\right).$$

Анализ формул В. В. Ржевского подтверждает, что разрушение горных пород при бурении и взрывании имеет связь. При этом эталонный расход ВВ находится в зависимости от показателя трудности бурения. Из практики известно, что показатель трудности бурения В. В. Ржевского связан с коэффициентом крепости М. М. Протодьяконова ($П_б \approx 0,95f$). Следовательно, если моделировать крепость горных пород по данным технологического бурения, то на основе этих результатов вполне можно определять (уточнять) параметры БВР. Показатель трудности бурения $П_б$ связан с параметрами процесса шарошечного бурения следующим образом:

$$П_б = \left(\frac{P_о n^{0,8}}{v_т D}\right)^{0,625},$$

где $P_о$ – осевое усилие, кН; $n$ – частота вращения, мин $^{-1}$; $v_т$ – техническая скорость бурения, м/ч; $D$ – диаметр долота, см.

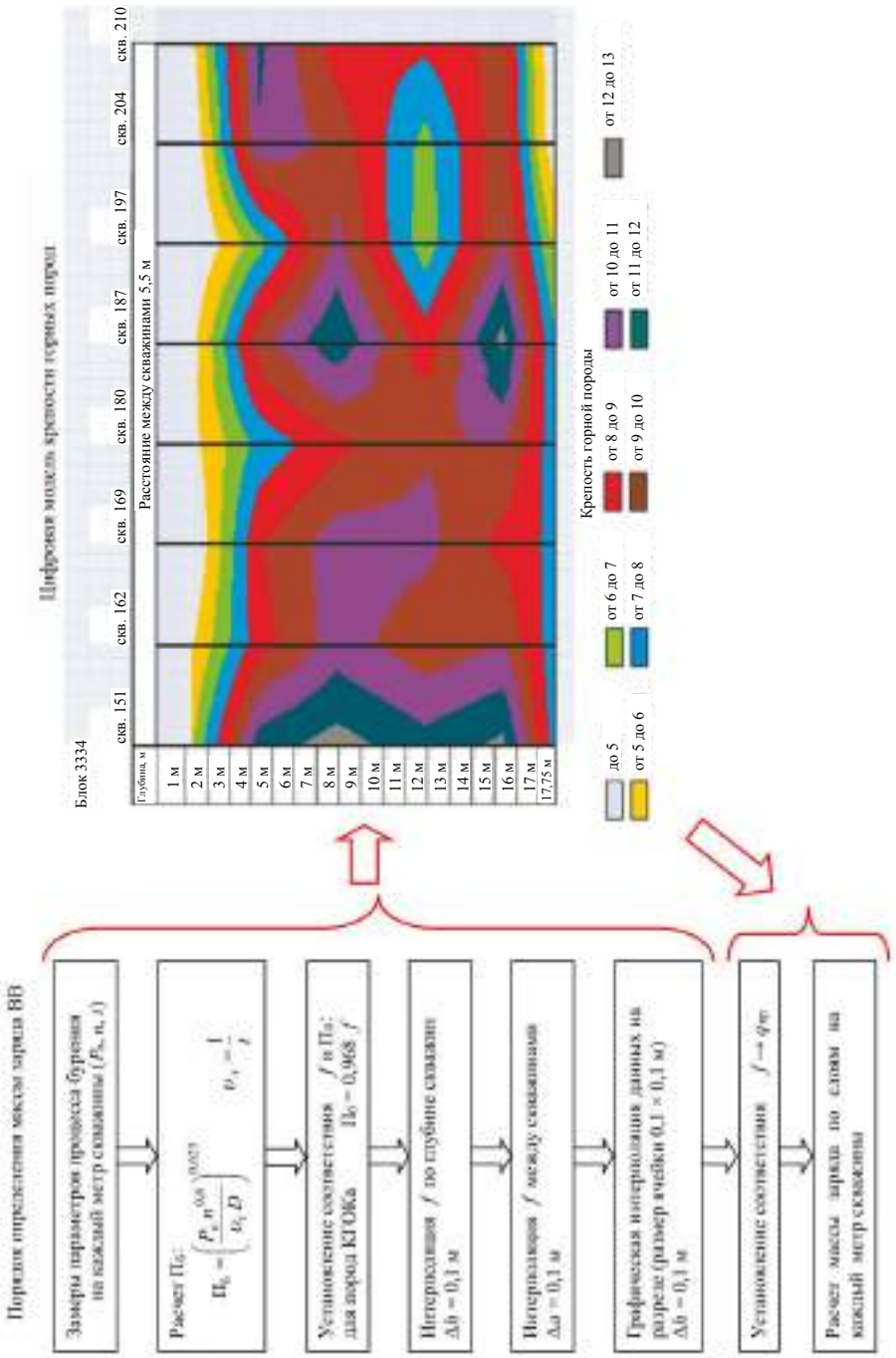



Рис. 4. Схема построения цифровой модели крепости горных пород:
$q_{пр}$ – проектный удельный расход ВВ
Fig. 4. The scheme of building a digital model of rock strength:
$q_{пр}$ – design specific consumption of explosives

На рис. 4 представлена схема построения цифровой модели крепости горных пород на основе данных хронометража бурения.

На основании полученных результатов разработана методика определения величины удельного расхода ВВ по данным бурения технологических скважин, которая позволяет строить модели изменения крепости пород по высоте уступа, определять пропорциональность между энергетическими характеристиками процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород [20], а также уточнять массу зарядов ВВ по каждой скважине выемочного блока. Представленная на рис. 4 модель позволяет разбить взрываемый блок на ячейки и для каждой ячейки установить необходимый удельный расход ВВ, а впоследствии скорректировать его значение по слоям уступа. Схема определения удельного расхода ВВ по данным указанной на рис. 4 модели представлена на рис. 5, где $Q_{зар}$ – вес заряда в скважине; $m_{ВВi}$ – масса ВВ на слой; $n_i$ – число элементов слоя; $V_i$ – объем слоя; $N$ – мощность двигателя вращателя; $M_{кр}$ – момент вращения долота; $n$ – частота вращения долота; $t$ – среднее время бурения 1 м; $P_о$ – осевое усилие; $Q_{уд}$ – удельная теплота взрыва; $q_{пр}$ – проектный удельный расход ВВ по методике института «Гипроруда»; $q_{г.м}$ – выход горной массы с 1 м скважины; $E$ – энергия на обуривание 1 м$^3$ горной породы; $П$ – коэффициент пропорциональности между энергиями на обуривание и взрывное разрушение; $K_{ВВ}$, $K_{д.с}$, $K_{др}$, $K_b$ – коэффициенты, учитывающие соответственно тип ВВ, диаметр скважины, степень дробления и угол наклона скважины:

$$N = 2\pi \cdot 10^{-3} M_{кр} n \eta^{-1},$$

где $M_{кр}$ – момент вращения долота, Н · м; $n$ – частота вращения, с$^{-1}$; η – КПД трансмиссии вращателя;

$$M_{кр} = 2{,}84 \cdot 10^{-3} k_1 D \left(0{,}22 P_о\right)^m,$$

где $k_1$ – эмпирический коэффициент, зависящий от крепости породы [19, 20]; $D$ – диаметр долота, мм; $P_о$ – осевое усилие, кН; $m$ – показатель качества очистки скважины (1,25 – «очень хорошо»; 1,5 – «удовлетворительно»; 1,75 – «плохо»).

Получаемая модель служит основой для уточнения параметров зарядов в скважинах выемочного блока. Применяя моделирование крепости горных пород по трудности и энергоемкости бурения, можно изучать трещиноватость массива, что особенно важно при выборе рациональной схемы инициирования зарядов ВВ.

**Совместное применение данных о свойствах горных пород и детонационных характеристиках ЭВВ.** Совместное применение данных о свойствах горного массива и детонационных характеристиках ВВ формализовано в соответствующих методических разработках ИГД УрО РАН. В настоящее время идет пополнение сведений о детонационных характеристиках разных ЭВВ и проводятся промышленные испытания приборного комплекса по сбору данных о бурении скважин. Пока данная система целиком не отработана, поэтому показать конкретный результат комплексного решения задачи в производственных условиях не представляется возможным. Однако структура задачи есть, следовательно, процесс решения можно смоделировать.

В качестве примера проведен произвольный расчет для следующих условий. Взрывчатое вещество – нитронит, диаметр скважины и диаметр заряда – 250 мм. В выемочном блоке 5 рядов скважин по 20 в ряду, расстояние между скважинами 6 м. Породы в выемочном блоке крепкие, прочность на сжатие в образце 140, 160 и 200 МПа; прочность на растяжение соответственно 14, 16 и 20 МПа; коэффициент структурного ослабления 0,1. Плотность ЭВВ и расположение пород в блоке

выбрано случайным образом. Зона управляемого разрушения от воздействия взрыва скважинного заряда определяется давлением на стенки скважины и физико-механическими свойствами горных пород. Порядок определения разрушающего воздействия следующий.

Давление на стенку скважины [13]

$$P = \frac{r_{\text{зар}}^2}{2r_{\text{скв}}^2} P_{\text{д}},$$

где $r_{\text{зар}}$ – радиус заряда, м; $r_{\text{скв}}$ – радиус скважины, м; $P_{\text{д}}$ – давление детонационной волны, МПа.

При показателе изоэнтропы, равном 3, давление детонационной волны можно определить следующим образом [5]:

$$P_{\text{д}} = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{4}, \quad (1)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м$^3$; $D$ – скорость детонации, м/с.

Значения давления, рассчитанные по выражению (1), как правило, получаются завышенными по сравнению с более точными способами расчета. Погрешность приблизительно может составлять 6–8 %. Однако в данном случае указанная точность вполне приемлема.

Для конкретного типа ВВ радиус трещинообразования определяется выражением:

$$R_{\text{тр}} = r_{\text{скв}} \sqrt[3]{\left(P/\sigma_{\text{дин}}\right)^2}, \quad (2)$$

где $\sigma_{\text{дин}}$ – допустимый динамический предел прочности пород, МПа.

В приближении за допустимый динамический предел прочности пород $\sigma_{\text{дин}}$ можно принимать статический предел прочности пород на растяжение $\sigma_{\text{р}}$, увеличенный на 10–30 % ($(1{,}1–1{,}3)\sigma_{\text{р}}\lambda$) [21], но это при условии, что сам динамический предел прочности больше суммы статических и динамических напряжений (массив устойчив).

Предельный радиус трещинообразования для различных условий может быть установлен в соответствии с технологией ведения работ. В этом случае появляется возможность путем указанных расчетов подобрать взрывчатое вещество и конструкцию зарядов, обеспечивающие установленный радиус развития трещин. Выражения (1), (2) представляют собой критерий определения типа ВВ для конкретных условий.

Зоны разрушающего воздействия между скважинами определяются в зависимости от давления за границей взрывной полости и предела прочности пород на растяжение и сжатие в массиве с учетом коэффициента структурного ослабления.

Давление в горном массиве от взрыва цилиндрического заряда на расстоянии [13]

$$P_R = P\left(\frac{r_{\text{скв}}}{R}\right)^{1,5},$$

где $R$ – расстояние от взрыва заряда, м.

Вычислив величину давления через каждый метр от заряда и сравнивая с напряжениями в массиве, можно определить приблизительное расстояние, на котором прекратится раздавливание массива и начнется распространение энергии преимущественно по трещинам.

Вынесение результатов расчета на план блока, как показано на рис. 6, *а*, позволяет наглядно оценить приблизительное разрушающее воздействие от каждого скважинного заряда выемочного блока и подобрать наиболее рациональное направление инициирования. Учитывая расположение пород (рис. 6), можно предположить, что основные трещины вытянуты вдоль контактов пород различной крепости. Поэтому целесообразно трещиноватость «подсекать» вкрест. При этом следует обратить внимание на то, что в первом и последнем рядах зоны разрушающего воздействия увеличены. Это может благоприятно отразиться на дробящем действии взрыва при создании свободной поверхности посредине блока. Учитывая изложенное, наиболее целесообразным для представленных на рис. 6, *а*, условий является применение врубовой схемы инициирования: врубовый ряд по третьему ряду, инициирование зарядов перпендикулярно и последовательно (рис. 6, *б*).

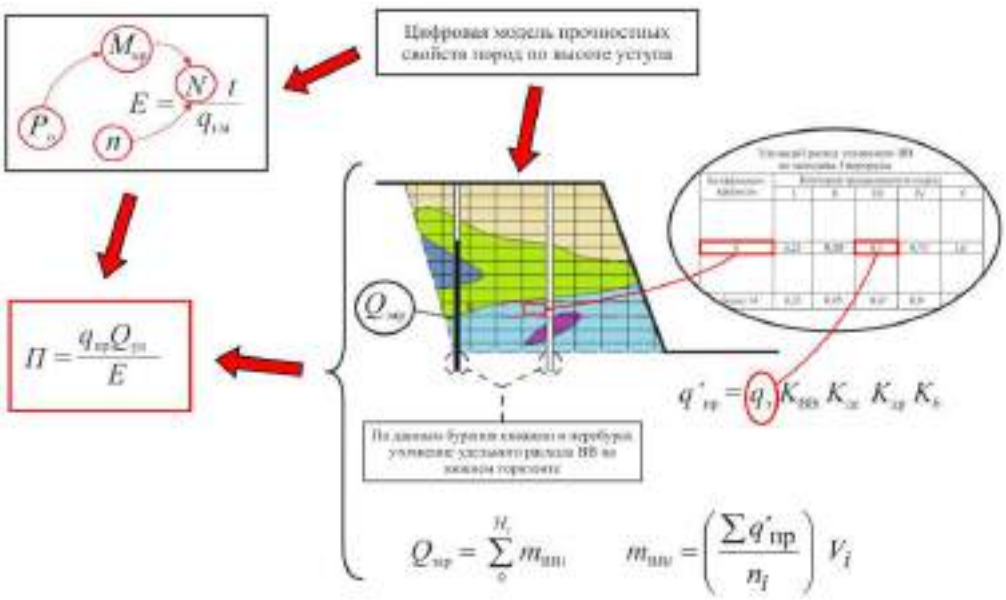



Рис. 5. Схема определения удельного расхода ВВ на основании модели изменения крепости пород по высоте уступам

Fig. 5. The scheme of specific consumption of explosives determination based on the model of rock strength variation along the height of a bench

**Выводы.** Структура задачи развития ресурсосберегающей технологии разрушения горных массивов буровзрывным способом при использовании эмульсионных ВВ местного изготовления предполагает комплексное изучение, с одной стороны, прочностных характеристик локального массива горных пород с целью установления рационального разрушающего воздействия в нужном месте, а с другой – определение детонационных свойств ЭВВ с целью уточнения возможности создания определенного давления при взрыве. При этом можно добиться существенного снижения затрачиваемых материальных ресурсов на БВР и повысить качество подготовки горной массы к выемке.

В результате исследований детонационных характеристик ЭВВ предложен графоаналитический подход к определению взаимосвязи между скоростью детонации,

плотностью ЭВВ и диаметром заряда, позволяющий на начальном этапе прогнозировать скорость детонации по измеряемой плотности при заряжании взрывной полости известного диаметра. Практическое значение указанного подхода заключается в возможности корректировки схемы взрывания в зависимости от предполагаемых энергетических характеристик работы каждого заряда выемочного блока.

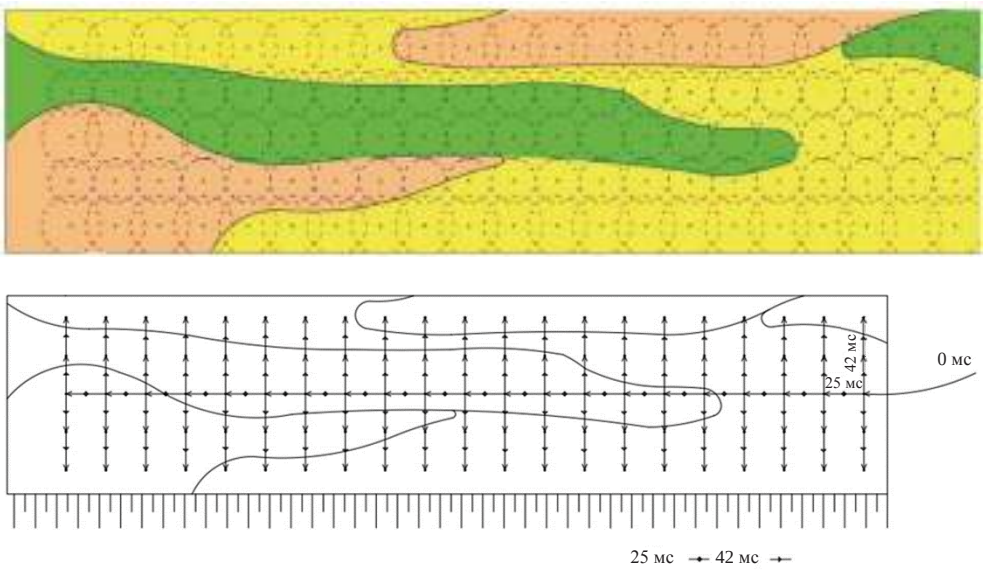



Рис. 6. Модель блока с зонами разрушения, определенными на основании установленной взаимосвязи между детонационными характеристиками нитронита Э-70 – *а* и схема рационального инициирования зарядов нитронита Э-70 для смоделированных условий – *б*

Fig. 6. Model of a block with the zones of destruction determined based on the fixed interrelation between nitronite E-70 detonation characteristics – *a*, and the scheme of nitronite E-70 charges rational initiation for the simulated conditions – *б*

Разработана ресурсосберегающая методика определения параметров БВР на основе уточненных данных о прочностных свойствах пород и свойствах ЭВВ, применение которой позволяет наиболее рационально использовать энергию взрыва на разрушение горных пород. Перспектива развития методики заключается в сравнении детонационных характеристик ЭВВ различных составов на предмет выявления общих закономерностей и на их учет при определении параметров буровзрывных работ. Этот результат в будущем может быть получен путем накопления соответствующего объема экспериментальных и статистических данных.

***Исследования выполнены в рамках государственного задания 007-00293-18-00, тема № 0405-2018-0001, проект № 18-5-5-10, а также тема 0405-2016-0001.***

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тогунов М. Б., Шитов Ю. А., Мелик-Гайказов Г. В., Фокин В. А., Свердленко Н. А. Основные направления совершенствования техники и технологии буровзрывных работ // Горный журнал. 2007. № 9. С. 40–44.

2. Корнилков М. В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. Екатеринбург: УГГУ, 2008. 202 с.

3. Корнилков М. В., Синицын В. А., Шеменев В. Г., Маторин А. С., Меньшиков П. В. Методика определения плотности эмульсионных ВВ, сенсибилизированных химическим способом, в зависимости от глубины скважины // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 8. С. 78–83.

4. Михайлов Ю. М., Колганов Е. В., Соснин В. А. Безопасность аммиачной селитры и ее применение в промышленных взрывчатых веществах. Дзержинск: Кристалл, 2008. 304 с.

5. Физика взрыва. В 2 т. / под ред. Л. П. Орленко. Т. 1. М.: Физматлит, 2002. 832 с.

6. Сухов Р. И. Установление основных взаимосвязей энергоемкости процесса шарошечного бурения с прочностными параметрами разрушаемого массива // Горный журнал Казахстана. 2013. № 9. С. 8–11.

7. Сухов Р. И., Реготунов А. С. Вопросы энергоэффективной эксплуатации буровой техники для проходки взрывных скважин на карьерах // Горный журнал Казахстана. 2013. № 10. С. 10–13.

8. Тангаев И. А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 231 с.

9. Шеменев В. Г., Синицын В. А., Меньшиков П. В. Методика экспериментального определения основных характеристик взрывчатых веществ // Горный журнал Казахстана. 2014. № 2. С. 44–46.

10. Синицын В. А., Меньшиков П. В., Кутуев В. А. Определение основных характеристик взрывчатых веществ и воздействия взрыва на окружающую среду на основе применения измерительного оборудования DATATRAPII // Устойчивое развитие горных территорий. 2018. Т. 10. № 3(37). С. 383–391. DOI: 10.21177/1998-4502-201810-3-383-391

11. Кутуев В. А. Изучение детонационных характеристик промышленного эмульсионного взрывчатого вещества порэмит-1А с использованием регистратора данных DATATRAPII // ГИАБ. 2016. № S21. С. 101–109.

12. Жариков С. Н., Меньшиков П. В., Синицын В. А. Определение взаимосвязи между плотностью, скоростью детонации и диаметром заряда на примере эмульсионного взрывчатого вещества «нитронит» // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 6. С. 35–39.

13. Жариков С. Н., Шеменев В. Г. О влиянии взрывных работ на устойчивость бортов карьеров // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 2. С. 80–83.

14. Тангаев И. А. Буримость и взрываемость горных пород. М.: Недра, 1978. 184 с.

15. Тангаев И. А. Энергетика процессов и систем открытых горных работ и рудоподготовки: учеб.-метод. пособие. М., 2002. 52 с.

16. Кутузов Б. Н., Репин Н. Я. Перспективные направления развития взрывного дела на открытых горных работах // Горный журнал. 2009. № 11. С. 52–57.

17. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. М.: Недра, 1984. 359 с.

18. Корнилков С. В., Стенин Ю. В., Стариков А. Д. Расчет параметров буровзрывных работ при скважинной отбойке на карьерах: учебное пособие. Екатеринбург: УГГГА, 1997. 112 с.

19. Открытые горные работы: справочник / К. Н. Трубецкой [и др.]. М.: Горное бюро, 1994. 590 с.

20. Жариков С. Н. Взаимосвязь удельных энергетических характеристик процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород: дис. … канд. техн. наук. Екатеринбург, 2011. 139 с.

21. Щелканов В. А., Миронов П. С. Влияние массовых взрывов на устойчивость подземных выработок при комбинированной разработке железорудных месторождений // Труды ИГД МЧМ СССР. Вып. Буровзрывные работы на рудных карьерах. Свердловск, 1972. С. 91–97.

Поступила в редакцию 3 июля 2017 года

**Сведения об авторах:**

**Жариков Сергей Николаевич** – кандидат технических наук, заведующий лабораторией разрушения горных пород Института горного дела УрО РАН. E-mail: 333vista@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-21-32

## Drilling and blasting resource-saving technology development

**Sergei N. Zharikov**[1]
[1] Institute of Mining, Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, Russia.

***Abstract***

***Introduction.*** *Under rock destruction with a blast there are too many uncertainties which prevent from significantly increasing the effectiveness of drilling and blasting operations. Integrated study of the issue to solve the given problem is suggested.*

***Research aim.*** *Solving the complex of tasks on the development of the resource-saving technology of rock massifs destruction with a drilling a blasting method with the use of locally produced emulsion explosives (EE) includes two main directions: quick information acquisition on the strength and processing properties of rocks by difficulty and energy intensity of production wells drilling; determination of EE explosibility and the possibility of their regulation depending on the diameter of wells and the density of explosives in the charge column.*

***Methodology.*** *The article presents approaches to the experimental determination of the relationship between the density of explosives, the detonation velocity and charge diameter for emulsion explosives by the example of nitronite, as well as to the clarification of in situ rock strength characteristics by the measured characteristics of wells roller-bit drilling process.*

***Results.*** *The structure of the task of rock massifs drilling and blasting destruction resource-saving technology development under the use of locally produced emulsion explosives (EE) provides for the integrated study of, on the one hand, local rock massif strength characteristics with the purpose of establishing rational destructive effect in the desired point and, on the other hand, the determination of detonation properties of EE with the purpose of specifying the possibility of creating the certain pressure during the explosion. At that, it is possible to reach significant reduction of physical resources expenditures*

*for drilling and blasting operations (DBO) and increase the quality of rock mass preparation for extraction.* ***Conclusions.*** *The resource-saving methodology of DBO parameters determination has been developed based on the specified data on rock strength and EE properties.*

***Key words:*** *explosives; velocity of detonation; physical and mechanical properties of rocks; roller-bit drilling; rock destruction.*

***Acknowledgements:*** Research has been carried out under the government contract 007-00293-18-00, theme no. 0405-2018-0001, project no.18-5-5-10, and theme 0405-2016-0001.

REFERENCES

1. Togunov M. B., Shitov Iu. A., Melik-Gaikazov G. V., Fokin V. A., Sverdlenko N. A. Main directions in the development of equipment and technology of drilling and blasting operations. *Mining Journal*. 2007; 9: 40–44. (In Russ.)
2. Kornilkov M. V. *Rock breaking with a blast*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2008. (In Russ.)
3. Kornilkov M. V., Sinitsyn V. A., Shemenev V. G., Matorin A. S., Menshikov P. V. Methodology of chemically sensibilised emulsion explosives density determination depending on the depth of a well. *Mining Journal*. 2014; 8: 78–83. (In Russ.)
4. Mikhailov Iu. M., Kolganov E. V., Sosnin V. A. *Ammonium nitrate safety and its application in industrial explosives*. Dzerzhinsk: Kristall Publishing; 2008. (In Russ.)
5. Orlenko L. P. (ed.) *Physics of an explosion in 2 volumes*. Volume 1. Moscow: Fizmatlit Publishing; 2002. (In Russ.)
6. Sukhov R. I. Estimating basic relationship between the roller-bit drilling process energy intensity and strength parameters of the destructed massif. *Mining Journal of Kazakhstan*. 2013; 9: 8–11. (In Russ.)
7. Sukhov R. I., Regotunov A. S. Issues of energy-efficient use of drilling equipment to mine blast holes in open pits. *Mining Journal of Kazakhstan*. 2013; 10: 10–13. (In Russ.)
8. Tangaev I. A. *Energy content of production processes and processing of minerals*. Moscow: Nedra Publishing; 1986. (In Russ.)
9. Shemenev V. G., Sinitsyn V. A., Menshikov P. V. Principles of the main characteristics of explosives experimental determination. *Mining Journal of Kazakhstan*. 2014; 2: 44–46. (In Russ.)
10. Sinitsyn V. A., Menshikov P. V., Kutuev V. A. Determination of main characteristics of explosives and the impact of an explosion on the environment based on the use of DATATRAPII measuring equipment. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2018; 10; 3(37): 383–391. (In Russ.)
11. Kutuev V. A. Investigation into the emulsion explosive poremit-1A detonation characteristics with the use of DATATRAPII data recorder. *Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2016; S21: 101–109. (In Russ.)
12. Zharikov S. N., Menshikov P. V., Sinitsyn V. A. Interrelation determination between density and velocity of detonation and charge diameter by the example of emulsive explosive called "nitronite". *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 6: 35–39. (In Russ.)
13. Zharikov S. N., Shemenev V. G. Regarding the influence of blasting operations on open pit walls stability. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2013; 2: 80–83. (In Russ.)
14. Tangaev I. A. *Drillability and blastability of rock*. Moscow: Nedra Publishing; 1978. (In Russ.)
15. Tangaev I. A. *Energetics of processes and the systems of opencast mining and ore dressing: study guide*. Moscow; 2002. (In Russ.)
16. Kutuzov B. N., Repin N. Ia. Prospectives of blastning development in opencast mining. *Mining Journal*. 2009; 11: 52–57. (In Russ.)
17. Rzhevskii V. V., Novik G. Ia. The fundamentals of rock physics. Moscow: Nedra Publishing; 1984. (In Russ.)
18. Kornilkov S. V., Stenin Iu. V., Starikov A. D. The calculation of drilling and blasting parameters during blast-hole breaking in open pits: school book. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 1997. (In Russ.)
19. Trubetskoi K. N. et al. (eds.) Opencast mining: reference book. Moscow: Gornoe biuro Publishing; 1994. (In Russ.)
20. Zharikov S. N. *The interrelation between specific energy characteristics of the processes of roller-bit drilling and explosive destruction of rock mass*. [Dissertation]. Ekaterinburg; 2011. (In Russ.)
21. Shchelkanov V. A., Mironov P. S. The impact of bulk explosions on the stability of underground mine workings under iron-ore deposits combined surface and underground mining. *Proceedings of IM MFM USSR. Issue. Drilling and Blasting Operations in Ore Pits*. Sverdlovsk; 1972: 91–97. (In Russ.)

Received 3rd July 2017

**Information about authors:**

**Sergei N. Zharikov** – Candidate of Engineering Science, senior researcher of the Rock Destruction Laboratory, the Institute of Mining UB RAS. E-mail: 333vista@mail.ru

**Для цитирования:** Жариков С. Н. Разработка ресурсосберегающей технологии буровзрывных работ // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 21–32.
**For citation:** Zharikov S. N. Drilling and blasting resource-saving technology development. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 21–32.

УДК 662.613.11:553.985 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-33-41

# Оценка прочностных свойств грунтов, укрепленных эмульсионными связующими при обеспыливании карьерных автодорог

**Кошкаров В. Е.[1], Неволин Д. Г.[2], Кошкаров Е. В.[3]**
[1] Уральский государственный горный университет
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30)
[2] Уральский государственный университет путей сообщения
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Колмогорова, 66)
[3] Научно-исследовательский центр «Асфальтит»
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Опалихинская, 21)

***Реферат***

***Предмет исследования.*** *В геотехнологии существует проблема оперативной сравнительной оценки прочности грунта при целенаправленном изменении его физико-технических свойств. Особенно остро эта проблема стоит при применении минеральных и органических вяжущих для укрепления, упрочнения грунта или связывания его с теми или иными целями, например при закреплении откосов, пылящих поверхностей техногенных отвалов, хвостохранилищ и при обеспыливании карьерных дорог.*

***Цель исследования.*** *Эксперименты по изысканию эффективных технологий обеспыливания карьерных автодорог и техногенных массивов имеют целью обеспечить производство доступными и недефицитными компонентами.*

***Методология.*** *В настоящей работе предложен и апробирован простой метод определения физико-технических свойств грунтов – прочности сцепления пылеватых частиц и объемной доли водонасыщения – после их обработки пылесвязующими веществами. Рекомендован экспресс-метод определения изменения физико-технических свойств грунта в результате воздействия пылесвязующих веществ, предложены схемы пресс-форм и оборудования для проведения испытаний.*

***Результаты.*** *Показана высокая эффективность эмульсионных нефтесвязующих при обеспыливании карьерных автодорог и техногенных массивов в сравнении с водорастворимыми и кристаллогидратными связующими веществами.*

***Область применения результатов.*** *Технологии обеспыливания органическими нефтесвязующими – эмульсиями из тяжелых нефтяных остатков – обеспечивают безопасность горных работ, охрану недр и окружающей среды.*

***Ключевые слова:*** *карьерные автодороги; техногенные массивы; обеспыливание; пылесвязующие; лигносульфонат; цемент; битумные эмульсии.*

**Введение.** В геотехнологии существует проблема оперативной сравнительной оценки прочности грунта при целенаправленном изменении его физико-технических свойств. Особенно остро эта проблема стоит при применении минеральных и органических вяжущих для укрепления, упрочнения грунта или связывания его с теми или иными целями, например при закреплении откосов, пылящих поверхностей техногенных отвалов, хвостохранилищ и при обеспыливании карьерных дорог [1–5].

В настоящей работе предложен и апробирован на ряде горно-металлургических объектов метод физико-механической оценки прочности грунтов, рудных материалов и мелкозернистых техногенных образований (шламов, зол, металлургических пылей) с использованием способа прессования при различных давлениях с последующим определением прочностных характеристик брикетов. Особен-

ность метода заключается в том, что в отличие от средних и больших давлений прессования, применяемых ранее [6], используются малые – до 5,0–5,5 МПа, которые моделируют условия взаимодействия вяжущих с минеральным материалом при использовании их в геотехнологиях с малыми нагрузками при связывании и укреплении грунта или техногенных образований. Отличие заключается и в том, что используется малая пресс-форма рабочим диаметром 2,0–2,5 мм. Данный метод позволяет оперативно на месте производства работ или при контроле качества закрепленных грунтов и пылящих поверхностей определить степень когезионного упрочнения грунта и выбрать наиболее подходящие для данных объектов и условий применения вяжущие материалы и их дозировки.

Геологические структуры, а также карьерные автодороги, сложенные породой или наносами антропогенного генезиса, отличаются по своему составу (химическому, гранулометрическому) и свойствам (физико-механическим, фильтрационным, сорбционным и др.) от фоновых пород, их вмещающих [2–5]. Свойства поверхности определяются преимущественно техногенными процессами. Техногенные воздействия на горные породы и массивы часто сопровождаются их дроблением и измельчением. При этом образуются мелкодисперсные частицы разной формы, которые характеризуются чрезвычайно большой площадью и нарушенной поверхностью. В данной работе рассматривается вариант склеивания этих разобщенных частиц, изменения их поверхностных свойств и оценки физико-механических свойств адгезионного контакта при обработке различными, используемыми в отрасли, связующими. В качестве связующих для целей обеспыливания техногенных массивов и карьерных дорог зачастую используются органические связующие в эмульгированном виде [7–15].

**Цель работы.** Разработать эффективный экспресс-метод оценки прочностных свойств грунтов и техногенных материалов, укрепленных органическими и неорганическими вяжущими, по прочности брикетов. Предложить метод укрепления грунтов техногенных массивов и пылящих поверхностей, в том числе эксплуатируемых карьерных автодорог, с помощью эмульгированных тяжелых нефтяных остатков (ТНО). Получить зависимости прочности брикетов из укрепленных тяжелыми нефтяными остатками грунтов, позволяющие оптимизировать состав минеральной части (цемента) и органического связующего материала, а также их соотношение для практического применения при обеспыливании карьерных автодорог.

**Методология.** В связи с тем что связующие вещества используются для укрепления соединительных слоев дорожных одежд, обеспыливания и закрепления пылящих поверхностей, планируется отбирать аналитическую пробу материалов, составляющую объект воздействия – поверхность откоса техногенного массива, верхний слой дорожной одежды карьерной автодороги, пробы из объема наносов терриконов и породных хвостохранилищ. Проба просеивается и объединяется с различным содержанием пылесвязующих веществ, брикетируется в специальной пресс-форме (диаметром $d$ = 25,2 мм) при низком давлении прессования (менее 4,5 МПа) и испытывается на водостойкость и при одноосном сжатии. В результате исследования устанавливается оптимальный тип связующего, а также его целесообразный расход по критериям достаточной когезионной прочности при склеивании частиц и удовлетворительной атмосферной стойкости по остаточному объему пор.

В качестве органических связующих веществ использовали такие тяжелые нефтяные остатки, как асфальты пропановой деасфальтизации гудронов (АПД), прямогонные крекинг-остатки (КО).

Сущность метода заключается в определении прочности при одноосном сжатии образцов пылей со связующим. Для целей эксперимента были отобраны раз-

ные грунты и тонкодисперсные материалы, закладываемые в отвалы, просеянные через сито № 0064 с размером ячейки 0,064 мм. В ходе эксперимента исследована одна из физико-механических характеристик брикетов – прочность на одноосное сжатие $P_{сж}$ в зависимости от расхода связующего.

Для выявления зависимости прочности брикетов от расхода вяжущих и определения оптимальных расходных интервалов проводили серии экспериментов по наработке и испытанию на сжатие брикетов, полученных в пресс-форме $d = 25$ мм.

Наработку производили на гидравлическом прессе Опытного завода «ВУХИН», испытания на прочность – на автоматическом лабораторном прессе дорожной лаборатории «УралДорНИИ» (г. Екатеринбург). Давление прессования составляло 4,5–5,5 МПа, выдержка при давлении прессования – 5 с. Брикеты из пресс-формы извлекали механическим способом, для предотвращения заклинивания пресс-форма смазывалась индустриальным маслом.

На рис. 1 представлена форма для изготовления образцов (брикетов), имеющая следующие геометрические размеры: $H$ – высота цилиндра, $H = 70$ мм; $h_1$ – высота верхнего вкладыша, $h_1 = 35$ мм; $h_2$ – высота нижнего вкладыша, $h_2 = 35$ мм; $d$ – диаметр цилиндра, $d = 25{,}2$ мм; $\delta$ – толщина цилиндра, $\delta = 10$ мм; $S$ – площадь образца, $S = 5$ см$^2$.

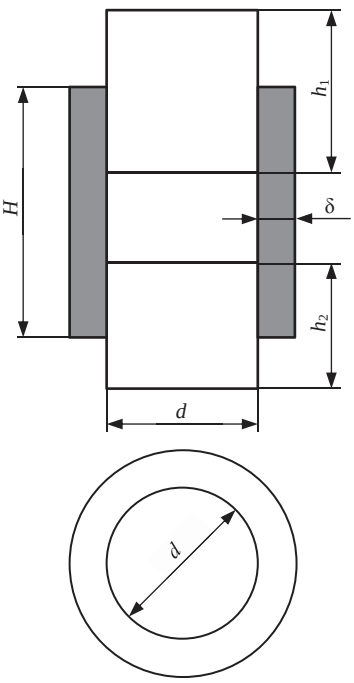



Рис. 1. Форма для брикетирования образцов пылей со связующим
Fig. 1. A briquetting form for dust samples with binders

**Результаты.** Выполнено три серии экспериментов. Результаты экспериментов представлены на рис. 2. В качестве рабочей шихты использовали смесь доменного шлама, аспирационной пыли и рудного концентрата. Состав шихты, массовая доля: 40 % доменного шлама естественной влажности; 40 % – рудного концентрата; 20 % – аспирационной пыли.

В первой серии в шихту заданного состава добавляли минеральное вяжущее – цемент. Во второй серии в аналогичную шихту добавляли органическое связующее (экспериментальную эмульсию из ТНО). В третьей серии в шихту с зафиксированным расходом минерального вяжущего (массовой долей 2,5 %) добавляли разное количество эмульсии.

Результаты экспериментов показали, что прочность брикетов из шламово-рудной шихты без связующего после сушки в естественных условиях в течение двух суток (48 ч) колеблется от 4 до 5,5 МПа. Однако прочность таких брикетов на сбрасывание (хрупкость) достаточно низка и составляет до 50 % и более (по выходу фракции менее 10 мм). Причем при сжатии брикеты без связующего разрушаются мгновенно и до мелких составных элементов (шихты), связность и пластичность таких брикетов отсутствует.

При добавлении цемента (рис. 2, *кривая 1*) прочность брикетов на сжатие повышалась до 7,8–8,0 МПа. Особенно заметный рост прочности наблюдался при начальном добавлении: 2 % – 6,6 МПа; 5 % – 7,45 МПа. Это позволило рекомендовать добавлять в базовый состав не более 3 % цемента, так как по ряду причин необходимо было ограничить содержание минерального вяжущего минимально возможными расходами. В следующих сериях опытов принят зафиксированный расход цемента 2,5 %.

Брикеты на минеральном вяжущем разрушались ломко (трещиновато), по бетонному принципу разрушения. Выход мелочи при сбрасывании также высок (более 10 %) за счет ломкости краев и раскола брикетов при падении. Связность более высокая, чем у брикетов без связующего.

При добавлении органической связки (эмульсии без цемента) в исходную шихту брикеты получались более пластичными, легче извлекались из пресс-формы (с меньшем усилием выдавливания). Прочность на сжатие (рис. 2, *кривая 2*) имеет экстремум при малых расходах 2–4 %, в дальнейшем падает ниже первоначального значения. Брикеты становятся мягкими, пластичными и при сжатии сминаются (без развала). Прочность снижается менее 2,0–1,5 МПа. Брикеты с большим содержанием эмульсии (более 7 %) плохо подсыхают при естественной влажности и температуре воздуха рабочего помещения за 2 сут. Прочность брикетов из шихты с органическим эмульсионным связующим на уровне более 5,0 МПа зафиксирована при расходах более 2,0–4,0 % (массовая доля). При этом количество органической связки в брикете составляло примерно 1,25–2,5 % (массовая доля). Однако «зеленая» прочность эмульсионных брикетов существенно выше в сравнении с брикетами на минеральном вяжущем.

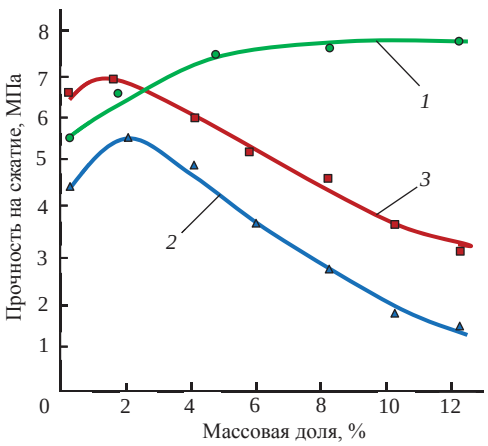



Рис. 2. Зависимость прочности при одноосном сжатии брикетированных образцов пылей с различными связующими от их расхода:
*1* – минеральное вяжущее (цемент и бентонит); *2* – органическое вяжущее (профилактическая эмульсия); *3* – комплексное вяжущее

Fig. 2. The dependence between the strength at linear compression of briquetted samples of dust with various binders and their consumption:
*1* – mineral binder (cement and bentonite); *2* – organic binder (prevention emulsion); *3* – complex binder

В третьей серии опытов в шихту с зафиксированным содержанием минерального вяжущего (цемента) в количестве 2,5 % (массовая доля) добавляли органическое эмульсионное связующее до 12 %. Также зафиксирован экстремум, повышающий прочность брикета при небольших расходах органического связующего (до 3,5 %), затем прочность на сжатие монотонно падает до 3,1 МПа и обеспечивается, по-видимому, комплексной связкой (цемент–эмульсия), а также Ван-дер-Ваальсовскими силами притяжения частиц шихты в тонких пленках вяжущих материалов. В данном случае приемлемым по прочности на сжатие и хрупкость (по прочности на сбрасывание) можно отметить интервал расходов органического эмульсионного связующего 2–6 % (массовая доля) для данного типа шихты и принятого расхода минерального вяжущего.

Расход минеральной и органической (эмульсионной) связки должен находиться в пределах:

– минеральное вяжущее (цемент) 2–3 % (не более 5 %); средний проектный расход на опытные испытания может быть задан в количестве 3 % (массовая доля);

– органическое связующее (эмульсия на основе АПД, 55–60 %-ная по органическому материалу) – 3–7 % (массовая доля); средний расход, обеспечивающий прочностные свойства брикетов и пластичность массы, может быть принят в количестве 5 % (массовая доля); температура размягчения исходного АПД должна составлять не менее 42 °С по КиШ.

**Физические свойства эмульсионных профилактических средств из тяжелых нефтяных остатков**

**Physical properties of emulsion preventive substances made of black oils**

| Эмульсионное связующее | pH раствора | Вязкость при 20 °С по вискозиметру ВУ, град | Условная вязкость при 20 °С, с | Однородность по остатку на сите № 014, % | Устойчивость при хранении*, % (массовая доля) |
|---|---|---|---|---|---|
| АПД | 2,34 | 6 | 11,2 | 0,3 | 0,4 |
| КО | 2,29 | 8 | 12,0 | 0,5 | 0,7 |
| БНД 90/130 | 2,29 | 11 | 11,9 | 0,9 | 1,2 |

* Определяется по остатку на сите № 014 после хранения в течение 30 сут.

Проектная прочность брикетов на минеральном вяжущем достигается в установленные разработчиками временные сроки, однако, как видно из графиков рис. 2, проектная прочность брикетов на органическом вяжущем достигается быстрее. Все представленные рецептуры обладают достаточной прочностью – до 5 МПа, что указывает на возможность опытно-промышленного внедрения данных рецептур. При оптимальных соотношениях прочность на комплексном связующем достигается до заданных 5 МПа. Соотношение (Ш + 2 % Ц + 7 % Э), где Ш – шихта; Ц – цемент; Э – эмульсия, можно считать оптимальным для проектирования. Для повышения прочности на сжатие можно также добавлять жидкое стекло (СВ) в количестве 3 %.

В лабораторных условиях были приготовлены обеспыливающие эмульсионные составы на основе ТНО, АПД, КО и проведен их сопоставительный анализ с дорожными битумными эмульсиями (ГОСТ 52128). В результате экспериментов получены эмульсии для длительного хранения (более 30 сут) и холодного нанесения на поверхность обрабатываемого покрытия самотеком до +5 °С. Результаты сопоставительного анализа катионных прямых концентрированных эмульсий первого рода (концентрация связующего 60 %) представлены в таблице.

В результате лабораторных исследований эмульсионных профилактических средств установлено, что, в отличие от битумов, эмульсии на основе АПД обладают большей однородностью и устойчивостью при транспортировании и хранении, определяемыми по остатку на сите диаметром 0,014 мм.

Вязкость эмульсионных пылесвязующих несущественно отличается от битумных эмульсий, поскольку они приготовлены на оборудовании, предусмотренном для диспергирования битумов, однако вполне достаточна для нанесения эмульсии самотеком – в пределах 9–15 с истечения 50 мл эмульсии при 20 °С.

На начальном этапе смачивания, непосредственно после мероприятий по обеспыливанию прямой ионной эмульсией первого рода, дисперсионная среда (водный раствор ионогенного эмульгатора и ПАВ) смачивает частицы пыли и за счет работы эмульгатора позволяет добиться равномерного распределения пы-

лесвязующего на геометрической поверхности, в поровой структуре и в капиллярных порах субстрата.

Происходит распад эмульсии с выделением связующего на поверхности частиц пыли. Начинается второй этап смачивания и склеивания частиц пыли за счет оптимального химического состава связующего с равным соотношением полициклических ароматических углеводородов и суммы смол и асфальтенов.

Степень закупоривания пор и пустот пылеватых частиц в ходе эксперимента определялась по водонасыщению при смачивании пылесвязующими с различным расходом. Сущность метода заключается в определении приращения массы брикетов из смеси пылей со связующими после насыщения их водой в условиях вакуума.

В связи с тем что кристаллогидратные связующие, а также водорастворимые соли (в том числе, лигносульфонаты) изменяют свои свойства от воздействия воды, в эксперименте по определению водонасыщения они не использовались. Важным свойством образующихся на поверхности пылеватых частиц пленок связующего является их атмосферная стойкость, в том числе стойкость к атмосферным осадкам.

В ходе эксперимента образцы – брикеты пылеватых частиц со связующими, приготовленные по методу определения прочности при одноосном сжатии, – взвешиваются на воздухе. Образцы помещают в сосуд с водой температурой 20±2 °С. Уровень воды над образцами должен быть не менее 3 см.

Сосуд с образцами устанавливают под стеклянный колпак вакуум-прибора, где создают и поддерживают остаточное давление, равное 2000 Па (15 мм рт. ст.), в течение 30 мин, затем давление доводят до атмосферного и образцы выдерживают в том же сосуде с водой при температуре 20±2 °С. После этого образцы извлекают из воды, вытирают мягкой тканью или фильтровальной бумагой и взвешивают с погрешностью 0,01 г на воздухе и в воде. Увеличение массы образца соответствует количеству поглощенной образцом воды.

На рис. 3 представлена зависимость водонасыщения образцов – брикетов из смеси пылей – от расхода связующих веществ.

Объемная доля, %, водонасыщения образцов – брикетов пылей со связующим – определяется по формуле:

$$W = \frac{m_3 - m_0}{m_1 - m_2} \cdot 100, \qquad (1)$$

где $m_0$ – масса не насыщенного водой образца, г; $m_1$ – масса образца, выдержанного в течение 30 мин в воде и взвешенного на воздухе, г; $m_2$ – масса того же образца, взвешенного в воде, г; $m_3$ – масса того же образца, взвешенного на воздухе, г.

При применении в качестве связующих веществ органических вяжущих, например тяжелых нефтяных остатков или битумов, за счет образования водонерастворимых пленок связующего между пылеватыми частицами, а также в поровой структуре материалов, составляющих поверхность автодорог, водонасыщение слоя уменьшается. Это способствует более высокой атмосферной стойкости покрытия. Степень водонасыщения поверхностного слоя напрямую зависит от расхода органического пылесвязующего, за счет чего можно регулировать его дренажные свойства. Показано, что наилучшего гидрофобизирующего действия, определенного по степени водонасыщения, можно достичь за счет применения эмульсионного пылесвязующего, приготовленного из АПД.

Технология обеспыливания эмульсионными профилактическими средствами из ТНО отличается от распространенных методов обеспыливания следующими показателями:

– долговременный эффект;

– улучшенные депрессорные свойства покрытия (более низкая температура хрупкости – ниже минус 25 °С);

– отсутствие пожарной опасности;

– высокие эксплуатационные свойства пленочного покрытия (эластичность, прочность, сопротивление воздействию ультрафиолетовых лучей);

– возможность обеспыливания обрабатываемого материала более высокой начальной влажности (9 % и более);

– нанесение методом орошения без использования сложного форсуночного оборудования.

К недостаткам можно отнести:

– глинистые и переувлажненные материалы не подходят для данного вида обработки;

– модуль упругости укрепленных материалов остается без изменения и обеспечивается только принятой конструкцией автодороги.

Допускается применять небольшое количество воды для увлажнения грунта и разжижения эмульсии, что позволит легче ее распределять и перемешивать с поверхностными слоями на автодороге. Недопустимо вводить эмульсию, в том числе разжиженную, в сухой материал ввиду опасности преждевременного распада (сворачивания) битумной эмульсии на активной поверхности сухого грунта.

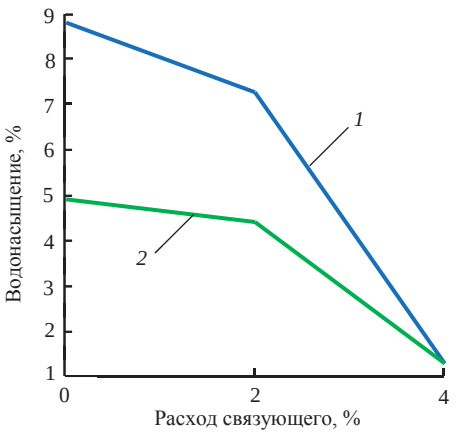



Рис. 3. Зависимость водонасыщения золыуноса для дорожных эмульсий ЭБК-2 и эмульсий АПД от расхода эмульсионного связующего:
*1* – битумная эмульсия ЭБК-2; *2* – эмульсия АПД
Fig. 3. Dependence between the consumption of emulsion binder and water saturated fly ash for road emulsions EBK-2 and APD emulsions:
*1* – bitumen emulsion EBK-2; *2* – APD emulsion

**Выводы.** *Разработан* эффективный экспресс-метод оценки прочностных свойств грунтов и техногенных материалов, укрепленных органическими и неорганическими вяжущими, основанный на прочности изготавливаемых брикетов из грунтов, пылей, шламов и других техногенных материалов с эмульгированным нефтяным связующим.

*Предложен* способ укрепления грунтов техногенных массивов и пылящих поверхностей, в том числе эксплуатируемых карьерных автодорог, с помощью эмульгированных тяжелых нефтяных остатков.

*Получены* новые экспериментальные зависимости прочности брикетов из укрепленных грунтов с эмульгированными тяжелыми нефтяными остатками, позволяющие оптимизировать состав минеральной части (цемента) и органического связующего материала, а также их соотношение для практического применения при обеспыливании карьерных автодорог и техногенных массивов.

*Разработаны* технические условия на профилактические средства из тяжелых нефтяных остатков для обеспыливания карьерных дорог и техногенных массивов, применяемые в исходном и эмульгированном виде:

*Профилактическое связующее ПС-1. Асфальт. Технические условия. СТО 47678749-001-2015. Екатеринбург: НИЦ «Асфальтит», 2015;*

*Профилактическая эмульсия ПЭ. Технические условия. СТО 47678749-002-2016. Екатеринбург: НИЦ «Асфальтит», 2016.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Укрепленные грунты / В. М. Безрук [и др.]. М.: Транспорт, 1982. 231 с.
2. Багазеев В. К., Валиев Н. Г., Кокарев К. В. Основы подземной геотехнологии. Екатеринбург: УГГУ, 2015. 198 с.
3. Неволин Д. Г., Кошкаров Вл. Е., Кошкаров В. Е. Технология обеспыливания автодорог на основе битумно-полимерных материалов. Екатеринбург: УрГУПС, 2015. 135 с.
4. Борьба с пылеобразованием на карьерных автодорогах нефтяными вяжущими / А. П. Зиновьев [и др.]. Уфа: Башк. кн. изд-во, 1990. 95 с.
5. Валиев Н. Г. Разработка технологии закрепления пылящих поверхностей отвальных угольных разрезов: дис. … канд. техн. наук. Екатеринбург, 1994. 165 с.
6. Равич Б. М. Брикетирование в цветной и черной металлургии. М.: Металлургия, 1975. 232 с.
7. Алферов В. И. Дорожные материалы на основе битумных эмульсий. Воронеж: ВГАСУ, 2003. 152 с.
8. Валиев Н. Г. Исследование закрепления пылящей поверхности отвала эмульсией госсиполовой смолы // Известия вузов. Горный журнал. 1994. № 1. С. 38–40.
9. Кошкаров Вл. Е., Валиев Н. Г. Опыт и перспективы применения битумных эмульсий при строительстве и эксплуатации карьерных дорог // Известия вузов. Горный журнал. 2011. № 5. С. 13–20.
10. Валиев Н. Г., Симисинов Д. И., Кошкаров В. Е., Ахметов А. Ф. Эмульсионные профилактические средства из тяжелых нефтяных остатков для обеспыливания карьерных автомобильных дорог и отвалов техногенных отходов // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 8. С. 13–21.
11. Кошкаров В. Е., Петленко С. В., Кошкаров Вл. Е. Проблема обеспыливания грунтовых автомобильных дорог и оценка применения углеводородных эмульсий при их эксплуатации // Актуальные вопросы проектирования автомобильных дорог: сб. науч. трудов ГИПРОДОРНИИ. 2012. Вып. 3 (62). С. 105–113.
12. Кошкаров В. Е., Ахметов А. Ф., Еремин А. Я. Разработка технологии профилактики пылеобразования карьерных автодорог и хвостохранилищ углеводородными эмульсиями // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: матер. 72-й Междунар. науч.-техн. конф., посвященной 80-летию МГТУ им. Г. И. Носова. Магнитогорск: МГТУ, 2014. 95 с.
13. A sustainable future in management of dust emission from coal terminals in hay point queensland // Coal Dust Management. Mine to Port. 2012.
14. Dust control handbook for industrial minerals mining and processing // Report of Investigations. 2012.
15. Dust control handbook by V. Mody, R. Jakhete. 1989.

Поступила в редакцию 9 ноября 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Кошкаров Василий Евгеньевич** – аспирант кафедры разработки месторождений открытым способом Уральского государственного горного университета. E-mail: sntp_nauka@list.ru
**Неволин Дмитрий Германович** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой проектирования и эксплуатации автомобилей Уральского государственного университета путей сообщения. E-mail: innotrans@mail.ru
**Кошкаров Евгений Васильевич** – доктор экономических наук, директор по науке ООО «Научно-исследовательский центр «Асфальтит». E-mail: nauka.61@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-33-41

# Strength characteristics evaluation of soils strengthened by emulsion binders when dedusting opencast automobile roads

**Vasilii E. Koshkarov[1], Dmitrii G. Nevolin[2], Evgenii V. Koshkarov[3]**
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.
[2] Ural State University of Railway Transport, Ekaterinburg, Russia.
[3] Asfaltit Research and Development Center, Ekaterinburg, Russia.

***Abstract***

***Subject of research.*** *In geotechnology, there is a problem of rapid comparative evaluation of soil strength when purposefully changing its physical and technical properties. This problem is especially acute when using mineral and organic binders to strengthen and harden the soil or bind it for some reason, for example, when fixing slopes, dusting surfaces of technogenic dumps and tailings storages, and when dedusting opencast automobile roads.*

***Research aim.*** *Experiments to find efficient technologies for opencast automobile roads and technogenic massifs dedusting are aimed at providing production with affordable and abundant components.*

***Methodology.*** *The present work proposes and tests a simple method for determining the physical and engineering properties of soils, adhesion strength of dust particles and the volume fraction of water saturation, after their treatment with dust-binding substances. Rapid method is proposed to determine changes in physical and engineering properties of soil conditioned by the impact of dust binding substances; the schemes of molding tools and equipment for testing are proposed.*

***Results.*** *Emulsion oil binders high efficiency at opencast automobile roads dedusting and technogenic massifs has been shown in comparison with water-soluble and crystalline hydrate binders.*
***Results application area.*** *Dedusting technologies with organic oil binders, emulsions from heavy oil residues, ensure the safety of mining operations, subsoil and environmental protection.*

***Key words:*** *opencast automobile roads; technogenic massif; dedusting; dust binders; lignosulfonate; cement; bitumen emulsions.*

REFERENCES

1. Bezruk V. M. et al. (ed.). *Strengthened soils*. Moscow: Transport Publishing; 1982. (In Russ.)
2. Bagazeev V. K., Valiev N. G., Kokarev K. V. *The fundamentals of underground geotechnology*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2015. (In Russ.)
3. Nevolin D. G., Koshkarov Vl. E., Koshkarov V. E. *The technology of roads dedusting based on bitumen-polymer materials*. Ekaterinburg: USURT Publishing; 2015. (In Russ.)
4. Zinoviev A. P. et al. (eds.) Dust protection at open pit roads with the help of oil binders. Ufa: Bashk. kn. izd-vo Publishing; 1990. (In Russ.)
5. Valiev N. G. *Developing the technology of dump opencast coal mines dusting surfaces strengthening. Diss. Cand. Eng. Sci*. Ekaterinburg; 1994. (In Russ.)
6. Ravich B. M. *Briquetting in non-ferrous and ferrous metallurgy*. Moscow: Metallurgiia Publishing; 1975. (In Russ.)
7. Alferov V. I. *Road construction materials based on bitumen emulsions*. Voronezh: VGASU Publishing; 2003. (In Russ.)
8. Valiev N. G. Investigation of dump dusting surface strengthening with the emulsion of gossypol resin. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1994; 1: 38–40. (In Russ.)
9. Koshkarov Vl. E., Valiev N. G. Experience and prospects of usage of bitumen emulsions in the construction and operation of mining roads. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2011; 5: 13–20. (In Russ.)
10. Valiev N. G., Simisinov D. I., Koshkarov V. E., Akhmetov A. F. Emulsion preventives from black oil for dust removal at opencast automobile roads and technogenic wastes. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 8: 13–21. (In Russ.)
11. Koshkarov V. E., Petlenko S. V., Koshkarov Vl. E. The problem of dust removal at unsurfaced roads and the estimation of hydrocarbon emulsions application during their operation. *Pressing issues of automobile roads design: Proceedings of GIPRODORNII*. 2012; 3 (62): 105–113. (In Russ.)
12. Koshkarov V. E., Akhmetov A. F., Eremin A. Ia. Developing the technology preventing dust formation at opencast automobile roads and tailings storages with the help of hydrocarbon emulsions. In: *Current issues of modern science, technology, and education: Proceedings of 72nd International Science and Technology Conference Dedicated to the 80th Anniversary of Nosov MSTU*. Magnitogorsk: MSTU Publishing; 2014. 95 p. (In Russ.)
13. A sustainable future in management of dust emission from coal terminals in hay point queensland. *Coal Dust Management. Mine to Port*. 2012.
14. Dust control handbook for industrial minerals mining and processing. *Report of Investigations*. 2012.
15. Mody V., Jakhete R. *Dust control handbook*. 1989.

Received 9th November, 2018

**Information about authors:**

**Vasilii E. Koshkarov** – PhD student of the Department of Open Cut Mining, Ural State Mining University. E-mail: sntp_nauka@list.ru
**Dmitrii G. Nevolin** – Doctor of Engineering Science, Professor, Head of the Department of Design and Exploitation of Automobiles, Ural State University of Railway Transport. E-mail: innotrans@mail.ru
**Evgenii V. Koshkarov** – Doctor of Economic Science, scientific director of Asfaltit Research and Development Center. E-mail: nauka.61@mail.ru

**Для цитирования:** Кошкаров В. Е., Неволин Д. Г., Кошкаров Е. В. Оценка прочностных свойств грунтов, укрепленных эмульсионными связующими при обеспыливании карьерных автодорог // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 33–41.
**For citation:** Koshkarov V. E., Nevolin D. G., Koshkarov E. V. Strength characteristics evaluation of soils strengthened by emulsion binders when dedusting opencast automobile roads. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 33–41.

УДК 550.23 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-42-51

# Seismotectonics of the Urals

**Guliaev A. N.**[1]
[1] Institute of Geophysics, Ural Branch of RAS
(100, Amundsen Str., Ekaterinburg, Russia)

***Abstract***

***Introduction.*** *The earth's crust of the Urals, having experienced the epoch of geosynclinal development with active tectonic and volcano-magmatic processes in the pre-Paleozoic and Paleozoic time, in the Mesozoic-Cenozoic time experienced the epoch of platform development, which in the period of the recent tectonic activation resulted in the formation of the recent Uralian epiplatform orogen, which generated in the western part of the Uralian Paleozoic orogen destroyed by the processes of denudation. The recent Uralian orogen inherits the main features of the Paleozoic orogen structure. At the modern stage within the boundaries and in the vicinity of the recent Ural mountain belt rare sensible earthquakes with intensity from 3–4 to 5–6 on the MSK-64 scale are recorded, as well as rock bumps and natural-technogenic earthquakes at mining enterprises exploiting mineral deposits by means of underground mine workings.*

***Research aims*** *to estimate the connection between the manifestations of recent seismicity and tectonics of different age in the Ural region.*

***Research methodology*** *involved the estimation of sensible earthquakes position relative to the geological-tectonic structures of the contemporary, Paleozoic, and pre-Paleozoic age, as well as relative to the elements of the earth's crust recent vertical movements field morphology.*

*Results. Conclusion has been made, that the earth's crust of the middle Urals is characterized by the greatest seismic activity in the area of the submeridional Ural mountain belt interference and the zone of recent submersions of the earth's surface with relatively increased velocities, having the north-western direction corresponding to the direction of the pre-Riphean basement structures.*

***Results application area.*** *The results of the given work can be of help in the course of seismic zoning of the Ural territory, as well as when planning accommodation and when designing engineering facilities within the Ural region.*

***Key words:*** *recent orogen; mountain belt; sensible earthquakes; rock bumps; seismicity; pre-Riphean basement; seismodomen; seismic zoning.*

**Introduction.** The Urals earth's crust, according to [1], experienced the Late-Precambrian-Cambrian and Ordovician-Late-Paleozoic megacycles of geosynclinal development, when tectonic and volcano-magmatic processes were active in the region, having led to the generation of the Uralian orogen in the ending, in the Late Paleozoic of the Paleozoic (in the Hercynian time). The final stage of the Hercynian orogeny and the initial stage of the Uralian earth's crust platform development (Triassic-Early-Middle-Jurassic time) were characterized by the development of the rift grabens of Chelyabinsk type accompanied with the effusions of volcanites of the basic, average, and acid composition, petrochemically similar to volcanic trappean formation of the Siberian platform [1, 2]. In Mesozoic-Cenozoic time the earth's crust of the Ural region experienced the period of relatively calm platform development characterized by slow epeirogenic low-amplitude vertical crustal movements and the destruction of the Uralian orogenic belt [1] originated in the Late Paleozoic time by the processes

of denudation. In the period of the recent tectonic activation (for about the last 30 million years) in the western part of the Paleozoic (Hercynian) Uralian orogenic belt appeared the recent Uralian orogen which inherited, according to [1], the main features of the Paleozoic (Hercynian) orogen. The amplitude of deformations (the recent uplifts) of the earth's crust within the boundaries of the Uralian orogenic belt and the adjacent territories in the contemporary history is rated from 150–400 [3] to 500–700 m in the Middle Urals [1]. According to [4], the period of the recent orogeny in the Urals is rated as the one shorter, "than it has been generally believed, and it corresponds to the Pliocene-Quaternary Period", and the depth of denudation within the boundaries of the contemporary Uralian orogen "are not the hundreds of meters from the middle of the Mesozoic, but 1.5–2.0 km and more after the Eocene, at least, in the axial area of the Urals". Based on the foregoing, the average velocities of the Uralian crustal deformations during the contemporary history can be estimated as hundredths-thousandths of a millimeter per year. This degree of the Uralian crustal deformation velocities allows to consider them as low ones [5]. The recent vertical movements of the Uralian earth's surface occur with higher velocities – up to several millimeters per year [6]. At that, at the modern stage, the earth's surface of the Urals and the adjacent territories experiences general submersion relative to the level measuring points on the sea shores with the velocities from 1–4 to 6–10 mm per year *(A Map of Recent Vertical Crustal Movements According to Geodetic Data at the Territory of the USSR (RVCM). Scale 1 : 5 000 000. GUGK Publ., 1989. Edited by L. A. Kashin)*.

At the modern stage, tectonic activity of the Uralian earth's crust is low, of platform type. Sensible earthquakes with intensity from 3–4 to 5–6 on the MSK-64 scale are nevertheless recorded in the region, described in [7] as "posthumous crustal quakes being the aftereffects of the former colossal breaks", occurring in the Paleozoic and pre-Paleozoic time when the Ural earth's crust experienced geosynclinal stages of development.

The frequency of earthquakes in the Urals at the modern stage according to the data in [10] is rated as follows:

a) earthquakes with intensity 6 on the MSK-64 scale – once in 100–120 years;

b) earthquakes with intensity 5–6 and magnitude 4.0–4.5 – once in 50–60 years;

c) earthquakes with intensity 4–5 and magnitude 3.0–4.0 – once in 30–40 years; rare earthquakes of such intensity are not hazardous for engineering structures and human life.

**Research aims** to estimate the spatial position of epicentral zones of the recent sensible Uralian earthquakes relative to the Uralian tectonic structures of different age.

**Research methodology** involved the Uralian earthquakes sensible epicentral zones position comparison relative to the Uralian tectonic structures, both pre-Paleozoic, Paleozoic, and recent ones and the Uralian recent vertical crustal movements (RVCM) velocities field morphology elements.

**Results.** The analysis fulfilled testifies to the fact that the epicenters of the rare sensible earthquakes in the Urals are centered primarily within the boundaries of the Middle Urals and the adjacent parts of the South and North Urals and form the Middle Ural seismodomen [11]. The focuses of the earthquakes, according to [8, 9], are located in the rocks of the pre-Riphean basement at the depth of 20–25 km. According the schemes in [11], it can be concluded that the Middle Ural seismodomen is situated within the interference area of the submeridian recent Uralian orogen and the regional zone of the recent submersions of the earth's surface with the velocities of 1–4 mm per year possessing north-western direction along the approximate azimuth of 315°, which corresponds to the zone of geodynamic influence of the north-western boundary of the Russian Plate of the East European Platform (EEP). The same direction within the boundaries of the region under consideration possess the structures of the pre-Riphean

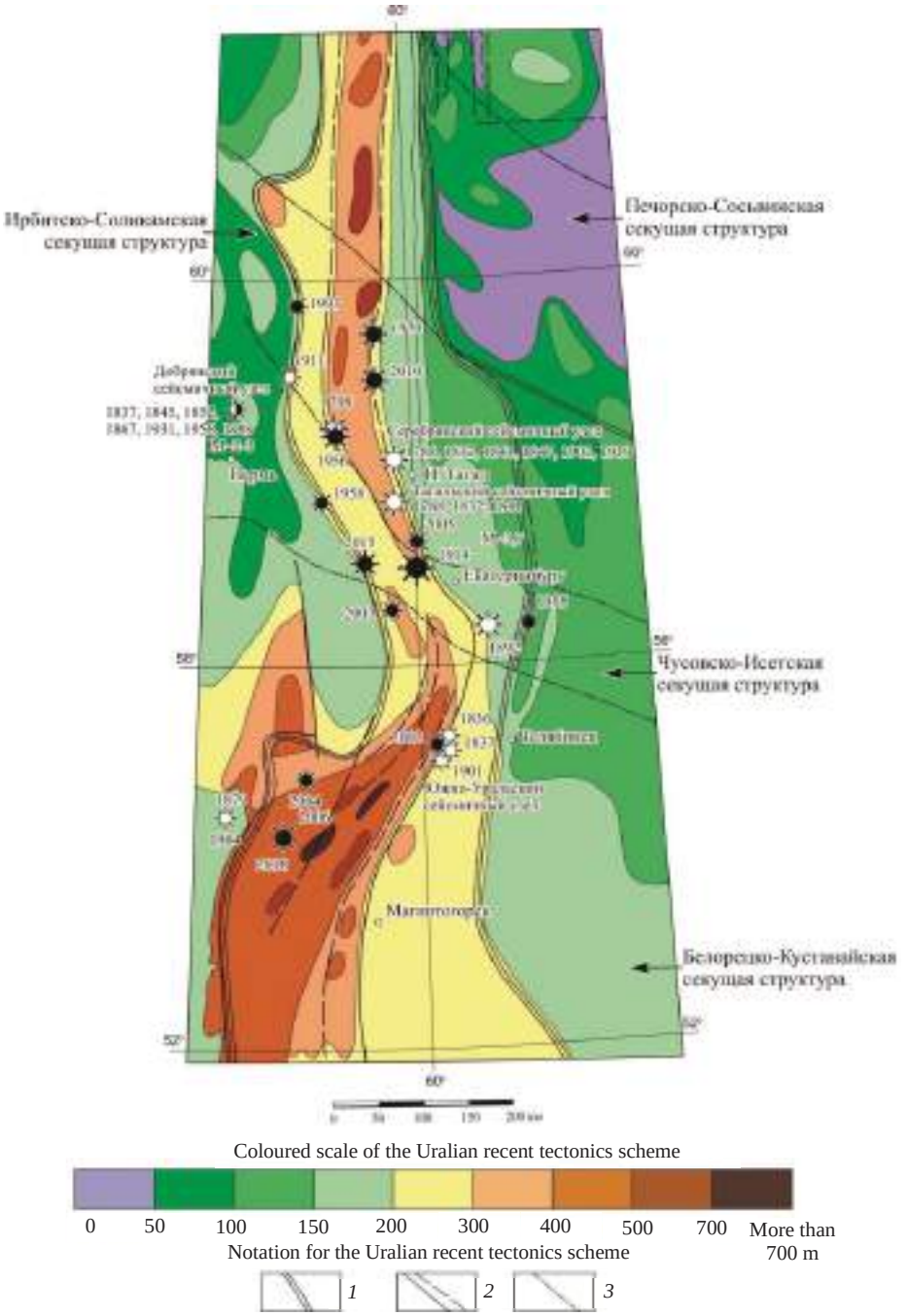



Fig. 1. The scheme of the recent tectonics of the Urals (according to Trifonov V. P., 1969) with the epicenters of sensible earthquakes (according to Guliaev A. N., 2018):
*1* – the border between the orogen area of the Urals and the Russian plate (in the west) and the West Siberian Platform (in the east); *2* – recent and revived tectonic faults (established and assumed); *3* – the borders of the main through (cross) structures

Рис. 1. Схема новейшей тектоники Урала (по Трифонову В. П., 1969 г.) с вынесенными эпицентрами ощутимых землетрясений (по А. Н. Гуляеву, 2018 г.):
*1* – граница между орогенической областью Урала и Русской платформой (на западе) и Западно-Сибирской плитой (на востоке); *2* – новейшие или омоложенные тектонические разрывы (установленные и предполагаемые); *3* – границы главнейших сквозных (секущих) структур

basement forming the azimuthal unconformity with submeridional Paleozoic geological-tectonic structures [4, 12]. The concurrence of the direction of the earth's surface recent submersion regional zone and the extent of the pre-Riphean basement structures can testify to the fact that recent tectonic processes in ancient horizons develop inheriting the structures of the "pre-Urals" cycle of development [1].

In the velocities field of the recent vertical crustal movements (RVCM), the region of the Middle Ural seismodomen is characterized by relatively increased velocities of the earth's surface submersion from 4–6 to 8–10 mm per year amid the field of lower submersion velocities of the earth's surface from 1–2 to 3–4 mm per year in the remaining part of the Urals and the adjacent parts of the East European Platform and the West Siberian Plate [11]. The existence of the above-mentioned zones of recent crustal submersions with relatively increased velocities can testify to the presence of the zones of recent subhorizontal stretching underneath them within the deep horizons of the earth's crust of the Middle Urals. The schemes of similar setting are represented in [13]. Crustal deformation as a result of the subhorizontal stretching within deep horizons and the submersion of the earth's surface accompanied by the processes of subsoil degassing can be the reason for sensible earthquakes in the Middle Urals. The research [14] reports the significant role of the process of subsoil degassing in natural seismic phenomena.

Within the structures of the recent Uralian orogen the epicenters of the sensible earthquakes are timed to the western and eastern periphery of its most uplifted part – the axial zone (fig. 1) which corresponds to the area of the Riphean-Vendian Central-Uralian uplift. At that, the major part of the Middle Ural seismodomen sensible earthquakes epicenters is timed to the Middle Ural section of the submeridian Paleozoic Main Uralian Deep Fault (MUDF) which divides the Riphean-Vendian Central-Uralian uplift area situated west of it, composed of metamorphic rocks of the pre-Paleozoic age and Tagil-Magnitogorsk trough situated east of it, composed of volcanogenic and volcanogenic sedimentary rocks of the early and middle Paleozoic age (fig. 2). To the axial zone of the Middle Ural section of MUDF and to the zone of its geodynamic influence the epicenters of the following earthquakes are timed (citation from the south to the north):

– earthquakes of the South Uralian (Zlatoust-Miass-Kyshtym) seismic knot in the region of the cities of Miass and Zlatoust in 1836–1837, 1901, 2002; magnitude is rated from 2.5 to 3.5 [8];

– earthquakes of Bilimbai seismic knot in the region of the cities of Pervouralsk and Revda in 1914, 2005, 2015; magnitudes are rated from 3.5 to 4.5–5.0 of Bilimbai earthquake on the 17th August, 1914, which has been the strongest earthquake in the Urals [8];

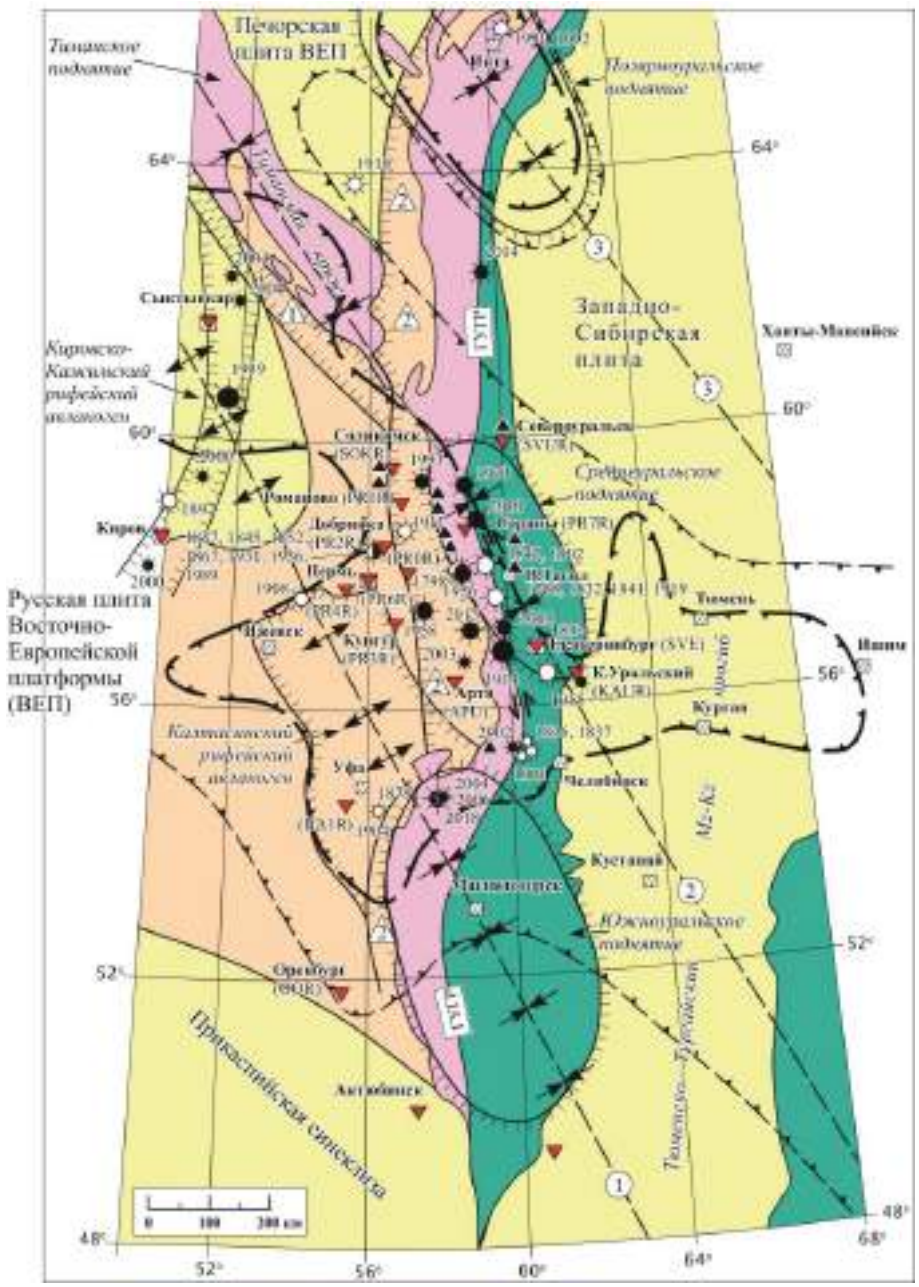
– earthquakes in the region of Tagil seismic knot in 1788, 1832, 1841, 1919 in the vicinity of Nizhny Tagil city; magnitude is rated from 3.0 to 4.0 [8];

– earthquakes in the region of Serebryanka seismic knot in the region of Kushva town and in valley of the Serebryanka river in 1847, 1902; magnitude is rated from 3.5 to 4.5 [8];

– Katchkanar earthquake in 2010 in the region of Katchkanar town, magnitude of which is rated as 4.7 [15];

– earthquake of 1970 in the region of Pavda settlement, magnitude of which is rated as 4.0 [8].

The Middle Ural fault of MUDF can be an element of the axial zone and the zone of geodynamic influence of Timan-Kokshetau trans-orogen structure of the pre-Riphean basement [20] possessing the character of a linear uplift, to the axial zone of which Timan and Middle Ural local Paleozoic uplifts are timed (fig. 2). There is a possibility that in the Paleozoic Era shear crustal deformations could occur in the Middle Ural




① The axis of Bashkiro-Ulutavsky trans-orogen structure

② The axis of Timan-Kokshetau trans-orogen structure

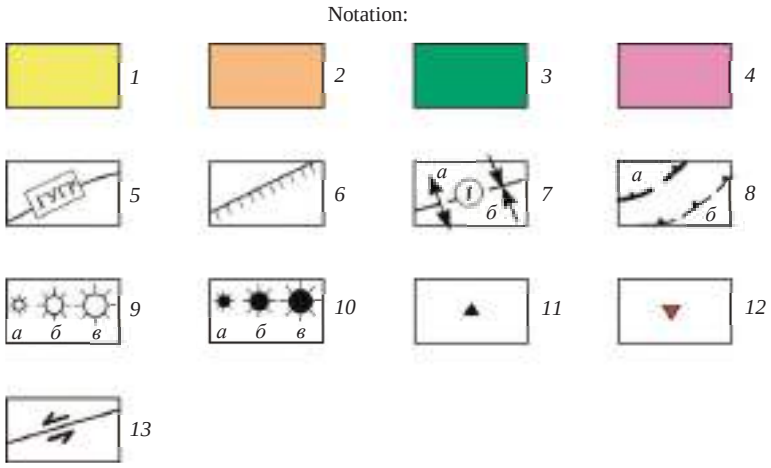
③ The axis of Intinsky trans-orogen structure

△1 The zone of the Late Vendian pre-Timan trough

△2 The zone of the Late Paleozoic pre-Uralian trough

Fig. 2. The scheme of seismotectonics of the Urals (prepared by Guliaev A.N., the Institute of Geophysics UB RAS, 2018, computer graphics by Arzamastseva N. V.)

Рис. 2. Схема сейсмотектоники Урала (составил А. Н. Гуляев, Институт геофизики УрО РАН, 2018 г., компьютерная графика Н. В. Арзамасцевой)




*1* – the areas of developing sedimentary mantle of the Mesozoic-Cenozoic age within the boundaries of EEP and West Siberian Platform; *2* – areas of developing Paleozoic deposits of the platform mantle of the East European Platform; *3* – areas of outcrops of Paleozoic-aged dislocated rocks of the Uralian-Siberian Paleozoic geosyncline to the earth's surface; *4* – areas of developing dislocated rocks of Paleozoic and pre-Paleozoic age and the pre-Riphean basement of the eastern part of EEP; *5* – axial zone of the Main Uralian Deep Fault; *6* – the borders of the assumed local uplifts of the surface of pre-Paleozoic rocks (ripples outwards), Riphean aulacogens, and submontane troughs (ripples inwards); *7* – the axes of the assumed trans-orogen zones of subhorizontal stretching (*а*) and contraction (*б*) in the earth's surface; *8* – the outlines of the area of recent submersions of the earth's surface with the relatively increased velocities from 4–6 to 8–10 mm per year (a) and the outlines of the local zone of recent submersions of the earth's surface with the velocities of 1–4 mm per year (*б*); *9* – the epicenters of natural earthquakes by macroseismic descriptions in the materials of archive documents with magnitude 2.0–2.,5 (*а*); 3.0–3.5 (*б*); from 4.0–4.5 to 5.0 (*в*); *10* – the epicenters of natural earthquakes according to the data from the seismic monitoring stations with magnitude 2.0–2.5 (*а*); 3.0–3.5 (*б*); from 4.0–4.5 to 5.0 (*в*); *11* – the sites of strong rock bumps and natural-technogenic earthquakes; *12* – seismological stations of the Ural seismological network; *13* – the zone of assumed Paleozoic shearing deformations at the Middle Ural section of MUDF

*1* – области развития чехла отложений мезозойско-кайнозойского возраста в пределах ВЕП и Западно-Сибирской плиты; *2* – области развития палеозойских отложений платформенного чехла Восточно-Европейской платформы; *3* – области выходов на земную поверхность дислоцированных пород палеозойского возраста Урало-Сибирской палеозойской геосинклинали; *4* – области развития дислоцированных пород палеозойского и допалеозойского возраста и дорифейского фундамента восточной части ВЕП; *5* – осевая зона Главного Уральского глубинного разлома; *6* – границы предполагаемых локальных поднятий поверхности допалеозойских пород (зубчики наружу контура), рифейских авлакогенов и предгорных прогибов (зубчики внутрь контура); *7* – оси предполагаемых трансорогенных зон субгоризонтального растяжения (*а*) и сжатия (*б*) в земной коре; *8* – контуры области современных погружений земной поверхности с относительно увеличенными скоростями от 4–6 до 8–10 мм в год (*а*) и контуры региональной зоны современных погружений земной поверхности со скоростями 1–4 мм в год (*б*); *9* – эпицентры природных землетрясений по макросейсмическим описаниям в материалах архивных документов с магнитудой событий 2,0–2,5 (*а*); 3,0–3,5 (*б*); от 4,0–4,5 до 5,0 (*в*); *10* – эпицентры природных землетрясений по данным станций сейсмического мониторинга с магнитудой событий 2,0–2,5 (*а*); 3,0–3,5 (*б*); от 4,0–4.5 до 5,0 (*в*); *11* – места сильных горных ударов и природно-техногенных землетрясений; *12* – сейсмологические станции Уральской сейсмологической сети; *13* – зона предполагаемых палеозойских сдвиговых деформаций на Среднеуральском участке ГУГРа

fault of MUDF [17]. It is possible that the above-mentioned deformations could be caused by the interaction between the Russian Plate of EEP and the Uralian orogen [10]. It can be assumed that these tectonic processes happened in the contemporary history and continue at the modern stage but with considerably lower velocities causing small rare sensible earthquakes.

In the region west of the Urals the epicenters of sensible earthquakes are timed to Perm arch (high) of the East European Platform (EEP) basement, as well as to the Middle Ural parts of the Late Paleozoic pre-Uralian trough and Paleozoic West Uralian zone of orogeny and overthrusts (fig. 2).

The sensible earthquakes of Dobryanka seismic knot in 1837, 1845, 1852, 1867, 1908, 1911, 1931, 1956, and 1989 are timed to Perm arch (high) of EEP basement [8]. Magnitude are rated as 2.0–3.0, the intensity of shakes from 3.0 to 5.0 on the MSK-64 scale. Karst-depression nature of these earthquakes is not excluded [9].

To the Middle Uralian part of the Paleozoic pre-Uralian trough and to the West Uralian zone of orogeny and overthrusts the following natural seismic events are timed (citation from the south to the north):

– earthquakes of 1879 and 1904 with the epicenters situated approximately within 20–30 km southwest of Ufa, quakes intensity about 3 on the MSK-64 scale, magnitude is rated as 2.5 [8]; the nature of these earthquakes may be of karst-depression [9];

– earthquakes of 2004 in the region of Katav-Ivanovsk town; quakes intensity 3–4 on the MSK-64 scale, magnitude is rated as 2.1–2.8 [18];

– earthquake of 2003 within the boundaries of Sabarsky Uval, with the epicenter situated approximately within 20 km north of Arti settlement, magnitude is rated as 2.0–2.5, quakes intensity 2.5 on the MSK-64 scale [18];

– earthquake of 2015 in the vicinity of the railway stations of Sabik and Sarga, magnitude is rated as 4.0 (from 3.5 according to the data from the geophysical observatory Arti of the Institute of Geophysics UB RAS to 4.7 according to the data from the Institute of Mining UB RAS), quake intensity in the epicenter – 5 on the MSK-64 scale [19];

– earthquake of 1798 г., an epicenter could presumably be situated in the vicinity of Kyn settlement on the river Chusovaya, quakes intensity is rated as 4.5 on the MSK-64 scale [8];

– earthquakes of 1911 with epicenters in the vicinity of Tihaya village, Milkova village on the river Kosva, magnitude 3.0, quakes intensity is rated as 5 [8]; karst-depression nature of these events is possible;

– earthquake of 1993 with an epicenter in the vicinity of Berezniki town, magnitude 3.2, quake intensity 4, presumably of natural-technogenic nature [8].

Apart from the natural earthquakes, the Urals experiences sensible seismic events of natural-technogenic character, namely, rock bumps in mines carrying out the exploitation of mineral deposits using underground mine workings, and natural-technogenic earthquakes occurring as a result of geodynamic events in underground mine workings (rockfalls, depressions, fractures) [20, 21]. Due to the relatively shallow depth of the focuses of seismic events of natural-technogenic character (about dozens and hundreds of meters), they are hazardous mainly for underground mining workings of a functioning mining enterprise and its personnel, but not for the neighboring settlements. In this regard they are similar to karst-depression earthquakes. In general, rare small Uralian natural earthquakes are not hazardous for mine workings of mining enterprises.

**Results application area.** The results of the given work can be of help in the course of seismic zoning of the Ural territory, as well as when planning accommodation and when designing engineering facilities within the Ural region.

**Conclusions.** Geological-tectonic crustal and subsoil activity in the Urals at the modern stage is low and of platform type. It manifests itself in rare and weak seismicity

of the region, and low amplitude recent vertical crustal movements. Due to rare and weak seismicity of the Urals, local sensitive earthquakes are not hazardous for engineering structures and human life.

Uralian sensible earthquakes epicenters concentration area, the Middle Ural seismodomen, is timed to the knot of intersection (interference) of submeridian recent Uralian orogen and the local zone of recent submersions of the earth's surface of the north-western direction which can be the manifestation of a large zone of subhorizontal crustal stretching within it deeper horizons.

The epicenters of sensible earthquakes of the Middle Ural seismodomen are timed to the south-western and western periphery of the Middle Ural section of the Late Vendian Central-Uralian uplift. In the area of the south-western periphery of this structure they are timed to the zone of pre-Uralian trough and West-Uralian zone of orogeny and overthrusts, and in the area of the eastern periphery – to the axial zone and to the zone of geodynamic influence of the Middle Ural section of submeridian Paleozoic Main Uralian Deep Fault.

REFERENCES

1. *USSR geology*. Moscow: Nedra Publishing; 1969; 12 (1; 2): 304. (In Russ.)
2. *USSR geology*. Moscow: Nedra Publishing; 1969; 12 (1; 1): 723. (In Russ.)
3. Sigov A. P., Sigov V. A. (ed.) *Recent tectonics of the Urals*. Saratov: Saratovskii un-t Publishing; 1975; 5: 104. (In Russ.)
4. Puchkov V. N. *Geology of the Urals and Cisurals (current issues of stratigraphy, tectonics, geodynamics, and metallogeny)*. Ufa: IG UFA RAS Publishing; 2010: 279. (In Russ.)
5. Nesmeianov S. A. *Introduction to engineering geotectonics*. Moscow: Nauchnyi mir Publishing; 2004: 214. (In Russ.)
6. Kononenko I. I. et al. *Recent geodynamics of the Urals*. Sverdlovsk: UB AS USSR Publishing; 1990: 93. (In Russ.)
7. Veis-Ksenofontova Z. G., Popov V. V. Regarding the problem of seismic characteristics of the Urals. In: *Proceedings of Seismological Institute of AS USSR*; 1940; 104: 12. (In Russ.)
8. Stepanov V. V., Godzikovskaia A. A., Lomakin V. S., et al. (eds.) *Earthquakes of the Urals and the strongest earthquakes of adjoining territories of Western Siberia and Western European platform*. Moscow: TsSGNEO; 2002: 135. (In Russ.)
9. Kashubin S. N. et al. *Earthquake activity and seismic zoning of the Ural region*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2001: 1234. (In Russ.)
10. Guliaev A. N. Detailed seismic zoning of the Urals central part. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*. 2015; 6: 103–112. (In Russ.)
11. Guliaev A. N. Earthquake activity and seismic zoning of the Urals. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*. 2016; 6: 116–124. (In Russ.)
12. Budanov N. D. *Hydrogeology of the Urals*. Moscow: Nedra Publishing; 1964: 304. (In Russ.)
13. Romashev A. N. *The Earth: tectonophysics and evolution*. Moscow: URSS Publishing; 2003: 261. (In Russ.)
14. Osika D. G., Cherkashin V. I. *Energetics and fluid dynamics of the earthquake activity*. Moscow: Nauka Publishing; 2008: 243. (In Russ.)
15. Diagilev R. A., Verkholantsev F. G., Golubeva I. V. Catchakanar earthquake on 29th March 2010 (the Middle Urals). In: *Earthquakes of the North Eurasia 2010: collected works*. Obninsk; 2016. p. 336–346. (In Russ.)
16. Kuzmenko E. E. *Historical geology and geology of the USSR*. Moscow: Nedra Publishing;1980: 279. (In Russ.)
17. Pliusnin K. P. Evolution of kinematics and the determination of the age of the Uralian ruptured structures. In: *Ruptures of the Ural earth's crust and the methods of their investigation*. Sverdlovsk: USC AS USSR Publishing; 1983. p. 12–23. (In Russ.)
18. Sharov N. V. et al. (ed.) Earthquakes and micro earthquake activity within the problems of modern geodynamics of Western European platform. In: *Book 1. Earthquakes*. Petrozavodsk; 2007. p. 380. (In Russ.)
19. Guseva N. S. The analysis of macro seismic effects of the earthquake of the 18th October 2015 at the Middle Urals. In: *17th Youth Scientific School of Geophysics: proceedings*. Ekaterinburg; 2016. p. 74–77. (In Russ.)
20. Zubkov A. V. *Geomechanics and geotechnology*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2001: 333. (In Russ.)
21. Sashurin A. D. The role of recent geodynamics in the development of natural-technogenic catastrophes in the sphere of the subsoil use. In: *Geomechanics in mining: Proceedings of the Science And Technology Conference*. Ekaterinburg; 2009. p. 158–164. (In Russ.)

Received 28th June, 2018

**Information about authors:**

**Aleksandr N. Guliaev** – senior researcher of the Institute of Geophysics UB RAS. E-mail: usc_alex@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-42-51

# Сейсмотектоника Урала

**Гуляев А. Н.**[1]
[1] Институт геофизики Уральского отделения РАН, Екатеринбург, Россия.

***Реферат***

***Введение.*** *Земная кора Урала, пережившая в допалеозойское и палеозойское время эпоху геосинклинального развития с активно протекавшими тектоническими и вулкано-магматическими процессами, в мезозойско-кайнозойское время пережила эпоху платформенного развития, завершившегося в период новейшей тектонической активизации формированием новейшего Уральского эпиплатформенного орогена, возникшего в западной части разрушенного процессами денудации Уральского палеозойского горно-складчатого сооружения. Новейший Уральский ороген наследует основные черты строения палеозойского горно-складчатого сооружения. На современном этапе в пределах и в окрестностях новейшего Уральского горного пояса отмечаются редко происходящие ощутимые землетрясения силой от 3–4 до 5–6 баллов по шкале MSK-64, а также горные удары и природно-техногенные землетрясения на горнорудных предприятиях, ведущих отработку месторождений полезных ископаемых подземными горными выработками.*

***Целью работы*** *является оценка связи проявлений современной сейсмичности и разновозрастной тектоники Уральского региона.*

***Методика исследования*** *заключалась в оценке положения эпицентров ощутимых землетрясений относительно геолого-тектонических структур новейшего, палеозойского и допалеозойского возраста, а также относительно элементов морфологии поля современных вертикальных движений земной коры.*

***Результаты.*** *Сделано заключение, что наибольшей сейсмической активностью характеризуется земная кора Среднего Урала в области интерференции субмеридионального Уральского горного пояса и зоны современных погружений земной поверхности с относительно увеличенными скоростями, имеющей северо-западное направление, соответствующее направлению структур дорифейского фундамента.*

***Область применения результатов.*** *Результаты данной работы могут быть полезны при выполнении работ по сейсмическому районированию территории Урала, при планировании размещения и при проектировании в пределах Уральского региона инженерных объектов.*

***Ключевые слова:*** *новейший ороген; горный пояс; ощутимые землетрясения; горные удары; сейсмичность; дорифейский фундамент; сейсмодомен; сейсморайонирование.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Геология СССР. Т. XII, ч. 1, кн. 2. М.: Недра, 1969. 304 с.
2. Геология СССР. Т. XII, ч. 1, кн. 1. М.: Недра, 1969. 723 с.
3. Новейшая тектоника Урала. Т. V / под ред. А. П. Сигова, В. А. Сигова. Саратов: Саратовский ун-т, 1975. 104 с.
4. Пучков В. Н. Геология Урала и Приуралья (актуальные вопросы стратиграфии, тектоники, геодинамики и металлогении). Уфа: ИГ УНУ РАН, 2010. 279 с.
5. Несмеянов С. А. Введение в инженерную геотектонику. М.: Научный мир, 2004. 214 с.
6. Современная геодинамика Урала / И. И. Кононенко и [др.]. Свердловск: УрО АН СССР, 1990. 93 с.
7. Вейс-Ксенофонтова З. Г., Попов В. В. К вопросу о сейсмической характеристике Урала. Труды Сейсмологического института АН СССР. 1940. № 104. 12 с.
8. Землетрясения Урала и сильнейшие землетрясения прилегающих территорий Западной Сибири и Восточно-Европейской платформы / В. В. Степанов и [др.]. М.: ЦСГНЭО, 2002. 135 с.
9. Сейсмичность и сейсмическое районирование Уральского региона / С. Н. Кашубин и [др.]. Екатеринбург: УрО РАН, 2001. 1234 с.
10. Гуляев А. Н. Детальное сейсмическое районирование центральной части Уральского региона // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 6. С. 103–112.
11. Гуляев А. Н. Сейсмичность и сейсмическое районирование Урала // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 6. С.116–124.
12. Буданов Н. Д. Гидрогеология Урала. М.: Недра, 1964. 304 с.
13. Ромашев А. Н. Планета Земля: тектонофизика и эволюция. М.: УРСС, 2003. 261 с.
14. Осика Д. Г., Черкашин В. И. Энергетика и флюидодинамика сейсмичности. М.: Наука, 2008. 243 с.
15. Дягилев Р. А., Верхоланцев Ф. Г., Голубева И. В. Качканарское землетрясение 29.03.2010 г. (Средний Урал) // Землетрясения Северной Евразии 2010: сб. статей. Обнинск, 2016. С. 336–346.

16. Кузменко Е. Е. Историческая геология и геология СССР. М.: Недра, 1980. 279 с.
17. Плюснин К. П. Эволюция кинематики и определение возраста разрывных структур Урала // Разломы земной коры Урала и методы их изучения. Свердловск: УНЦ АН СССР, 1983. С. 12–23.
18. Землетрясения и микросейсмичность в задачах современной геодинамики Восточно-Европейской платфомы. Кн. 1. Землетрясения / под ред. Н. В. Шарова и [др.]. Петрозаводск, 2007. 380 с.
19. Гусева Н. С. Анализ макросейсмических эффектов землетрясения 18 октября 2015 г. на Среднем Урале // XVII Уральская молодежная научная школа по геофизике: сб. матер. Екатеринбург, 2016. С. 74–77.
20. Зубков А. В. Геомеханика и геотехнология. Екатеринбург: УрО РАН, 2001. 333 с.
21. Сашурин А. Д. Роль современной геодинамики в развитии природно-техногенных катастроф в сфере недропользования // Геомеханика в горном деле: докл. науч.-техн. конф. Екатеринбург, 2009. С. 158–164.

Поступила в редакцию 28 июня 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Гуляев Александр Николаевич** – старший научный сотрудник Института геофизики УрО РАН. E-mail: usc_alex@mail.ru

**Для цитирования:** Гуляев А. Н. Сейсмотектоника Урала // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 42–51.
**For citation:** Guliaev A. N. Seismotectonics of the Urals. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 42–51.

УДК 551.24+550.83 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-52-59

# О подобии и иерархии тектонических структур

**Филатов В. В.[1], Болотнова Л. А.[2]**
[1] Владимирский государственный университет
(Россия, г. Владимир, ул. Горького, 87)
[2] Уральский государственный горный университет
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30)

***Реферат***

***Предмет и цель работы.*** *Особое место среди большого разнообразия структурно-тектонических элементов земной коры принадлежит разрывным нарушениям различных рангов и типов. Они образуются тогда, когда напряжения превышают пределы прочности геологической среды на сжатие, растяжение или сдвиг. Поэтому изучение разрывных нарушений как в геологическом, так и в физическом отношении невозможно без знания закономерностей разрушения твердых тел применительно к изучению закономерностей образования тектонических структур.*

***Методология.*** *Аналитический обзор и обобщение результатов деформирования образцов горных пород, различных динамических явлений (землетрясения, горные удары и др.), тектонических нарушений различных рангов.*

***Результаты.*** *Важнейшей закономерностью образования тектонических нарушений является их подобие на различных масштабных уровнях и, как следствие, иерархичность. В качестве примера этой закономерности рассмотрена ортогональная система глубинных разломов Урала. Доказано, что глубинные разломы различных рангов формируют вытянутые в меридиональном направлении блоки прямоугольной формы, размеры которых образуют геометрическую прогрессию с показателем, равным двум.*

***Выводы.*** *Закономерности тектонической делимости геологической среды являются основанием для их использования при картировании разломных структур различных рангов (особенно высоких) в закрытых районах с помощью площадных высокоточных геофизических измерений.*

***Ключевые слова:*** *тектонические структуры; подобие; иерархичность; естественное поле напряжений; геофизические поля.*

**Введение.** Из большого количества работ, посвященных проблеме подобия и иерархии тектонических структур следует прежде всего выделить статью А. Н. Колмогорова «О логарифмически нормальном законе распределения частиц при дроблении» [1]. В этой статье впервые теоретически показано, что при разрушении твердых тел зависимость $N = f(L)$, где $N$ – количество частиц, образующихся при разрушении; $L$ – произвольный размер частицы, является линейной в билогарифмической системе координат $\lg N$, $\lg L$. Это свидетельствует о том, что разрушение твердых тел подчиняется закону подобия, а следовательно, фрагменты раздробленных объектов должны образовывать иерархические последовательности.

**Методика проведения исследований.** Теоретические результаты о закономерности разрушения твердых тел подтверждаются данными, полученными при изучении разрывных нарушений [2–12], из которых следует, что земная кора расчленена системами ортогональных разрывов и разломов различных рангов на блоки, размеры которых изменяются от нескольких сантиметров до десятков, сотен и тысяч километров. При изучении планетарной трещиноватости [3] и систем разломов Внутренней Азии и сопредельных территорий [6] установлено, что формирование разломов разного ранга совершалось по единому закону [13], что процесс разрушения мало зависит от вещественного состава пород, что подчи-

ненную роль играют и структурные элементы. Так, например, простирание планетарной трещиноватости едино и в платформенных, и в складчатых областях.

Результаты изучения соотношений между длинами разломов различных рангов и расстояниями между ними, длинами разломов и их числом показало, что расстояние между разломами и числом блоков, на которые разделена земная кора, описывается гиперболической зависимостью, т. е. линейной в билогарифмическом масштабе [14]. Статистический анализ микродеформаций образцов различных пород показал, что картина их распределения как по совокупности площадок в пределах одного образца, так и по множеству образцов одной породы подобна [15]. Корреляционная зависимость между коэффициентом делимости геологической среды и коэффициентом затухания трещиноватости в зонах влияния тектонических нарушений является гиперболической [16].

В [17] описаны результаты прямых и косвенных измерений блоков, на которые делится среда в естественных и искусственных процессах ее деформирования: реологический взрыв, измельчение торфа, протравливание кварца, дробление пород подземными взрывами, разрыхление пород взрывами в карьерах, измерение неоднородностей пород сейсмическим методом при строительстве ГЭС, определение блоков земной коры, сейсмоакустическое зондирование геологической среды и др. Анализ результатов этих исследований показал, что геологическая среда имеет иерархическую структуру, что «в природе существует некоторая общая причина, вызывающая появление преимущественных величин в распределении блоков по размерам. По отношению к этой причине свойства материала или способ образования отдельностей играют подчиненную роль … процесс расчленения среды на отдельности имеет общий характер» [17, с. 50–52].

Этот «общий характер» есть проявление закона подобия при деформировании твердых тел вообще или в геологическом плане – в образовании разрывных нарушений и блоков, границами которых служат эти разрывные нарушения.

Разрывные нарушения образуются под действием напряжения. Естественное поле напряжений земной коры представляет собой суперпозицию остаточных напряжений и напряжения, обусловленного физическими полями Земли, главным образом полем силы тяжести. На закономерности пространственно-временного изменения естественного поля напряжений оказывает влияние взаимодействие слагающих кору структурно-тектонических элементов – блоков.

Остаточные или палеонапряжения обусловлены свойством твердых тел накапливать в себе упругую энергию и сохранять ее, т. е. находиться в равновесии в течение длительного промежутка времени при отсутствии нагрузок на поверхностях, ограничивающих тела. Эти напряжения называются структурными [18]. Структурно-тектонические элементы коры связаны между собой. Благодаря этим связям и возникают структурные напряжения как несоответствие «между фиксированной структурой тела и его термодинамическим состоянием» [18, с. 48]. Поэтому структурные напряжения возникают на любом иерархическом или масштабном уровне: и на микроструктурном, и на уровне планетарных геологических объектов, т. е. структурные напряжения, как и блоки коры, образуют иерархические системы.

Напряжения, источниками которых служат силовые поля Земли, проявляются в разнообразных характеристиках сейсмических явлений. Изучение землетрясений показывает, что в пространственной и энергетической характеристиках сейсмического процесса тоже наблюдается иерархичность [17]. Из зависимости между размерами очага землетрясения и его энергией следует, что процесс разрушения горных пород в очаге является подобным [19]. Данные, приведенные на рис. 1, свидетельствуют об иерархичности современных полей напряжений для динамических явлений различного масштаба.

Реальность существования иерархических систем полей палео- и современных напряжений установлена многими исследователями при изучении геологических и геофизических данных, анализе результатов непосредственных измерений напряжений, при выполнении физического и математического моделирования различных динамических явлений [20–23]. Физической основой иерархичности полей напряжений служит иерархическое строение геологической среды. Отсюда следует ряд важных в методическом отношении выводов:

– масштаб решаемой структурно-тектонической задачи должен отвечать рангу естественного поля напряжения;

– главные направления (оси) напряжения полей высшего и низшего рангов связаны между собой;

– смещения (горизонтальные, вертикальные, восходящие, нисходящие) по разрывным нарушениям различного ранга происходят под действием напряжений соответствующего ранга.

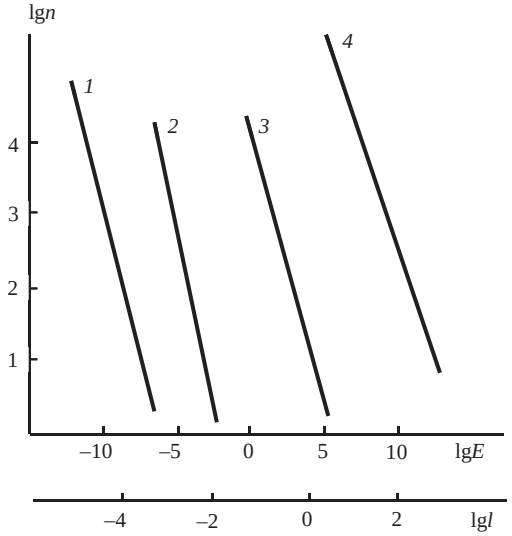



Рис. 1. Повторяемость *n* выделения упругой энергии *E* для акустических сигналов при деформировании образцов гранита – *1*; при разрушении целика – *2*; при горных ударах в горных выработках СУБРа – *3*; при землетрясении в районе Нурекской ГЭС – *4*; *l* – длина разрывного нарушения (по Куксенко В. С. [12])

Fig. 1. Recurrence of *n* releases of *E* strain energy for acoustic signals at the deformation of granite samples – *1*; at pillar destruction – *2*; at rock bumps in mine workings of the North Ural Bauxite Mine – *3*; during the earthquake in the region of Nureksky HPS – *4*; *l* – the length of the disjunctive disturbance (according to Kuksenko V. S. [12])

Выявлять поля напряжений различных рангов можно либо путем осреднения результатов их измерения, либо путем изучения характеристик этих полей методами с различной величиной базы измерений. Второй подход изучения полей напряжений реализуется путем измерения и анализа геофизических полей [25, 26], которые дают интегральную характеристику значительных объемов земной коры.

**Результаты работы.** Изучены подобие и иерархичность тектонических структур на различных масштабных уровнях как для всей Уральской складчатой системы, так и для отдельных ее районов [25–27].

На рис. 2 показан фрагмент схемы ортогональной системы (меридиональной и широтной) глубинных разломов земной коры Приуралья и Западного Урала, поскольку именно эта система наиболее отчетливо картируется в геофизических полях – гравитационном и магнитном.

Крупнейшим глубинным разломом (ГР) меридиональной системы Урала является Главный Уральский разлом, принятый авторами за начало ранговой делимости земной коры. Это ГР первого ранга (рис. 2, *1*). Этот разлом разделяет Уральскую складчатую область (УСО) на мио- и эвгеосинклинальную зоны; многие исследователи [21] отождествляют с разломом границу между фундаментом платформы на западе и переработанным основанием УСО и земной коры в целом – на востоке. К этому же рангу отнесен и ГР *3*, который отделяет Волго-Уральскую антеклизу на западе от восточного склона Русской плиты и примыкающей к ней миогеосинклинальной зоны Среднего и Южного Урала. Расстояние между ГР *1* и *3* составляет около 300 км.

Таким образом, меридиональные ГР *1* и *3,* образующие систему первого ранга, контролируют крупнейшие структурно-тектонические элементы строения верхней части земной коры. Образовавшись в верхнепротерозойское время, они продолжили развиваться в палеозойское и более позднее время.

Меридиональный ГР *2* отнесен ко второму рангу. Его структурное значение наиболее отчетливо проявилось в Приуралье. ГР *2* является западной границей Предуральского прогиба на Среднем и Северном Урале и восточной границей прогиба на Южном Урале. Расстояние между ГР первого и второго рангов оценено (с запада на восток) соответственно в 125 и 175 км, т. е. в среднем около 150 км, что вдвое меньше среднего расстояния между ГР первого ранга.

Стабильной по межразломным расстояниям является и система ГР широтной ориентировки с номерами 11–25. По структуро-образующей роли они классифицируются как три ранга: ГР первого ранга – 11, 15, 19, 23, расстояния между которыми в среднем равны около 590 км; ГР второго ранга – 13, 17, 21, 25, расстояния между которыми равны

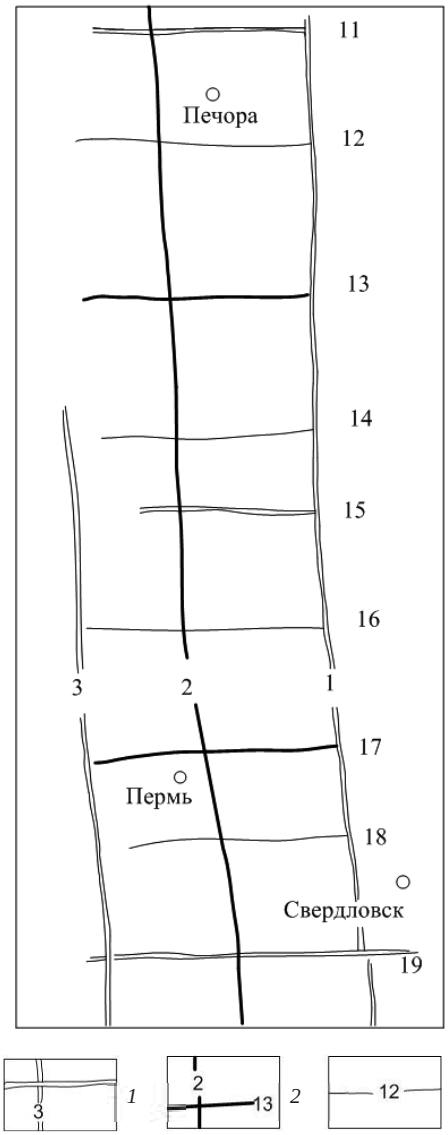



Рис. 2. Фрагмент схемы ортогональной системы глубинных разломов и блоковой делимости земной коры Приуралья и Западного Урала:
*1* – глубинные разломы первого ранга и их номера;
*2* – глубинные разломы второго ранга и их номера;
*3* – глубинные разломы третьего ранга и их номера. Масштаб схемы 1: 10000000

Fig. 2. A fragment of the scheme of Cisurals and the West Urals earth's crust deep faults and blocky divisibility orthogonal system:
*1* – deep faults of the first rank and their numbers;
*2* – deep faults of the second rank and their numbers;
*3* – deep faults of the third rank and their numbers. Scheme scale 1: 10000000

в среднем 303 км; ГР третьего ранга – 12, 14, 16, 18, 20, 22, 24, которые делят расстояния между ГР первого и второго рангов примерно пополам; так что среднее расстояние между ГР всех рангов оценивается в 140 км.

Из результатов ранжирования ГР и анализа межразломных интервалов следует, что среднее расстояние между ГР первого и второго рангов меридиональной системы составляет 300 и 150 км; между ГР первого, второго и третьего рангов широтной системы – 590, 303 и 140 км. Таким образом, в распределении расстояний между ГР различных рангов существует закономерность, заключающаяся в том, что величина расстояния между ними подчиняется геометрической прогрессии с показателем, близким двум, т. е. ГР и ограниченные ими блоки образуют иерархическую последовательность, причиной которой служит иерархия естественного поля напряжений Земли, а ГР высоких рангов формируются на середине расстояния между ГР более высоких рангов.

**Анализ и обсуждение результатов.** Блоки земной коры, ограниченные системами ГР, имеют в плане форму прямоугольников, вытянутых в меридиональном направлении: разломы первого ранга образуют блоки размером 590 × 300 км, второго ранга – 303 × 150 км, третьего ранга (если бы удалось выявить ГР этого ранга) – вероятно, 140 × 70 км, т. е. блоки земной коры являются подобными, вложенными друг в друга.

Данные о закономерностях делимости земной коры установлены для многих районов. Отклонение от рассмотренной закономерности обусловлено объективными и субъективными факторами. К объективным факторам следует отнести вероятностную природу разрушения твердых тел [1] и влияние местных условий разломообразования. Например, блоки земной коры в пределах Украинского кристаллического щита изометричные, имеющие форму ромбов [28]; блоки в пределах Уральской складчатой системы в плане прямоугольные. Причина в том, что Украинский щит изометричен в плане, а Уральская складчатая система сильно вытянута в меридиональном направлении. Примером ромбической формы блоков служит Биргильдинско-Томинская рудная зона, генезис и тектоническая схема которой рассмотрены в работах [26, 27].

**Выводы и область применения результатов.** Субъективный фактор заключается в том, что пока не разработано критериев, позволяющих надежно оценить ранг разлома, а поэтому и нет эталонов, с которыми можно было бы сопоставлять разломы разных рангов. Особенно это касается разломов высоких рангов. Тем не менее это обстоятельство не подвергает сомнению многочисленные фактические данные о том, что тектонические структуры земной коры подобны и образуют иерархические системы. Эта закономерность позволяет изучать их даже при отсутствии четких критериев оценки рангов разломов. Закономерности тектонической делимости геологической среды являются основанием для их использования при картировании разломных структур в закрытых районах с помощью геофизических методов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Колмогоров А. Н. О логарифмически нормальном законе распределения частиц при дроблении // Докл. АН СССР. 1941. Т. 31. № 2. С. 99–101.

2. Введенская И. Е., Спирин Л. Н. Планетарно-тектоническая трещиноватость западной части территории СССР // Геология и полезные ископаемые Пермского Приуралья. Пермь, 1973. С. 90–100.

3. Гамкрелидзе И. П. Планетарная трещиноватость дислоцированных толщ и связанные с ней явления // Геотектоника. 1972. № 6. С.45–54.

4. Долицкий А. В. Реконструкция тектонических структур. М.: Недра, 1978. 150 с.

5. Немец В., Квет Р. Проблемы геологических исследований. Владивосток, 1976. С. 49–56.

6. Тяпкин К. Ф. Изучение разломных и складчатых структур докембрия геолого-геофизическими методами. Киев: Наукова думка, 1986. 168 с.

7. Чебаненко И. И. Теоретические аспекты тектонической делимости земной коры. Киев: Наукова думка, 1977. 83 с.

8. Шаблинская Н. В. Новые данные о глобальной сетке разломов на платформах // Докл. АН СССР. 1977. Т. 237. С. 1159–1162.

9. Шульц С. С. Планетарная трещиноватость. Л.: ЛГУ, 1973. С. 5–37.

10. Лобацкая Р. М. Структурная зональность разломов. М.: Недра, 1987. 128 с.

11. Садовский М. В., Болховитинов Л. Г., Писаренко В. Ф. Деформирование геофизической среды и сейсмический процесс. М.: Наука, 1988. 255 с.

12. Куксенко В. С. Физические причины подобия и выделения упругой энергии при разрушении горных пород на различных масштабных уровнях // Физические основы прогнозирования разрушения горных пород при землетрясениях. М.: Наука, 1987. С. 68–73.

13. Болотнова Л. А., Филатов В. В. Гравиразведка. Тектонофизический анализ гравитационного поля Екатеринбургского мегаполиса: научное издание. Екатеринбург: УГГУ, 2010. 176 с.

14. Шерман С. И. Физические закономерности развития разломов земной коры. Новосибирск: Наука, 1977. 102 с.

15. Рац М. В., Чернышев С. И. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. М.: Недра, 1970. 164 с.

16. Курилов М. Б., Никитин В. Н. Распределение трещин и скоростей упругих волн в зонах влияния тектонических нарушений // Инженерная геология. 1982. № 3. С. 109–116.

17. Филатов В. В., Болотнова Л. А. Гравиразведка. Метод тектонофизического анализа гравитационного поля. Екатеринбург: УГГУ, 2015. 284 с.

18. Пономарев В. С. Структуры самопроизвольного разрушения в горных породах // Физические основы прогнозирования разрушения горных пород при землетрясениях. М.: Наука, 1987. С. 46–57.

19. Физические основы прогнозирования разрушений горных пород при землетрясениях / отв. ред. М. А. Садовский, Г. А. Соболев. М.: Наука, 1987. 128 с.

20. Николаев П. Н. Системный анализ тектонических напряжений и деформаций // Известия вузов. Геология и разведка. 1978. № 5. С. 106–116.

21. Соболев Г. А., Осокина Д. Н. Оценка полей напряжений в сейсмоактивных районах по геофизическим данным // Взаимосвязь геолого-тектонического строения, свойств, структурных особенностей пород и проявлений избыточной напряженности. Апатиты: Кольск. филиал АН СССР. 1985. С. 13–17.

22. Осокина Д. Н. Вопросы изучения иерархической структуры тектонического поля напряжений, критериев выделения полей различных уровней и взаимосвязи между ними на основе моделирования и теоретических расчетов // Экспериментальная тектоника в решении задач теоретической и прикладной геологии: тез. докл. I Всесоюзн. симп. по эксперим. тектонике. Новосибирск, 1982. С.11–12.

23. Вугин Р. Б. Вопросы методологии комплексирования геофизических и тектонофизических исследований при изучении напряженного состояния земной коры // Взаимосвязь геолого-тектонического строения, свойств, структурных особенностей и проявления избыточной напряженности. Апатиты: Кольск. филиал АН СССР, 1985. С. 85–92.

24. Филатов В. В., Болотнова Л. А. Генезис Томинской рудной зоны по геолого-геофизическим данным // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 5. С. 111–118.

25. Stefanov Y., Bakeev R. A., Rebetsky Yu., Kontorovich V. A. Structure and formation stages of a fault zone in a geomedium layer in strike-slip displacement of the basement. Physical Mesomechanics. 2014. Vol. 17. P. 204–215. DOI: 10.1134/S1029959914030059.

26. Tataurova A. A., Stefanov Y. P., Bakeev R. A. Influence of gravity on deformation of blocks in Earthes crust // AIP Conference Proceedings. Proceedings of the International Conference on Advanced Materials with Hierarchical Structure for New Technologies and Reliable Structures 2017 (AMHS'17) (Tomsk, Russia, 9–13 October 2017). 2017. Vol. 1909. No. 1. P. 020217-1–020217-4.

27. Stefanov Yu. P., Bakeev R. A., Rebetsky Yu. L., Kontorovich V. A. Structure and formation stages of a fault zone in a geomedium layer in stick-slip displacement of the base // Physical Mesomechanics. 2013. Vol. 16. No. 5. P. 41–52.

28. Tchalenko J. S. Similarities between shear zones of different magnitudes. Geol. Soc. Am. Bull. 1970. No. 81. P. 1625–1640.

Поступила в редакцию 23 июля 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Филатов Владимир Викторович** – доктор геолого-минералогических наук, заведующий кафедрой сопротивления материалов Владимирского государственного университета. E-mail: filatov47@bk.ru
**Болотнова Любовь Анатольевна** – кандидат геолого-минералогических наук, доцент кафедры геофизики Уральского государственного горного университета. E-mail: l.bolotnova@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-52-59

# About similarity and hierarchy of tectonic structures

**Vladimir V. Filatov[1], Liubov A. Bolotnova[2]**
[1] Vladimir State University, Vladimir, Russia.
[2] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

***Abstract***

***Research subject and aim.*** *A special place among the wide variety of structural-tectonic elements of the earth's crust belongs to disjunctive disturbances of various ranks and kinematic types. They are formed when the stresses exceed the limits of the geological medium strength for compression, stretching or shear. Therefore, the study of disjunctive disturbances, both in geological and in physical relations, is impossible without knowing the laws governing the destruction of solids in relation to the study of the regularities in the formation of tectonic structures.*

***Research methodology*** *includes analytical review and generalization of rock samples deformation results, various dynamic phenomena (earthquakes, rock impacts, etc.), and tectonic disturbances of various ranks.*

***Results.*** *The most important regularity of tectonic disturbances formation is their similarity at different scale levels and, as a consequence, hierarchy. The orthogonal system of deep faults of the Urals is considered as an example of this pattern. It is proved that deep faults of different ranks form rectangular blocks elongated in the meridional direction, the dimensions of which form a geometric progression with an index equal to two.*

***Summary.*** *The regularities of tectonic divisibility of the geological medium give reason to use them when mapping fault structures of different ranks (especially high) in closed areas with the help of areal high-precision geophysical measurements.*

***Key words:*** *tectonic structures; similarity; hierarchy; natural field of tension; geophysical fields.*

REFERENCES

1. Kolmogorov A. N. On logarithmic-normal law of particles distribution at grinding. *The Proceedings of the USSR Academy of Sciences*. 1941; 31; 2: 99–101. (In Russ.)
2. Vvedenskaia I. E., Spirin L. N. Planetary-tectonic jointing of the western part of the USSR territory. In: *Geology and minerals of Perm Cisurals*. Perm; 1973. p. 90–100. (In Russ.)
3. Gamkrelidze I. P. Planetary jointing of dislocated formations and phenomena connected with it. *Geotectonics*. 1972; 6: 45–54. (In Russ.)
4. Dolitskii A. V. *Tectonic structures reconstruction*. Moscow: Nedra Publishing; 1978. (In Russ.)
5. Nemets V., Kvet R. *Problems of geological investigations*. Vladivostok; 1976. (In Russ.)
6. Tiapkin K. F. *Study of fault and orogen structures of Precambrian with geological-geophysical methods*. Kiev: Naukova Dumka Publishing; 1986. (In Russ.)
7. Chebanenko I. I. Theoretical aspects of tectonic divisibility of the earth's crust. Kiev: Naukova Dumka Publishing; 1977. (In Russ.)
8. Shablinskaia N. V. New data about the global network of faults at platforms. *The Proceedings of the USSR Academy of Sciences*. 1977; 237: 1159–1162. (In Russ.)
9. Shults S. S. *Planetary jointing*. Leningrad: LSU Publishing; 1973. (In Russ.)
10. Lobatskaia R. M. *Structural zoning of faults*. Moscow: Nedra Publishing; 1987. (In Russ.)
11. Sadovskii M. V., Bolkhovitinov L. G., Pisarenko V. F. *Geophysical medium deformation and seismic process*. Moscow: Nauka Publishing; 1988. (In Russ.)
12. Kuksenko V. S. Physical reasons of similarity and strain energy release at rock destruction at different scale levels. In: *Physical fundamentals of rock destruction forecast during earth quakes*. Moscow: Nauka Publishing; 1987. (In Russ.)
13. Bolotnova L. A., Filatov V. V. *Gravity measurements. Tectonophysical analysis of gravitational field of Ekaterinburg megapolis: scientific publication*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2010. (In Russ.)
14. Sherman S. I. *Physical regularities of earth's crust fractures development*. Novosibirsk: Nauka Publishing; 1977. (In Russ.)
15. Rats M. V., Chernyshev S. I. *Jointing and properties of jointed rocks*. Moscow: Nedra Publishing; 1970. (In Russ.)
16. Kurilov M. B., Nikitin V. N. Fissures and elastic waves velocities distribution in the zones of tectonic disturbances impact. *Engineering Geology*. 1982; 3: 109–116. (In Russ.)
17. Filatov V. V., Bolotnova L. A. *Gravity measurements. A method of tectonophysical analysis of a gravitational field*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2015. (In Russ.)
18. Ponomarev V. S. Structures of spontaneous destructions in rocks. In: *Physical fundamentals of forecasting rock destructions during earthquakes*. Moscow: Nauka Publishing; 1987. (In Russ.)
19. Sadovskii M. A., Sobolev G. A. (eds.) *Physical fundamentals of forecasting rock destructions during earthquakes*. Moscow: Nauka Publishing; 1987. (In Russ.)
20. Nikolaev P. N. Systematic analysis of tectonic stresses and deformations. *News of the Higher Institutions. Geology and Exploration*. 1978; 5: 106–116. (In Russ.)
21. Sobolev G. A., Osokina D. N. Evaluation of stress fields in seismically active regions according to geophysical data. In: *The interrelation between geological-tectonic structure, properties, and structural features of rocks and the manifestations of overstrain*. Apatity: Kola Branch of the USSR AS; 1985. (In Russ.)

22. Osokina D. N. The issues of studying the hierarchical structure of a tectonic field of stresses, the criteria of distinguishing the fields of various levels, and the interrelation between them based on simulation and theoretical calculations. In: *Experimental tectonics in the problems of theoretical and applied geology: Proceedings of the 1st All-Union Symposium on Experimental Tectonics*. Novosibirsk; 1982. (In Russ.)
23. Vugin R. B. The issues of geophysical and tectonophysical investigations integration methodology when studying stressed state of the earth's crust. In: *The interrelation between geological-tectonic structure, properties, and structural features of rocks and the manifestations of overstrain*. Apatity: Kola Branch of the USSR AS; 1985. (In Russ.)
24. Filatov V. V., Bolotnova L. A. Genesis of Tomino ore zone according to geological and geophysical data. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2016; 5: 111–118. (In Russ.)
25. Stefanov Y., Bakeev R. A., Rebetsky Yu., Kontorovich V. A. Structure and formation stages of a fault zone in a geomedium layer in strike-slip displacement of the basement. *Physical Mesomechanics*. 2014; 17: 204–215.
26. Tataurova A. A., Stefanov Y. P., Bakeev R. A. Influence of gravity on deformation of blocks in earth's crust. In: *AIP Conference Proceedings. Proceedings of the International Conference on Advanced Materials with Hierarchical Structure for New Technologies and Reliable Structures 2017, AMHS'17, 9–13 October 2017 Tomsk, Russia*. 2017; 1909 (1).
27. Stefanov Yu. P., Bakeev R. A., Rebetsky Yu. L., Kontorovich V. A. Structure and formation stages of a fault zone in a geomedium layer in stick-slip displacement of the base. *Physical Mesomechanics*. 2013; 16; 5: 41–52.
28. Tchalenko J. S. Similarities between shear zones of different magnitudes. *Geol. Soc. Am. Bull*. 1970; 81: 1625–1640.

Received 23rd July, 2018

**Information about authors:**

**Vladimir V. Filatov** – Doctor of Geological and Mineralogical Sciences, Head of the Resistance of Materials Department, Vladimir State University. E-mail: filatov47@bk.ru
**Liubov A. Bolotnova** – Candidate of Geological and Mineralogical Sciences, associate professor of the Department of Geophysics, Ural State Mining University. E-mail: l.bolotnova@yandex.ru

**Для цитирования:** Филатов В. В., Болотнова Л. А. О подобии и иерархии тектонических структур // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 52–59.
**For citation:** Filatov V. V., Bolotnova L. A. About similarity and hierarchy of tectonic structures. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 52–59.

УДК 622.245.1 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-60-66

# Расчет расширителя при комплексном способе строительства многоствольных скважин

**Мамедтагизаде А. М.[1], Шмончева Е. Е.[2], Джаббарова Г. В.[2], Абишев А. Г.[2]**

[1] НИИ «Геотехнологические проблемы нефти, газа и химии»
(Азербайджан, г. Баку, ул. Диляры Алиевой, 227)

[2] Азербайджанский государственный университет нефти и промышленности
(Азербайджан, г. Баку, просп. Азадлыг, 34)

## *Реферат*

***Введение.*** *Современная технология расширения специальных расширяемых обсадных труб непосредственно на забое наклонных и горизонтальных скважин позволяет сокращать затрачиваемые средства и время на их строительство. В настоящее время зарезка бокового ствола осуществляется с предварительно установленных цементных мостов или пакеров. Спуск хвостовика с последующим его расширением на забое даст новый толчок в развитии технологии проводки боковых дополнительных стволов в новых и бездействующих скважинах.*

***Цель работы.*** *Повышение качества сооружения дополнительных стволов за счет усовершенствования способов их строительства.*

***Методология.*** *Анализ способов строительства многоствольных скважин и разработка методики расчета конструктивных параметров расширителя и расширяемых обсадных труб при креплении дополнительных стволов. Предлагается зарезка дополнительного ствола без применения цементных мостов или пакеров, методом «сверху вниз» с использованием расширяемых хвостовиков и устройств для их центрирования при расширении. Разработана методика расчета конструктивных параметров расширителя для создания полноразмерного хвостовика при креплении дополнительных стволов.*

***Результаты.*** *В статье представлена конструкция комплексной многоствольной горизонтальной скважины, выполненной по технологии монодиаметра. Также представлена методика расчета элементов расширителя, обеспечивающего формирование полноразмерного хвостовика при использовании расширяемых труб на забое скважины.*

***Выводы.*** *В статье предложен комплексный способ строительства многоствольных скважин на основе технологии монодиаметра; представлена методика расчета размеров конструктивных элементов расширителя и расширяемых обсадных труб. Экономическая эффективность представленной конструкции скважины может быть достигнута за счет того, что нефтяной пласт будет разрабатываться стабильно долго с высоким дебитом для каждой скважины, пробуренной по предложенной комплексной технологии.*

***Ключевые слова:*** *боковой ствол; способ зарезки; расширяемый хвостовик; расширитель для труб; центратор расширяемый; технология монодиаметра; комплексная технология; элементы расширителя.*

**Введение.** Как известно, многоствольные скважины могут иметь самые разнообразные формы профилей и длин боковых стволов, что определяется как экономической, так и технологической целесообразностью [1].

**Цель работы** – повысить качество сооружения дополнительных стволов за счет усовершенствования способов их строительства.

При строительстве многоствольных скважин возникает целый спектр технических проблем. Одна из проблем – это разделение стволов по назначению на нагнетательные и отбирающие нефть.

Проблема состоит как в креплении стволов специальными устройствами, сложными по конструкции и установке, на различных глубинах переходников и

разветвлений, так и в сложности определения мест зарезки боковых ответвлений из-за громоздкости металлоконструкций.

Данная проблема может быть решена только на основе применения технологии монодиаметра. При правильном расположении основного и нагнетательных стволов в многоствольной скважине обсадные колонны из труб, изготовленных по технологии монодиаметра, оказались единственно приемлемыми по той причине, что каждый ствол имеет свой постоянный размер и не переходит в ствол меньшего диаметра [2, 3]. В этом и заключается суть предлагаемого комплексного способа строительства многоствольных скважин [4].

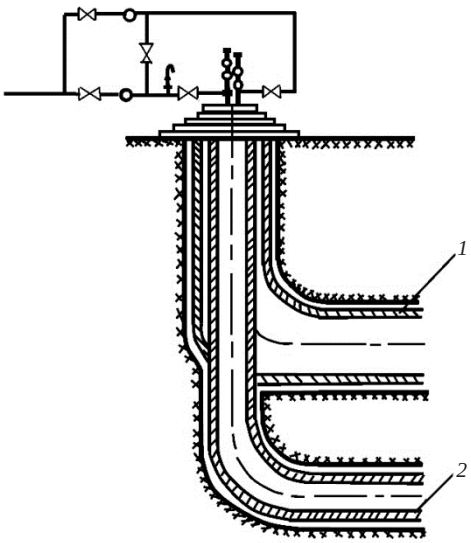



Рис. 1. Конструкция комплексной многоствольной горизонтальной скважины:
*1* – основной ствол; *2* – дополнительный ствол
Fig. 1. The structure of an integrated multilateral horizontal well:
*1* – main trunk; *2* – additional trunk

**Методология.** Проанализированы способы строительства многоствольных скважин и разработана методика расчета конструктивных параметров расширителя и расширяемых обсадных труб при креплении дополнительных стволов.

**Комплексный способ строительства боковых стволов.** На рис. 1 представлена конструкция комплексной многоствольной горизонтальной скважины, выполненной по технологии монодиаметра. Первая снизу горизонтальная моноколонна является основным стволом и предназначена для нагнетания воды в нижележащий пласт с целью поддержания необходимого пластового давления.

На вертикальном участке первой монодиаметровой колонны на расчетном расстоянии для входа в продуктивный пласт производится беспрепятственная зарезка бокового ствола и спускается вторая моноколонна.

Боковой горизонтальный ствол этой монодиаметровой колонны, предназначенный для отбора нефти, разобщают во избежание перетока от первой нижней монодиаметровой колонны с помощью пакеров на участке зарезки бокового ствола.

Вторая монодиаметровая колонна центрируется внутри первой монодиаметровой колонны с помощью специальных центраторов с упругими планками. Центраторы установлены на расчетном расстоянии для поддержания центрирования по всей длине средней монодиаметровой колонны [1]. Общий вид центратора с упругими планками представлен на рис. 2.

Центратор предназначен для поддержания центрирования монодиаметровой колонны внутри цилиндрической поверхности (будь то колонна или пробуренный ствол) и имеет конструктивные возможности, предназначенные для расширения по технологии монодиаметра. Он может быть использован как устройство для крепления монодиаметровой колонны к стенкам скважины или крепления внутренней монодиаметровой колонны к наружной монодиаметровой колонне.

В центраторе патрубок *4*, стопорные кольца *5*, *6* и корпус *1* с прорезными окнами *2* выполнены из специально расширяемой стали, а упругие опорные планки *3* изготовлены из пружинной стали. Поэтому при расширении всей монодиаметровой колонны центратор будет расширяться и одновременно сохранять свойства и функциональную способность для центрирования и крепления монодиаметровой колонны как к стволу скважины, так и к внутренней поверхности другой монодиаметровой колонны.

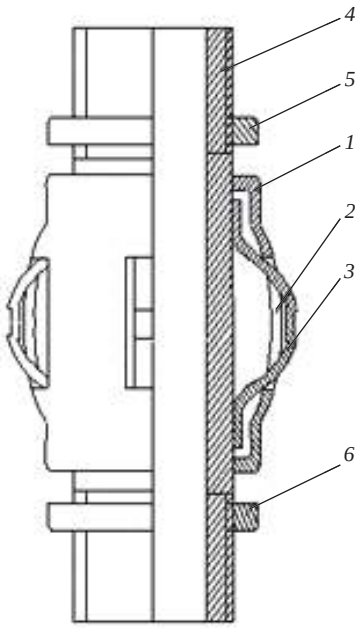



Рис. 2. Центратор с упругими планками по технологии монодиаметра: *1* – корпус; *2* – прорезные окна; *3* – упругие планки; *4* – патрубок; *5*, *6* – стопорные кольца

Fig. 2. The centralizer with elastic planks by the technology of monodiameter:
*1* – body; *2* – slots; *3* – elastic planks; *4* – branch pipe; *5*, *6* – retaining rings

Для каждой монодиаметровой колонны на устье устанавливается специальная фонтанная арматура, в которой предусмотрена отдельная система регулирования подачи воды на нагнетательные колонны и система отбора нефти в строгом соответствии с продуктивностью пласта [5].

Технология расширения обсадных труб непосредственно на забое наклонных скважин позволяет сокращать средства и время на их строительство [2]. Спуск хвостовика с последующим его расширением является прорывом в области строительства наклонно-направленных скважин, особенно это даст колоссальный эффект при проводке боковых дополнительных стволов в новых и бездействующих скважинах [6–8].

Расширитель перемещается внутри трубы под воздействием гидравлического давления и приложенного механического усилия, направленного вверх или вниз [9–11]. Давление создается посредством закачки жидкости в подсоединенную к конусу внутреннюю колонну, а механическое усилие развивается путем натяга или проталкивания этой колонны с конусом.

После спуска хвостовика необходимо произвести двойное расширение для создания одного единого диаметра всей колонны таким образом, чтобы значение его наружного диаметра стало равным:

– значению наружного диаметра раструба предыдущей обсадной колонны, внутри которой прошел хвостовик;

– значению наружного диаметра тела предыдущей обсадной колонны, внутри которой прошел хвостовик.

Зная внутренний диаметр раструба предыдущей обсадной колонны, необходимо точно рассчитать диаметры элементов расширителя [12] для двойного расширения с учетом толщины стенок труб.

**Расчет элементов расширителя.** На рис. 3 представлены продольный и поперечный разрезы обсадной колонны-хвостовика, состоящей из труб двух диаметров.

Таким образом, зная размеры верхней нерасширяемой колонны, можно определить размеры расширяемых труб и элементов расширителя.

Наружный диаметр раструба – $D_{\text{н.раст}}$, наружный диаметр тела трубы – $D_{\text{н.тела}}$.

Исходя из условия расширения труб получим формулы для определения наружного $D^{\text{н.т}}_{\text{н.раст}}$ и внутреннего диаметра $D^{\text{н.т}}_{\text{в.р}}$ расширяемой трубы-хвостовика, находящейся в нерасширенном состоянии для формирования нового раструба расширяемого хвостовика:

$$D^{\text{н.т}}_{\text{н.раст}} = \frac{D_{\text{н.раст}}}{1,25-1,40};$$

$$D^{\text{н.т}}_{\text{в.раст}} = \frac{D_{\text{в.раст}}}{1,25-1,40}.$$

Определим толщину стенки расширяемой трубы $\Delta$:

$$\Delta = \frac{D^{\text{н.т}}_{\text{н.раст}} - D^{\text{н.т}}_{\text{в.раст}}}{2}.$$

Далее определим диаметр корпуса расширителя по следующей формуле:

$$D_{\text{расш}} = D^{\text{н.т}}_{\text{н.раст}} - 2\Delta,$$

откуда радиус расширителя и длина его окружности соответственно будут равны:

$$R_{\text{расш}} = \frac{D_{\text{расш}}}{2};$$

$$L_{\text{окр.расш}} = 2\pi R_{\text{расш}}.$$

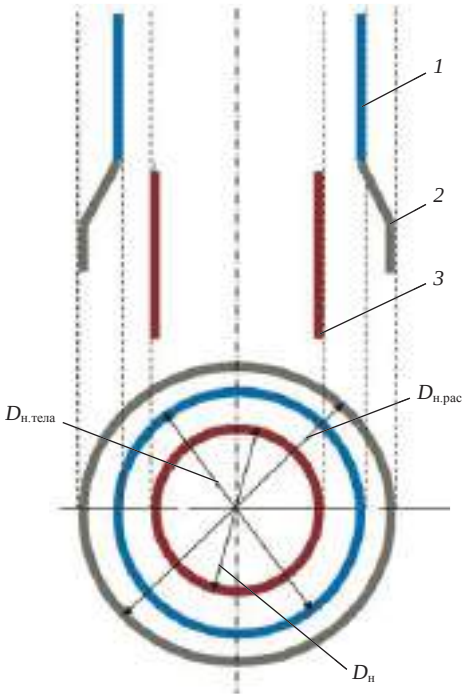



Рис. 3. Схема продольного и поперечного разреза обсадной колонны и расширяемого хвостовика:
*1* – тело трубы; *2* – раструб; *3* – расширяемая колонна-хвостовик

Fig. 3. The scheme of longitudinal and cross-sectional drawing of a casing column and expandable liner:
*1* – pipe's body; *2* – flare fitting; *3* – expandable column-liner

Количество отверстий под шаровые твердосплавные элементы расширителя $n$ и расстояния между отверстиями в корпусе расширителя $l$ в дальнейшем будут определяться исходя из прочностных расчетов корпуса расширителя.

Тогда диаметр шаровых твердосплавных элементов будет определяться по формуле:

$$D_{\text{ш.э}} = \frac{l_{\text{окр.расш}} - nl}{n}. \quad (1)$$

При расширении хвостовика до диаметра раструба шарик будет выходить из отверстия на одну вторую своего диаметра. Далее можно рассчитать глубину канавки конуса расширителя для расширения под наибольший диаметр расширяемой колонны-хвостовика.

Исходя из условия расширения труб и условия проходимости их в предыдущую колонну получим формулы для определения наружного $D^{\text{н.т}}_{\text{н.тела}}$ и внутренне-

го диаметра расширяемой трубы-хвостовика $D^{\text{н.т}}_{\text{в.тела}}$, находящейся в нерасширенном состоянии, для формирования тела трубы расширяемого хвостовика:

$$D^{\text{н.т}}_{\text{н.тела}} = \frac{D_{\text{н.тела}}}{1,25-1,40};$$

$$D^{\text{н.т}}_{\text{в.тела}} = \frac{D_{\text{в.тела}}}{1,25-1,40}.$$

Определим толщину стенки расширяемой трубы $\Delta$:

$$\Delta = \frac{D^{\text{н.т}}_{\text{н.тела}} - D^{\text{н.т}}_{\text{в.тела}}}{2}.$$

Зная диаметр шара из формулы (1), можно определить глубину канавки конуса расширителя для расширения под наименьший диаметр расширяемой колонны-хвостовика.

**Выводы.** В статье предложен комплексный способ строительства многоствольных скважин на основе технологии монодиаметра; представлена методика расчета размеров конструктивных элементов расширителя и расширяемых обсадных труб.

Выведенные формулы и представленный порядок расчета размеров конструктивных элементов расширителя и обсадных труб позволят осуществить моделирование конструкции конуса-расширителя для любых условий проводки наклонных и горизонтальных скважин и боковых стволов из них.

Экономическая эффективность представленной конструкции скважины может быть достигнута за счет того, что нефтяной пласт будет разрабатываться стабильно долго с высоким дебитом для каждой скважины, пробуренной по предложенной комплексной технологии.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мамедтагизаде А. М., Шмончева Е. Е., Джаббарова Г. В., Кузнецов В. А., Хе Жинг Ю. Комплексное строительство многоствольных горизонтальных скважин по технологии монодиаметра // Научные труды НИИ «Геотехнологические проблемы нефти, газа и химия». Т. XV. Баку, 2015. С. 74–81.

2. Фишер П. А. Скважина одного проходного диаметра расширяет возможности // Нефтегазовые технологии. 2006. № 11. С. 15–17.

3. Шмончева Е. Е., Абишев А. Г. Возможность применения расширяемых колонн при бурении боковых стволов // Труды XII Междунар. науч.-практ. конф. Ашировские чтения, 20–26 сентября 2015 г.: сб. трудов. Т. I. Самара: Самар. гос. техн. ун-т, 2015. С. 38–40.

4. Кузнецов В. А., Абишев А. Г., Бейлярова Г. А. Новые способы бурения многоствольных горизонтальных скважин // Булатовские чтения: мат. I Междунар. науч.-практ. конф. 31 марта 2017 г. в 5 т.: сб. ст. / под общ. ред. О. В. Савенок. Краснодар: Юг, 2017. С. 135–137.

5. Бакиров Ш. Х. Технология спуска расширяющихся колонн-хвостовиков при бурении глубоких скважин на глубоководных частях Каспийского моря // Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. 2011. № 1. С. 22–24.

6. Furlow W. Agbada well solid tubulars expanded bottom up, screens expanded top down. Offshore. Int. Ed. 2002. 62. No. 1. P. 42.

7. Fischer Perry A., Snyder Robert E. Expandable technology and application growth continues. World Oil. 2004. No. 7. P. 57–61.

8. Stewart Kevin. Expandable tubular technology trends emerge in the North Sea. Scand. Oil-Gas Mag. 2006. 34. No. 3–4. P. 31–33.

9. Cohen D. M. Новые конструкции расширяющих устройств. Нефтегазовые технологии. 2009. No. 12. P. 28–31.

10. Дьюпел Кеннет К., Кампо Дональд Б., Лофтпон Джон Э., Вейзингер Дон, Кук Р. Лэнс, Буллок Мишель Д., Грант Томас П., Иорк Патрик Л. Опыт промышленного применения технологии расширения трубных изделий в скважине // Нефтегазовые технологии. 2002. № 2. С. 59–63.

11. Тахаутдинов Ш. Ф., Ибрагимов Н. Г., Ибатуллин Р. Р., Абдрахманов Г. С., Хамитьянов Н. Х., Залтов М. М. Освоение нового оборудования для крепления скважин расширяемыми обсадными колоннами // Нефтяное хозяйство. 2010. № 7. С. 12–14.
12. Dong Huikang, Shmoncheva Yelena, Jabbarova Gullu. Expandable casing expansion tool for oil and gas wells [The well casing with the expandable reamer tool]. Patent CN, no. 205605117U, 2016. URL: https://www.google.com/patents/CN205605117U?cl=en

Поступила в редакцию 18 сентября 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Мамедтагизаде Алиназим Мурад оглы** – доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник НИИ «Геотехнологические проблемы нефти, газа и химии». E-mail: alinazim.m@mail.ru
**Шмончева Елена Евгеньевна** – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры нефтегазовой инженерии Азербайджанского государственного университета нефти и промышленности. E-mail: yelena.shmoncheva@asoiu.edu.az
**Джаббарова Гюллю Валех кызы** – доктор философии по технике (PhD), доцент, доцент кафедры промышленной безопасности и охраны труда Азербайджанского государственного университета нефти и промышленности. E-mail: gullu.cabbarova@asoiu.edu.az
**Абишев Абдуахит Гарибжанович** – докторант кафедры нефтегазовой инженерии Азербайджанского государственного университета нефти и промышленности. E-mail: abishevabduahit@gmail.com

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-60-66

# Calculation of expander for complex method of multilateral wells construction

**Alinazim M. Mamedtagizade[1], Elena E. Shmoncheva[1], Gullu V. Dzhabbarova[1], Abduakhit G. Abishev[1]**
[1] Azerbaijan State Oil and Industry University, Baku, Azerbaijan.

***Abstract***

***Introduction.*** *The modern technology of expansion of special expandable casing pipes directly at the bottom of inclined and horizontal wells allows to reduce the means and time spent for construction. Nowadays side trunk tracking is carried out from the pre-installed cement bridges or packers. Descent of the liner and its subsequent expansion at the bottom will give a new impetus to the development of the technology of wiring additional lateral trunks in new and inactive wells.*
***Research aims*** *to improve the quality of additional lateral trunks construction by means of improving the methods of their construction.*
***Methodology*** *includes the analysis of methods of constructing multilateral wells and the development of the methodology of calculating expander and expandable casing pipes structural parameters when casing additional lateral trunks. Additional lateral trunk tracking is suggested, without cement bridges and packers use, but with the method "adown" with the use of expandable liners and special devices for centering when expanding. The methodology has been developed calculating structural parameters of expander to create full-sized liner when casing additional lateral trunks.*
***Results.*** *The article presents the design of a complex multi-barrel horizontal well executed using the monodiameter technology. A calculation is also made of the elements of the expander, which provides the formation of a full-length liner by using expandable pipes at the bottom of the well.*
***Conclusions.*** *The article present an integrated method of multilateral wells construction based on the monodiameter technology; a method of calculating the dimensions of expander and expandable casing pipes structural elements has been presented. The economic efficiency of the presented well design can be achieved due to the fact that the oil reservoir will be developed stably for a long time with a high production rate for each well drilled by the proposed integrated technology.*

***Key words:*** *side trunks, method of tracking; expandable liner; expander, expandable centralizer, monodiameter technology, integrated technology; expander elements.*

REFERENCES

1. Mamedtagizade A. M., Shmoncheva E. E., Dzhabbarova G. V., Kuznetsov V. A., Xe Zhing Iu. Integrated construction of multilateral horizontal wells according to the technology of monodiameter. In: *Proceedings of SRI "Geotechnological Problems of Oil, Gas, and Chemistry"*. Vol. 15. Baku; 2015. p. 74–81. (In Russ.)
2. Fisher P. A. A well with the unified drift diameter increases opportunities. *Oil and Gas Technology*. 2006; 11: 15–17. (In Russ.)
3. Shmoncheva E. E., Abishev A. G. An opportunity of applying expandable columns when drilling side trunks. In: *Proceedings of 12th International Conference, Ashirov Readings, 20–26 September 2015: collected works*. Vol. 1. Samara: Samara State Technical University Publishing; 2015. p. 38–40. (In Russ.)
4. Kuznetsov V. A., Abishev A. G., Beiliarova G. A. New methods of drilling multilateral horizontal wells. In: Svenok O.V. (ed.) *Bulatov Readings: Proceedings of 1st International Conference, 31 March 2017,*

*collected works in 5 volumes: Oil and gas wells drilling*. Krasnodar: Izd. Dom Iug Publishing; 2017. p. 135–137. (In Russ.)
5. Bakirov Sh. Kh. The technology of descending expanding columns-liners when drilling deep wells in the deep parts of the Caspian. *Construction of Oil and Gas Wells by Land and by Sea*. 2011; 1: 22–24. (In Russ.)
6. Furlow W. Agbada well solid tubulars expanded bottom up, screens expanded top down. *Offshore. Int. Ed*. 2002; 62; 1: 42.
7. Fischer P. A., Snyder R. E. Expandable technology and application growth continues. *World Oil*. 2004; 7: 57–61.
8. Stewart K. Expandable tubular technology trends emerge in the North Sea. *Scand. Oil-Gas Mag*. 2006; 34; 3–4: 31–33.
9. Cohen D. M. New structures of expanding devices. *Oil and Gas Technology*. 2009; 12: 28–31.
10. Diupel Kennet K. et al. Experience of industrial application of well pipes expansion. *Oil and Gas Technology*. 2002; 2: 59–63.
11. Takhautdinov Sh. F., Ibragimov N. G., Ibatullin R. R., Abdrakhmanov G. S., Khamitianov N. Kh., Zalltov M. M. Implementation of new equipment for expandable casing strings. *Oil Industry*. 2010; 7: 12–14. (In Russ.)
12. Dong Huikang, Shmoncheva Yelena, Jabbarova Gullu. Expandable casing expansion tool for oil and gas wells [The well casing with the expandable reamer tool]. Patent CN, no. 205605117U, 2016. URL: https://www.google.com/patents/CN205605117U?cl=en

Received 18th September 2018

**Information about authors:**

**Alinazim M. Mamedtagizade** – Doctor of Engineering Science, Professor, senior researcher of the Scientific-Research Institute "Geotechnological Problems of Oil, Gas and Chemistry". E-mail: alinazim.m@mail.ru
**Elena E. Shmoncheva** – Candidate of Engineering Science, Associate Professor, associate professor of the Department of Oil and Gas Engineering, Azerbaijan State Oil and Industry University. E-mail: yelena.shmoncheva@asoiu.edu.az
**Gullu V. Dzhabbarova** – Doctor of Engineering Science, Associate Professor, associate professor of the Department of Industrial and Occupational Safety, Azerbaijan State Oil and Industry University. E-mail: gullu.cabbarova@asoiu.edu.az
**Abduakhit G. Abishev** – postgraduate student of the Department of Oil and Gas Engineering, Azerbaijan State Oil and Industry University. E-mail: abishevabduahit@gmail.com

**Для цитирования:** Мамедтагизаде А. М., Шмончева Е. Е., Джаббарова Г. В., Абишев А. Г. Расчет расширителя при комплексном способе строительства многоствольных скважин // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 60–66.
**For citation:** Mamedtagizade A. M., Shmoncheva E. E., Dzhabbarova G. V., Abishev A. G. Calculation of expander for complex method of multilateral wells construction. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 60–66.

УДК 622.349.4.013.3:658.62.018.012.003.13 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-67-78

# Управление качеством минерального сырья на основе комплексной оценки контрастности руд и результатов геометризации месторождения (на примере ОАО «Евраз КГОК»)

**Лаптев Ю. В.[1], Гордеев В. А.[1]**
[1] Уральский государственный горный университет
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30)

***Реферат***

***Актуальность работы.*** *Обоснован выбор эффективной технологии управления качеством минерального сырья на горных предприятиях. В представленной статье на основе проведенного анализа действующей системы управления качеством руды Гусевогорского месторождения титаномагнетитов в ОАО «Евраз КГОК» показана невысокая эффективность усреднительных мероприятий в карьере и на фабрике. Это приводит к низким показателям обогатимости сырья, а также к существенной неподтверждаемости плановых и фактических характеристик обогатительного передела. Генезис месторождения предопределяет его геологическое строение, структуру и минералогический состав.*

***Цель работы*** *состоит в учете негативного влияния приведенных факторов и – на основе этого – выборе способа отработки месторождения, технологии рудоподготовки и обогащения добываемого сырья. В статье представлены результаты исследований факторов, определяющих выбор способов рудоподготовки на горном предприятии.*

***Основные положения методики*** *выполненных на Гусевогорском месторождении исследований заключаются в следующем. Во-первых, показатель контрастности на месторождении составляет не более 0,4. Такое значение свидетельствует о низкой эффективности разделительных мероприятий. В целом, расчет показателя контрастности позволяет получить оценку, предопределяющую способ обогащения на ОФ и технологию рудоподготовки на стадии добычи и переработки сырья. Во-вторых, геометризация залежи минерального сырья на месторождениях позволяет определить пространственное размещение рудных тел для более эффективной их отработки. Результаты геометризации приводят к выявлению сортовых закономерностей в недрах, используемых при планировании горных работ. В-третьих, совокупное использование показателя контрастности и результатов геометризации месторождения определяет гораздо большую эффективность планирования и проектирования системы рудоподготовки и обогащения минерального сырья на горном предприятии.*

***Выводы.*** *Предлагаемая методика может существенно повысить эффективность отработки месторождений полезных ископаемых.*

***Ключевые слова:*** *контрастность; рудоподготовка; геометризация месторождения; титаномагнетитовые руды; геоинформационная оценка; управление качеством; минеральное сырье; показатели качества сырья.*

**Актуальность работы.** При обогащении руд с низким содержанием ценных компонентов в схемах первичной обработки целесообразно использовать передел рудоподготовки как комплекс операций по обработке кусковой горной массы с целью превращения ее в один или несколько технологических типов кондиционной руды для последующего обогащения или непосредственного использования в качестве товарного продукта.

Для решения проблемы разделения минералов с близкими технологическими свойствами применяют: повышение селективности обогатительного процесса; синтез флотационных реагентов направленного действия; создание высокоэффективных флотомашин для выделения крупных и тончайших частиц; системы с повышенной индукцией.

Под рудоподготовкой на современном этапе развития горной промышленности необходимо понимать комплекс операций, охватывающий все технологические процессы после вскрытия месторождения, проведения и крепления горных выработок и до раскрытия минералов при измельчении в обогатительном переделе [1]. Рудоподготовка обеспечивает получение из горной массы товарной руды для прямой химико-металлургической переработки или кондиционной руды для обогащения.

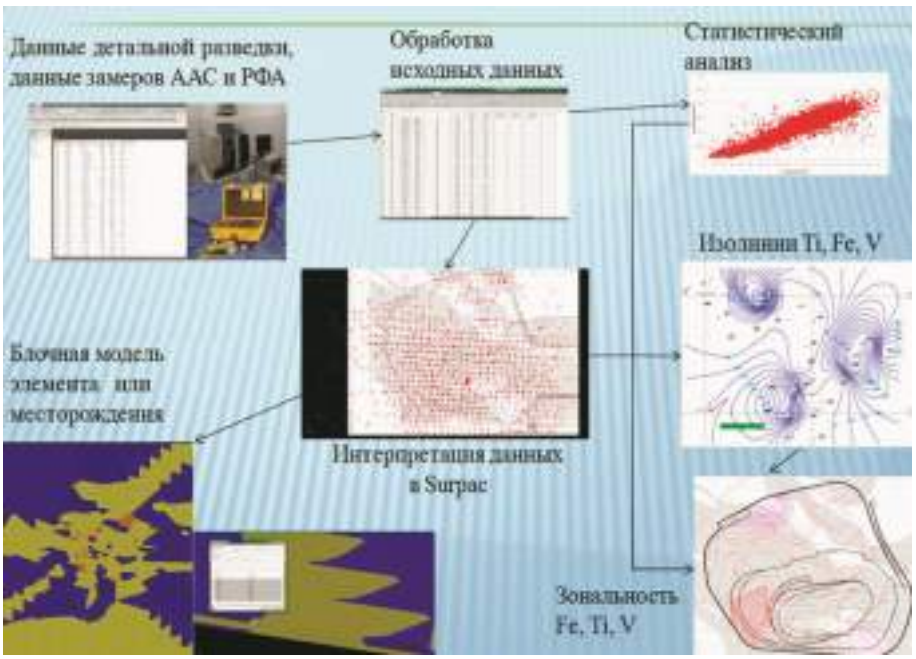



Рис. 1. Блок-схема геометризации характеристик обогатимости
Fig. 1. A geometrisation flowchart of dressability characteristics

Все операции осуществляются следующими методами:

– распознавания, к какому из технологических типов и сортов руды (или пустой породы) относится данный извлекаемый из недр объем минерального вещества по принятой на основе геолого-технологического картирования классификации;

– дезинтеграции объема минерального вещества на куски, размеры которых соответствуют не только условиям их транспортирования от места добычи, но и требованиям достаточно полного раскрытия минеральных агрегатов, из которых состоит монолитная горная порода, а также особенностям технологии измельчения, принятой на обогатительной фабрике;

– разделения кусков или их порций на отдельные потоки, отличающиеся по технологическим свойствам;

– усреднения качественных показателей рудных потоков внутри технологических типов руд и их шихтовки в целях формирования потока или отдельных партий кондиционной руды для питания обогатительной фабрики или для отгрузки потребителю в качестве товарной продукции.

В практике производства горно-геометрического анализа широко применяется оценка контрастности качественных показателей месторождения – экспресс-индекс выбора технологии рудоподготовки и обогащения добываемого сырья.

Под контрастностью руды понимают степень различия кусков или порций руды по содержанию в них полезных компонентов. Контрастность – наиболее важное свойство руды, влияющее на ее обогатимость, и главное условие возможности и эффективности применения различных методов ее обогащения.

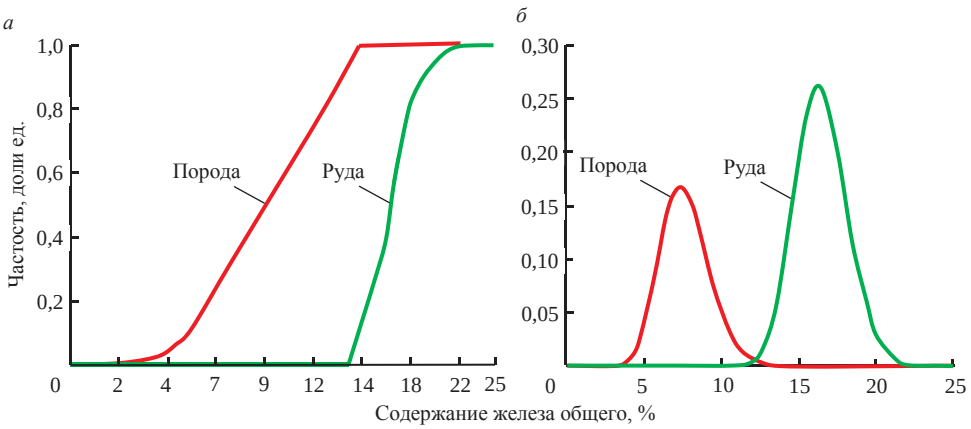



Рис. 2. Распределение содержания железа в рудной массе:
*а* – интегральная кривая распределения; *б* – дифференциальная кривая распределения
Fig. 2. Distribution of iron content in a rock mass:
*а* – cumulative distribution curve; *б* – differential distribution curve

В общем случае контрастность руды – это степень неравномерности распределения полезного компонента в руде в некотором объеме. Чем больше этот объем, тем меньше контрастность. Наибольшая контрастность наблюдается в кусках руды, соизмеримых с объемом рудных включений, а наименьшая – в крупных порциях дробленой и перемешанной руды. Контрастность руды можно изучать как в условиях естественного залегания рудного тела, так и в различных объемах или порциях отбитой руды вплоть до единичных кусков. Таким образом, понятие контрастности применимо для оценки обогатимости руд на любом этапе рудоподготовки и обогащения, начиная от условий естественного залегания и заканчивая единичными кусками самого мелкого дробления, и является фактически теоретической основой процесса предварительной концентрации руд [2, 3].

**Целью работы** является разработка способов управления качеством руды на основе оценки контрастности показателей месторождения. Количественно контрастность характеризуется показателем контрастности $M$, который представляет собой средневзвешенное относительное отклонение содержания полезного компонента в отдельных кусках, порциях или интервалах опробования от среднего его содержания в руде (классе руды):

$$M = \frac{1}{q_{\text{o}}} \sum_{i=1}^{n} |q_i - q_{\text{o}}| m_i ,$$

где $q_{\text{o}}$ – среднее содержание полезного компонента в руде (классе руды); $q_i$ – то же, но в отдельных кусках, порциях или интервалах опробования, доля каждого из которых от общей массы исследуемой пробы или общей длины интервала опробования составляет $m_i$; $n$ – число кусков, порций или интервалов опробования.

Показатель контрастности руд изменяется от 0 до 2. По значению показателя контрастности руды делят на неконтрастные ($M < 0,4$), слабоконтрастные ($0,4 < M < 0,8$), среднеконтрастные ($0,8 < M < 1,2$), высококонтрастные ($1,2 < M < 1,5$), особоконтрастные ($M > 1,5$). Чем выше показатель контрастности, тем легче и лучше обогащается руда.

С геологической точки зрения, контрастность отражает природную гетерогенность руд, т. е. изменчивость оруденения по содержанию полезных компонентов, неравномерность их распределения в рудном теле. Чем ниже коэффициент рудоносности и выше разубоживание при добыче, тем выше показатели контрастности на каждом этапе рудоподготовки и, следовательно, тем успешнее протекают процессы предварительной концентрации. Поэтому для более эффективного обогащения наиболее благоприятными объектами являются месторождения, на которых оруденение локализовано в недрах, а рудные тела представлены в виде жил, линз, гнезд и залежей массивных руд.

**Таблица 1. Статистический анализ данных детальной разведки по карьерам ЕВРАЗ КГОКа**
**Table 1. Statistical analysis of detailed survey at the open pits of EVRAZ KGOK**

| Карьер | Элемент | Среднее значение | Стандартное отклонение | Коэффициент корреляции | Уравнение регрессии |
|---|---|---|---|---|---|
| Главный<br>Fe (14–18 %)<br>Ti (1,02–1,36 %)<br>V (0,11–0,15 %) | Fe | 15,8 | 3,22 | Fe/Ti 0,74 | Ti = 0,0845Fe – 0,1578 |
| | Fe (mg) | 62,9 | 4,34 | Fe/ Fe (mg) 0,24 | – |
| | Ti | 1,18 | 0,37 | Ti/V 0,82 | Ti = 0,113V – 0,003 |
| | V | 0,13 | 0,05 | Fe/V 0,71 | V = 0,0109Fe – 0,0419 |
| Северный<br>Fe (14–18 %)<br>Ti (0,93–1,28 %)<br>V (0,1–0,14 %) | Fe | 14,2 | 3,34 | Fe/Ti 0,69 | Ti = 0,0743Fe – 0,1094 |
| | Fe (mg) | 63,4 | 3,93 | Fe/ Fe (mg) 0,35 | – |
| | Ti | 0,99 | 0,36 | Ti/V 0,92 | V = 0,1185Ti – 0,0083 |
| | V | 0,1 | 0,04 | Fe/V 0,68 | V = 0,0092Fe – 0,0264 |

Практика обогащения руд позволяет сделать следующие выводы. Когда показатель контрастности не превышает 0,4–0,5, обогащение, как правило, не дает удовлетворительных результатов. Если показатель контрастности находится в пределах от 0,5 до 0,7, то при других благоприятных условиях обогащение протекает более успешно. При показателе от 0,7 до 1,2 можно ожидать хорошие технологические результаты. Руды с более высокой контрастностью могут быть отнесены по этому признаку к легкообогатимым. Таким образом, высокая контрастность руд приводит к большей эффективности процессов рудоподготовки на горных предприятиях.

В 2017 г. ИГД УрО РАН был выполнен расчет показателей контрастности по данным детальной разведки титаномагнетитовых руд на Гусевогорском месторождении ЕВРАЗ КГОКа [4, 5].

Коэффициент контрастности в целом по месторождению оказался меньше 0,4, что свидетельствует о низкой эффективности рудоподготовки в карьере и на фабрике. В конечном итоге это приводит к низкой эффективности обогатительного передела, что наряду с влиянием других минералогических и технологических факторов определяет невысокое качество готовой продукции.

Геометризация Гусевогорского месторождения выполнена ИГД УрО РАН на основе данных детальной разведки, представленных в формате Microsoft Access поперечными разрезами по Главному карьеру.

**Методика геометризации** показана в виде блок-схемы на рис. 1 и заключается в следующем:

– предварительная подготовка данных детальной разведки в формате, необходимом для обработки в программных комплексах Demcom Surpac и Datamine; в таблицах содержится следующая информация: название скважины; ее координаты; отметка устья скважины; номер геологического разреза, к которому она принадлежит; данные опробования по глубине скважины; данные инклинометрии по скважине;

– отсечка «ураганных» (по «правилу двух сигм») и ошибочных значений в исходных данных;

– приведение интервалов опробования к равным значениям;

– импортирование исходных данных в таблицы ПО Surpac (assey – данные опробования, collar – данные о скважинах, survey – инклинометрия);

– создание геологической базы данных в ПО Surpac, выделение «композитов» (оцифрованные интервалы по скважинам в виде стринг-файла (*.str);

– построение графиков изолиний и зональности размещения показателей обогатимости руд;

– построение совместных распределений показателей обогатимости.

Статистический анализ исходных данных (рис. 2) позволил выделить на карьерах Качканарского ГОКа зоны с повышенным и пониженным содержанием железа [6–8].

**Таблица 2. Критерии обогатимости титаномагнетитовых руд Гусевогорского месторождения**
**Table 2. Dressability criteria of Gusevogorskoye titanium magnetite ore deposit**

| Тип обогатимости | Показатель вкрапленности, мм | Содержание Fe в магнитных фракциях, % |
|---|---|---|
| Легкообогатимые | Более 1,0 | Более 62,5 |
| Среднеобогатимые | 0,2–1,0 | 60,0–62,5 |
| Труднообогатимые | Менее 0,2 | 52,0–60,0 |

Значения кондиционных содержаний $TiO_2$ и $V_2O_5$ корреляционно связаны с кондиционными содержаниями $Fe_{общ}$, установленными практикой работы предприятия (табл. 1).

В соответствии с минеральным составом, текстурными и структурными особенностями вкрапленные титаномагнетитовые руды месторождения делятся на три технологических сорта: нормальнообогатимые (содержание железа в магнитной фракции не менее 62,5 %); труднообогатимые (содержание железа 62,5–60,0 %) и весьма труднообогатимые – верлиты и полностью серпентинизированные оливиновые пироксениты, содержащие менее 60,0 % железа.

Нормальнообогатимые руды не затронуты серпентинизацией, имеют типичную сидиронитовую структуру. По технологическим свойствам они обеспечивают получение концентрата с содержанием железа 61–63 % (при измельчении 80–85 % до крупности 0,074 мм).

Труднообогатимые несерпентинизированные руды по текстурным критериям соответствуют дисперсно- и тонковкрапленной разновидностям. Труднообогатимые серпентинизированные разновидности отличаются наличием серпентина и вторичного дисперсного магнетита. При разных условиях по производительности и крупности измельчения из труднообогатимых руд получают концентраты с содержанием железа не более 60 %.

Весьма труднообогатимые руды (верлиты рудные) характеризуются наиболее низкими показателями обогащения. Установлено, что распределения содержания компонентов, построенные по всем рудным телам, не характеризуют

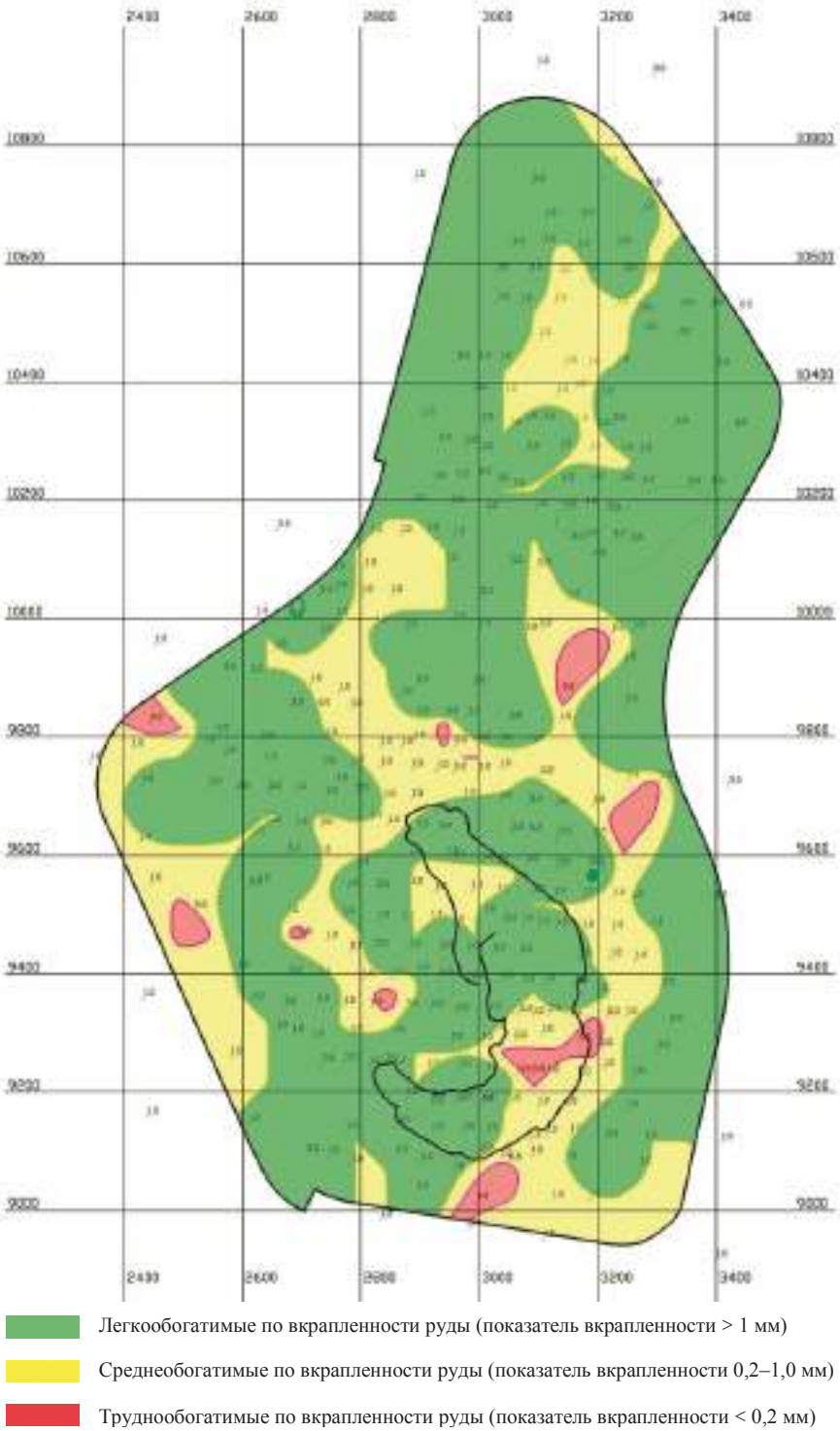



Рис. 3. Зональность размещения титаномагнетитовых руд по показателю вкрапленности зерен на Северном карьере (гор. +160 м)
Fig. 3. Zonation of titanium magnetite ore distribution according to the indicator of grains impregnation at the North open pit (hor. +160 м)

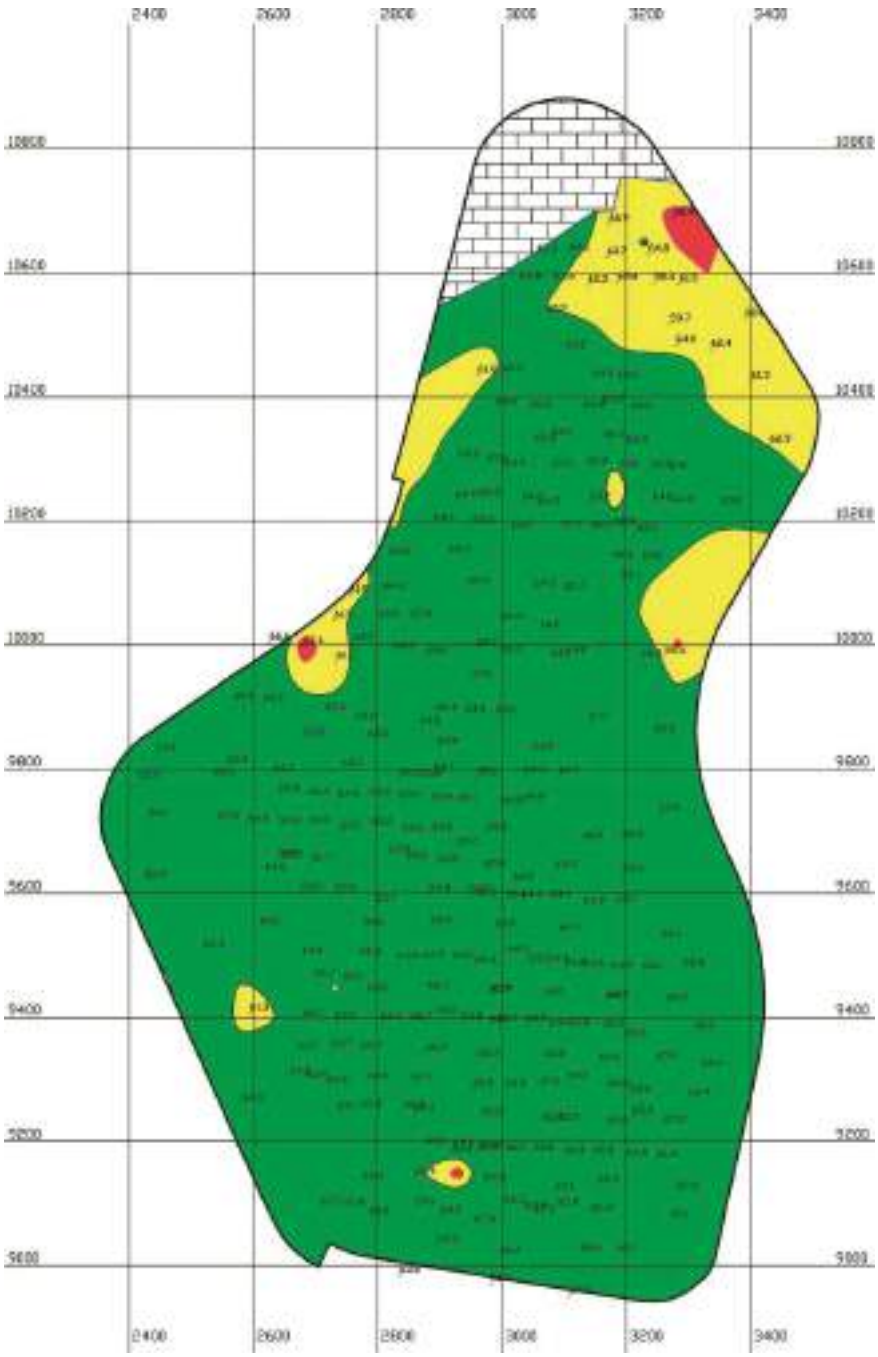



Рис. 4. Зональность размещения титаномагнетитовых руд по содержанию железа в магнитных фракциях на Северном карьере (гор. +160 м)
Fig. 4. Zonation of titanium magnetite ore distribution according to the content of iron in magnetite fractions at the North open pit (hor. +160 м)

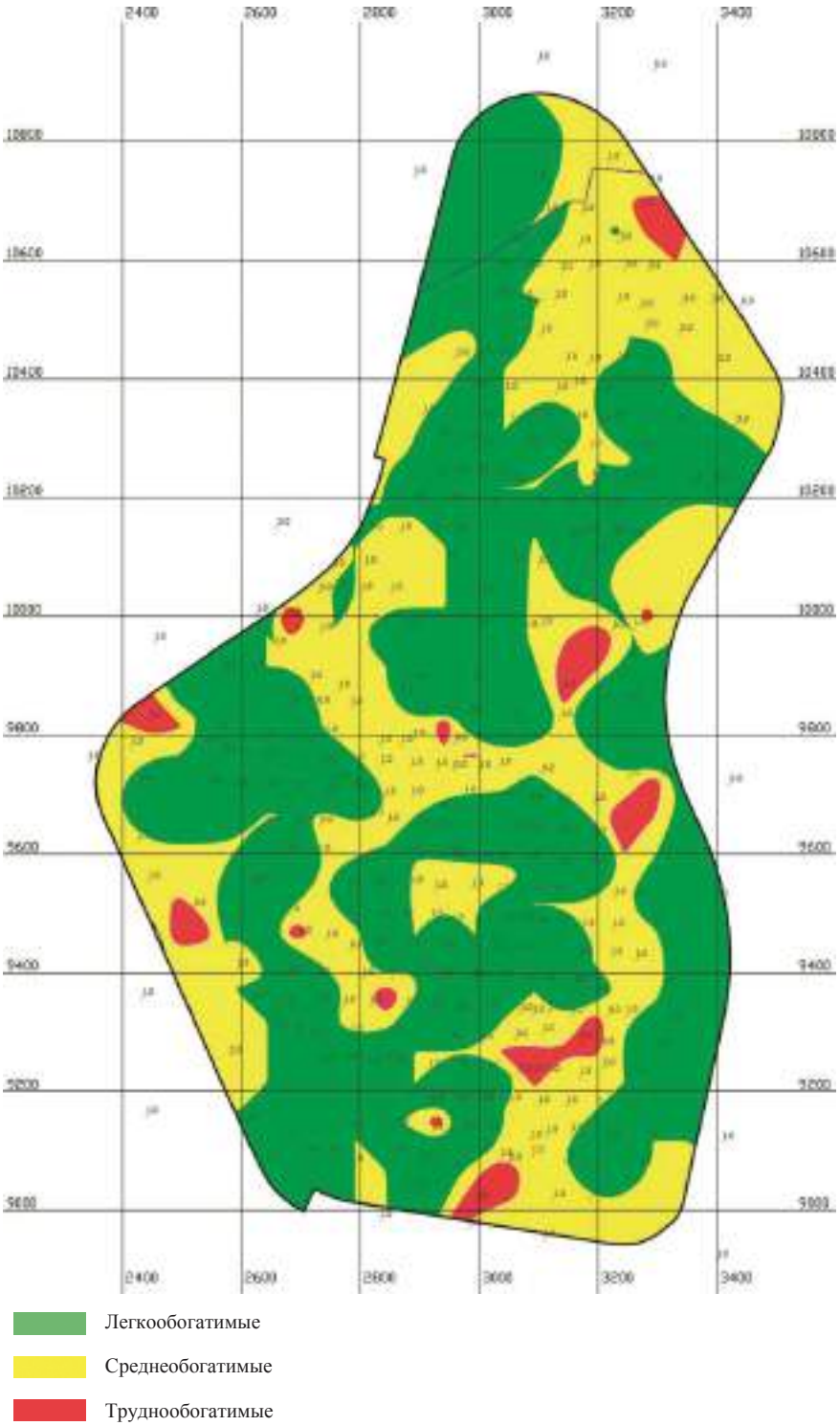



Рис. 5. Зональность размещения титаномагнетитовых руд по показателю обогатимости на Северном карьере (гор. +160 м) (совместное распределение)
Fig. 5. Zonation of titanium magnetite ore distribution according to the indicator of dressability in Severny open pit (gor. +160 м) (joint distribution)

распределения содержаний в отдельных блоках рудных тел. Так, два рудных блока на одном и том же месторождении с различным среднеблочным содержанием имеют одинаковый закон распределения, но с различными параметрами. При асимметричном характере распределения стандарт отклонения и среднеблочное значение показателей связаны стохастической зависимостью.

Геологическая служба комбината разделяет руды Гусевогорского месторождения в зависимости от крупности вкрапленных зерен титаномагнетита на следующие группы: легкообогатимые – крупно- ( > 3 мм) и средневкрапленные (1–3 мм); среднеобогатимые – мелковкрапленные (0,2–1 мм); труднообогатимые – тонко- (0,074–0,2 мм) и дисперсновкрапленные (< 0,074 мм).

В геологической базе данных предприятия также содержится информация о пробах со шлировой структурой. Шлиры – минеральные скопления в магматических породах, отличающиеся от остальной массы породы другим количественным соотношением составных частей или иной структурой. Шлирами следует признавать пробы с нетипичной крупностью вкрапленных зерен – от 5 см.

На основе анализа и обобщения действующих критериев технологического сырья Гусевогорского месторождения титаномагнетитовых руд установлены основные показатели критериев обогатимости для дальнейших горно-геометрических построений (табл. 2).

В процессе геометризации получены графики зональности размещения титаномагнетитовых руд по показателю вкрапленности зерен (рис. 3) и содержанию железа в магнитных фракциях (рис. 4) на Северном карьере Гусевогорского месторождения.

**Таблица 3. Принцип понижения оценки типа обогатимости в совместном распределении**
**Table 3. The principle of decreasing the estimate of the type of dressability in joint distribution**

| Тип обогатимости руд | Соответствие критерия типу обогатимости руд | | Тип обогатимости в совместном распределении |
|---|---|---|---|
| | по показателю вкрапленности | по содержанию Fe в магнитных фракциях | |
| Легкообогатимые (ЛО) | ЛО | ЛО | ЛО |
| | ЛО | СО | СО |
| | СО | ЛО | СО |
| Среднеобогатимые (СО) | СО | СО | СО |
| | СО | ТО | ТО |
| | ТО | СО | ТО |
| Труднообогатимые (ТО) | ТО | ТО | ТО |

Решение задачи построения совместных распределений показателей обогатимости выполнено графическим методом по следующему алгоритму:

– взаимное наложение графиков зональности размещения руд по показателю вкрапленности зерен и содержанию железа в магнитных фракциях;

– при построении графика совместного распределения обоих показателей применяется принцип последовательного понижения критерия (табл. 3).

На рис. 5 представлен график зональности размещения титаномагнетитовых руд по комплексному показателю обогатимости на Северном карьере.

Полученная по результатам геометризации зональность качественных показателей руд отражает сортовой состав рудных тел. Для более строгой оценки сортности руд выполнен анализ значимости отклонений среднесортовых показателей.

С этой целью используется критерий Стьюдента [9–11]:

$$t_{n_1+n_2+2;\,0,95} > \frac{|\overline{x}_1 - \overline{x}_2|}{D}\sqrt{\frac{n_1 n_2}{n_1 + n_2}},$$

где $\overline{x}_1$, $\overline{x}_2$ – средние значения статистических совокупностей; $n_1$, $n_2$ – объемы статистических совокупностей.

Тогда

$$D = \frac{(n_1 - 1)D_1 + (n_2 - 1)D_2}{n_1 + n_2 - 2},$$

где $D_1$, $D_2$ – дисперсии статистических совокупностей.

**Таблица 4. Рекомендуемые способы управления качеством руды (УКР)**
**Table 4. Recommended methods of ore quality management**

| Объекты УКР | Информационная база, методы ее создания | Управляющее воздействие | |
|---|---|---|---|
| | | разделение | объединение |
| Руда в недрах | Данные о пространственном распределении показателей качества, полученные путем опробования разведочных или взрывных скважин. Геологические и геофизические методы | Предварительная концентрация на стадии выемки, корректировка контуров подсчетных блоков; оперативный подсчет запасов | Стабилизация характеристик руды при выдаче из очистных блоков; выдача руды в режиме усреднения участков с различными показателями качества |
| Отбитая руда на стадии транспортирования | Данные опробования руды в транспортных емкостях (ковшах экскаваторов, автосамосвалах, вагонетках). Ядерно-геофизические, магнитные методы | Исключение пустой породы и некондиционной руды из последующей переработки; разделение на сорта для последующего усреднения или для раздельного обогащения | Стабилизация характеристик горной массы путем штабельного или эстакадного усреднения |
| Дробленая руда на конвейерах, в бункерах | Данные опробования потока руды на конвейерах. Ядерно-геофизические, магнитные, фотометрические методы | Выделение товарного продукта без переработки на ОФ путем порционной или покусковой сортировки (сепарации); отбраковка пустой породы и некондиционной руды; контроль качества и управления процессом обогащения | – |
| Руда на складах некондиционных руд | Данные опробования складов некондиционных руд. Ядерно-геофизические, магнитные методы | Выделение порций кондиционной руды | – |

Если неравенство выполняется, то средние $\overline{x}_1$, $\overline{x}_2$ значимо отличаются друг от друга, что указывает на различие статистических совокупностей и на необходимость применения разных режимов обогатительного передела [12].

**Выводы.** На основе выполненных исследований рекомендованы способы управления качеством руды на Гусевогорском месторождении (табл. 4).

Таким образом, генезисом предопределено геологическое строение, структура и минералогический состав месторождения. Совокупность этих факторов влияет на выбор способа отработки месторождения, технологии рудоподготовки и обогащения добываемого сырья. Предлагаемые мероприятия помогут существенно повысить эффективность отработки месторождений полезных ископаемых.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гальянов А. В., Лаптев Ю. В. Рудоподготовка на карьерах (вопросы теории и практики) Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999. 426 с.
2. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке / В. И. Ревнивцев [и др.]. М.: Недра, 1987. 307 с.
3. Рац М. В. Неоднородность горных пород и их физических свойств. М.: Наука, 1968. 108 с.
4. Яковлев В. Л., Лаптев Ю. В., Яковлев А. В. Геоинформационная оценка изменчивости качества титаномагнетитовых руд Гусевогорского месторождения // Литосфера. 2014. № 5. С. 122–128.
5. Яковлев В. Л., Лаптев Ю. В., Гордеев В. А., Яковлев А. М. Геоинформационная оценка распределения показателей обогатимости титаномагнетитовых руд в контурах отрабатываемых карьеров Гусевогорского месторождения // Литосфера. 2016. № 2. С. 111–120.
6. Малышев И. И. Закономерности образования и размещения месторождения титановых руд. М.: Госгеолиздат, 1957. 272 с.
7. Качканарский ванадий / А. Ф. Захаров [и др.]. Свердловск: Среднеуральское кн. изд-во, 1964. 303 с.
8. Букринский В. А. Геометрия недр. М.: Недра, 1985. 456 с.
9. Гордеев В. А., Диденко И. М. Статистические методы обработки маркшейдерско-геологической информации: учеб. пособие. Екатеринбург: СГИ, 1992. 87 с.
10. Blending and handling iron ores. The Mining Journal. 1962. Vol. 259. No. 6630. P. 234–237.
11. Dufour R. Some aspects of mine planning. Canadien Mining Journal. 1972. Vol. 93. No. 12. P. 42–44.
12. Kvapil R. Probleme des gravitationsflusses von schuttgutern. Aufbereitungstechnik. 1964. N. 3. S. 139–144.

Поступила в редакцию 16 июля 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Лаптев Юрий Викторович** – доктор технических наук, профессор кафедры маркшейдерского дела Уральского государственного горного университета. E-mail: kmd@mail.ru
**Гордеев Виктор Александрович** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой маркшейдерского дела Уральского государственного горного университета. E-mail: gordeev.v@ursmu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-67-78

# Mineral raw material quality management based on the integrated estimation of ore contrast ratio and the results of deposit geometrisation (by the example of EVRAZ KGOK)

**Iurii V. Laptev [1], Viktor A. Gordeev[1]**
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

***Abstract***

***Research relevance.*** *The article substantiates the choice of an effective technology of mineral raw quality control at mining enterprises. In the present article, based on the analysis of ore quality management current system at the Gusevogorskoye deposit of titanium magnetite ore in EVRAZ KGOK, low blending effectiveness in the open pit and in the factory has been shown. It leads to low indicators of raw material dressability, as well as to significant unjustifiability of planned and actual characteristics of processing. Genesis of a deposit predetermines its geological system, structure and mineralogical composition.*

***Research aims*** *to estimate negative impact of the mentioned factors and choose the method of mining, ore dressing technology, and produced raw material processing. The article presents the results of investigations into the factors, which determine the choice of ore dressing methods in a mining enterprise.*

***The essentials of methodology*** *of research carried out at Gusevogorskoye deposit are the following. Firstly, contrast ratio indicator at a deposit constitutes not more than 0.4. Such value testifies to low effectiveness of separating measurers. In general, the calculation of contrast ratio indicator allows to obtain the estimate which predetermines the method of processing at a dressing plant and the technology of ore dressing at the stage of raw material extraction and processing. Secondly, mineral raw material deposit geometrisation in the fields allows to determine spatial arrangement of ore bodies for more effective mining. Geometrisation results lead to the exposure of ore grade regularities in the subsoil which*

*are used at mine planning. Thirdly, combined use of contrast ratio indicator and deposit geometrisation results determines much larger effectiveness of planning and designing of ore dressing system ads mineral raw material processing at a mining enterprise.*
***Conclusions.*** *The suggested methodology can significantly improve the effectiveness of mineral deposits mining.*

***Key words:*** *contrast ratio; ore dressing; deposit geometrisation; titanium magnetite ore; geographic information estimate; quality management; mineral raw material; mineral raw material quality indicators.*

REFERENCES

1. Galianov A. V., Laptev Iu. V. *Ore dressing at open pits (theory and practice issues)*. Ekaterinburg: IM UB RAS Publishing; 1999. (In Russ.)
2. Revnivtsev V. I. et al. (eds.) *Mineral raw preparation for dressing and processing*. Moscow: Nedra Publishing; 1987. (In Russ.)
3. Rats M. V. *Inhomogeneity of rocks and their physical properties*. Moscow: Nauka Publishing; 1968. (In Russ.)
4. Iakovlev V. L., Laptev Iu. V., Iakovlev A. V. Geographic information estimate of titanium magnetite ore quality variability at Gusevogorskoye deposit. *Lithosphere*. 2014; 5: 122–128. (In Russ.)
5. Iakovlev V. L., Laptev Iu. V., Gordeev V. A., Iakovlev A. M. Geographic information estimate of titanium magnetite ore dressability indicators distribution in the contours of the processed open pits of Gusevogorskoye deposit. *Lithosphere*. 2016; 2: 111–120. (In Russ.)
6. Malyshev I. I. *Regularities in titanium magnetite ore deposit formation and allocation*. Moscow: Gosgeolizdat Publishing; 1957. (In Russ.)
7. Zakharov A. F. et al. (eds.) *Kachkanar Vanadium*. Sverdlovsk: Sred. Ural. kn. izd-vo Publishing; 1964. (In Russ.)
8. Bukrinskii V. A. *Geometry of the subsoil*. Moscow: Nedra Publishing; 1985. (In Russ.)
9. Gordeev V. A., Didenko I. M. *Statistical methods of land surveying information processing*. Ekaterinburg: SGI Publishing; 1992. (In Russ.)
10. Blending and Handling Iron Ores. *The Mining Journa*l. 1962; 259 (6630): 234–237.
11. Dufour R. Some aspects of mine planning. *Canadian Mining Journal*. 1972; 93 (12): 42–44.
12. Kvapil R. Probleme des gravitationsflusses von schuttgutern. *Aufbereitungstechnik*. 1964; 3: 139–144.

Received 16th July 2018

**Information about authors:**

**Iurii V. Laptev** – Doctor of Engineering Science, professor of the Department of Mine Surveying, Ural State Mining University. E-mail: kmd@mail.ru
**Viktor A. Gordeev** – Doctor of Engineering Science, Professor, Head of the Department of Mine Surveying, Ural State Mining University. E-mail: gordeev.v@ursmu.ru

**Для цитирования:** Лаптев Ю. В., Гордеев В. А. Управление качеством минерального сырья на основе комплексной оценки контрастности руд и результатов геометризации месторождения (на примере ОАО «Евраз КГОК») // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 67–78.
**For citation:** Laptev Iu. V., Gordeev V. A. Mineral raw quality management based on the integrated estimation of ore contrast ratio and the results of deposit geometrisation (by the example of EVRAZ KGOK). *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 67–78.

УДК 622.73 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-79-86

# Проблемы методологии оценки селективности дезинтеграции руд

**Хопунов Э. А.**[1]
[1] Консультационно-аналитический центр «Российский стандарт»
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Хохрякова, 104)

***Реферат***

***Целью работы*** *является анализ проблем исследования дезинтеграции руд, обусловленных неоднозначностью определений используемой терминологии: раскрытие, дезинтеграция, селективность и т. п. В ходе анализа обоснованы различия понятий, характеризующих свойства руд и процессов дезинтеграции, – «степень раскрытия» и «показатель селективности разрушения». В отличие от дезинтеграции, селективное разрушение является относительным, поскольку связано с направленным разрушением избранных структур. В качестве таких структур можно отметить: поверхности срастания минералов, минеральной фазы, которую избирательно необходимо разрушить для «освобождения» извлекаемых минералов и др. Селективное разрушение и дезинтеграция тождественны лишь в частном случае, когда раскрытие извлекаемых минералов при дезинтеграции осуществляется точно по поверхности срастания (селективность относительно срастания минералов).*

***Методология исследований*** *включала оценку ограничений различных моделей раскрытия руд, связанных с представлениями о бинарной системе раскрываемых минералов, случайном разрушении, не зависящем ни от механических свойств, ни от структуры руды. Модификация моделей связана с появлением новых инструментов и программных продуктов для анализа структуры и состава, в частности компьютерной рентгеновской микротомографии. В то же время появляющиеся «новые критерии селективности» не содержат элементов, отвечающих за селективность разрушения и тождественны критерию раскрытия.*

***Областью применения результатов*** *исследований являются процессы раскрытия минералов при измельчении руд, для которых количественный показатель оценки селективности разрушения является важным параметром формирования схем рудоподготовки, так как он связан с эффективностью энергопотребления и полнотой извлечения нужного компонента.*

***Ключевые слова:*** *дезинтеграция; селективное разрушение; раскрытие; рудоподготовка.*

**Целью работы** является анализ проблем, обусловленных неоднозначностью применения некоторых определений, используемых при описании процессов рудоподготовки: раскрытие, дезинтеграция, селективность, и обоснование необходимости устранения терминологических нарушений. Актуальность этой проблемы продиктована развитием цифровых геотехнологий, для которых нарушение единства определений становится причиной различной трактовки представляемых результатов, отождествления выводов, относящихся к разным явлениям в процессах рудоподготовки. Применение новых инструментальных средств и программных продуктов для обработки результатов оценки раскрытия руд требует большего внимания к метрологическому сопровождению, призванному обеспечить сопоставимость и воспроизводимость исследований.

Рассмотрим специфику некоторых определений. *Раскрываемость* представляет собой технологический параметр, характеризующий склонность минералов

к раскрытию при разрушении руд. *Дезинтеграция* (в идеальном варианте) означает полное раскрытие минералов как структурных единиц (по межминеральным и межзерновым границам срастания) без нарушения их целостности. В наиболее общем виде *степень раскрытия* (вскрытия) представляет собой *отношение параметров, характеризующих раскрытые минералы в оцениваемом продукте (масса, объем, количество зерен и т. п.), к тождественным характеристикам минерала в исходном продукте (руде, пробе, классе крупности и т. п.)*. Основные проблемы раскрытия в большей степени связаны с формированием модели предмета оценки, поскольку большое разнообразие структурно-минералогических характеристик руд и условий их разрушения породило множество моделей раскрытия. Если в части определения термина «раскрытие» (liberation) существует определенное единство в области его применения, то унификация и стандартизация методов подготовки объекта оценки вызывает много вопросов [1–6].

**Методология исследований** основана на анализе некоторых из существующих моделей раскрытия. Общим недостатком множества моделей раскрытия, не зависящим ни от структуры руд, ни от механических свойств самих раскрываемых минералов, является то, что в их основе лежат представления о бинарной системе раскрываемых компонентов и случайном разрушении. При таких ограничениях показатель раскрытия оценивает не столько склонность руды к освобождению минералов, сколько результат взаимодействия нагружающего устройства с объектом разрушения. Искажение условий воспроизводимости и сопоставления результатов разрушения в значительной степени связано с нарушением требований единства метрологического обеспечения, обусловленных применением различных нагружающих устройств и разного гранулометрического состава исходного продукта. Кроме того, для упрощения моделей и использования простых математических выражений в них вводят ограничительные условия, снижающие объективность результатов. Наиболее распространенными ограничениями являются предположения о равнопрочности минералов, аппроксимация минералов зернами правильной формы одинакового размера, пренебрежение петрофизическими характеристиками руд и др.

В работе [7] предпринята попытка компьютерного моделирования раскрытия руд в рамках стохастического подхода и случайного разрушения. Подобный подход применим для анализа биминеральных систем с простой морфологией структуры. Распространение модели с такими ограничениями на полиминеральные системы с широким спектром структурных характеристик не позволяет получить практически значимые результаты без введения в модель параметров, определяющих раскрытие. Структурные параметры, физико-механические свойства компонентов разрушаемой руды, трещиноватость минералов, факторы нагружения – неполный перечень факторов, влияющих на раскрытие при разрушении руд. Адекватность компьютерного моделирования раскрытия становится еще более проблематичной при попытке учесть зависимость структуры напряженного состояния от параметров нагружения, которое определяет в конечном итоге тип разрушения: транскристаллитный или интеркристаллитный. Усложнение математических моделей процесса раскрытия при попытках учесть изменения структуры и свойств минералов в элементах раскрытия, вновь образующихся на каждом шаге разрушения, ограничивает возможности практического их применения. Серьезной проблемой компьютерного моделирования раскрытия является отсутствие количественных параметров морфогенетических и структурных характеристик руд с различным типом срастаний минералов. Указанные факторы приводят к неопределенности размеров фракций, в которых изначально предполагается проведение оценки показателя раскрытия при анализе процессов или оборудования для разрушения. В силу широкого спектра петрографических ха-

рактеристик руд невозможно априори задать унифицированную градацию классов, в которых необходимо проводить анализ раскрытия. Указанные обстоятельства приводят к снижению воспроизводимости и сопоставления оценок раскрытия. Практически значимый результат моделирования процесса разрушения руд возможен лишь при учете всех факторов, определяющих раскрытие, значительную часть которых можно определить экспериментальным путем [8]. Таким образом, физическое моделирование процессов раскрытия на основе множества экспериментально определяемых параметров является наиболее адекватным методом оценки показателя раскрытия минералов, столь необходимого при проектировании и создании технологий переработки минерального сырья. В контексте определения термина «раскрытие» в литературе можно встретить показатель (коэффициент) селективности разрушения (измельчения).

Так, в работе П. Е. Остапенко (следует отметить, что по инициативе П. Е. Остапенко в начале 1970-х гг. в НИИ «Уралмеханобр» были начаты исследования свойств границ срастания магнетита в железных рудах; ссылки на публикации по данной теме приведены в работе [8]) одновременно с традиционным показателем раскрытия (вскрытия) $P_i = n_i / N_i$ ($n_i$ – число раскрытых зерен; $N_i$ – общее число зерен $i$-го минерала) приводится коэффициент селективности измельчения $\psi = S_{к.с} / S_{общ}$ ($S_{к.с}$ – вновь образованная поверхность по границе срастания минералов; $S_{общ}$ – общая вновь образованная поверхность измельченного продукта, м$^2$/г) [5]. Автор [5] не случайно вводит разные понятия для характеристики руды и для показателя измельчения – степень раскрытия и селективность раскрытия. Предложенный показатель $\psi$ однозначно связывает селективное разрушение с параметрами поверхности срастания минералов. Предельные значения показателя $\psi = 1$ (или $\psi = 0$) означают, что раскрытие минералов произошло (или не произошло) по поверхности срастания, т. е. селективно (неселективно) относительно поверхности, разделяющей минералы. Для оценки $S_{к.с}$ автор применил оригинальный способ селективного растворения одного из минералов в исследуемом срастании.

Показатель селективности измельчения, структурно правильно отражающий модель рассматриваемого явления, представлен в работе [9]: $K_P = (E_0 - E_2)/E_1$ ($E_0$ – поверхностная энергия всех минералов в исходных кусках; $E_1$ – поверхностная энергия всех частиц после измельчения – освобожденная поверхностная энергия; $E_2$ – неосвобожденная поверхностная энергия контактов между минералами в сростках). У физически адекватной формулы есть один недостаток – отсутствуют методы и средства экспериментального определения входящих в нее величин, что превращает данное выражение в теоретический анонс, лишенный практического смысла. Очевидно, в силу данного обстоятельства указанный показатель так и не был измерен на протяжении уже нескольких десятков лет.

Модифицированные модели раскрытия, появившиеся в последние годы, в значительной степени связаны с появлением новых инструментов и программных средств анализа структуры, состава руд и продуктов их разрушения. К их числу можно отнести модель, основанную на постулатах о неслучайном разрушении руд и на новых количественных структурных параметрах, полученных методом компьютерной рентгеновской микротомографии [10]. Построение трехмерного изображения 3D-структуры в сочетании с традиционными 2D- и 1D-методами анализа структур дает возможность получить полное представление о геометрии поверхности срастания минералов и объективно оценить распределение раскрытых минералов и сростков по крупности. Такой подход позволяет снизить невязки результатов оценки структурных характеристик руд, обусловленные стереологической реконструкцией при переводе параметров объекта из плоской в трехмерную. Тем не менее слабым звеном указанного подхода остается игнори-

рование стандартизации условий разрушения, обеспечивающих сопоставимость характеристик прилагаемых нагрузок.

В недавних работах [11, 12] представлена «новая методика оценки селективности процессов дробления». Ссылаясь на применение современных методов технологической минералогии, авторы выводят «критерий селективности», позволяющий, по их мнению, оценивать эффективность дробильного и измельчительного оборудования. Селективность дробления предлагается оценивать по формуле $L_o = \gamma_i (N_{ik} / N_{i0})$, где $\gamma_i$ – выход $i$-го класса в дробленом продукте; $N_{ik}$ – количество свободных зерен полезного минерала в заданном классе крупности дробленого продукта; $N_{i0}$ – количество свободных зерен полезного минерала в заданном классе крупности исходного материала; $i$ – класс крупности. Простой анализ показывает, что «новый критерий» не содержит ни одного элемента, отвечающего за селективность разрушения. Достаточно сравнить представленный в указанных работах «критерий селективности» с традиционным определением показателя раскрытия, чтобы убедиться в очевидном: формула для «критерия селективности дробления» в [11, 12] тождественна формуле коэффициента степени раскрытия минералов [1–6] как по входящим в нее параметрам, так и по методам их измерения. Указанные метрологические неточности можно было бы связать с неправильной трактовкой понятия «селективность разрушения». На них не следовало бы обращать внимания, если бы они не появлялись с определенной периодичностью на страницах академических изданий, в материалах международных конференций и конгрессов. Для того чтобы математическое выражение отражало степень селективности, оно должно, как минимум, содержать показатели, характеризующие селективность разрушения, например стереометрические параметры руды и продуктов разрушения, как в работе [5], или соотношение числа зерен раскрытых интеркристаллитно и транскристаллитно, как в работе [7]. Терминологическая «путаница», возможно, связана с поверхностным представлением о физической сути явлений селективного разрушения и дезинтеграции. *Дезинтеграция* в общем случае означает «распад, разложение целого на составные части» (отождествление ее с селективным разрушением возможно лишь при определенных условиях). В процессах рудоподготовки дезинтеграцию можно рассматривать как результат распада агломерированной структуры, состоящей из связанных между собой минералов, и перевод ее в состояние, в котором все входящие минералы физически отделены друг от друга (раскрыты). В отличие от термина «разрушение» (в общеупотребительном смысле) «дезинтеграция» представляет собой полное разделение агломерата (конгломерата) на составляющие его элементы, при этом отношение поверхности срастания элементов структуры к поверхности разрушения равно единице. В этом смысле оценка показателей идеальной дезинтеграции оказывается бессмысленной, поскольку дезинтеграция либо есть полный распад структуры на ее составляющие, либо ее нет, и процесс не завершен, либо завершен с разрушением элементов, составляющих структуру агломерата (руды). Для практической оценки степени разрушения минерального сырья на разных стадиях рудоподготовки можно рассматривать отношение числа раскрытых (освобожденных) структурных элементов к общему их числу (или к оставшимся в исходной структуре). Такое определение корреспондирует с показателем раскрытия при разрушении руд. Однако необходимо понимать качественное различие этих определений, поскольку в числителе формулы показателя раскрытия включены все свободные фрагменты раскрываемого минерала, при этом не делается никаких оценок, каким образом произошло их разрушение: по границе срастания (интеркристаллитно) или по зерну минерала (транскристаллитно). В общем случае при измельчении руд одновременно с «дезинтеграцией» происходит разрушение уже раскрытых структурных единиц (по имеющимся в них

трещинам, границам зерен агрегата и т. п.). Полученное в результате этих процессов увеличение показателя раскрытия (за счет роста числа переизмельченных раскрытых частиц) не имеет никакого отношения к «критерию селективности дробления», поскольку не связано с селективным (интеркристаллитным) разрушением относительно границ срастания.

Важным обстоятельством при анализе дезинтеграции является необходимость учитывать масштаб выделяемых структур: агрегат (поликристалл), зерно (монокристалл), молекула, атом и т. д. Вне указанных ограничений понятие дезинтеграции теряет определенность, поскольку отсутствует предел распада целого на структурные составляющие. В процессах рудоподготовки по умолчанию принимается, что дезинтеграция горной массы ограничивается размерами структурных элементов, подлежащих концентрированию: в идеале это зерна или агрегаты различных мономинеральных фракций. В минералогии принято считать морфологической единицей структуры минеральное зерно, индивид, а морфологической единицей текстуры – минеральный агрегат. Распад (разрушение) поликристаллических минералов на «монокристаллы» в структуре, в которой извлекаемый минерал находится внутри матрицы поликристаллического агрегата, можно считать дезинтеграцией данной структуры. Примером идеальной дезинтеграции может служить распад смерзшихся сыпучих тел (песка, угля и т. п.), в которых «связка» в форме льда под действием тепла переходит в иное фазовое состояние – воду, освобождая твердые горные породы в их естественном состоянии. В данном случае кристаллическая связка (лед) распадается на молекулы воды (масштаб дезинтеграции связки), освобождая агломерированные компоненты без разрушения. Похожие процессы можно наблюдать в глинистых породах, содержащих в матрице извлекаемые минералы. В процессе дезинтеграции под действием воды твердая матрица глинистых пород распадается на различные гидраты алюминиевых и слоистых силикатов, освобождая «сцементированные» извлекаемые минералы.

Селективное разрушение относится к особому типу разрушения, которое не обязательно ассоциировать с дезинтеграцией. Селективное разрушение по определению является относительным [8], поскольку оно связано с направленным разрушением заданных элементов структуры: поверхность срастания минералов или избранная минеральная фаза, которую необходимо разрушить для «освобождения» извлекаемых минералов, и др. Относительность селективного или избирательного разрушения руды можно проиллюстрировать следующими примерами:

– разрушение руды на составляющие минералы в их естественной крупности возможно при структурах, состоящих из 2–3 минералов, прочность связи между которыми значительно ниже прочности самих минералов; подобное разрушение – редкое явление и единственный случай, когда удельная поверхность срастания может совпасть с удельной поверхностью раскрытого минерала (идеальная и полная дезинтеграция);

– разрушение вмещающих пород с сохранением целостности извлекаемого минерала – ситуации более частые; как правило, проявляются для идиоморфных зерен извлекаемого минерала в раскристаллизованной поликристаллической вмещающей матрице, у которой межзерновая прочность связи кристаллов ниже прочности границ срастания и прочности самого извлекаемого минерала; удельная поверхность срастания извлекаемого минерала может совпадать с удельной поверхностью раскрытого минерала;

– намеренное разрушение извлекаемого минерала, содержащего внутри посторонние минералы; в этом случае раскрытие неизбежно связано с разрушением самого минерала, и задача селективного разрушения – свести к минимуму поверхность транскристаллитного разрушения «полезного» минерала.

Автор работы [5], вводя показатель «селективности измельчения», не случайно отождествляет его с коэффициентом интеркристаллитного разрушения, указывая на избирательность относительно поверхности срастания минералов. Употреблять понятие «селективность» без однозначного указания области его применения – заведомо вводить в заблуждение или девальвировать само определение. Сказанное относится и к использованию различных словосочетаний с понятием «селективный» без его четкого определения. Например, часто встречаемое словосочетание «селективная дезинтеграция» лишено смысла при отсутствии определения и указания параметров селективности. Селективное разрушение и дезинтеграцию можно отождествить лишь в частном случае, например, когда раскрытие извлекаемых минералов при дезинтеграции осуществляется точно по поверхности срастания (селективность относительно границ раздела минералов). В рудоподготовке, целью которой является концентрирование раскрытых минералов в соответствующие продукты, селективное разрушение связано с различием разделительных характеристик минералов. Таким образом, говорить о критериях селективности разрушения без четкого определения предмета оценки – занятие сродни схоластике (представлениях, основывающихся на отвлеченных рассуждениях, не проверяемых опытом).

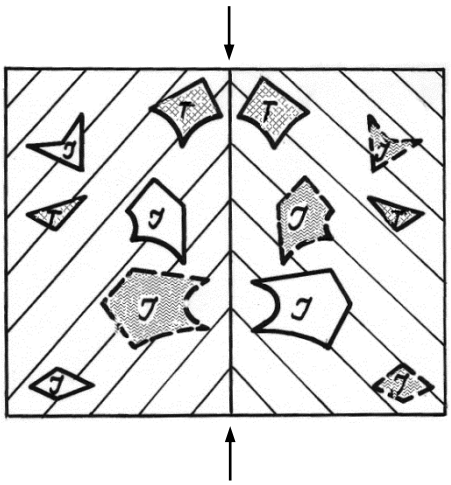


Рис. 1. Зеркальное отражение поверхности парных изломов. *I, T* – интеркристаллитное и транскристаллитное разрушение минералов
Fig. 1. Mirror reflection of a twin-fracture surface. *I, T* – intercrystalline and transcrystalline mineral destruction

**Областью применения результатов** исследований являются процессы раскрытия минералов при измельчении руд, для которых количественный показатель оценки селективности разрушения связан с эффективностью энергопотребления и полнотой извлечения нужного компонента. Однако на сегодня нет ни одного примера обоснованного расчета (измерения) критерия оценки селективности разрушения. Физически корректная оценка селективности разрушения возможна лишь при однозначной идентификации состояния поверхности продуктов разрушения, позволяющей определить соотношение транскристаллитной и интеркристаллитной вновь образованной поверхности. В настоящее время отсутствуют метрологически безупречные методы оценки показателя селективности разрушения для продуктов дробления и измельчения. Для образцов правильной формы известна методика оценки склонности руд к селективному разрушению [8], которая основана на анализе поверхностей разрушения, образованных при контролируемой деформации растяжения (рис. 1). Получаемая в этом методе микрофрактография поверхности парного скола позволяет идентифицировать вид разрушения: транскристаллитный (по зерну минерала *T*) или интеркристаллитный (по границе срастания минералов *I* ).

Степень селективности разрушения образца руды оценивалась методом структурного стереологического анализа путем расчета площади и числа зерен с идентифицированными поверхностями сколов (в данном случае магнетита и вмещающей матрицы). Отношение площади зерен магнетита, разрушенных интеркристаллитно $S_i$, к полной поверхности разрушения магнетита, выходящего на поверхность излома, может служить критерием селективности разрушения для данного минерала $K_s = S_i /(S_i + S_t)$, где $S_t$ – площадь поверхности зерен магне-

тита, разрушенных по объему зерна (транскристаллитное разрушение). С учетом известных стереологических соотношений, выражение можно записать в форме, удобной для экспресс-анализа $K_s = N_i / (N_i + N_t)$, где $N_i$, $N_t$ – число зерен с интеркристаллитным и транскристаллитным изломом. Разрушение образца правильной формы с надрезом при трехточечном изгибе является одним из немногих способов получения и возможности сопоставления парных поверхностей для оценки характера разрушения. При дроблении и измельчении руда подвергается сложным деформациям, обусловленным трансформацией приложенных нагрузок в деформации сжатия, сдвига и растяжения. Основная сложность однозначной оценки показателя селективности обусловлена тем, что в результате разрушения образуется множество фрагментов с разным типом поверхности. Идентификация принадлежности поверхности разрушения и отнесение ее к конкретному типу представляет собой задачу, которая пока не имеет простого решения, пригодного для широкой практики.

Таким образом, одной из важных задач современной технологической минералогии в решении проблем рациональной рудоподготовки является создание моделей, способных учесть и объединить три группы факторов: комплекс характеристик руды (структурных и физических), параметры нагружения и требования к конечному продукту (качество концентрата, энергопотребление, гранулометрический состав и т. п.). Указанная конвергенция предполагает метрологическое сопровождение, обеспечивающее единство терминологии, единство методов оценки показателей, определяющих разрушение руд и раскрытие минералов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Годен А. М. Основы обогащения полезных ископаемых. М.: Металлургиздат, 1946. 535 с.
2. Wiegel R. L., Li K. A random model for mineral liberation by size reductions // Trans AIME. 1967. Vol. 238. P. 179–189.
3. King R. P. A model for the quantitative estimation of mineral liberation by grinding // Int. J. Min. Proc. 1979. Vol. 6. P. 207–220.
4. Кармазин В. И. Обогащение руд черных металлов. М.: Недра, 1982. 216 с.
5. Остапенко П. Е. Обогащение железных руд. М.: Недра, 1977. 274 с.
6. Козин В. З., Нестерова Т. В. Формулы раскрытия фаз и образования сростков при разрушении кусков руды // Известия вузов. Горный журнал. 1995. № 9. С. 131–136.
7. Васильев П. В. Оценка функции распределения частиц по размерам и составу при анализе изображений измельченных руд // Научные ведомости БелГУ. Информатика и вычислительная техника. 2007. № 7 (38). Вып. 4. С. 82–88.
8. Хопунов Э. А. Основы дезинтеграции руд и техногенных материалов. М.: РУСАЙНС, 2016. 474 с.
9. Денев С. И., Стоицева Р. В. Изменения в структуре минералов при механических воздействиях // 13th. Jnt. Miner. Proc. Congr. Warszawa. 1979. Prepr. Pap. Vol. 1. P. 427–448.
10. Mariano R. A., Evans C. L., Manlapig E. Definition of random and non-random breakage in mineral liberation //A review. Miner. Eng. 2016. № 94. P. 51–60.
11. Газалеева Г. И., Братыгин Е. В., Курков А. В., Рогожин А. А. Критерии выбора оптимальных схем рудоподготовки // Обогащение руд. 2015. № 6. С. 3–8.
12. Газалеева Г. И., Левченко Е. Н., Братыгин Е. В. Выбор специальных методов рудоподготовки при обогащении тонковкрапленных труднообогатимых руд, содержащих редкие металлы // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения): матер. Междунар. науч. конф. Красноярск, 2017. С. 34–37.

Поступила в редакцию 12 сентября 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Хопунов Эдуард Афанасьевич** – доктор технических наук, директор по науке ЗАО «Консультационно-аналитический центр «Российский стандарт». E-mail: hopunov@gmail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-79-86

## Problems of the methodology for assessing the selectivity of disintegration of ores

**Eduard A. Khopunov**[1]
[1] Consulting and Analytical Centre “Russian Standard”, Ekaterinburg, Russia.

***Abstract***

***Research aim*** *is to analyze the problems of ores disintegration study conditioned by ambiguous definitions of the terminology: liberation, disintegration, selectivity, etc. In the course of the analysis, the differences in the concepts characterizing the properties of ores and disintegration processes are substantiated: "the degree of liberation" and the "index of destruction selectivity". Unlike disintegration, selective destruction is relative, because it is associated with the directed destruction of selected structures. As such structures, it is possible to note: the surfaces of the intergrowth of minerals, the mineral phase, which must be selectively destroyed for the "liberation" of minerals to be extracted, etc. Selective destruction and disintegration are identical only in the particular case when the liberation of minerals being recovered during disintegration is carried out exactly along the intergrowth concerning the fusion of minerals.*

***The research methodology*** *included the assessment of the limitations of various ore liberation models associated with the concepts of a binary system of liberation minerals, accidental failure, independent of either mechanical properties or ore structure. Modification of models is associated with the emergence of new tools and software products for structure and composition analysis, in particular, computer X-ray microtomography. At the same time, the emerging "new selectivity criteria" do not contain elements responsible for the selectivity of destruction and are identical to the disclosure criterion.*

***The field of application*** *of the research results are the processes of minerals liberation in the grinding of ores, for which the destruction selectivity assessment quantitative measure is an important parameter in the formation of ore dressing schemes, since it is related to the efficiency of energy consumption and the desired components extraction completeness.*

***Key words:*** *disintegration; selective destruction; liberation; ore dressing.*

REFERENCES

1. Goden A. M. *Fundamentals of mineral processing*. Moscow: Metallurgizdat Publishing; 1946. (In Russ.)
2. Wiegel R. L. A random model for mineral liberation by size reductions. *Trans AIME*. 1967; 238: 179–189.
3. King R. P. A model for the quantitative estimation of mineral liberation by grinding. *Int. J. Min. Proc*. 1979; 6: 207–220.
4. Karmazin V. I. *Processing of ferrous metal ores*. Moscow: Nedra Publishing; 1982. (In Russ.)
5. Ostapenko P. E. *Processing of iron ores*. Moscow: Nedra Publishing; 1977. (In Russ.)
6. Kozin V. Z., Nesterova T. V. Formulas for phases disclosure and the formation of splices under ore lumps destruction. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1995; 9: 131–136. (In Russ.)
7. Vasiliev P. V. Estimation of the distribution function of particles by size and composition in the analysis of images of crushed. *Belgorod State University Scientific Bulletin. Information Technology and Computer Engineering*. 2007; 7 (38, 4): 82–88. (In Russ.)
8. Khopunov E. A. *Fundamentals of ores disintegration and man-made materials*. Moscow: RUSAINS Publishing; 2016. (In Russ.)
9. Denev S. I., Stoitseva R. V. Changes in the structure of minerals under mechanical influences. *13th. Int Miner. Proc. Congr. Warszawa*. 1979; Prepr. Pap. (1): 427–448. (In Russ.)
10. Mariano R. A., Evans C. L., Manlapig E. Definition of random and non-random breakage in mineral liberation. *A review. Miner. Eng*. 2016; 94: 51–60.
11. Gazaleeva G. I., Bratygin E. V., Kurkov A. V., Rogozhin A. A. Criteria for choosing optimal ore dressing schemes. *Mineral Processing*. 2015; 6: 3–8. (In Russ.)
12. Gazaleeva G. I., Levchenko E. N., Bratygin E. V. Selection of special ore dressing methods for finely minified ore containing rare metals processing. In: *Proceedings of the International Scientific Conference, Modern Problems of Complex Processing of Difficult-To-Refractory Ores and Technogenic Raw Materials, Plaksin Readings*. Krasnoyarsk; 2017. p. 34–37. (In Russ.)

Received 12th September 2018

**Information about authors:**

**Eduard A. Khopunov** – Doctor of Engineering Science, science advisor of Consulting and Analytical Centre “Russian Standard”. E-mail: hopunov@gmail.ru

**Для цитирования:** Хопунов Э. А. Проблемы методологии оценки селективности дезинтеграции руд // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 79–86.
**For citation:** Khopunov E. A. Problems of the methodology for assessing the selectivity of disintegration of ores. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 79–86.

УДК 330.34:336.64 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-87-94

# Market capitalization of the largest enterprises of Russian mineral resources sector in the conditions of a resource export economic model

**Podkorytov V. N.[1], Mochalova L. A.[1]**
[1] Ural State Mining University
(30, Kuibysheva Str., Ekaterinburg, Russia)

***Abstract***

***Research aim.*** *The article is dedicated to the fundamental analysis of stocks of the largest enterprises of Russian mineral resources sector. The interest to the given subject has been attracted due to high market capitalization and, consequently, investment appeal of the given companies in the conditions of a resource export economic model.*

***The subject of the research.*** *Highly liquid stocks (blue chips) of eight resource companies served as the subject of the research: PJSC ALROSA, PJSC Gazprom, PJSC MMC "Norilsk Nickel", PJSC NOVATEK, PJSC LUKOIL, PJSC "Surgutneftegas", PJSC TATNEFT, and PJSC Rosneft Oil Company.*

***Research methodology.*** *Fundamental analysis tools are the price multiples: "market capitalization / net earnings", "market capitalization / sales revenue", "market capitalization / book value of net worth".*

***Results.*** *The analysis has shown that out of all the issuers under consideration only PJSC Gazprom can be distinguished as the most sustainable company possessing optimal price multiples, in the other cases the balance between market capitalization of the enterprises and financial results of their activity is to some extent lacking. Almost all of eight Russian resource companies under consideration are overvalued by the market.*

***Results application area.*** *The results of the research can be used by investors willing to invest money in blue chips of Russian stock market.*

***Summary.*** *The results of the fundamental analysis involve determinating speculative character of stocks of almost all large enterprises of Russian mineral resources sector. It points to the riskiness of investing in the given securities: any negative external information can lead to sharp stock prices decline and to their issuers' market capitalization decrease.*

***Key words:*** *market capitalization; largest enterprises of a mineral resources sector; export-oriented economic model; innovation model of economy; price multiple; blue chips.*

**Introduction.** The analysis of modern social-economic situation in Russia testifies to the realization of a resource export model of national economy characterized by obvious resource orientation of the country's export.

Firstly, because of significant fluctuation of raw material prices [1], as well as other macroeconomic factors impact [2–5], macroeconomic instability increases, financial crises occur, and national companies' investment appeal finally falls. It turns out that under the realization of a "resource" model social-economic situation in the country depends largely on world prices for natural resources (oil and gas first of all).

Secondly, the potential of a "resource" model is limited by the proved mineral reserves which deplete in the course of time and in order to replenish them it requires to carry out expensive works on new mineral deposits prospecting and exploration [6–8]. Significant capital investments in "resource" sector reduce money flow in other (including knowledge-based) economic sectors, and mineral production as a whole leads to the reduction of national wealth of the country.

Thirdly, the formation of bonds between the state and resource companies is common with the "resource" economic model, which restrain competition and lead to the given companies monopolism distorting investment processes in economy. High rate of return of the "resource" sector attracts best material resources, labour force, and financial resources, thereby impoverishing other sectors. Things are made worse by the fact that capital surplus of the resource companies is utilized extremely irrationally (exported) [9–12].

Because of the monopolistic position, share yield (exchange and dividend) of national resource companies is on average higher than yield of many other financial instruments. Being highly liquid stocks (blue chips), they are one of the main financial investments along with bank deposits, government bonds, real estate, precious metals, etc.

The rating of the most valuable Russian public companies [13], formed by the rating agency RIA Rating of a media group MIA Rossiya Segodnya, shows high market capitalization of the largest companies of Russian mineral resource sector (table 1). However the world's practice shows a tendency towards the reduction of market capitalization of resource companies as compared to high-tech companies which have recently reached the first places in capitalization ratings [14].

**Table 1. The largest companies of Russian mineral resources sector by capitalization [13]**
**Таблица 1. Крупнейшие компании минерально-сырьевого комплекса России по капитализации [13]**

| Company (branch) | Capitalization, **$** mln (company's position in the rating) | | |
|---|---|---|---|
| | 2016 (at the end of 2015) | 2017 (at the end of 2016) | 2018 (at the end of 2017) |
| PJSC Gazprom (oil and gas production and oil refining) | 44258 (1) | 59932 (3) | 53349 (2) |
| PJSC Rosneft Oil Company (oil and gas production and oil refining) | 37245 (2) | 69907 (1) | 53304 (3) |
| PJSC LUKOIL (oil and gas production and oil refining) | 27457 (4) | 48076 (4) | 48993 (4) |
| PJSC NOVATEK (oil and gas production and oil refining) | 24805 (5) | 39220 (5) | 35543 (5) |
| PJSC MMC "Norilsk Nickel" (non-ferrous metallurgy, mineral production) | 19918 (6) | 26201 (6) | 29511 (6) |
| PJSC "Surgutneftegas" (oil and gas production and oil refining) | 16745 (7) | 18217 (7) | 17191 (9) |
| PJSC TATNEFT (oil and gas production and oil refining) | 9548 (11) | 15123 (11) | 17959 (8) |
| PJSC ALROSA (mineral production) | 5676 (18) | 11732 (14) | 9584 (18) |

**Research aim.** The article is dedicated to the fundamental analysis of stocks of the largest enterprises of Russian mineral resources sector allowing to estimate the reasonability of financial investments. The interest to the given subject has been attracted due to high market capitalization and, consequently, investment appeal of the given companies in the conditions of a resource export economic model.

**The subject of the research.** Highly liquid stocks (blue chips) of eight largest companies, which represent Russian mineral resources sector, served as the subject of the research: PJSC ALROSA, PJSC Gazprom, PJSC MMC "Norilsk Nickel", PJSC NOVATEK, PJSC LUKOIL, PJSC "Surgutneftegas", PJSC TATNEFT, and PJSC Rosneft Oil Company. The highest turnover is accounted for the given securities out of 50 most liquid Russian issuers traded on Moscow Exchange (MOEX), and according

to them basic market indicators are calculated – share indices PTC (RTSIndex, dollars) and MOEX (MICEXIndex, rubles).

**Research tools.** Fundamental analysis of stocks of 8 resource companies was based on the use of three price multiples P/E, P/S, and P/BV.

P/E price multiple (market capitalization/ net earnings) in its sense is close to such efficiency indicator as a simple pay-back period and, in general, indicates the number of years required for the company to recover funds currently invested by the shareholders. High P/E values, as a rule, are a negative factor and indicate the fact that the company's shares are overvalued (shares appreciation is faster than earnings growth).

P/S price multiple (market capitalization/ sales revenue) shows the relation between market capitalization (market value of a company's stock) and sales revenue. Long-term experience of valuation testifies to the fact that in the majority of cases enterprise value is higher than its annual revenue.

P/BV price multiple (market capitalization/ book value of net worth) accounts for the difference between the stock market's evaluation of the enterprise and the book value of its own capital. Ideally, P and BV should be close, and consequently their correlation should be $P/BV \approx 1$. In practice, such situation rarely occurs for two reasons: company's undervaluation ($P/BV < 1$) and overvaluation ($P/BV > 1$) by the market.

**Table 2. P/E price multiple (2013–2017)**
**Таблица 2. Ценовой мультипликатор P/E (2013–2017 гг.)**

| Company | 2013 | 2014 | 2015 | 2016 | 2017 |
|---|---|---|---|---|---|
| PJSC ALROSA | 8.25 | –27.60 | 12.80 | 5.35 | 8.68 |
| PJSC Gazprom | 2.89 | 20.00 | 4.09 | 3.84 | 4.83 |
| PJSC MMC "Norilsk Nickel" | 35.00 | 11.50 | 9.91 | 10.70 | 14.40 |
| PJSC NOVATEK | 11.00 | 35.30 | 24.10 | 18.10 | 16.10 |
| PJSC LUKOIL | 5.30 | 4.78 | 6.85 | 9.66 | 9.01 |
| PJSC "Surgutneftegas" | 3.87 | 1.00 | 5.50 | 4.39 | 4.06 |
| PJSC TATNEFT | 6.01 | 5.12 | 7.28 | 8.99 | 12.40 |
| PJSC Rosneft Oil Company | 6.87 | 5.96 | 7.55 | 24.50 | 18.20 |
| *Mean* | 9.90 | 7.01 | 9.76 | 10.69 | 10.96 |
| *Median* | 6.44 | 5.54 | 7.42 | 9.33 | 10.71 |

**Results.** Table 2 presents P/E multiples for the stocks of the resources companies under consideration for 2013–2017. As can be seen from the table, three companies have maximum value of the indicator as of 2017: PJSC MMC "Norilsk Nickel" (14.4), PJSC NOVATEK (16.1), and PJSC Rosneft Oil Company (18.2). It should be noted that only PJSC Gazprom and PJSC "Surgutneftegas" have had relatively sustainable indicated multiple over the last three years. In the course of time the growth of P/E is observed across the enterprises as a whole (see median value, fig. 1), which is a negative factor. Thus, stock market tends to overvalue the stocks of the resources companies.

Table 3 contains information on P/S multiplier for the analyzed enterprises-issuers. Half of the companies under consideration has the specified indicator that is overstated (its value is significantly higher than 1): PJSC TATNEFT (0.99–2.24), PJSC ALROSA (1.56–2.48), PJSC MMC "Norilsk Nickel" (2.33–3.42), and PJSC NOVATEK (3.68–4.47). In other words, their market value is higher than annual revenue more than 2, 3 and 4 times correspondingly. The following companies possess optimal P/S indicator: PJSC Gazprom (0.53–0.63), PJSC LUKOIL (0.34–0.61), and PJSC Rosneft Oil Company (0.38–0.86).

Fig. 2 reveals the dynamics of P/S price multiple in the group of resources enterprises (see median value) within 5 years (2013–2017). As the diagram shows, the multiple

under consideration grows on an annual basis (from 0.9 to 1.66), which, according to the authors' point of view, testifies to the fact that the companies' stocks are overvalued by the market.

As can be seen from the table 4, the highest P/BV multiples are observed of PJSC MMC "Norilsk Nickel", PJSC NOVATEK, PJSC ALROSA, and PJSC TATNEFT. Thus, for instance, the specified indicator of PJSC MMC "Norilsk Nickel" is being abnormally high within 5 years and lies within the range of 2.77–9.07. Consequently, market capitalization of the company significantly (more than 7 times) exceeds the book value of its own capital. Such situation is possible due to two reasons at the same

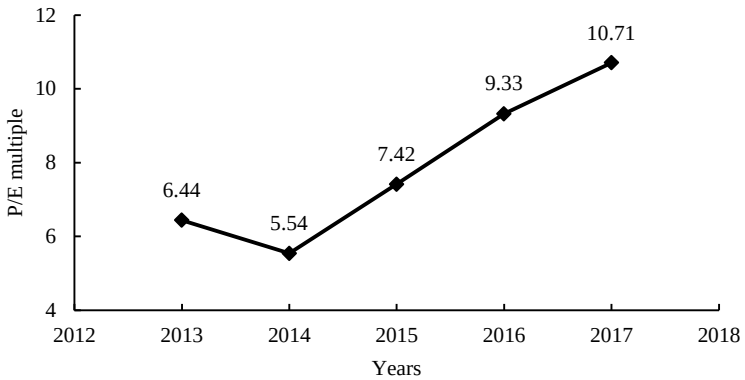



Fig.1. P/E price multiple dynamics.
Рис. 1. Динамика ценового мультипликатора P/E

time: stocks overvaluation and equity's undervaluation. As concerns P/BV multiple of the other enterprises under consideration, their stocks overvaluation by the market can also be stated (the indicators are as a whole higher than 1). PJSC Gazprom (0.30–0.36) and PJSC "Surgutneftegas" (0.29–0.49) have low value of the considered indicator, which is explained by the high level of equity in companies' assets (PJSC Gazprom leverage ratio in 2017 – 0.67, PJSC "Surgutneftegas" – 0.85).

**Table 3. P/S price multiple (2013–2017)**
**Таблица 3. Ценовой мультипликатор P/S (2013–2017 гг.)**

| Company | 2013 | 2014 | 2015 | 2016 | 2017 |
|---|---|---|---|---|---|
| PJSC ALROSA | 1.56 | 2.24 | 1.84 | 2.25 | 2.48 |
| PJSC Gazprom | 0.63 | 0.57 | 0.53 | 0.60 | 0.53 |
| PJSC MMC "Norilsk Nickel" | 2.33 | 2.83 | 2.86 | 2.92 | 3.42 |
| PJSC NOVATEK | 4.06 | 3.68 | 3.78 | 4.47 | 4.32 |
| PJSC LUKOIL | 0.39 | 0.34 | 0.35 | 0.56 | 0.61 |
| PJSC "Surgutneftegas" | 0.77 | 0.63 | 1.55 | 1.33 | 1.08 |
| PJSC TATNEFT | 1.03 | 0.99 | 1.30 | 1.66 | 2.24 |
| PJSC Rosneft Oil Company | 0.57 | 0.38 | 0.52 | 0.86 | 0.67 |
| *Mean* | 1.42 | 1.46 | 1.59 | 1.83 | 1.92 |
| *Median* | 0.90 | 0.81 | 1.43 | 1.50 | 1.66 |

As well as the preceding price multipliers (P/E and P/S), P/BV shows growth during 2013–2017 (fig. 3).

**Results application area.** The results of the research can be used by investors willing to invest money in blue chips of Russian stock market.

**Summary.** According to the results of the analysis the following can be stated.

All the analyzed price multiples of a group of enterprises of a mineral resources sector included in the number of blue chips of Russian stock market grow retrospectively during 5 years. The range of values of each multiple seems to be wide; the indicators are unstable in general.

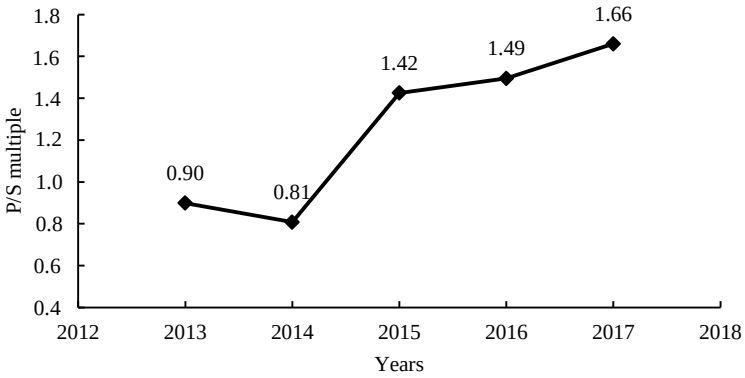



Fig. 2. P/S price multiple dynamics
Рис. 2. Динамика ценового мультипликатора P/S

A range of companies-issuers have overstated P/E correlation (PJSC MMC "Norilsk Nickel", PJSC NOVATEK, and PJSC Rosneft Oil Company), P/S (PJSC TATNEFT, PJSC ALROSA, PJSC MMC "Norilsk Nickel", and PJSC NOVATEK), and P/BV (PJSC MMC "Norilsk Nickel", PJSC NOVATEK, PJSC ALROSA, and PJSC TATNEFT).

**Table 4. P/BV price multiple (2013–2017)**
**Таблица 4. Ценовой мультипликатор P/BV (2013–2017 гг.)**

| Company | 2013 | 2014 | 2015 | 2016 | 2017 |
|---|---|---|---|---|---|
| PJSC ALROSA | 1.62 | 3.42 | 2.74 | 2.79 | 2.57 |
| PJSC Gazprom | 0.36 | 0.35 | 0.35 | 0.33 | 0.30 |
| PJSC MMC "Norilsk Nickel" | 2.77 | 7.11 | 9.07 | 7.08 | 7.63 |
| PJSC NOVATEK | 3.29 | 3.40 | 4.24 | 3.66 | 3.25 |
| PJSC LUKOIL | 0.66 | 0.42 | 0.63 | 0.92 | 1.05 |
| PJSC "Surgutneftegas" | 0.49 | 0.29 | 0.34 | 0.39 | 0.35 |
| PJSC TATNEFT | 1.05 | 0.91 | 1.32 | 1.36 | 2.12 |
| PJSC Rosneft Oil Company | 2.26 | 1.90 | 1.03 | 1.41 | 1.23 |
| *Mean* | 1.56 | 2.23 | 2.47 | 2.24 | 2.31 |
| *Median* | 1.34 | 1.40 | 1.18 | 1.39 | 1.68 |

Out of all the issuers under consideration only PJSC Gazprom can be distinguished as the most sustainable company possessing optimal P/E, P/S, and P/BV price multiples, in the other cases the balance between market capitalization of the enterprises and financial results of their activity is to some extent lacking.

Almost all of eight Russian resource companies under consideration are overvalued by the market. High speculative character of the given companies' stocks points to the fact that any negative external information (disadvantageous external background information) can lead to sharp stock prices decline and, correspondingly, to their issuers' market capitalization decrease and stock indices fall in general.

**Conclusion.** Despite the results of the fundamental analysis demonstrating speculative character of stocks of almost all large enterprises of Russian mineral resources sector, they will continue attracting investors in the coming years. This is due to the high rate of return of the resource companies and the absence of a better choice

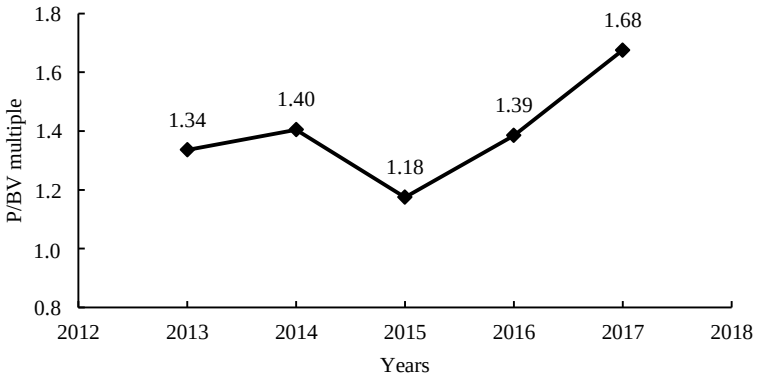



Fig. 3. P/BV price multiple dynamics
Рис. 3. Динамика ценового мультипликатора P/BV

in the conditions of a resource export model of economy. Without appropriate measures of regulatory economics of the country, innovative development model orientated towards the formation of high-tech sectors of economy, human capital assets increase, and capable of existing in corresponding institutional environment, will remain inaccessible.

REFERENCES

1. Global fuel and energy resources. In: *The forecast of a long-term development of RF for the period to 2030*. Moscow: Ministry of Economic Development of RF Publishing; 2013. p. 354. (In Russ.)

2. Narzulloev M. R., Duisembaeva A. S. The influence of the macroeconomic factors on the dynamics of Russian stock market. *Financial Research*. 2017; 3 (56): 33–41. (In Russ.)

3. Caporale G. M., Hunter J., and Ali F. M. On the linkages between stock prices and exchange rates: evidence from the banking crisis 2007–2010. In: *International Review of Financial Analysis. Forthcoming*. 2014.

4. Chittedi K. R. Macroeconomic variables impact on stock prices in a BRIC stock markets: an empirical analysis. *Journal of Stock & Forex Trading*. 2015; T; 2015.

5. Jareno F., Negrut L. US stock market and macroeconomic factors. *Journal of Applied Business Research (JABR)*. 2015; 32 (1): 325–340.

6. Dushin A. V. Theoretical and methodological foundations of mineral raw material base reproduction: monograph. Ekaterinburg: IE UB RAS Publ.; 2013. (In Russ.)

7. Benevolskii B. I. Mineral raw material potential is basic element of economic sovereignty and national security of Russia. *Mineral resources of Russia. Economy and Management*. 2015; 5: 50–59. (In Russ.)

8. Ignatieva T. A., Kosolapov O. V., Strovskii V. E. Current economic problems of geological study of subsoil use. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2012; 3: 43–48. (In Russ.)

9. Mishina D. V. Resource export model of economic growth as a factor impeding the innovative development of Russia. *Fundamental Research*. 2014; 9–3: 644–648. Available from: http://fundamental-research.ru/ru/article/view?id=34904 [Accessed 10th July 2018]. (In Russ.)

10. Gubanov S. On the economic model and long-term strategy of Russian new industrialization. *The Economist*. 2016; 2: 3–10. (In Russ.)

11. Exhaustion of reserves export model of development of Russia. *Long-Term Forecast for scientific-technical development in Russia (up to 2025)*. Available from: http://www.protown.ru/information/hide/4473.html [Accessed 10th July 2018]. (In Russ.)

12. Beschastnova N. V., Sazykina M. Iu., Shalina O. I. Resource export model of national economy's development: societal consequences and the need for reforming. *Science Studies*. 2015; 7(5). Available from: https://naukovedenie.ru/PDF/59EVN515.pdf [Accessed 10th July 2018]. (In Russ.)

13. The most valuable Russian public companies. RIA Rating. *Rossiya Segodnya*. Available from: http://riarating.ru/corporate_sector/20170131/630054698.html [Accessed 10th July 2018]. (In Russ.)

14. Global Top 100 Companies by market capitalization. 31st March 2017 update. Available from: https://www.pwc.com/gx/en/audit-services/assets/pdf/global-top-100-companies-2017-final.pdf [Accessed 10th July 2018].

Received 19th July, 2018

**Information about authors:**

**Vladimir N. Podkorytov** – Candidate of Economic Science, associate professor of the Department of Economy and Management, Ural State Mining University. E-mail: s.p.a.r.k.s@rambler.ru
**Liudmila A. Mochalova** – Doctor of Economic Science, Associate professor, Head of the Department of Economy and Management, Ural State Mining University. E-mail: lyudmila.mochalova@m.ursmu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-87-94

# Рыночная капитализация крупнейших предприятий минерально-сырьевого комплекса России в условиях экспортно-сырьевой модели экономики

**Подкорытов В. Н.[1], Мочалова Л. А.[1]**
[1] Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия.

***Реферат***

***Цель работы.*** *Статья посвящена фундаментальному анализу акций крупнейших предприятий минерально-сырьевого комплекса России. Интерес к данной теме вызван высокой рыночной капитализацией и, соответственно, инвестиционной привлекательностью данных компаний в условиях экспортно-сырьевой модели экономики.*

***Объект исследования.*** *Объектом исследования выступили высоколиквидные акции (голубые фишки) восьми сырьевых компаний: ПАО АК «АЛРОСА», ПАО «Газпром», ПАО «ГМК «Норильский никель», ПАО «НОВАТЭК», ПАО «ЛУКОЙЛ», ОАО «Сургутнефтегаз», ПАО «Татнефть», ПАО «НК «Роснефть».*

***Методология исследования.*** *Инструментами фундаментального анализа явились ценовые мультипликаторы «рыночная капитализация / чистая прибыль», «рыночная капитализация / выручка от реализации», «рыночная капитализация / балансовая стоимость чистых активов».*

***Результаты.*** *Проведенный анализ показал, что из всех представленных эмитентов в качестве наиболее стабильной компании, имеющей оптимальные ценовые мультипликаторы, можно выделить только ПАО «Газпром», в остальных же случаях в той или иной степени отсутствует сбалансированность между рыночной капитализацией предприятий и финансовыми результатами их деятельности. Практически все из рассмотренных восьми сырьевых компаний России переоценены рынком.*

***Область применения результатов.*** *Результаты исследования могут быть применены инвесторами, желающими вкладывать деньги в голубые фишки фондового рынка России.*

***Выводы.*** *Итоги фундаментального анализа заключаются в определении спекулятивного характера акций практически всех крупнейших предприятий минерально-сырьевого комплекса России. Это говорит о рискованности вложения инвестиций в данные ценные бумаги: любая негативная внешняя информация способна привести к резкому снижению цен на акции и уменьшению рыночной капитализации их эмитентов.*

***Ключевые слова:*** *рыночная капитализация; крупнейшие предприятия минерально-сырьевого комплекса; экспортно-ориентированная модель экономики; инновационная модель экономики; ценовой мультипликатор; голубые фишки.*

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мировые топливно-энергетические ресурсы // Прогноз долгосрочного социально-экономического развития РФ на период до 2030 года. М.: Министерство экономического развития РФМ. 2013. 354 с.
2. Нарзуллоев М. Р., Дуйсембаева А. С. Влияние макроэкономических факторов на динамику фондового рынка России // Финансовые исследования. 2017. № 3 (56). С. 33–41.
3. Caporale G. M., Hunter J. & Ali F. M. On the linkages between stock prices and exchange rates: evidence from the banking crisis 2007–2010. International Review of Financial Analysis. Forthcoming. 2014.
4. Chittedi K. R. Macroeconomic variables impact on stock prices in a BRIC stock markets: an empirical analysis // Journal of Stock & Forex Trading. 2015. T. 2015.
5. Jareño F., Negrut L. US stock marketand macroeconomic factors // Journal of Applied Business Research (JABR). 2015. Т. 32. №. 1. С. 325–340.
6. Душин А. В. Теоретико-методологические основы воспроизводства минерально-сырьевой базы: монография. Екатеринбург: ИЭ УрО РАН, 2013. 296 с.
7. Беневольский Б. И. Минерально-сырьевой потенциал – базовый элемент экономического суверенитета и национальной безопасности России // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2015. № 5. С. 50–59.
8. Игнатьева Т. А., Косолапов О. В., Стровский В. Е. Современные экономические проблемы геологического изучения недр // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 3. С. 43–48.
9. Мишина Д. В. Экспортно-сырьевая модель экономического роста как фактор, препятствующий инновационному развитию России // Фундаментальные исследования. 2014. № 9–3. С. 644–648. URL: http://fundamental-research.ru/ru/article/view?id=34904 (дата обращения: 10.07.2018).

10. Губанов С. Об экономической модели и долгосрочной стратегии новой индустриализации России // Экономист. 2016. № 2. С. 3–10.
11. Исчерпание экспортно-сырьевой модели развития России // Долгосрочный прогноз научно-технологического развития России (до 2025 года). URL: http://www.protown.ru/information/hide/4473.html (дата обращения: 10.07.2018).
12. Бесчастнова Н. В., Сазыкина М. Ю., Шалина О. И. Экспортно-сырьевая модель развития национальной экономики: последствия для общества и необходимость реформирования // Науковедение. 2015. Том 7. № 5. URL: https://naukovedenie.ru/PDF/59EVN515.pdf (дата обращения: 10.07.2018).
13. Самые дорогие публичные компании России. РИА Рейтинг / Россия сегодня. URL: http://riarating.ru/corporate_sector/20170131/630054698.html (дата обращения: 10.07.2018).
14. Global Top 100 Companies by market capitalization. 31 March 2017 update. URL: https://www.pwc.com/gx/en/audit-services/assets/pdf/global-top-100-companies-2017-final.pdf (дата обращения: 19.07.2018).

Поступила в редакцию 19 июля 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Подкорытов Владимир Николаевич** – кандидат экономических наук, доцент кафедры экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: s.p.a.r.k.s@rambler.ru
**Мочалова Людмила Анатольевна** – доктор экономических наук, доцент, заведующий кафедрой экономики и менеджмента Уральского государственного горного университета. E-mail: lyudmila.mochalova@m.ursmu.ru

**Для цитирования:** Подкорытов В. Н., Мочалова Л. А. Рыночная капитализация крупнейших предприятий минерально-сырьевого комплекса России в условиях экспортно-сырьевой модели экономики // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 87–94.
**For citation:** Podkorytov V. N., Mochalova L. A. Market capitalization of the largest enterprises of Russian mineral resources sector in the conditions of a resource export economic model. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 87–94.

УДК 658.3.015.25:622.33 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-95-102

# Значение экономико-математических методов в изыскании резервов роста и прогнозировании производительности труда (на примере шахт Кузбасса)

**Трушина Г. С.**[1]
[1] Кузбасский государственный технический университет
(Россия, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28)

## *Реферат*

***Введение.*** *Производительность труда является одним из основных факторов повышения конкурентоспособности угледобывающих предприятий. На сегодняшний день по уровню производительности труда рабочего по добыче угля российские предприятия существенно отстают от США, Австралии и других угледобывающих стран. Традиционные методы анализа не позволяют определить количественную оценку влияния факторов на уровень производительности труда с учетом их взаимосвязи и взаимозависимости. Поэтому тема использования экономико-математических методов в поиске резервов и путей роста производительности труда в угольной промышленности является актуальной.*

***Цель работы.*** *Разработать инструментарий, позволяющий с помощью экономико-математических методов более точно определять основные факторы, количественную оценку их влияния на уровень производительности труда, внутрипроизводственные резервы и с большей точностью прогнозировать производительность труда рабочих на угледобывающих предприятиях.*

***Методы исследования.*** *Экономико-математические методы, в частности и динамическое моделирование с использованием методов множественной корреляции.*

***Результаты.*** *На примере шахт пологого падения Кузбасса выявлены основные факторы, влияющие на уровень производительности труда. Показан механизм использования рекурсивных моделей для анализа и изыскания резервов роста производительности труда в угольной промышленности. Обоснована необходимость использования динамических многофакторных моделей. Разработана методика построения динамической многофакторной модели, учитывающая устойчивость динамики коэффициентов регрессии и взаимосвязь средних значений основных факторов в многофакторных моделях, построенных по каждому году за ряд анализируемых лет в динамике.*

***Выводы.*** *Использование экономико-математических методов, в частности динамического многофакторного моделирования, позволяет повысить уровень производительности труда на угледобывающих предприятиях за счет разработки более эффективных организационно-технических мероприятий в области технологии, механизации и организации горного производства, а также повысить достоверность расчетов при планировании и прогнозировании уровня производительности труда.*

***Ключевые слова:*** *производительность труда; экономико-математические методы; основные факторы; внутрипроизводственные резервы; методика построения динамической многофакторной модели производительности труда; прогнозирование.*

**Введение.** Производительность труда является одним из основных факторов повышения конкурентоспособности угледобывающих предприятий. В настоящее время по уровню производительности труда рабочего по добыче угля российские предприятия существенно отстают от угледобывающих стран – США, Австралии и др. Традиционные методы анализа не позволяют определить количественную оценку влияния факторов на уровень производительности труда с учетом их взаимосвязи и взаимозависимости. Поэтому тема исследования, посвященная использованию экономико-математических методов в изыскании

резервов и путей роста производительности труда в угольной промышленности, является актуальной.

**Цель работы** – разработать инструментарий, позволяющий с помощью экономико-математических методов более точно определять основные факторы, количественную оценку их влияния на уровень производительности труда, внутрипроизводственные резервы и с большей точностью прогнозировать производительность труда рабочих на угледобывающих предприятиях.

**Методы исследования.** Экономико-математические методы и динамическое моделирование с использованием методов множественной корреляции.

**Результаты исследования.** В 2015 г. доля угля в мировом первичном потреблении энергии составляла 28 %, к 2040 г. она может сократиться и составить 20–23 %, но в абсолютном выражении снижения объема потребления угля не предполагается [1]. Уголь останется одним из основных энергетических ресурсов мира, и российский уголь, в том числе кузнецкий, будет пользоваться спросом на мировом угольном рынке [2].

**Динамика добычи угля и производительности труда рабочего в Кузбассе за 2007–2017 гг. (по способам добычи)***

**Dynamics of coal mining and labour productivity of a worker in Kuzbass for 2007–2017 (according to the methods of production)**

| Показатель | 2007 | 2009 | 2010 | 2012 | 2014 | 2015 | 2016 | $\frac{2017}{2007}$, % |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Добыча общая, млн т | 181,7 | 181,3 | 185,4 | 201,5 | 211,4 | 215,7 | 226,5 | 124,7 |
| Добыча подземным способом, млн т | 85,1 | 86,0 | 78,9 | 78,9 | 79,9 | 77,3 | 81,4 | 95,6 |
| Добыча открытым способом, млн т | 96,7 | 95,3 | 106,5 | 122,6 | 131,5 | 138,4 | 145,1 | 150,1 |
| Среднемесячная производительность труда рабочего по добыче, т, в том числе: | 171,5 | 185,8 | 197,2 | 206 | 241,9 | 263,1 | 284,9 | 166,1 |
| на шахтах, т | 129 | 148,9 | 141 | 141,7 | 180,1 | 192,4 | 222,7 | 172,6 |
| на разрезах, т | 239 | 243 | 283,1 | 292,6 | 308,5 | 334,2 | 341,7 | 143,0 |

*Источник: Росинформуголь, Кемеровостат.

В Кузбассе в перспективе возможно увеличение производственных мощностей и экспортных поставок угля. Для сохранения рынков сбыта угля угольным компаниям необходимо разрабатывать эффективные и научно обоснованные стратегии, направленные на повышение конкурентоспособности и эффективности работы угледобывающих предприятий [3, 4]. Исследования показывают, что одним из основных факторов повышения конкурентоспособности предприятий является показатель производительности труда [5].

Динамика добычи и производительности труда рабочего по добыче угля в Кузбассе отражена в таблице.

Несмотря на мировые экономические кризисы и санкции, добыча угля в Кузбассе ежегодно увеличивается. В 2017 г. она составила 241,5 млн т, или 132,5 % относительно уровня 2007 г. (181,8 млн т). Среднемесячная производительность труда рабочего по добыче также ежегодно растет: в 2016 г. ее уровень составил 284,9 т, или 166,1 % относительно уровня 2007 г. (171,5 т), по шахтам – 222,7 т, по разрезам – 341,7 т. Несмотря на достигнутые успехи предприятия Кузбасса по уровню производительности труда в 3–4 раза отстают от ведущих угледобываю-

щих стран мира – Австралии, Германии, США [6]. На возможные резервы роста производительности труда на шахтах Кузбасса указывают высокие, соответствующие мировым достижениям, показатели среднемесячной производительности труда рабочего по добыче угля 2016 г. на ряде шахт: «Талдинская – Западная 2» (907,6 т), «Бутовская» (761,2 т), «Котинская» (715 т), «Беловская» (693,6 т), «Талдинская – Западная 1» (618,2 т), которые значительно превышают показатели разрезов. Для изыскания внутрипроизводственных резервов роста производительности труда необходимо на предприятиях использовать не только традиционные методы анализа, но и экономико-математические методы.

Изучению путей и методов повышения производительности труда посвящены труды многих ученых [7–10]. Данное исследование направлено на поиск внутрипроизводственных резервов роста производительности труда в области техники, технологии, концентрации горных работ во времени и в пространстве, технологического комплекса на поверхности (на примере шахт пологого падения Кузбасса) с помощью экономико-математических методов. Использованию экономико-математических методов в экономике посвящены труды многих отечественных и зарубежных ученых [11–14].

Многолетние исследования также подтверждают необходимость применения экономико-математических методов при экономических исследованиях [5] и позволяют сделать вывод о том, что наиболее эффективное изыскание внутрипроизводственных резервов и разработка наиболее эффективных организационно-технических мероприятий по росту производительности труда возможны лишь при учете взаимосвязи и выявлении закономерностей влияния основных факторов на уровень производительности труда во времени. При соблюдении всех требований, предъявляемых к построению многофакторных моделей, в исследовании матриц коэффициентов парной корреляции из множества факторов (горно-геологические, концентрации горных работ, технологические, механизации производственных процессов, отражающие работу технологического комплекса на поверхности) для условий шахт пологого падения Кузбасса определены основные, влияющие на уровень производительности труда рабочего по добыче и нагрузку на среднедействующий очистной забой.

Экономико-математическую модель производительности труда формируют следующие основные факторы: $X_1$ – глубина разработки, м; $X_2$ – нагрузка на разрабатываемый пласт, тыс т; $X_3$ – объем проведения горных выработок на 1000 т месячной добычи; $X_4$ – протяженность основных поддерживаемых выработок на 1000 т суточной добычи, км/1000 т сут добычи; $X_Z$ – нагрузка на среднедействующий очистной забой, тыс. т; $X_5$ – трудоемкость работ на поверхности, чел./1000 т; $X_6$ – удельный вес активной части основных промышленно-производственных фондов, %.

Из горно-геологических факторов в модель был включен лишь фактор $X_1$, так как коэффициенты парной корреляции не показали тесной взаимосвязи между производительностью труда и факторами «мощность пласта», «угол падения» и «водообильность».

Экономико-математическую модель нагрузки на среднедействующий очистной забой $X_Z$ формируют следующие основные факторы: $X_7$ – среднедействующее число очистных забоев на 1000 т суточной добычи, забой/тыс. т сут добычи; $X_8$ – скорость подвигания среднедействующего очистного забоя, м/месяц; $X_9$ – протяженность основных поддерживаемых выработок на один очистной забой, км/очист. забой; $X_{10}$ – механовооруженность очистного забоя, тыс. р./забой.

В ходе исследования установлено, что линейная форма связи между среднемесячной производительностью труда и основными факторами является наиболее удобной и достаточно достоверной (коэффициенты парной корреляции

несущественно отличаются от гиперболической, параболической и степенной зависимости).

Экономико-математические модели, построенные по всей совокупности наблюдений за исследуемый период, имеют следующий вид:

$$Y = a_0 + a_1 X_1 + ... + a_{n-1} X_n + a_n t, \quad (1)$$

где $Y$ – показатель производительности труда; $a_0$ – свободный член регрессии; $a_1$, ..., $a_n$ – коэффициенты регрессии; $t$ – фактор времени (в случае исследования информации за несколько лет).

Результаты исследования показали, что для определения прироста (снижения) показателя производительности труда за счет изменения каждого фактора за весь анализируемый период целесообразно использовать метод рекурсивного статистического моделирования [15]. На примере исследуемой группы шахт пологого падения система рекурсивных зависимостей имеет вид:

$$\begin{cases} Z = F\left(X_7, X_8, X_9, X_{10}\right), \\ Y = F\left(X_1, X_2, X_3, X_4, X_Z, X_5, X_6\right). \end{cases} \quad (2)$$

После преобразования получается следующая рекурсивная модель:

$$Y = F\left(X_1, X_2, X_3, X_4, X_7, X_8, X_9, X_{10}, X_5, X_6\right). \quad (3)$$

Коэффициенты эластичности позволяют выявить ранжированную последовательность абсолютного влияния каждого фактора на процесс формирования производительности труда, а также прирост производительности труда за счет изменения анализируемых факторов за весь период исследования. Это позволит выявить отрицательное влияние факторов, причины снижения производительности труда и определить оптимальные значения основных факторов.

Для планирования и прогнозирования производительности труда целесообразно использовать динамические многофакторные модели, построенные по каждому году за ряд лет [15, 16]. Для построения многофакторных моделей производительности труда рабочего по добыче угля была использована информация за десятилетний период по шахтам пологого падения, имеющим аналогичные горно-геологические условия, системы разработки и уровень механизации производственных процессов.

Анализ построенных динамических моделей позволяет сделать определенные выводы. Во-первых, анализ величины коэффициентов регрессии каждого фактора за анализируемый период показывает изменение его влияния в количественном выражении. Во-вторых, появляется возможность определить направленность влияния факторов в динамике. В-третьих, с помощью расчета коэффициентов эластичности возможно учесть силу влияния факторов (в данном случае горно-геологических, концентрации горных работ, механизации производственных процессов, отражающих работу технологического комплекса на поверхности) по каждому году и определить прирост (уменьшение) производительности труда рабочего по добыче при изменении абсолютного значения фактора на 1 %. Это позволяет более точно выявить внутрипроизводственные резервы и оптимальные значения основных факторов, разработать эффективные организационно-технические мероприятия, направленные на рост производительности труда и повышение эффективности работы шахт при разработке планов и стратегий функционирования предприятий.

Использование динамических моделей для изыскания резервов и прогнозирования производительности труда возможно лишь при соблюдении определенных условий. Первым и необходимым условием является определение закономерности формирования производительности труда в течение длительного периода времени, которая позволяет считать действительным продолжение этой закономерности в будущем. В Кузбассе, несмотря на изменение конъюнктуры мирового угольного рынка, многие годы ежегодно наблюдается устойчивый рост среднемесячной производительности труда рабочего по добыче угля. Так, с 1998 по 2016 г. производительность труда рабочего увеличилась в 3,4 раза (с 83,6 до 284,9 т). Так как спрос на уголь до 2040 г. на мировом рынке останется прежним, то в Кузбассе в перспективе не ожидается снижения добычи, возможно и дальнейшее увеличение производственных мощностей. Тенденция роста производительности труда должна сохраниться.

Вторым условием надежного и достоверного прогнозирования является выбор периода времени для анализа и определение закономерностей в базовом периоде. Необходимо учитывать период коренного изменения технологии работ и состояния техники. По мнению многих исследователей [15–17], анализируемый период времени должен быть равен длительности экстраполируемого периода. Предлагается строить не менее десяти экономико-математических моделей по каждому базисному году (в динамике не менее, чем за десять лет). Третьим условием является достаточно полный учет производственно-технических и горно-геологических факторов, определяющих уровень производительности труда. Четвертым решающим и необходимым условием получения достоверного результата при прогнозировании производительности труда является проверка устойчивости каждого временного ряда коэффициентов регрессии в построенных моделях за десять базовых лет.

В тех случаях, когда при построении статистических моделей по каждому году за ряд лет часть временных рядов коэффициентов регрессии в динамике имеет явно выраженную линейную тенденцию, другая часть – устойчивую нелинейную тенденцию, а часть временных коэффициентов регрессии не имеет тенденций, предлагаем применять следующую методику построения динамической модели производительности труда: для части временных рядов коэффициентов регрессии, имеющих явно выраженную линейную тенденцию (при условии отсутствия мультиколлинеарности между средними значениями факторов), параметры прогнозной модели – коэффициенты регрессии – предлагаем определять методом разложения коэффициентов регрессии на составляющие в линейной зависимости, но в случае наличия мультиколлинеарности между средними значениями факторов – методом выравнивая данных рядов коэффициентов регрессии только по фактору времени.

Для второй части временных рядов коэффициентов регрессии, которые имеют устойчивую нелинейную тенденцию, параметры прогнозной модели – коэффициенты регрессии – предлагаем определять методом выравнивания по фактору времени (метод наименьших квадратов, метод экспоненциального сглаживания).

В третьем случае, когда временные ряды коэффициентов регрессии не имеют тенденции изменения в динамике, параметры прогнозной модели следует определять по среднеарифметическим значениям временных рядов коэффициентов регрессии построенных моделей.

Для определения прогнозного значения уровня производительности труда необходимо определить также значения факторов в прогнозируемом периоде. Их значения могут быть взяты из планов развития горных работ, данных маркшейдерских разработок. При отсутствии части данных, их значения можно определить на основе сложившейся тенденции развития горных работ. Тенденция раз-

вития факторов может быть определена с помощью их выравнивая по фактору времени методом наименьших квадратов. В полученную динамическую модель подставляют ожидаемые значения факторов (по годам) и в результате рассчитывают ожидаемые прогнозные значения производительности труда по каждому году.

Апробирование данной методики показало достоверность ее использования. При подстановке фактического значения факторов по итогам работы шахт за ряд лет в разработанную ранее динамическую модель прогнозирования производительности труда среднеквадратическая ошибка (отклонение фактического значения от прогнозируемого уровня производительности труда) составила от 2,8 до 3,9 %.

**Выводы.** В целях повышения эффективности поиска внутрипроизводственных резервов роста производительности труда на угледобывающих предприятиях необходимо более широко применять экономико-математические методы, в частности динамическое многофакторное моделирование. Использование предлагаемого методического инструментария позволит повысить уровень производительности труда на угледобывающих предприятиях за счет разработки более эффективных организационно-технических мероприятий в области технологии, механизации и организации горного производства, а также повысить достоверность расчетов при планировании и прогнозировании уровня производительности труда.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. International Energy Agency, IEA, 2017. URL: http://www.iea.org/weo2017/ (дата обращения 28.05.2018).

2. Яновский А. Б. Основные тенденции и перспективы развития угольной промышленности России // Уголь. 2017. № 8. С. 10–14. DOI: 10.18796/0041-790-2017-8-10-14.

3. Трушина Г. С. Экономическая оценка стратегии функционирования угледобывающего предприятия // Уголь. 2017. № 3. С. 52–55. DOI: 10.18796/0041-5790-2017-3-52-55.

4. Трушина Г. С. Основные пути эффективного развития предприятий угольной промышленности Кузбасса // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 6. С. 25–30.

5. Трушина Г. С., Присташ Я. В. Экономическая оценка потенциала угледобывающего предприятия. Кемерово: КузГТУ, 2003. 132 с.

6. Будущее угольных компаний Кузбасса – повышение производительности труда и обогащение угля. URL: http://www.kuzzbas.ru/more.php?UID=34498 НИА-Кузбасс 29.08.2014 17:30 (дата обращения 11.10.2018).

7. Грибин Ю. Г., Попов В. Н., Рожков А. А. Системный подход к выявлению внутрипроизводственных резервов повышения эффективности социально-экономического управления горным предприятием // Уголь. 2017. № 4. С. 36–41. DOI: 10.18796/0041-5790-2017-4-36-41.

8. Костюхин Ю. Ю. Повышение производительности труда в угольной отрасли // Горный журнал. 2016. № 10. С. 41–44.

9. Савон Д. Ю., Калачева Л. В. Формирование индикаторов, отражающих увеличение производительности труда, создание и модернизацию высокопроизводительных рабочих мест угольной промышленности // Гуманитарные и социально-экономические науки. 2015. № 4(83). С. 111–114.

10. Level of GDP per capita and productivity / Organization for Economic Cooperation and Development, 2016. URL: http://stats.oecd.org/Index.aspx?DataSetCode=PDB_LV (дата обращения: 20.09.2018).

11. Chiang, Alpha C. Fundamental methods of mathematical economics. McGraw-Hill Irwin, 2005. P. 3–4. ISBN 0-07-010910-9. TOC.

12. Tesfatsion, Leigh (2006). Agent-based computational economics: A constructive approach to economic theory, ch. 16. Handbook of computational economics, vol. 2. P. 832–865. Abstract and pre-pub PDF.

13. Gandolfo Giancarlo (1997, 2009). Economic dynamics, 4th ed., Springer. Description and preview.

14. Галиуллин Х. Я. Методология построения динамических экономико-математических моделей прогнозирования производительности труда рабочих // Проблемы современной экономики. 2013. № 3(47). С. 203–206.

15. Бро Г. Г., Шнайдман Л. М. Методика анализа и прогнозирования производительности труда. Л.: ЛГУ, 1974. 164 с.

16. Френкель А. А. Математические методы динамики и прогнозирования производительности труда. М.: Экономика, 1972. 190 с.

17. Юзбашев М. М. Методы изучения динамики распределений и зависимостей. М.: Статистика, 1974. С. 60.

Поступила в редакцию 13 июня 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Трушина Галина Семеновна** – доктор экономических наук, профессор кафедры производственного менеджмента Кузбасского государственного технического университета. E-mail: lilia.au@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-95-102

# The significance of economic-mathematical methods in growth reserves investigation and labour productivity forecast (by the example of Kuzbass mines)

**Galina S. Trushina**[1]
[1] Kuzbass State Technical University, Kemerovo, Russia.

***Abstract***

***Introduction.*** *Labour productivity is one of basic factors improving competitiveness of coal producers. Today, as far as labour productivity level of a worker is concerned, Russian enterprises significantly lag behind the USA, Australia and other coal mining countries. Traditional analysis methods prevent from determining quantitative estimate of the factors' impact on the level of labour productivity with the account of their interrelation and interdependence. For this reason, the issue of economic-mathematical methods application to search for the reserves and the ways for labour productivity growth in coal industry is relevant.*

***Research aims*** *to develop tools allowing to determine basic factors, quantitative estimate of their impact on the level of labour productivity, and production reserves more precisely with the help of economic-mathematical methods, and forecast labour productivity of workers at coal mining enterprises more accurately.*

***Research methodology*** *includes economic-mathematical methods, particularly dynamic simulation with the methods of multiple correlation.*

***Results.*** *By the example of Kuzbass small dip mines, basic factors have been distinguished which influence the level of labour productiveness. The mechanism of using recursive models to analyze and investigate labour productiveness growth reserves in coal industry has been shown. The need for dynamic multifactor models application has been substantiated. The methodology of building dynamic multifactor model has been worked out which takes into account regression coefficient dynamics stability and the interrelation between average values of basic factors in multifactor models developed for each year over a range of analyzed years in dynamics.*

***Summary.*** *The use of economic-mathematical methods, particularly dynamic multifactor simulation, allows to improve the level of labour productivity of coal producers by means of more efficient organizational and technical measures development in the sphere of technology, mechanization, and mining organization, as well as to increase the reliability of calculations when planning and forecasting labour productiveness level.*

***Key words:*** *labour productiveness; economic-mathematical methods; basic factors; production reserves; methodology of developing dynamic multifactor model of labour productiveness; forecasting.*

REFERENCES

1. *International Energy Agency, IEA*, 2017. Available from: http://www.iea.org/weo2017 [Accessed 28th May 2018].
2. Ianovskii A. B. Principal trends and future development of Russian coal industry. *Coal*. 2017; 8: 10–14. (In Russ.)
3. Trushina G. S. Economic estimate of a coal producer's operation strategy. *Coal.* 2017; 3: 52–55. (In Russ.)
4. Trushina G. S. The basic ways of efficient development of Kuzbass coal mining enterprises. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2017; 6: 25–30. (In Russ.)
5. Trushina G. S., Pristash Ia. V. *Economic estimate of a coal producer's potential*. Kemerovo: KuzGTU Publishing; 2003. (In Russ.)
6. NIA Kuzbass. *The future of Kuzbass coal enterprises – labour productiveness growth and coal processing*. Available from: http://www.kuzzbas.ru/more.php?UID=34498 [Accessed 11th November 2018). (In Russ.)
7. Gribin Iu. G., Popov V. N., Rozhkov A. A. Systematic approach to the exposure of production reserves of mining enterprise social-economic management efficiency improvement. *Coal*. 2017; 4: 36–41. (In Russ.)
8. Kostiukhin Iu. Iu. Improving labour productiveness in coal industry. *Mining Journal*. 2016; 10: 41–44. (In Russ.)
9. Savon D. Iu., Kalacheva L. V. Forming the indicators reflecting labour productiveness growth and highly productive work places creation and modernization in coal industry. *Humanities, Social-Economic and Social Sciences*. 2015; 4(83): 111–114. (In Russ.)
10. Organization for Economic Cooperation and Development. *Level of GDP per capita and productivity*, 2016. Available from: http://stats.oecd.org/Index.aspx?DataSetCode=PDB_LV [Accessed 20th September 2018].

11. Chiang, Alpha C. *Fundamental methods of mathematical economics*. McGraw-Hill Irwin; 2005. p. 3–4.
12. Tesfatsion, Leigh (2006). Agent-based computational economics: A constructive approach to economic theory, ch. 16. In: *Handbook of computational economics*. Vol. 2. p. 832–865.
13. Gandolfo Giancarlo (1997, 2009). *Economic dynamics*, 4th ed. Springer. Description and preview.
14. Galiullin Kh. Ia. The methodology of developing dynamic economic-mathematical models of workers labour productiveness forecasting. *Problems of Modern Economics*. 2013; 3(47): 203–206. (In Russ.)
15. Bro G. G., Shnaidman L. M. *Methods of labour productiveness analysis and forecast*. Leningrad: LSU Publishing; 1974. (In Russ.)
16. Frenkel A. A. *Mathematical methods of labour productiveness dynamics and forecast*. Moscow: Ekonomika Publishing; 1972. (In Russ.)
17. Iuzbashev M. M. *Methods of studying the dynamics of distributions and dependences*. Moscow: Statistika Publishing; 1974. (In Russ.)

Received 13th June, 2018

**Information about authors:**

**Galina S. Trushina** – Doctor of Economic Science, professor of the Department of Production Management, Kuzbass State Technical University. E-mail: lilia.au@mail.ru

**Для цитирования:** Трушина Г. С. Значение экономико-математических методов в изыскании резервов роста и прогнозировании производительности труда (на примере шахт Кузбасса) // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 95–102.
**For citation:** Trushina G. S. The significance of economic-mathematical methods in growth reserves investigation and labour productivity forecast (by the example of Kuzbass mines). *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 95–102.

УДК 622.68 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-103-111

# Исследование экономического показателя затрат при циклично-поточной технологии на рудных карьерах

**Семенкин А. В.[1], Антонов В. А.[1]**
[1] Институт горного дела Уральского отделения РАН
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58)

## *Реферат*

***Введение.*** *Данная статья посвящена оценке технологических параметров и условий транспортирования горной массы с глубоко залегающих горизонтов рудного карьера, при которых наиболее эффективно применение менее затратной циклично-поточной технологии (ЦПТ) по сравнению с широко распространенным использованием экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК). Выбор системы циклично-поточной технологии и соответствующих для ее применения параметров проводится по экономическому критерию относительно меньших затрат.*

***Цель работы.*** *Выявить закономерности изменения транспортных затрат при разных горнотехнологических параметрах комплексов ЦПТ и на этой основе оценить по экономическому критерию их допустимые интервалы, при которых наиболее эффективно применение этих комплексов.*

***Методология.*** *Для выявления закономерностей изменения транспортных затрат проведены расчеты их экспериментально-дискретных значений и последующее моделирование связей затрат с параметрами применяемых комплексов методом нелинейной функционально-факторной регрессии. Экспериментально рассчитаны затраты на применение комплексов экскаваторно-автомобильного транспортирования руды и вскрышных горных пород, а также циклично-поточной технологии в карьерах с разнесенными и неразнесенными бортами. Затраты рассчитаны с учетом приведения к одному моменту времени и перевода их в относительные единицы. Среди многих технологических параметров, влияющих на затраты, выбраны два наиболее значимых – производственная мощность комплексов по горной массе и высота ее подъема с рабочего горизонта. Параметры задавались соответствующими значениями 5, 10, 20, 30 млн т/год и 180, 280, 380, 480, 580, 680 м. На основе расчетов созданы регрессионные модели, отображающие с высокой достоверностью по коэффициенту детерминации 0,986–0,998, закономерности изменения затрат и особенности их связей с технологическими параметрами комплексов. Проведено сравнение модельных затрат при применении рассматриваемых транспортных комплексов, и согласно принятому критерию дана количественная оценка их параметров, при которых эффективно применение циклично-поточной технологии.*

***Результаты.*** *Применение циклично-поточной технологии в карьерах без разноса бортов при транспортировании руды горнотехнологическими параметрами комплексов не ограничено, а при транспортировании вскрышных пород – ограничено частично. Наиболее существенные ограничения технологических параметров обнаружены в карьерах с разнесенными бортами. Эти ограничения выражены математически соответствующими неравенствами.*

***Выводы.*** *Полученные результаты можно использовать при определении эффективности применения комплексов ЦПТ на рудных месторождениях.*

***Ключевые слова:*** *карьер; циклично-поточная технология; экономический показатель затрат; критерий; регрессия; модель.*

**Введение.** Освоение глубоко залегающих рудных месторождений открытым способом приводит к росту глубины карьеров и, следовательно, к необходимости выбора наиболее эффективного способа транспортирования отбитой горной массы с нижних горизонтов. Выбор вида транспорта зависит от горно-геологических условий и параметров разработки карьера. Среди них наиболее существенное влияние оказывают технологические факторы — производственная мощность ка-

рьера по горной массе и высота ее подъема с рабочего горизонта. Применение для этой цели широко распространенного экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК) становится экономически невыгодным и проблематичным в карьерах с повышенной производительностью по горной массе и большой высотой ее подъема. Известной альтернативой в данных условиях является применение комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ), отличающейся меньшими затратами и экологической безопасностью. Горнотехнологические условия выбора ЦПТ исследовались многими авторами [1–14]. Однако эти исследования не дают представления о количественных связях и ограничениях параметров транспортных комплексов, при которых применение ЦПТ становится экономически более эффективным по сравнению с экскаваторно-автомобильным комплексом.

**Цель работы** – выявить закономерности изменения транспортных затрат при разных горнотехнологических параметрах комплексов ЦПТ и на этой основе оценить по экономическому критерию их допустимые интервалы, при которых наиболее эффективно применение этих комплексов.

**Методология.** С целью определения отмеченных связей и ограничений, по дискретным расчетам экономического показателя удельных приведенных затрат $З_ц$ и $З_э$, направленных на применение соответственно ЦПТ и ЭАК, исследованы методом нелинейной регрессии закономерности, по которым затраты изменяются в зависимости от упомянутых основных технологических факторов. Выбор комплекса ЦПТ проводится по критерию, выраженному неравенством $З_ц < З_э$, взятым за основу в оценке искомых ограничений.

**Дискретные расчеты удельных приведенных затрат.** Расходы при применении ЭАК и комплекса ЦПТ состоят из статей капитальных и эксплуатационных затрат. В их структуре кроме условно постоянной компоненты имеются составляющие, непосредственно зависящие от объема годовой добычи руды и выемки вскрыши $Q$, а также высоты подъема $H$ горной массы в карьере. В расчете затрат учитывались следующие технологические процессы и соответствующие экспериментальные значения их параметров. Годовая производительность комплексов $Q$ задавалась дискретными значениями: 5, 10, 20, 30 млн т/год. Высота подъема $H$ задавалась из ряда: 180, 280, 380, 480, 580, 680 м. В комплексе ЦПТ отбитая горная масса от забоя до пункта ее перегрузки на конвейер перемещается в карьерах без разноса бортов и с разнесенными бортами автосамосвалами на высоту подъема 80 м. В интервале $Q$ от 5 до 20 млн т/год применяются экскаваторы с вместимостью ковша 5 м$^3$ и автосамосвалы грузоподъемностью 45 т, а при $Q$, равном 30 млн т/год, – экскаваторы с емкостью ковша 12 м$^3$ и автосамосвалы грузоподъемностью 90 т.

Укрупненные расчеты затрат при применении ЭАК и комплекса ЦПТ с упомянутыми дискретными значениями технологических параметров проведены по соответствующим экономико-математическим моделям [11, 15] на расчетный год. Определение эффективности применения комплекса ЦПТ возможно по затратам на расчетный год с учетом срока окупаемости больших капитальных затрат за счет меньших эксплуатационных затрат на него. Однако более корректным является сравнение вариантов по приведенным суммарным удельным капитальным и эксплуатационным затратам [16, 17]. Для этого действительные затраты на расчетный год приведены к одному моменту времени. При приведении действительные затраты на расчетный год умножены на соответствующий коэффициент будущих лет.

Коэффициент приведения капитальных затрат, учитывающий удорожание оборудования в течение временных интервалов инфляции, принят равным 1,06. Коэффициент приведения эксплуатационных затрат, согласно данным горных предприятий, принят для автосамосвалов грузоподъемностью 45 и 90 т

равным 1,20 и 1,15 соответственно, а для дробильного, конвейерного и экскаваторного оборудования – 1,06. Приведение отнесено к последнему году периода оптимизации, равного восьми годам, т. е. среднему сроку службы автосамосвалов [18].

Из-за сложности получения данных, которые являются коммерческой тайной предприятий, расчеты выполнены в ценах на 1 января 1998 года. Полученные результаты затрат переведены в относительные единицы. Данная процедура позволяет сравнивать затраты разного назначения и судить об их изменениях не только в настоящем, но и в будущем времени с допущением, что все затраты по отдельным статьям расходов увеличиваются пропорционально с одним коэффициентом удорожания.

Затраты усреднены и отнесены к значению удельных капитальных затрат, направленных на применение ЭАК при производительности комплексов 5 млн т/год и высоте подъема горной массы 180 м, условно соответствующим 100 %.

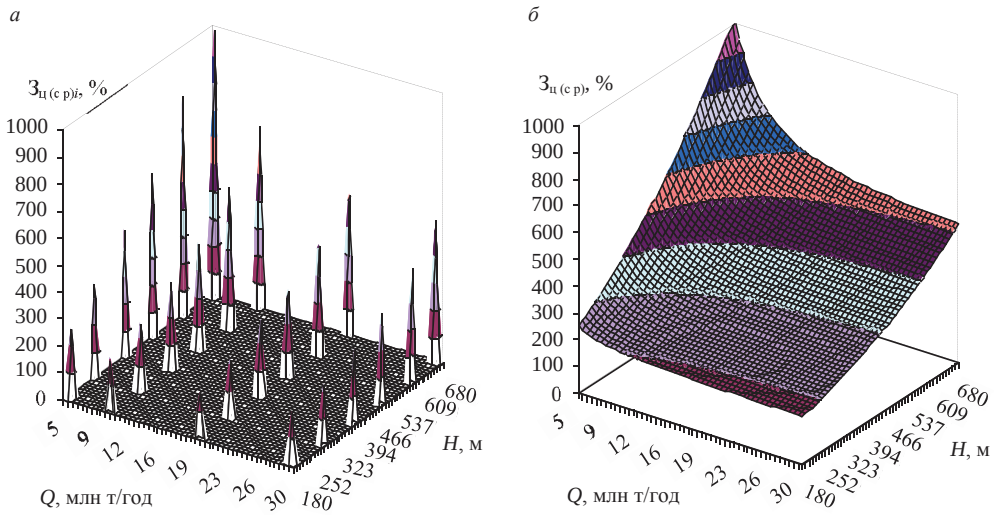



Рис. 1. Распределение относительных приведенных удельных транспортных затрат при применении комплекса ЦПТ для подъема горной массы из карьера с разнесенными бортами:
*а* – по результатам дискретных расчетов; *б* – по результатам моделирования

Fig. 1. The distribution of relative reduced specific transportation expenses under the use of CFT complex to deliver rock mass from the open pit with opencast edges:
*а* – by the results of discrete calculations; *б* – by the results of simulation

В результате расчетов, проведенных при отмеченных изменениях $Q$ и $H$, получено по 24 экспериментальных значения затрат в каждом из следующих четырех их видов: $З_{э(руд)i}$, $З_{э(вск)i}$, $З_{ц(б.р)i}$, $З_{ц(с\,р)i}$, направленных соответственно на применение ЭАК для транспортирования руды и вскрышных горных пород, а также на применение в карьерах комплекса ЦПТ без разнесения бортов и с разнесенными бортами. На рис. 1, *а*, в качестве иллюстрации полученных результатов, показано дискретное распределение затрат $З_{ц(с\,р)i}$. Среднеквадратичные $\sigma_э$ и относительные погрешности расчетов показаны в таблице. Цифровое сравнение дискретных значений затрат позволяет оценивать их связи лишь приближенно. Для выявления более точных количественных закономерностей и связей проведено их регрессионное моделирование.

**Моделирование связей приведенных затрат.** Моделирование связей приведенных затрат, направленных на применение в карьерах ЭАК и комплекса ЦПТ, с их производительностью $Q$ и высотой подъема горной массы $H$ выполнено методом нелинейной функционально-факторной регрессии [19, 20]. Доверительный

интервал математического выражения моделей должен соответствовать случайной погрешности $\sigma_э$ экспериментальных дискретных расчетов затрат. Поэтому с учетом по распределению Пирсона вариаций их дисперсии проведена оценка с заданной доверительной вероятностью 0,95 соответствующих интервалов допустимого коэффициента детерминации искомых моделей. Результаты оценок приведены в таблице.

Общий вид моделей сформирован по теоретическим представлениям о структуре удельных приведенных затрат и феноменам экспериментального распределения их дискретных значений в пространстве аргументов *Q* и *H*. Затраты на экскаваторно-автомобильный комплекс $З_{э(вск)i}$ и $З_{э(руд)i}$ по мере роста годового объема вскрыши и добычи руды увеличиваются в связи с вложениями на приобретение соответствующих технологических средств, а также частично уменьшаются по статье расходов на их содержание. Поэтому в направлении *Q* они изменяются по двум противоположным монотонностям, образующим минимум. В направлении высоты подъема горной массы *H* затраты увеличиваются приближенно линейно. Дискретные значения затрат на комплекс ЦПТ без разнесения бортов карьера $З_{ц(б.р.)i}$ распределены под влиянием тех же факторов, что и в комплексе ЭАК, с той лишь разницей, что их монотонное изменение по оси *H* существенно нелинейно. Выражая отмеченные изменения затрат степенными функциями, представим модели $З_{э(вск)}$, $З_{э(руд)}$ и $З_{ц(б.р)}$ в следующем обобщенном виде:

$$З = A_1 Q^{\mu_1} + A_2 Q^{\mu_2} + A_3 H^{\mu_3} + B_1 \pm \sigma_р,$$

где $\sigma_р$ – среднеквадратичная погрешность.

В экспериментальном распределении удельных затрат на применение комплексов ЦПТ с разнесенными бортами карьера $З_{ц(с\ р)i}$ наблюдаются монотонные нелинейные изменения, направленные вдоль осей *Q* и *H* и под углом к ним (рис. 1, *а*). Выражая их степенными функциями, получаем общее представление модели

$$З_{ц(с\ р)} = A_4 Q^{\mu_4} + A_5 H^{\mu_5} + A_6 Q^{\mu_6} H^{\mu_7} + B_2 \pm \sigma_р.$$

В приведенных формулах коэффициенты *A, B* оптимизированы методом наименьших квадратов, а показатели степени $\mu$ – методом приближений параболической вершины. В моделях $З_{э(вск)}$, $З_{э(руд)}$ и $З_{ц(б.р)}$ оптимизация показателей проведена по методике М5Т ($\mu_1$, $\mu_2$), М3Т ($\mu_3$), а в модели $З_{ц(с\ р)}$ – по методике М5Т-2 ($\mu_4$, $\mu_5$; $\mu_6$, $\mu_7$) [21]. В результате численных расчетов отмеченных коэффициентов и функциональных параметров получены конкретные математические выражения моделей. Графический вид модели $З_{ц(с\ р)}$ показан на рис. 1, *б*. График модели $З_{э(вск)}$ аналогичен виду $З_{э(руд)}$. Их среднеквадратичные погрешности $\sigma_р$ и коэффициенты детерминации $R^2$ представлены в таблице. Они попадают в допустимый интервал, что указывает на достоверное разделение в моделях детерминированной и случайной компоненты. Отклонения регрессии от экспериментальных значений показателя затрат обладают свойствами нормального распределения и гомоскедаксичности. Таким образом, полученные модели отображают изменения удельных приведенных затрат на применение комплексов ЭАК и ЦПТ адекватно погрешности исходных экспериментальных оценок, т. е. статистически достоверны, и в указанном доверительном интервале выражают искомые закономерности в их изменениях.

**Анализ и интерпретация выявленных закономерностей.** Используя математические выражения полученных моделей и их графические изображения, да-

дим качественную и количественную интерпретацию выявленных закономерностей и характерных особенностей изменения относительных приведенных удельных затрат, направленных на применение в карьерах ЭАК и комплекса ЦПТ.

Затраты $З_{э(вск)}$ и $З_{э(руд)}$ на ЭАК в связи с ростом объема годовой производительности $Q$ комплексов сначала снижаются, а затем увеличиваются из-за расходов на содержание и приобретение погрузо-транспортных средств по степенным функциям с соответствующими показателями 0,10 и 2,92. В интервале изменения $Q$ от 16 до 19 млн т/год отмечается равное влияние этих факторов, при котором сумма затрат минимальна. С увеличением высоты подъема $H$ вскрышных горных пород и руды в карьере затраты, в превышении над условно постоянными их значениями 630,4 и 648,46 % в данных моделях, также увеличиваются линейно с угловым коэффициентом 0,64 %/м.

**Параметры дискретных и модельных расчетов**
**Parameters of discrete and simulation calculations**

| Обозначение затрат | Среднеквадратичная $\sigma_э$, % (относительная) погрешность дискретных расчетов затрат | Интервал допустимого коэффициента детерминации | Модели регрессии | |
|---|---|---|---|---|
| | | | Среднеквадратичная погрешность $\sigma_р$, % | Коэффициент детерминации $R^2$ |
| $З_{э(вск)}$ | 4,20 (0,01) | 0,997–0,999 | 4,7 | 0,998 |
| $З_{э(руд)}$ | 4,45 (0,01) | 0,997–0,999 | 4,6 | 0,998 |
| $З_{ц(б.р)}$ | 9,20 (0,03) | 0,981–0,994 | 11,0 | 0,986 |
| $З_{ц(с\ р)}$ | 12,40 (0,03) | 0,993–0,998 | 13,3 | 0,996 |

Затраты $З_{ц(б.р)}$ при применении ЦПТ в карьерах без разноса бортов изменяются с ростом годовой производительности $Q$ аналогично затратам на ЭАК. При этом их последовательное снижение и увеличение происходит по степенным функциям с показателями 0,10 и 0,61 соответственно. В результате образуется минимум затрат в интервале $Q$ от 17 до 20 млн т/год. При увеличении высоты $H$ подъема отбитой горной массы в карьере эти затраты, в превышении над условно постоянным значением 2863,6 %, увеличиваются по степенной функции с показателем 1,9.

Наибольшее изменение затрат происходит в модели $З_{ц(с\ р)}$ в случае применения ЦПТ в карьерах с разнесенными бортами. В превышении над условно постоянным значением 154,1 % затраты в результате раздельного действия аргументов уменьшаются обратно пропорционально квадрату годовой производительности $Q$ и соответственно увеличиваются пропорционально квадрату высоты подъема $H$ горной породы. Совместное действие этих же аргументов выражается аналогичными пропорциональностями, содержащими степенную функцию с показателем 1,6. В результате влияния отмеченных факторов затраты на ЦПТ существенно увеличиваются при относительно малой производительности 5–10 млн т/год и большой высоте подъема горных пород 580–680 м.

Определим соотношения затрат и следующие из них ограничения параметров разработки карьеров, при которых согласно принятому относительному критерию эффективно применение комплекса ЦПТ. Отметим, что погрешность результата, полученного при делении затрат, рассчитанных по моделям, определяется суммой их относительных погрешностей. Имея в виду их значения в таблице, приходим к заключению, что критерий эффективности применения комплекса ЦПТ оценивается неравенством в соответствующем интервале

$$З_ц / З_э < 1 \pm 0,04.$$

Результат деления затрат $З_{ц(б.р)}/З_{э(руд)}$ на транспортирование руды в карьерах без разноса бортов в заданной области аргументов $Q$, $H$ не превышает значения 0,88. Это означает, что ограничений параметров разработки карьеров на эффективное применение ЦПТ нет. Аналогично изменяется соотношение затрат $З_{ц(б.р)}/З_{э(вск)}$ на транспортирование горных пород вскрыши (рис. 2, *а*). Однако здесь в интервалах производительности комплексов от 5 до 5,5 млн т/год и высоты подъема горной породы меньше 220 м отмечается зона ограничений выбора ЦПТ, в которой это отношение изменяется от 0,92 до максимума 0,96. По оценке интегральной функции Лапласа критерий эффективности ЦПТ в этом интервале выполняется лишь с доверительной вероятностью от 0,841 до 0,977. В пространстве параметров комплексов эта область выделяется следующим неравенством: $H < 514{,}5 - 60{,}7Q$.

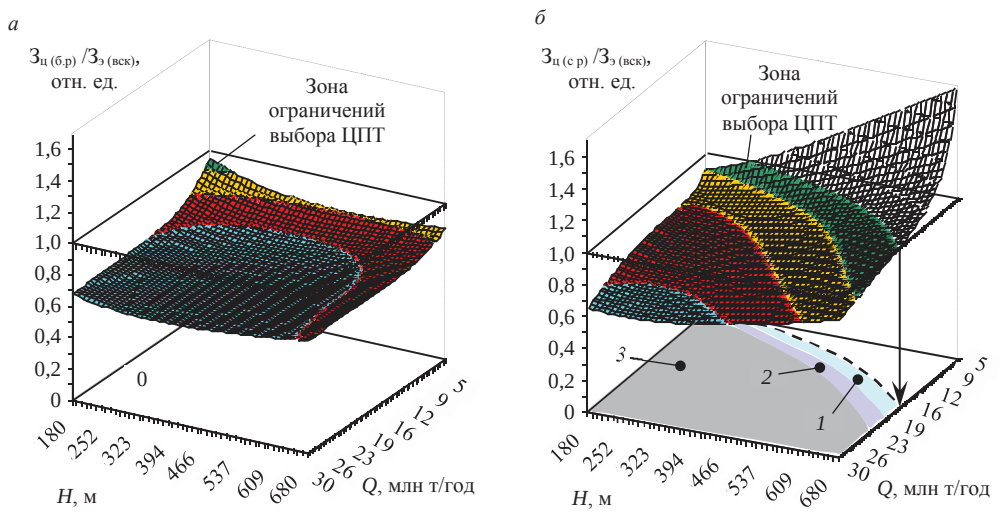



Рис. 2. Модельные сравнения относительных приведенных удельных затрат при применении комплексов ЦПТ и ЭАК для транспортирования вскрышных горных пород:
*а* – в карьерах без разноса бортов; *б* – в карьерах с разносом бортов; распределение вероятности $P$ эффективного применения ЦПТ: *1* – (0,5–0,841); *2* – (0,841–0,977); *3* – (0,977–1)

Fig. 2. Simulative comparisons of relative reduced specific expenses under the use of CFT and EAC for overburden rock transportation:
*а* – in open pits without opencast edges; *б* – in open pits with opencast edges; distribution of $P$ probability of CFT effective application: *1* – (0.5–0.841); *2* – (0.841–0.977); *3* – (0.977–1)

Наиболее полно зона ограничений эффективности ЦПТ обнаруживается в соотношениях затрат, направленных на транспортирование вскрышных горных пород и руды в карьерах с разнесенными бортами. Графически вид такого распределения $З_{ц(с\ р)}/З_{э(вск)}$ показан на рис. 2, *б*. Аналогично распределено и соотношение $З_{ц(с\ р)}/З_{э(руд)}$. В них имеются зоны, где эти отношения больше единицы. Стрелкой показано направление проекции изолинии со значением 1 на поле аргументов $Q$, $H$. По положению проекции в использованной компьютерной программе «Тренды ФСП-1» определены в доверительном интервале среднеквадратичной погрешности высоты подъема горной породы, ограничения параметров комплексов в виде неравенств:

$$H_{вск} < 1141{,}6 - \frac{2008{,}25}{Q^{0{,}516}} \pm 40; \qquad H_{руд} < 1085{,}13 - \frac{2030{,}1}{Q^{0{,}6}} \pm 35,$$

где $Q$ изменяется от 5 до 17,5 млн т/год и соответственно от 5 до 14,5 млн т/год. Вероятность выполнения приведенных неравенств на разной высоте $H$, в связи со

случайной их погрешностью, определяется интегральной функцией Лапласа. На рис. 2, *б* расположение детерминированной части ограничения $H_{вск}$ показано пунктиром. Здесь же выделены области параметров карьера, в которых применение комплекса ЦТП эффективно с указанной вероятностью выполнения упомянутых ограничений при отклонениях высоты $H$ от детерминированной части на интервал одной, двух и более среднеквадратичных погрешностей.

**Выводы.** В результате экспериментально-дискретных расчетов и проведенного на их основе нелинейного функционально-факторного регрессионного моделирования изменений экономического показателя относительных приведенных удельных затрат при применении в рудных карьерах комплексов ЦПТ и ЭАК выявлены с высокой достоверностью по коэффициенту детерминации 0,986–0,998 математические выражения количественных закономерностей в связях с параметрами этих комплексов. Рассчитанные на этой основе соотношения затрат позволили обнаружить и оценить технологические условия наиболее эффективного применения ЦПТ.

Сравнение затрат по относительному критерию показывает, что в карьерах без разноса бортов наиболее эффективно, с доверительной вероятностью выше 0,84, применение ЦПТ во всем интервале производительности по горной массе и высоте ее подъема. Применение комплекса ЦПТ в карьерах с разнесенными бортами эффективно в ограниченных интервалах их технологических параметров. Из-за случайной погрешности модельной оценки упомянутого критерия допустимые границы параметров определяются лишь с заданной достоверностью. Например, выбранной достоверности $P = 0{,}9$ в интегральной функции Лапласа соответствует случайное правостороннее отклонение со значением больше среднеквадратичной погрешности критерия в 1,3 раза. В результате вычитания его из постоянного слагаемого в формулах критерия определяется с данной достоверностью граница параметров комплексов в виде следующих неравенств:

$$H_{вск} < 1141{,}6 - \frac{2008{,}25}{Q^{0{,}516}} \pm 40; \qquad H_{руд} < 1085{,}13 - \frac{2030{,}1}{Q^{0{,}6}} \pm 35,$$

где годовая производительность комплексов $Q$ по горной массе изменяется от 5 до 17,5 млн т/год и соответственно от 5 до 14,5 млн т/год.

***Статья выполнена в рамках государственного задания 007-00293-18-00. Тема № 0405-2018-0001.***

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Васильев М. В. Комбинированный транспорт на карьерах. М.: Недра, 1975. 308 с.
2. Васильев М. В., Яковлев В. Л. Научные основы проектирования карьерного транспорта // М: Наука, 1972. 202 с.
3. Выбор вида карьерного транспорта / М. В. Васильев [и др.]. М: Недра, 1973. 192 с.
4. Комплексная механизация процессов циклично-поточной технологии на карьерах / Б. А. Симкин [и др.]. М.: Недра, 1985. 195 с.
5. Циклично-поточная технология добычи руды на карьерах Кривбасса / Б. Н. Тартаковский [и др.]. Киев: Техніка, 1978. 175 с.
6. Тартаковский Б. Н., Друкованый М. Ф., Поляков Н. С. Разработка и внедрение циклично-поточной технологии горных работ на Новокриворожском ГОКе // Горный журнал. 1973. № 4. С. 5–8.
7. Решетняк С. П. Создание систем ЦПТ с внутрикарьерными передвижными дробильно-перегрузочными комплексами: дис. ... д-ра техн. наук. Апатиты, 1997. 422 с.
8. Решетняк С. П. Перспективы циклично-поточной технологии на карьерах // Горная техника. 2015. № 1 (15). С. 52–59.
9. Кармаев Г. Д. Исследование эффективности и областей применения различных типов конвейеров на открытых разработках: дис. ... канд. техн. наук. Свердловск, 1978. 188 с.
10. Кармаев Г. Д. Выбор горнотранспортного оборудования циклично-поточной технологии карьеров. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. 296 с.
11. Шилин А. Н. Исследование открытой разработки скальных пород и руд с применением конвейерного транспорта: дис. ... д-ра техн. наук. Свердловск, 1972. 359 с.

12. Мальгин О. Н., Сытенков В. Н., Шеметов П. А. Циклично-поточная технология в глубоких карьерах. Ташкент: Фан, 2004. 337 с.
13. Яковлев В. Л. Перспективные решения в области циклично-поточной технологии глубоких карьеров // Горный журнал. 2003. № 4–5. С. 51–56.
14. Яковлев В. Л., Кармаев Г. Д., Берсенев В. А., Сумина И. Г. О моменте ввода циклично-поточной технологии на карьерах // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 3. С. 4–11.
15. Кулешов А. А. Мощные экскаваторно-автомобильные комплексы карьеров. М.: Недра, 1980. 317 с.
16. Семенкин А. В. Учет фактора времени при определении эффективности применения комплексов ЦПТ // Известия Уральского государственного горного университета. 2017. № 1. С. 72–75.
17. Семенкин А. В. Изменение расчетных затрат при разработке карьера с применением экскаваторно-автомобильного комплекса и комплекса циклично-поточной технологии // Проблемы недропользования. 2015. Вып. 3 (6). С. 59–68.
18. Выбор вида карьерного транспорта (методика) / М. В. Васильев [и др.]. М.: Недра, 1973. 192 с.
19. Антонов В. А. Метод нелинейной функционально-факторной регрессии в экспериментальных горно-технологических исследованиях // ГИАБ. 2017. № 10 (23). С. 90–98.
20. Антонов В. А. Методология геоинформационного отображения экспериментальных горно-технологических закономерностей // ГИАБ. 2017. № 10. С. 17–24.
21. Антонов В. А. Алгоритм оптимизации дискретных аппроксимаций табулированных функций // Известия ЮФУ. Технические науки. 2017. № 7 (192). С. 133–144.

Поступила в редакцию 30 мая 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Семенкин Александр Владимирович** – младший научный сотрудник лаборатории транспортных систем карьеров и геотехники Института горного дела УрО РАН. E-mail: a.semenkin92@mail.ru
**Антонов Владимир Александрович** – доктор технических наук, главный научный сотрудник аналитической группы Института горного дела УрО РАН. E-mail: antonov@igduran.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-103-111

# Research of the economic indicator of costs under the cyclic-flow technology in ore pits

**Aleksandr V. Semenkin[1], Vladimir A. Antonov[1]**
[1] Institute of Mining, Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, Russia.

***Abstract***

***Introduction.*** *The present article of dedicated to the estimation of technological parameters and conditions of rock mass transportation from deep horizons of ore open pit where the use of more expensive cyclic-flow technology (CFT) is the most efficient compared to the widespread use of excavating-automobile complex (EAC). The choice of the system of cyclic-flow technology and corresponding parameters is made according to an economic criterion towards lower costs.*

***Research aim*** *is to discover the regularities in transport costs change under different mining-technological parameters of CFT complexes and, based on this, by an economic criterion, estimate their permissible intervals where the use of these complexes would be the most efficient.*

***Methodology.*** *In order to discover regularities in transport costs change, the calculations of their experimental and discrete values has been carried out together with the further simulation of costs connections with the parameters of the complexes applied with the method of curvilinear functional-factor regression. The costs of excavating-automobile complexes for ore and overburden rocks transportation application have been experimentally calculated, together with the cyclic-flow technology in open pits with opencast and not opencast edges. The costs have been calculated with the account of reduction to one instant and their transfer to the relative units. Among the multitude of technological parameters influencing the expenses, two most significant ones have been singled out – production rate of transport complexes by rock weight and the height of its rise from the working horizon. Parameters were set by the corresponding values 5, 10, 20, 30 million tons/year and 180, 280, 380, 480, 580, 680 m. Based on the experimental calculations, the regression models have been created which, with high reliability by the coefficient of determination 0.986-0.998, display regularities in costs change and the features of their connections with technological parameters of complexes. The comparison of model costs has been carried out under the use of the transport complexes under consideration and, according to the accepted criterion, quantitative estimate of their parameters has been given where the use of the cyclic-flow technology is effective.*

***Results.*** *The application of the cyclic-flow technology in open pits without opencast edges during ore transportation is not limited by mining and technological parameters of complexes, whereas during overburden rocks transportation it is partially limited. The most significant restrictions of technological parameters are observed in open pits with opencast edges. These restrictions are expressed mathematically by the corresponding inequalities.*

***Conclusions.*** *Obtained results can be used when determining the effectiveness of CFT complexes application effectiveness in ore deposits.*

***Key words:*** *open pit; cyclic-flow technology; economic cost indicator; criterion; regression; model.*

***Acknowledgements:*** Research has been carried out under the government contract 007-00293-18-00. Theme no. 0405-2018-0001.

REFERENCES

1. Vasiliev M. V. *Combined open pit transport*. Moscow: Nedra Publishing; 1975. (In Russ.)
2. Vasiliev M. V., Iakovlev V. L. *Scientific foundations of open pit transport design*. Moscow: Nauka Publishing; 1972. (In Russ.)
3. Vasiliev M. V. et al. *The choice of open pits transport type*. Moscow: Nedra Publishing; 1973. (In Russ.)
4. Simkin B. A. et al. *Complex mechanization of the cyclic-flow technology in open pits*. Moscow: Nedra Publishing; 1985. (In Russ.)
5. Tartakovskii B. N. et al. *Cyclic-flow technology of ore mining in the open pits of Kryvbas*. Kiev: Tekhnika Publishing; 1978. (In Russ.)
6. Tartakovskii B. N., Drukovanyi M. F., Poliakov N. S. Development and introduction of cyclic-flow technology of mining operations on the Novokrivoroghsky GOK. *Mining Journal*. 1973; 4: 5–8. (In Russ.)
7. Reshetniak S. P. *Creation of CFT systems with in-pit mobile crushing and reloading complexes. Diss. Doc. Eng. Sci*. Apatity; 1997: 422. (In Russ.)
8. Reshetniak S. P. Prospects for the cyclic-flow technology in pits. *Mining Equipment*. 2015; 1: 52–59. (In Russ.)
9. Karmaev G. D. *Research of efficiency and application areas of various types of conveyors in open-cast mines. Diss. Cand. Eng. Sci*. Sverdlovsk; 1978. (In Russ.)
10. Karmaev G. D. *The choice of mining transport equipment for cyclic-flow technology in open pits*. Ekaterinburg: IM UB RAS Publishing; 2012. (In Russ.)
11. Shilin A. N. *Study of opencast mining of hard rocks and ore with the use of conveyor transport. Diss. Doc. Eng. Sci*. Sverdlovsk; 1972. (In Russ.)
12. Malgin O. N., Sytenkov V. N., Shemetov P. A. *The cyclic-flow technology in deep pits*. Tashkent: Fan Publishing; 2004. (In Russ.)
13. Iakovlev V. L. Perspective solutions in the field of cyclic-flow technology of deep pits. *Mining Journal*. 2003; 4: 51–56. (In Russ.)
14. Iakovlev V. L., Karmaev G. D., Bersenev V. A., Sumina I. G. On the introduction of the cyclic-flow technology in open pits. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 3: 4–11. (In Russ.)
15. Kuleshov A. A. *Powerful excavator-automobile complexes in open pits*. Moscow: Nedra Publishing; 1980. (In Russ.)
16. Semenkin A. V. Accounting for the time factor in determining the effectiveness of the use of CFT complexes. *News of the Ural State Mining University*. 2017; 1: 72–75. (In Russ.)
17. Semenkin A. V. Change in estimated costs in the development of a pit with the use of an excavator-automobile complex and a cyclic-flow technology complex. *Problems of Subsoil Use*. 2015; 3(6): 59–68. (In Russ.)
18. Vasiliev M. V. et al. (eds.) *The choice of open pit transport type (methodology)*. Moscow: Nedra Publishing; 1973. (In Russ.)
19. Antonov V. A. The method of a non-linear functional-factor regression in experimental mining-technological investigations. *Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 10 (23): 90–98. (In Russ.)
20. Antonov V. A. Methodology of geoinformation display of experimental mining-technological regularities. *Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2017; 10: 17–24. (In Russ.)
21. Antonov V. A. Tabulated functions discrete approximations optimizing algorithm. *News of SFedU. Engineering Sciences*. 2017; 7 (192): 133–144. (In Russ.)

Received 30th May, 2018

**Information about authors:**

**Aleksandr V. Semenkin** – junior researcher, Laboratory of Open Pit Transport Systems and Geotechnics, Institute of Mining UB RAS. E-mail: a.semenkin92@mail.ru
**Vladimir A. Antonov** – Doctor of Engineering Science, senior researcher of the analytical group, Institute of Mining UB RAS. E-mail: antonov@igduran.ru

**Для цитирования:** Семенкин А. В., Антонов В. А. Исследование экономического показателя затрат при циклично-поточной технологии на рудных карьерах // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 103–111.
**For citation:** Semenkin A. V., Antonov V. A. Research of the economic indicator of costs under the cyclic-flow technology in ore pits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 103–111.

УДК 622.271.0025 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-112-118

# Определение энергоемкости процесса экскавации рабочим оборудованием типа прямая лопата карьерного экскаватора

**Комиссаров А. П.[1], Плотников Н. С.[1], Лукашук О. А.[2], Летнев К. Ю.[2]**

[1] Уральский государственный горный университет
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30)

[2] Уральский федеральный университет
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19)

***Реферат***

***Цель исследования:*** *анализ формирования энергозатрат при экскавации горных пород рабочим оборудованием типа прямая лопата карьерного экскаватора и определении энергоемкости процесса экскавации в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.*

***Методы исследования:*** *имитационное моделирование и вычислительный эксперимент.*

***Результаты работы.*** *Показано, что процесс экскавации рабочим оборудованием типа прямая лопата характеризуется повышенной энергоемкостью ввиду затрат энергии на подъем элементов рабочего оборудования и горной массы на высоту уступа (забоя), а также противодействия движущих сил при различии направлений усилий подъема и напора. В результате вычислительного эксперимента, выполненного на основе имитационной модели процесса экскавации, определены фактические значения работы движущих сил (усилий подъема и напора) в процессе отработки забоя. Установлено, что энергозатраты зависят от расположения ковша в рабочей зоне экскаватора и выявлены участки рабочей зоны с повышенными значениями энергозатрат. Проведен дифференцированный расчет энергозатрат в зависимости от вида выполняемых операций – энергозатрат при копании (полезной работы), энергозатрат при подъеме элементов рабочего оборудования и горной массы, а также энергозатрат, вызванных противодействием главных механизмов. Выполнена оценка энергоемкости процесса экскавации в различных участках рабочей зоны (при перемещении ковша по начальной, средней и конечной траекториям).*

***Рекомендации по использованию результатов.*** *Предложенный метод расчета энергозатрат при экскавации горных пород рабочим оборудованием карьерного экскаватора позволит определить энергетическую характеристику экскаватора для конкретных горнотехнических условий эксплуатации.*

***Выводы.*** *Установление закономерностей формирования энергозатрат на экскавацию горных пород на основе вычислительного эксперимента позволит определить энергетическую характеристику карьерного экскаватора для конкретных условий эксплуатации.*

***Ключевые слова:*** *энергоемкость процесса экскавации; рабочее оборудование типа прямая лопата; работа усилий подъема и напора.*

**Введение.** В настоящее время в связи с происходящими на открытых горных работах качественными изменениями, связанными как с внедрением новых типов и моделей оборудования, в частности карьерных экскаваторов, так и с негативными изменениями горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождений полезных ископаемых (сложно-структурное залегание пород, повышение доли скальных и полускальных пород, углубление карьеров и т. д.), особую актуальность приобретают вопросы, связанные с анализом эффективности применения новой техники и степени реализации

технических и технологических возможностей оборудования в конкретных условиях эксплуатации [1–9].

Оценка качества экскавационного оборудования производится в настоящее время по показателям технических характеристик машин. Однако такая оценка имеет значимость, в основном, при технико-экономическом анализе различных типов машин. В конкретных условиях эксплуатации значения большинства этих

**Таблица 1. Результаты вычислительного эксперимента ($H_к = H_{расч}$)**
**Table 1. Computer experiment results ($H_к = H_{расч}$)**

| Координаты точки К, м | | Скорость подъема и напора, м/с | | Усилие подъема и напора, кН | | Мощность усилий, кВт | | Работа усилий, МДж | | Суммарные энергозатраты, МДж |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| $X_к$ | $Y_к$ | $V_п$ | $V_н$ | $F_п$ | $F_н$ | $P_п$ | $P_н$ | $A_п$ | $A_н$ | $A_Σ$ |
| *Начальная траектория ($X_{к0}$ = 10 м)* | | | | | | | | | | |
| 10,00 | 0 | 0,94 | –0,82 | 528 | –495 | 494 | 408 | | | |
| 11,15 | 2 | 0,89 | –0,74 | 589 | –500 | 526 | 372 | 1,17 | 0,90 | 2,07 |
| 12,30 | 4 | 0,81 | –0,61 | 642 | –516 | 522 | 316 | 1,21 | 0,79 | 2,00 |
| 13,45 | 6 | 0,69 | –0,40 | 759 | –501 | 522 | 201 | 1,20 | 0,60 | 1,80 |
| 14,60 | 8 | 0,57 | –0,10 | 936 | –495 | 536 | 49 | 1,22 | 0,29 | 1,51 |
| 15,75 | 10 | 0,58 | 0,23 | 1152 | –520 | 671 | 121 | 1,39 | 0,20 | 1,59 |
| 16,90 | 12 | 0,69 | 0,50 | 1349 | –547 | 934 | 275 | 1,85 | 0,46 | 2,31 |
| | | | | | | | *Итого* | 8,04 | 3,24 | 11,28 |
| *Средняя траектория ($X_{к0}$ = 14 м)* | | | | | | | | | | |
| 14,00 | 0 | 0,87 | –0,61 | 801 | –195 | 696 | 119 | | | |
| 15,15 | 2 | 0,82 | –0,48 | 838 | –196 | 685 | 94 | 1,59 | 0,25 | 1,84 |
| 16,30 | 4 | 0,76 | –0,30 | 876 | –183 | 662 | 56 | 1,55 | 0,17 | 1,72 |
| 17,45 | 6 | 0,70 | –0,10 | 921 | –142 | 642 | 13 | 1,50 | 0,08 | 1,58 |
| 18,60 | 8 | 0,66 | 0,13 | 978 | –59 | 645 | 8 | 1,48 | 0,03 | 1,51 |
| 19,75 | 10 | 0,64 | 0,33 | 1040 | 78 | 661 | 26 | 1,50 | 0,04 | 1,54 |
| 20,90 | 12 | 0,59 | 0,50 | 1093 | 296 | 640 | 148 | 1,50 | 0,20 | 1,70 |
| | | | | | | | *Итого* | 9,12 | 0,77 | 9,89 |
| *Конечная траектория ($X_{к0}$ = 18 м)* | | | | | | | | | | |
| 18,00 | 0 | 0,79 | –0,39 | 1017 | 111 | 799 | 44 | | | |
| 19,15 | 2 | 0,73 | –0,25 | 1055 | 148 | 774 | 38 | 1,81 | 0,10 | 1,91 |
| 20,30 | 4 | 0,68 | –0,09 | 1097 | 214 | 742 | 20 | 1,74 | 0,07 | 1,81 |
| 21,45 | 6 | 0,61 | 0,07 | 1147 | 320 | 702 | 24 | 1,66 | 0,05 | 1,71 |
| 22,60 | 8 | 0,53 | 0,23 | 1210 | 480 | 644 | 113 | 1,55 | 0,16 | 1,71 |
| 23,75 | 10 | 0,42 | 0,38 | 1292 | 709 | 546 | 269 | 1,37 | 0,44 | 1,81 |
| 24,90 | 12 | 0,27 | 0,50 | 1416 | 1030 | 377 | 515 | 1,06 | 0,90 | 1,96 |
| | | | | | | | *Итого* | 9,19 | 1,72 | 10,91 |

показателей (продолжительность рабочего цикла, энергозатраты, производительность и др.) изменяются в широком диапазоне и значительно отличаются от расчетных величин, что затрудняет получение достоверной и полной информации о техническом потенциале оборудования.

В качестве основного показателя технического уровня технологического оборудования целесообразно выделять рабочую характеристику, определяющую значения основных показателей в конкретных горнотехнических условиях разработки [10–13].

**Цель исследования** – анализ влияния технологических параметров на энергоемкость процесса экскавации горных пород.

**Задачи,** решаемые в работе:

– определение фактических значений энергозатрат при экскавации горных пород для конкретных условий работы;

– оценка влияния технологических параметров (ширина заходки, высота уступа или забоя при разработке взорванных пород и др.) на величину энергозатрат.

**Таблица 2. Результаты вычислительного эксперимента ($H_к = H_{к\,max}$)**
**Table 2. Computer experiment results ($H_к = H_{к\,max}$)**

| Координаты точки К, м | | Скорость подъема и напора, м/с | | Усилие подъема и напора, кН | | Мощность усилий, кВт | | Работа усилий, МДж | | Суммарные энергозатраты, МДж |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| $X_к$ | $Y_к$ | $V_п$ | $V_н$ | $F_п$ | $F_н$ | $P_п$ | $P_н$ | $A_п$ | $A_н$ | $A_Σ$ |
| *Начальная траектория ($X_{к0}$ = 10 м)* | | | | | | | | | | |
| 10,00 | 0 | 0,94 | –0,82 | 375 | –554 | 351 | 456 | | | |
| 11,15 | 2 | 0,89 | –0,74 | 436 | –538 | 389 | 400 | 0,85 | 0,99 | 1,84 |
| 12,30 | 4 | 0,81 | –0,61 | 481 | –538 | 391 | 330 | 0,90 | 0,84 | 1,74 |
| 13,45 | 6 | 0,69 | –0,40 | 580 | –505 | 399 | 202 | 0,91 | 0,61 | 1,52 |
| 14,60 | 8 | 0,57 | –0,10 | 727 | –471 | 417 | 46 | 0,94 | 0,29 | 1,23 |
| 15,75 | 10 | 0,58 | 0,23 | 911 | –461 | 530 | 108 | 1,09 | 0,18 | 1,27 |
| 16,90 | 12 | 0,69 | 0,50 | 1078 | –461 | 747 | 232 | 1,47 | 0,39 | 1,86 |
| 18,05 | 14 | 0,80 | 0,68 | 1172 | –414 | 933 | 280 | 1,93 | 0,59 | 2,52 |
| 19,20 | 16 | 0,84 | 0,78 | 1123 | –206 | 942 | 161 | 2,16 | 0,50 | 2,66 |
| 20,35 | 18 | 0,58 | 0,85 | 866 | 467 | 501 | 396 | 1,66 | 0,64 | 2,30 |
| | | | | | | | *Итого* | 11,91 | 5,03 | 16,94 |
| *Средняя траектория ($X_{к0}$ = 14 м)* | | | | | | | | | | |
| 14,00 | 0 | 0,87 | –0,61 | 636 | –275 | 552 | 167 | | | |
| 15,15 | 2 | 0,82 | –0,48 | 670 | –261 | 547 | 125 | 1,27 | 0,34 | 1,61 |
| 16,30 | 4 | 0,76 | –0,30 | 702 | –236 | 531 | 72 | 1,24 | 0,23 | 1,47 |
| 17,45 | 6 | 0,70 | –0,10 | 739 | –186 | 516 | 18 | 1,21 | 0,11 | 1,32 |
| 18,60 | 8 | 0,66 | 0,13 | 787 | –101 | 519 | 13 | 1,19 | 0,04 | 1,23 |
| 19,75 | 10 | 0,64 | 0,33 | 842 | 27 | 535 | 9 | 1,21 | 0,03 | 1,24 |
| 20,90 | 12 | 0,59 | 0,50 | 890 | 217 | 521 | 109 | 1,22 | 0,14 | 1,36 |
| 22,05 | 14 | 0,44 | 0,63 | 939 | 506 | 414 | 317 | 1,08 | 0,49 | 1,57 |
| 23,20 | 16 | 0,15 | 0,72 | 1055 | 935 | 156 | 670 | 0,66 | 1,14 | 1,80 |
| 24,35 | 18 | –0,21 | 0,78 | 1353 | 1530 | 288 | 1196 | 0,51 | 2,15 | 2,66 |
| | | | | | | | *Итого* | 9,59 | 4,67 | 14,26 |

**Методы исследования** – имитационное моделирование и вычислительный эксперимент.

**Анализ процесса экскавации.** Особенностью рабочего процесса экскавации горных пород рабочим оборудованием типа прямая лопата карьерного экскаватора является существенный рост энергоемкости процесса, обусловленный энергозатратами на подъем элементов рабочего оборудования и горной массы при копании на высоту уступа (забоя), а также противодействием главных механизмов (подъемного и напорного) в процессе экскавации ввиду различия направлений усилий подъема и напора.

Энергозатраты при экскавации горных пород определяются величиной суммарной работы усилий подъема и напора при совместной работе главных исполнительных механизмов подъема и напора.

Текущее значение работы усилия (подъема или напора) составит

$$A_i = 0{,}5(P_i + P_{i+1})\Delta t,$$

где $P_i$ и $P_{i+1}$ – текущие значения мощности усилия подъема (напора), рассчитанные для $i$-й и $(i + 1)$ точек траектории перемещения ковша (вершины режущей кромки); $\Delta t$ – длительность перемещения ковша на отрезке $(i, i + 1)$.

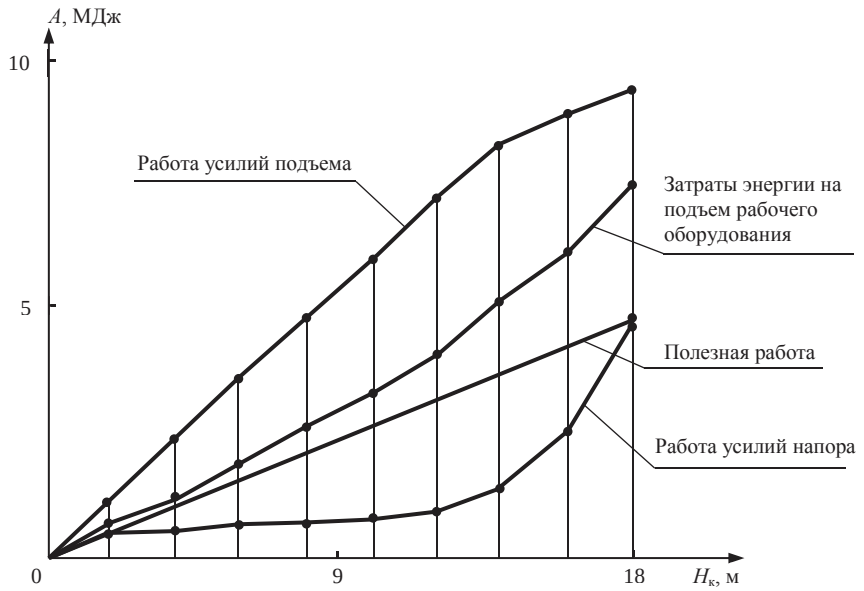



Рис. 1. Формирование энергозатрат на экскавацию горных пород при перемещении ковша по средней траектории

Fig. 1. The formation of energy consumption during rock excavation under bucket movement along the medium trajectory

На основе имитационной модели процесса экскавации проведен вычислительный эксперимент по расчету энергозатрат на экскавацию горных пород для экскаватора ЭКГ-20А.

В табл. 1 и 2 приведены расчетные значения мощности и работы усилий подъема и напора, а также энергозатрат на экскавацию горных пород при разработке забоев высотой $H = 12$ м, соответствующей расчетному значению высоты копания экскаватора, равной высоте оси напорного вала, и максимальной высотой $H_{max} = 18$ м в процессе перемещения ковша по эквидистантным траекториям – начальной, средней и конечной, т. е. по границам и в центре рабочей зоны экскаватора.

Как следует из приведенных данных, значения энергозатрат существенно изменяются в зависимости от расположения ковша в рабочей зоне экскаватора.

Так, при перемещении ковша по начальной траектории суммарные энергозатраты с ростом высоты копания вначале уменьшаются и достигают минимального значения, а затем возрастают до максимального значения. Изменение энергозатрат определяется, с одной стороны, уменьшением работы усилия напора при малых отклонениях рукояти от горизонтального положения и, с другой стороны, увеличением работы движущих сил с ростом высоты копания ввиду противодействия главных механизмов.

Энергоемкость процесса экскавации при перемещении ковша вместимостью $V = 20$ м$^3$ по начальной траектории составит:
при расчетной высоте копания

$$a_{\text{н.р}} = \frac{A_{\Sigma}}{V} = 0,564 \text{ МДж}/\text{м}^3;$$

при максимальной высоте копания

$$a_{\text{н.max}} = 0,847 \text{ МДж}/\text{м}^3.$$

При перемещении ковша по средней траектории суммарные энергозатраты изменяются аналогичным образом за исключением копания при максимальной высоте $H_{\text{к max}} = 18$ м. При этом двигатель механизма подъема работает в режиме противовключения (удержания ковша) и двигатель механизма напора работает фактически один.

Энергоемкость процесса экскавации при перемещении ковша по средней траектории составит:
при расчетной высоте копания

$$a_{\text{ср.р}} = 0,4945 \text{ МДж}/\text{м}^3;$$

при максимальной высоте копания

$$a_{\text{ср.max}} = 0,713 \text{ МДж}/\text{м}^3.$$

На рис. 1 приведена схема формирования энергозатрат при перемещении ковша по средней траектории.

При перемещении ковша по конечной траектории суммарные энергозатраты возрастают ввиду существенного противодействия главных механизмов: скорость и усилие подъема направлены к экскаватору, а скорость и усилие напора – на забой.

В целом, величина суммарных энергозатрат определяется энергозатратами на преодоление силы сопротивления копанию $A_{\text{коп}}$ и на подъем элементов рабочего оборудования и горной массы $A_{\text{под}}$, а также энергозатратами, вызванными «противодействием» главных механизмов (разнонаправленностью векторов скоростей подъема и напора).

**Выводы.** При выемке горных пород карьерным экскаватором с рабочим оборудованием типа прямая лопата энергозатраты существенно изменяются в пределах рабочей зоны экскаватора, что обусловливается, в основном, влиянием механизма рабочего оборудования, соединяющего главные механизмы с ковшом, на преобразование параметров механической энергии двигателей главных механизмов в энергосиловые параметры, реализуемые на режущей кромке ковша.

Установление закономерностей формирования энергозатрат на экскавацию горных пород на основе вычислительного эксперимента позволит определить энергетическую характеристику карьерного экскаватора для конкретных условий эксплуатации.

**Рекомендации по использованию результатов.** Результаты расчетов могут быть использованы при синтезе рациональных конструктивных схем рабочего оборудования экскаватора.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Frimpong S., Hu Y., Chang Z. Perfomance simulation of shovel excavators for earthmoving operations // In Summer in Computer Simulation Conference (SCSC/03). 2003. P. 133–138.

2. Geu Flores F., Kecskemethy A., Pottker A. Workspace analysis and maximal force calculation of a face-shovel excavator using kinematical transformers. 12th IFToMM World Congress. Besancon. June 18–21. 2007. 6 p.

3. Liu J. Integrated mechanical and electro hydraulic system modeling and reality simulation technology of a virtual robotic excavator // Computer-Aided Industrial Design & Conceptual Design. IEEE 10th International Conference. 2009. P. 797–802.

4. Беляков Ю. И. Проектирование экскаваторных работ. М.: Недра, 1983. 349 с.

5. Берман А. В., Воронков Г. Я., Гайнуллин Р. Р. Метод определения энерговооруженности рабочего процесса экскавации во взаимосвязи с параметрами массива горных пород // Открытые горные работы. 2000. № 3. С. 25–28.

6. Гафурьянов Р. Г., Комиссаров А. П., Шестаков В. С. Моделирование рабочего процесса карьерных экскаваторов // Горное оборудование и электромеханика. 2009. № 6. С. 40–45.

7. Иванов И. Ю., Комиссаров А. П. Оценка энергоемкости рабочего процесса гидравлического экскаватора с замыканием рабочих нагрузок // Горное оборудование и электромеханика. 2011. № 9. С. 45–47.

8. Комиссаров А. П., Лагунова Ю. А., Лукашук О. А. Обоснование рабочей характеристики карьерного экскаватора // Горное оборудование и электромеханика. 2017. № 2. С. 7–10.

9. Родионов Г. А. Основные закономерности при черпании скальных пород ковшами погрузочных машин // Расчеты, конструирование и испытания горных машин: сб. статей. 1957. № 3. С. 27–32.

10. Савченко А. Я. Совершенствование методологии оценки качества высокопроизводительного экскавационного оборудования большой единичной мощности на этапе эксплуатации // Горные машины и автоматика. 2001. № 1. С. 4–6.

11. Слесарев Б. В., Булес П. Исследование условий и параметров экскавации мощных карьерных экскаваторов // Машины и оборудование для открытых горных работ: матер. конф. / Горное оборудование, добыча и обогащение руд и минералов: 19-я Междунар. выст., 21 апреля 2015. М., 2015. С. 3–4.

12. Тангаев И. А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 232 с.

13. Чулков Н. Н. Расчет приводов карьерных машин. М.: Недра, 1987. 196 с.

Поступила в редакцию 16 июля 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Комиссаров Анатолий Павлович** – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горных машин и комплексов Уральского государственного горного университета. E-mail: komissarov_a_p@mail.ru

**Плотников Никита Сергеевич** – начальник бизнес-инкубатора Уральского государственного горного университета. E-mail: sofcrus@gmail.com

**Лукашук Ольга Анатольевна** – кандидат технических наук, доцент, заведующая кафедрой подъемно-транспортных машин и роботов Уральского федерального университета. E-mail: oldim96@mail.ru

**Летнев Константин Юрьевич** – старший преподаватель кафедры подъемно-транспортных машин и роботов Уральского федерального университета. E-mail: k.y.letnev@urfu.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-112-118

# Estimating the energy intensity of the process of excavation using operating equipment of a face-shovel type of a mining excavator

**Anatolii P. Komissarov[1], Nikita S. Plotnikov[1], Olga A. Lukashuk[2], Konstantin Iu. Letnev[2]**
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.
[2] Ural Federal University, Ekaterinburg, Russia.

***Abstract***

***Research aims*** *to analyze the formation of energy consumption during rock excavation using operating equipment of a face-shovel type of a mining excavator and to estimate the energy intensity of the process of excavation in specific mining-engineering conditions of operation.*

***Research methodology*** *includes simulation modeling and computer experiment.*

***Research results.*** *It has been shown that the process of excavation using operating equipment of a face-shovel type is characterized by increased energy intensity because of the energy consumed to elevate the elements of operating equipment and rock mass to the bench (face) height, as well as because of the driving forces counteraction under various directions of lifting and thrusting actions. As a result of computer experiment carried out based on the simulation model of excavation process, actual values of driving forces operation (lifting and thrusting actions) have been determined in the process of stoping. It has been stated that energy consumption depends on the position of a bucket in the operating zone of an excavator; operating zone sections with increased values of energy consumption have been discovered. Differentiated calculation of energy consumption depending on the type of operations performed has been carried out – energy consumption at digging (output work), energy consumption when elevating the elements of*

*operating equipment and rock mass, as well as energy consumption caused by the counteraction of the main mechanisms. Estimation of excavation process energy intensity has been carried out in various sections of an operating zone (bucket movement along the initial, medium, and final trajectories).*
***Recommendations for the use of the results.*** *The suggested method of energy consumption calculation during rock excavation using operating equipment of an open pit excavator will allow to determine energy characteristics of an excavator for specific conditions of operation.*
***Conclusions.*** *The determination of regularities in the formation of energy consumption for rock excavation on the basis of computer experiment will allow to determine energy characteristics of an open pit excavator for specific conditions of operation.*

***Key words:*** *excavation process energy intensity; operating equipment of front shovel type; lifting and thrusting actions.*

REFERENCES

1. Frimpong S., Hu Y., Chang Z. Performance simulation of shovel excavators for earthmoving operations. In: *Proceeding of the Summer in Computer Simulation Conference (SCSC/03)*, 2003. p. 133–138.
2. Geu Flores F., Kecskemethy A., Pottker A. Workspace analysis and maximal force calculation of a face-shovel excavator using kinematical transformers. In: *Proceeding of the 12th IFToMM World Congress, Besancon, 18–21 June 2007*. 6 p.
3. Liu J. Integrated mechanical and electro hydraulic system modeling and reality simulation technology of a virtual robotic excavator. In: *Computer-Aided Industrial Design & Conceptual Design: Proceedings of the IEEE 10th International Conference, 2009*. p. 797–802.
4. Beliakov Iu. I. *Excavation planning*. Moscow: Nedra Publishing; 1983. (In Russ.)
5. Berman A. V., Voronkov G. Ia., Gainullin R. R. The method of determining power availability in the operating process of excavation in relation to the parameters of a rock massif. *Opencast Mining*. 2000; 3: 25–28. (In Russ.)
6. Gafurianov R. G., Komissarov A. P., Shestakov V. S. Simulating the working process of mining excavators. *Mining Equipment and Electromechanics*. 2009; 6: 40–45. (In Russ.)
7. Ivanov I. Iu., Komissarov A. P. Estimating the energy intensity of a hydraulic excavator working process with workloads circuiting. *Mining Equipment and Electromechanics*. 2011; 9: 45–47. (In Russ.)
8. Komissarov A. P., Lagunova Iu. A., Lukashuk O. A. Substantiation of a mining excavator operating characteristic. *Mining Equipment and Electromechanics*. 2017; 2: 7–10. (In Russ.)
9. Rodionov G. A. Basic regularities in hard rock scooping with the buckets of loading machines. In: *Calculating, designing and testing mining machines: collected works*. Moscow: Ugletekhizdat Publishing; 1957; 3. p. 27–32. (In Russ.)
10. Savchenko A. Ia. Improving the methodology of estimating the quality of high-performance excavation equipment of high unit capacity at the stage of operation. *Mining Machines and Automated Mechanisms*. 2001; 1: 4–6. (In Russ.)
11. Slesarev B. V., Bules P. Study excavation conditions and parameters of high-capacity mining excavators. In: *19th International exhibition, Mining Equipment, Production, and Ore and Mineral Dressing, 12 April 2015: Proceedings of the Conference, Machines and Equipment for Opencast Mining*, Moscow. p. 3–4. (In Russ.)
12. Tangaev I. A. *Energy content of production processes and processing of minerals*. Moscow: Nedra Publishing; 1986. (In Russ.)
13. Chulkov N. N. *Calculating the drives of mining machines*. Moscow: Nedra Publishing; 1987. (In Russ.)

Received 16th July 2018

**Information about authors:**

**Anatolii P. Komissarov** – Doctor of Engineering Science, Professor, professor of the Department of Mining Machines and Complexes, Ural State Mining University. E-mail: komissarov_a_p@mail.ru
**Nikita S. Plotnikov** – Head of business incubator of the Ural State Mining University. E-mail: sofcrus@gmail.com
**Olga A. Lukashuk** – Candidate of Engineering Science, Associate Professor, Head of the Department of Lifting and Carrying Machines and Robots, Ural Federal University. E-mail: oldim96@mail.ru
**Konstantin Iu. Letnev** – senior lecturer at the Department of Lifting and Carrying Machines and Robots, Ural Federal University. E-mail: k.y.letnev@urfu.ru

**Для цитирования:** Комиссаров А. П., Плотников Н. С., Лукашук О. А., Летнев К. Ю. Определение энергоемкости процесса экскавации рабочим оборудованием типа прямая лопата карьерного экскаватора // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 112–118.
**For citation:** Komissarov A. P., Plotnikov N. S., Lukashuk O. A., Letnev K. Iu. Estimating the energy intensity of the process of excavation using operating equipment of a face-shovel type of a mining excavator. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 112–118.

# ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

УДК 681.5 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-119-126

# К обоснованию моделей некоторых аппаратов обогатительных фабрик при создании систем автоматического регулирования

**Леонов Р. Е.**[1]
[1] Уральский государственный горный университет
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30)

***Реферат***

***Цель работы.*** *В настоящей работе на основе теоретического исследования закономерностей истечения жидкости рассмотрена возможность получить модель объекта, которую можно использовать при создании и настройке САР и оценить ошибку приближенной замены объекта регулирования инерционным звеном.*

***Методологии исследований.*** *Исследован класс объектов, в которых выходной величиной создаваемой САР является уровень пульпы, а входной – расход подаваемой в аппарат пульпы. Рассмотрена общая задача для аппаратов с переливом пульпы и аппаратов с выпуском через отверстие. К таким аппаратам с переливом относятся все емкости со свободным стоком: флотокамеры, отстойники, некоторые виды сепараторов. К аппаратам с выпуском пульпы через отверстие можно отнести гидроциклоны при рассмотрении выхода песков и некоторые виды сепараторов. Модели таких аппаратов, полученные на основе физических закономерностей, могут найти применение и при проектировании новых САР. На основе уравнений материального баланса продуктов и законов истечения жидкости получены дифференциальные уравнения, описывающие технологические объекты. Оценена возможность исследования приближенной модели объектов инерционными звеньями.*

***Результаты работы.*** *Интегрированием уравнений, описывающих объекты, получены уравнения модели. Проведен анализ точности приближения уравнений инерционным звеном. Сделан вывод о возможности использования инерционных звеньев для описания рассмотренных объектов при создании систем автоматического регулирования уровня.*

***Ключевые слова:*** *модель; переходная характеристика; свободный слив; донное отверстие; инерционное звено.*

При создании систем автоматического регулирования (САР) на обогатительных фабриках (ОФ) одной из задач является представление аппаратов ОФ в виде математических моделей [1–3].

Необходимость этого возникает при анализе качества и устойчивости проектируемых систем, при рассмотрении переходных процессов в цепочке последовательных аппаратов, например секций флотации, которые обычно состоят из последовательно соединенных флотокамер.

Целесообразность разработки математических моделей обогатительных процессов вызвана прежде всего тем, что модели позволяют анализировать возможности автоматических систем регулирования уже на стадии проектирования [4]. В последнее время наметилась тенденция охвата математическим описанием не только отельных процессов обогащения, но и групп аппаратов технологической цепи [5].

Необходимо отметить, что математическое описание некоторых аппаратов обогатительных фабрик чрезвычайно сложно, в нем используются, например, дифференциальные уравнения в частных производных [6–8] и, несмотря на несомненный научный интерес, для создания и настройки автоматических систем регулирования такое описание мало пригодно.

При настройке и расчете автоматических систем регулирования наиболее часто используют пропорционально-интегрально-дифференциальные регуляторы (ПИД-регуляторы). При расчете и настройке таких систем ОФ мокрого обогащения эмпирически рассматривают большинство аппаратов как инерционное звено первого порядка, иногда такое же звено с запаздыванием [9–11]. Подобное рассмотрение основано на том, что переходная характеристика таких аппаратов схожа с характеристикой инерционного звена.

Между тем, очевидно, что это не всегда правомерно. Ясно, что если в емкость со сливом через отверстие в дне на вход подать очень большой поток пульпы, то уровень пульпы неограниченно возрастет, что не соответствует характеристике инерционного звена.

Определение параметров объекта по экспериментальным данным невозможно также для проектируемых объектов. Это является основанием для получения модели объекта управления из теоретических закономерностей.

**Цель работы.** В настоящей работе на основе теоретического изучения закономерностей истечения жидкости рассмотрена возможность получения модели объекта, которую можно использовать при создании и настройке САР, а также оценка ошибки приближенной замены объекта регулирования инерционным звеном.

**Методология исследований.** Далее рассмотрен класс объектов, в которых выходной величиной создаваемой САР является уровень пульпы, а входной – расход подаваемой в аппарат пульпы.

Рассматривается общая задача для аппаратов с переливом пульпы и аппаратов с выпуском через отверстие. К таким аппаратам с переливом относятся все емкости со свободным стоком: флотокамеры, отстойники, некоторые виды сепараторов. К аппаратам с выпуском пульпы через отверстие можно отнести гидроциклоны при рассмотрении выхода песков и также некоторые виды сепараторов. Модели таких аппаратов, полученные на основе физических закономерностей, могут найти применение и при проектировании новых САР.

Следует отметить, что реальные технологические аппараты обогатительных фабрик более сложны, чем рассмотренные далее модели. Так, в камерах флотации помимо пульпы имеется пенный продукт, в гидроциклонах происходит разделение питания на слив и пески, в магнитных сепараторах выделяется из входного потока магнитная фракция. В представленной далее работе эти особенности не учитывались и рассматривался обобщенный поток. Это вызвано тем, что, с одной стороны, при создании систем автоматического регулирования часто управляемой величиной является основной поток пульпы и, с другой стороны, доля полезного компонента (а именно он и выделяется) по отношению к общему потоку невелика и принципиально не повлияет на выводы, полученные в данной работе.

При создании модели, которую предполагается использовать для анализа и расчета систем автоматического регулирования, к рассмотрению принимаются факторы, которые являются основными для создаваемых систем. По этой причине в дальнейшем изложении рассмотрен основной поток пульпы, поступающей в технологический аппарат, и выходной поток через перелив или через донное отверстие.

Рассмотрим технологический аппарат, в который поступает пульпа с расходом $Q_{вх}$. Пульпа вытекает из аппарата через свободный сливной порог (сток)

с расходом $Q_{вых}$. Для такого аппарата можно записать уравнение материального баланса за бесконечно малый промежуток времени $dt$:

$$Q_{вх}dt = dV + Q_{вых}dt, \tag{1}$$

где $dV$ – накопление жидкости в аппарате за время $dt$.

Пусть в данный момент уровень пульпы над стоком равен $h$, а площадь сечения на высоте $h$ равна $S$. Вследствие малости $dt$ изменением площади $S$ за время $dt$ можно пренебречь независимо от конструкции аппарата. При этих условиях имеет место

$$dV = Sdh, \tag{2}$$

где $dh$ – приращение уровня жидкости над сливным порогом.

Рассматриваемые далее аппараты являются аппаратами со свободным сливом жидкости через порог. Расход истекающей жидкости в этом случае зависит от нескольких факторов: вязкости жидкости (в случае пульпы – от ее плотности), формы сливного порога, длины сливного порога и пр. При гидравлических расчетах все эти составляющие учитывают коэффициентами. В рамках настоящего исследования основной интерес представляет зависимость этого расхода от высоты столба жидкости над сливным порогом. В этом случае зависимость можно представить как

$$Q_{вых} = kh^{3/2}, \tag{3}$$

где $k$ = const.

Используя (2) и (3), из (1) получаем

$$dh / dt + (k / S)h^{3/2} = Q_{вх} / S. \tag{4}$$

Обозначив $k/(2S) = m$; $Q_{вх}/(2S) = N$; $h^{1/2} = u$ и разделяя переменные, уравнение (4) можно привести к виду

$$(udu) / (N - mu^3) = dt. \tag{5}$$

Обозначив $a = (N/m)^{1/3}$, интегрируя [12] обе части (5) и заменяя $u = h^{1/2}$, окончательно получаем

$$t = \left(\frac{1}{m}\right)\left(\left(\frac{1}{6a}\right)\ln\left(\frac{a^2 + ah^{1/2} + h}{\left(a - h^{1/2}\right)^2}\right) - \left(\frac{1}{3^{1/2}a}\right)\operatorname{arctg}\left(\frac{2h^{1/2} + a}{3^{1/2}a}\right)\right) + \left(\frac{1}{3^{1/2}am}\right)\operatorname{arctg}\left(\frac{\pi}{6}\right). \tag{6}$$

Далее рассмотрен выпуск пульпы самотеком через сливное отверстие в емкости. При создании САР уровня в этом случае также целесообразно получить модель объекта управления. Такие аппараты на ОФ представлены зумпфами в случае их расположения на отметках выше аппаратов последующей технологической цепи. К этому же виду относятся некоторые модели сепараторов.

Известно [13], что с некоторыми допущениями выходной расход в (1) в этом случае

$$Q_{\text{вых}} = \mu\omega(2gh^{1/2}), \tag{7}$$

где $\mu = 0{,}6–0{,}7$ (далее в проверочных расчетах принято значение 0,6); $\omega$ – площадь сечения выпускного отверстия; $g$ – ускорение свободного падения.

Посредством преобразований, аналогичных приведенным ранее, получено дифференциальное уравнение переходной характеристики

$$2u\left(du / dt\right) + k_1 u = Q_{\text{вх}} / S, \tag{8}$$

где $k_1 = \mu\omega(2g)^{1/2} /(2S)$; $u = h^{1/2}$.

При этом $S$ – площадь поверхности аппарата на высоте $h$.

Обозначив $Q_{\text{вх}}/(2S) = N$; $k_1/2 = k_2$; $h^{1/2} = u$, уравнение (8) приведем к виду

$$dt = (udt) / (N - k_2 u). \tag{9}$$

Модель, полученная после интегрирования уравнения с разделяющимися переменными (9), с учетом нулевых начальных условий имеет вид

$$t = -(2S / kh^{1/2} - (2Q_{\text{вх}} S / k^2)\log | h^{1/2} - Q_{\text{вх}} / k | + (2Q_{\text{вх}} S / k^2)\log(Q_{\text{вх}} / k), \tag{10}$$

где $k = \mu\omega(2g^{1/2})$.

**Результаты работы.** Получены уравнения (6), (10), на основе которых могут быть рассчитаны переходные характеристики объектов управления.

**Расчетные параметры модельных примеров**
**Calculation parameters of model patterns**

| Параметр | Флотокамера | Отстойник |
|---|---|---|
| Расход пульпы $Q_{\text{вх}}$, м$^3$/с | 0,033 | 2 |
| Коэффициент $\varphi$ [3] | 0,42 | 0,42 |
| Длина сливного порога $l$, м | 0,5 | 56,55 (кольцевой порог при диаметре отстойника 18 м) |
| Площадь поверхности жидкости $S$, м$^2$ | 4 | 254,5 |
| Коэффициент $k = \varphi l$ [3] | 0,21 | 23,75 |
| Коэффициент $m = k/(2S)$ | 0,0525 | 0,047 |
| $N = Q_{\text{вх}}/(2S)$ | 0,0041 | 0,196 |
| $a = (N/m)^{1/3}$ | 0,5396 | 0,43 |

**Обсуждение результатов.** Представляет интерес оценить, насколько полученная модель может быть заменена на практике инерционным звеном при расчете САР. С этой целью были реализованы два модельных примера со следующими численными данными (таблица).

На рис. 1 приведены переходные характеристики, полученные по (6) при нулевых начальных условиях. Предполагалось, что условный начальный режим соответствует установившемуся процессу, принимаемому за ноль.

Переходные характеристики при нулевых начальных условиях действительно схожи с переходными характеристиками инерционного звена. Для численной оценки этой схожести по переходным характеристикам найдены постоянные вре-

мени в предположении, что приведенные графики соответствуют инерционным звеньям. Определяя постоянную времени в этом случае как 0,632$Y$, где $Y$ – установившееся значение переходной характеристики, получим для данных таблицы для флотокамеры $t_f$ = 14 с, для отстойника $t_o$ = 20 с.

На рис. 1 пунктирными линиями приведены переходные характеристики инерционных звеньев с этими постоянными времени. Как видно из рисунка, несмотря на достаточно сложный вид выражения (6), по которому получена теоретическая переходная характеристика, с высокой точностью она действительно может быть заменена переходной характеристикой инерционного звена.

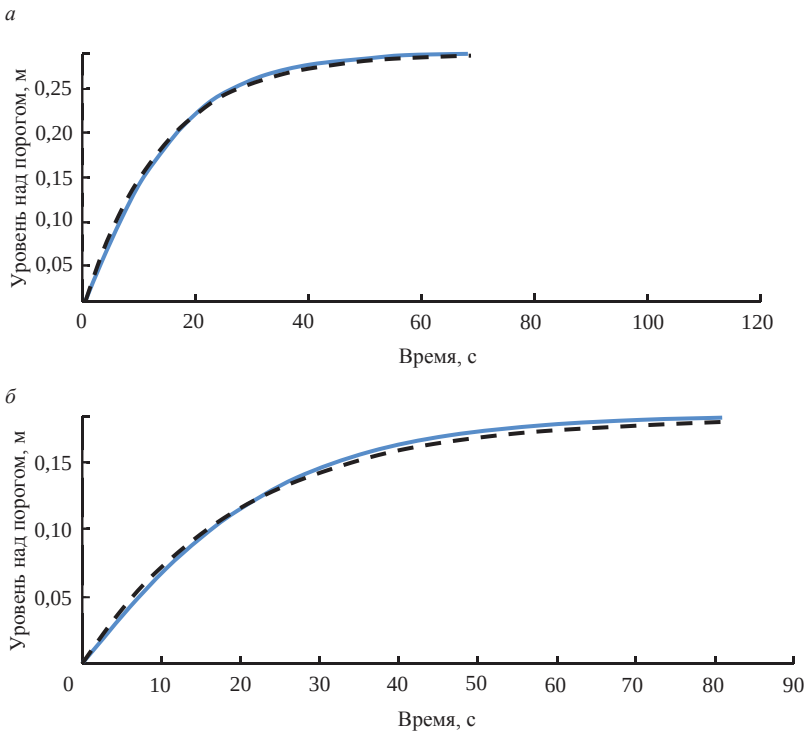



Рис. 1. Переходные характеристики при свободном стоке:
*а* – зависимость уровня пульпы во флотомашине от времени; *б* – зависимость уровня пульпы в отстойнике от времени
Fig. 1. Transient characteristics at open drain:
*а* – dependence between the level of pulp in a flotation machine and the time; *б* – dependence between the level of pulp in a settler for waste waters and the time

Для значений параметров, заданных в таблице, максимальные ошибки составили: для флотокамеры MR = 0,009114; для отстойника MR = 0,004707. Среднеквадратичные ошибки составили: для флотокамеры MSR = 0,000037; для отстойника MSR = 0,000012.

При выпуске пульпы через сливное отверстие также проверена возможность замены полученной достаточно сложной модели (10) инерционным звеном при расчете САР. Для проверки выбраны следующие значения параметров: площадь сечения выпуска $\omega$ = 0,00056 м$^2$; коэффициент $\mu$ = 0,6; площадь поверхности аппарата $S$ = 0,25 м$^2$; коэффициент $k$ = 0,0015.

На рис. 2 приведена переходная характеристика аппарата с разгрузкой через сливное отверстие. Анализ возможности замены этой характеристики переходной характеристикой инерционного звена показывает (см. пунктирную линию на рис. 2), что с достаточной для практических целей точностью такая замена воз-

можна. Постоянная времени инерционного звена, рассчитанная обычными методами, составила $t$ = 110 с.

Максимальная ошибка приближенной модели MR = 0,01027. Среднеквадратичная ошибка MSR = 0,000035.

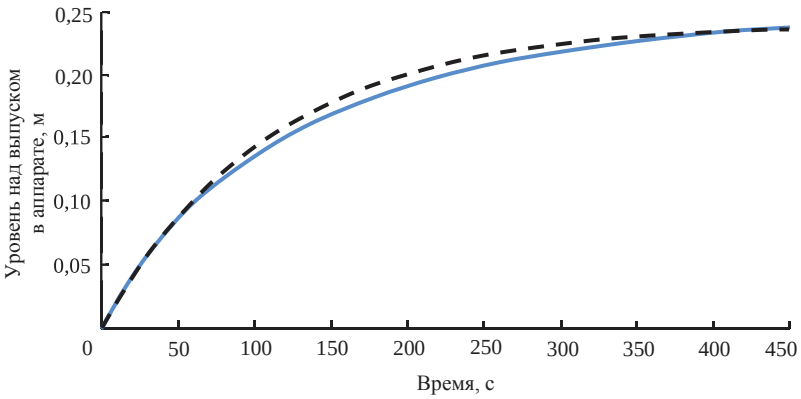



Рис. 2. Переходная характеристика при выпуске через отверстие: зависимость уровня пульпы в аппарате от времени
Fig. 2. Transient characteristics at output through the opening: dependence between the level of pulp in a device and the time

**Выводы.** Получены аналитические выражения модели объектов ОФ с выходной величиной – уровнем над сливным порогом и над сливным отверстием. Обоснована возможность замены при расчете САР уровня модели аппаратов со свободным сливом и аппаратов со стоком через насадку инерционным звеном. Выражения (6), (10) можно использовать при анализе качества и работоспособности САР уровня при их проектировании.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Леонов Р. Е., Нестеровский В. Г. Математическая модель барабанного магнитного сепаратора // Известия вузов. Горный журнал. 1972. № 11. С. 160–164.

2. Леонов Р. Е., Старцев Н. В., Нестеровский В. Г. Способ упрощенного математического описания динамики магнитообогатительных процессов // Известия вузов. Горный журнал. 1971. № 10. С. 166–170.

3. Троп А. Е., Леонов Р. Е., Знаменский А. А. Некоторые вопросы разработки математической модели процесса окомкования // Автоматизация технологических процессов на обогатительных фабриках: Труды Свердловского горного института. 1970. Вып. 68. С. 73–77.

4. Казымов Р. Н., Силачев В. В. Оценка робастности автоматической системы регулирования замкнутого цикла измельчения // Междунар. науч.-промышл. симпозиум «Уральская горная школа – регионам»: сб. докладов. 12–21 апреля 2010 г. Екатеринбург: УГГУ. С. 344–346.

5. Soderman P., Storeng U., Samskog P. O., Guyot O., Brossand A. Создание математической модели обогатительной фабрики на месторождении Kiruna компании LKAB с помощью программного пакета UsimPac. URL: http://procsim.ru/papers/usim_pac-kiruna_casestudy.pdf (дата обращения 05.10.2018).

6. Тихонов Н. О., Андреев Е. Е. Математическое моделирование процессов рудоподготовки. URL: http://pmi.spmi.ru/index.php/pmi/article/viewFile/996/1050/ (дата обращения 20.09.2018).

7. Бирюков В. В., Олейник А. Г. Применение системы FEMLAB для моделирования гидродинамики течений в обогатительных аппаратах. URL: http://docplayer.ru/28307699-Primenenie-sistemy-femlab-dlya-modelirovaniya-gidrodinamiki-techeniy-v-obogatitelnyh-apparatach.html (дата обращения 22.09.2018).

8. Samaeili Milad, Hashemi Jalaleddin, Sabeti Morteza,Sharifi Khashayar. Modeling and analyzing hydrocyclone performances. Iran. J. Cham. Eng. 2017. Vol. 36. No. 6. P. 177–190.

9. Настройка ПИД-регулятора. URL: http://kipia-portal.ru/2016/02/24/nastrojka-pid-regulyatora-2 (дата обращения 25.10.2018).

10. Настройка коэффициентов ПИД-регулятора. URL: http://microtechnics.ru/nastrojka-coefficientov-pid-regulyatora (дата обращения 12.10.2018).

11. PID controllers: Working, structure and tunning metods by Ravi Kansagara Jan. URL: http://circuitdigets.com/article/what-is-pid-controller-working-structure-applicztions (дата обращения 08.08.2018).

12. Двайт Г. Б. Таблицы интегралов и другие математические формулы. М.: Наука, 1966. 228 с.
13. Справочник по гидравлическим расчетам / под ред. П. Г. Киселева. М.: Энергия, 1972. 312 с.

Поступила в редакцию 11 сентября 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Леонов Рафаил Ефимович** – кандидат технических наук, профессор кафедры автоматики и компьютерных технологий Уральского государственного горного университета. E-mail: lnprep2011@yandex.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-119-126

# Justifying the models of some dressing mills devices when creating automatic control systems

**Rafail E. Leonov**[1]
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.

***Abstract***

***Research aim.*** *Based on the theoretical research on the regularities in fluid efflux, the present work considers the possibility of getting the model of an object, which can be used when creating and adjusting automatic control system (ACS), and estimate error in approximating substitution of a controlled unit with a lag.*

***Research methodology.*** *A class of objects has been investigated where a level of pulp is an output value of the created ACS and the consumption of pulp delivered into the device is an input value. A general problem has been considered for the devices with pulp overflow and for the devices with output through the opening. All open-drain containers can be referred to such devices with overflow, namely: flotation cells, settlers for waste waters, and some types of separators. Hydrocyclons and some types of separators can be referred to the devices with pulp output through the opening when considering sand output. Models of such devices obtained based on physical regularities can be applied when designing new ACS. Based on the equations of products material balance and the laws of fluid efflux, differential equations have been deduced which describe production facilities. The possibility of investigating approximating model of objects with lags has been estimated.*

***Research results.*** *By integrating the equations, which describe the objects, model equations have been deduced. The analysis of accuracy of equations approximation with a lag has been carried out. A conclusion has been made about the possibility of using lags when describing the considered objects when creating the systems of automatic regulation of a level.*

***Key words:*** *model; transient characteristic; open drain; bottom outlet; lag.*

REFERENCES

1. Leonov R. E., Nesterovskii V. G. Mathematical model of a magnetic pulley separator. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1972; 11: 160–164. (In Russ.)
2. Leonov R. E., Startsev N. V., Nesterovskii V. G. A method of a simplified mathematical description of magnetic processing dynamics. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1971; 10: 166–170. (In Russ.)
3. Trop A. E., Leonov R. E., Znamenskii A. A. Some issues of palletizing process mathematical model development. In: *Process flow automation at dressing mills: Proceeding of Sverdlovsk Mining Institute*. 1970; 68: 73–77. (In Russ.)
4. Kazymov R. N., Silachev V. V. The estimation of grinding closed circuit automatic control system robustness. In: *International Scientific and Practical Symposium, Ural Mining School to the Regions: collected works, 12–21 April 2010*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing. p. 344–346. (In Russ.)
5. Soderman P., Storeng U., Samskog P. O., Guyot O., Brossand A. *Creating the mathematical model of a dressing mill at Kiruna deposit of LKAB Company with the help of UsimPac software pack*. Available from: http://procsim.ru/papers/usim_pac-kiruna_casestudy.pdf [Accessed 05.10.2018].
6. Tikhonov N. O., Andreev E. E. *Mathematical modeling of ore dressing processes*. Available from: http://pmi.spmi.ru/index.php/pmi/article/viewFile/996/1050/ [Accessed 20.09.2018]. (In Russ.)
7. Biriukov V. V., Oleinik A. G. *FEMLAB system application to simulate the flow hydrodynamics in dressing devices*. Available from: http://docplayer.ru/28307699-Primenenie-sistemy-femlab-dlya-modelirovaniya-gidrodinamiki-techeniy-v-obogatitelnyh-apparatach.html [Accessed 22.09.2018]. (In Russ.)
8. Samaeili Milad, Hashemi Jalaleddin, Sabeti Morteza, Sharifi Khashayar. Modeling and analyzing hydrocyclone performances. *Iran. J. Cham. Eng*. 2017; 36 (6): 177–190.
9. *PID controller tunning*. Available from: http://kipia-portal.ru/2016/02/24/nastrojka-pid-regulyatora-2 [Accessed 25.10.2018]. (In Russ.)

10. *PID controller coefficients adjustment*. Available from: http://microtechnics.ru/nastrojka-coefficientov-pid-regulyatora [Accessed 12.10.2018]. (In Russ.)
11. *PID controllers: Working, structure and tunning methods by Ravi Kansagara Jan*. Available from: http://circuitdigets.com/article/what-is-pid-controller-working-structure-applicztions [Accessed 08.08.2018].
12. Dwight H. B. *Tables of integrals and other mathematical data*. Moscow: Nauka Publishing; 1966.
13. Kiselev P. G. (ed.) *Reference book on hydraulic calculations*. Moscow: Energiia Publishing; 1972. (In Russ.)

Received 11th September 2018

**Information about authors:**

**Rafail E. Leonov** – Candidate of Engineering Science, professor of the Department of Automation and Computer Technologies, Ural State Mining University. E-mail: lnprep2011@yandex.ru

**Для цитирования:** Леонов Р. Е. К обоснованию моделей некоторых аппаратов обогатительных фабрик при создании систем автоматического регулирования // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 119–126.
**For citation:** Leonov R. E. Justifying the models of some dressing mills devices when creating automatic control systems. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 119–126.

УДК 504.75.06 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-127-133

# Экспериментальное исследование эффективности естественного проветривания карьера через трубопроводы

**Шахрай С. Г.[1], Курчин Г. С.[1], Сорокин А. Г.[2]**
[1] Сибирский федеральный университет
(Россия, г. Красноярск, просп. Свободный, 79)
[2] Красноярский автотранспортный техникум
(Россия, г. Красноярск, ул. Калинина, 80)

***Реферат***

***Введение.*** *При увеличении глубины открытых горных работ актуализируется проблема повышения эффективности проветривания глубоких карьеров. Решение проблемы возможно за счет интенсификации ветровых сил, осуществляющих проветривание карьерного пространства.*

***Цель работы.*** *Разработка и лабораторные экспериментальные испытания технического решения, обеспечивающего повышение интенсификации естественного проветривания карьеров, ликвидацию в них застойных зон и исключение «закорачивания» потоков свежего и загрязненного воздуха, возникающего при прямоточно-циркуляционной схеме проветривания, присущей глубоким карьерам.*

***Методология.*** *Эксперимент выполнен на макете карьера, в который вентилятором нагнетался поток воздуха. Измерение скорости в контрольных точках осуществлялось с помощью лопастного анемометра. Полученная картина скоростей позволяет оценить эффективность проветривания карьерного пространства при различных способах направления в него ветровых потоков.*

***Результаты.*** *Проветривание карьера предлагаемым способом через трубу, оборудованную на уровне дневной поверхности конфузором, позволяет ликвидировать застойные зоны и обеспечить удовлетворительное санитарно-гигиеническое состояние атмосферы всего карьерного пространства.*

***Выводы.*** *Внедрение результатов экспериментов обеспечит прямоточное проветривание глубоких карьеров за счет ветровых сил, без использования средств искусственного проветривания.*

***Ключевые слова:*** *атмосфера карьеров; проветривание карьеров; естественный воздухообмен; интенсификация; ветровые силы; трубопровод; конфузор.*

**Введение.** В настоящее время в мире открытым способом добывается 95 % строительных горных пород, около 70 % руд, 90 % бурых и 20 % каменных углей. По мере отработки и истощения мелкозалегающих запасов полезных ископаемых глубина добычи увеличивается. Эксплуатация глубоких карьеров сопровождается интенсификацией взрывных работ вследствие повышения крепости залегаемых горных пород, увеличением расстояния транспортирования горной массы на поверхность. С углублением открытых работ степень изоляции выработанного пространства от окружающей среды возрастает, а состав атмосферы карьера ухудшается, поскольку снижается интенсивность естественного проветривания и увеличивается объем «застойной» зоны. Вследствие этого при выработке проектных решений большое внимание должно быть уделено решению задач социальной направленности – улучшению условий труда непосредственно на рабочих местах [1, 2].

Проблеме проветривания карьеров стало уделяться внимание в 1950–1960-х гг. Этот период характеризуется тем, что глубина эксплуатируемых карьеров приблизилась к 100–150 м и ряд ученых – специалистов в области горной аэрологии: Н. З. Битколов и В. С. Никитин [3], П. В. Бересневич, В. А. Михайлов и С. С. Филатов [4], К. З. Ушаков и В. А. Михайлов [5] и др. – пришли к мнению, что на таких глубинах ветровых и тепловых сил, осуществляющих проветривание карьеров, будет недостаточно для организации воздухообмена карьерного пространства с окружающей средой, что сделает воздух рабочей зоны непригодным для дыхания.

Именно этот период характеризуется началом активной разработки средств искусственного проветривания карьеров с помощью самолетных и вертолетных турбин и винтов [6], тепловых установок, формирующих конвективные струи за счет сжигания дизельного топлива [3], с помощью подземных выработок или трубопроводов с принудительной подачей в них воздуха [7]. В более поздние периоды были разработаны технические решения по ликвидации внутрикарьерных температурных инверсий путем подачи по трубам свежего воздуха, нагреваемого в каналах погруженного в реку теплообменника [8–10]; по снижению загазованности глубоких карьеров с помощью вентиляционного комплекса, включающего всасывающий и нагнетательный вентиляторы, присоединенные к двухканальному пневматическому воздуховоду, нижняя подвесная часть которого является мобильной и при необходимости быстро выводится из опасных зон [11]; по повышению эффективности пылеподавления при ведении взрывных работ [12, 13]; эти решения имеют как достоинства, так и недостатки. Ликвидация внутрикарьерных температурных инверсий путем нагрева воздуха в теплообменнике, погружаемом в реку, позволяет использовать естественную теплоту водоема, однако может быть применена на ограниченном количестве разрабатываемых карьеров, которые расположены в непосредственной близости от рек. Использование вентиляционных комплексов и тепловых установок вследствие значительного объема проветриваемого пространства, которое может достигать нескольких десятков и даже сотен млн м$^3$, сопряжено с высоким энергопотреблением, поэтому их использование для проветривания карьеров, зачастую в условиях высокой запыленности, нецелесообразно [14–16]. Использование средств пылеподавления при ведении взрывных работ снижает время нормализации санитарного состояния атмосферы карьера, однако не решает проблемы увеличения интенсивности проветривания за счет естественных ветровых и тепловых сил.

Поэтому поиск технических решений, обеспечивающих интенсификацию проветривания карьера за счет естественных ветровых и тепловых сил, является актуальным.

Цель настоящей работы – разработка и лабораторные экспериментальные испытания технического решения, обеспечивающего повышение интенсификации естественного проветривания карьеров, ликвидацию в них застойных зон и исключение «закорачивания» потоков свежего и загрязненного воздуха, возникающего при прямоточно-циркуляционной схеме проветривания, присущей глубоким карьерам.

**Методология проведения экспериментов.** Эксперимент по проветриванию проводился на макете карьера глубиной 0,2 м, длиной по дневной поверхности в направлении ветрового потока 0,5 м, шириной по дневной поверхности в направлении, перпендикулярном направлению ветрового потока, 0,6 м, с углами наклона подветренного и наветренного бортов 42° и 38° соответственно, длиной днища в направлении ветрового потока 0,11 м.

Ветровой поток создавался с помощью миниатюрного осевого вентилятора мощностью 2300 Вт, размещенного на расстоянии 0,5–0,6 м от борта карьера.

Скорость струи, создаваемой вентилятором, на входе в карьерное пространство находилась в диапазоне 3,0–3,1 м/с. Измерение скорости осуществляли анемометром DT-82, диапазон измеряемых скоростей – от 0,2 до 30 м/с при температуре от –10 до +60 °С. Допустимая погрешность анемометра ±3,0 %.

Направление ветрового потока в карьерное пространство осуществлялось тремя способами:

– «традиционным», когда поток при отрыве от верхней кромки борта поступал в карьер в виде свободной струи;

– через установленный на верхней кромке подветренного борта конфузор, у которого отношение площади входного отверстия $F_1$ к площади $F_2$ выходного отверстия составляло $F_1/F_2 = 3$;

– через конфузор, из которого поток направлялся в трубу, расположенную на подветренном борту карьера.

Объем воздуха, осуществляющего проветривание карьера по «традиционной» схеме, определялся по зависимостям:

$$Q_{\text{ос}}^{\text{п}} = 0,124 x_{\text{с}}^{\text{п}} \cdot \cdot_0 L;$$
$$Q_{\text{ос}}^{\text{р}} = 0,077 x_{\text{с}}^{\text{р}} \cdot \cdot_0 L,$$

где $Q_{\text{ос}}^{\text{п}}$ – прямоточный объем воздуха, осуществляющего проветривание карьера; $Q_{\text{ос}}^{\text{р}}$ – объем воздуха, осуществляющего проветривание карьера в рециркуляционной зоне; $\upsilon_0$ – скорость ветрового потока на поверхности карьера; $L$ – размер карьера на поверхности в направлении, перпендикулярном движению воздушного потока; $x_{\text{с}}^{\text{п}}$ – продольная проекция подветренного борта карьера на горизонтальную ось при прямоточном проветривании; $x_{\text{с}}^{\text{р}}$ – горизонтальная проекция отрезка, соединяющего точку $O$ отрыва ветрового потока с верхней кромки борта с точкой $C$ примыкания наветренного борта к днищу карьера.

Схема к расчету объема воздуха, осуществляющего проветривание карьера «традиционным» способом, показана на рис. 1.

Количество воздуха, осуществляющего проветривание карьера вторым и третьим способами, определяется по зависимостям:

$$Q_{\text{сп2}} = F_2 \cdot \cdot_2;$$
$$Q_{\text{сп3}} = F_3 \cdot \cdot_3,$$

где $\upsilon_2$ – скорость потока на выходе из конфузора при проветривании вторым способом; $F_3$ – площадь поперечного сечения трубы; $\upsilon_3$ – скорость потока на выходе из трубы при проветривании третьим способом.

Дальнобойность струи $x$ на выходе из трубы определялась по зависимости:

$$x = D\left(\frac{1,92 \cdot \cdot_0}{\cdot \cdot_{\text{к}}} - 2,09\right), \qquad (1)$$

где $D$ – диаметр трубы; $\upsilon_{\text{к}}$ – скорость струи в ее конечном сечении. Для расчета принимается $\upsilon_{\text{к}} = 0,15–0,25$ м/с – минимальная допустимая скорость воздушных потоков, осуществляющих проветривание горных выработок; $\upsilon_0$ – скорость струи на выходе из трубы.

Выбранные точки измерения скоростей и скорости ветрового потока в них позволяют оценить наличие ветрового потока в различных зонах карьерного пространства.

Количество воздуха, поступающего в карьер при проветривании «традиционным» способом по всей ширине карьера в направлении, перпендикулярном ветровому потоку составило 111,4 дм$^3$/с. При применении второго и третьего способов в расчет принималось количество воздуха, поступающего в карьер через конфузор, что составило 7,1 и 5,1 дм$^3$/с соответственно.

**Обсуждение результатов экспериментов.** Полученные данные показывают, что при проветривании карьера «традиционным» способом объем его застойной зоны занимает около 30 % объема карьерного пространства, что в условиях реального карьера может привести к ухудшению состояния его атмосферы, и это при том, что объем поступающего в него воздуха максимален.

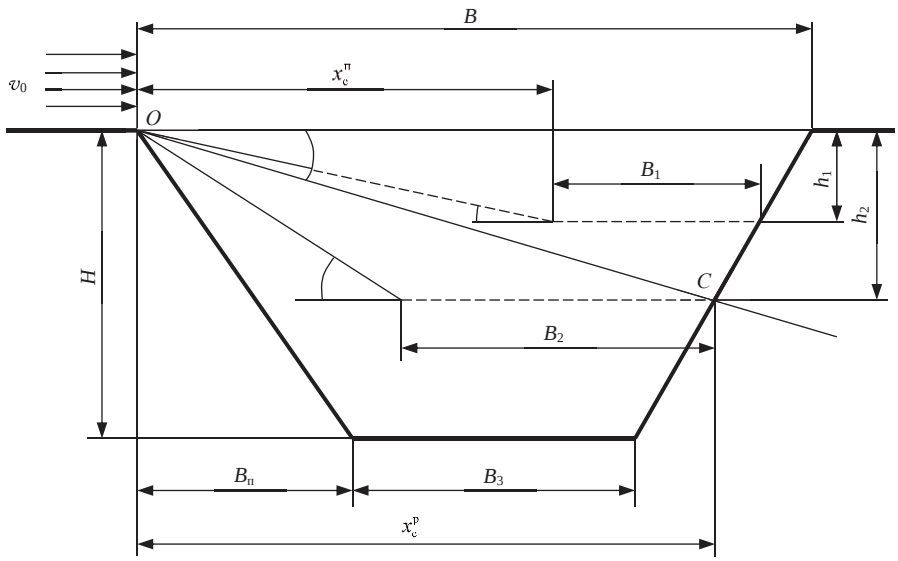



Рис. 1. Схема к расчету естественного проветривания карьера:
$h_1$ и $h_2$ – предельная глубина карьера на I-м и II-м этапах отработки соответственно
Fig. 1. Scheme to the calculation of open pit natural ventilation:
$h_1$ and $h_2$ – the ultimate depth of an open pit at the 1st and 2nd stages of mining

Результаты эксперимента проветривания карьера вторым способом показывают, что скорость проходящего через конфузор потока возрастает более чем на 15 %, а на входе в карьерное пространство скорость ограниченной струи в 4,5 раза выше, чем скорость свободной струи при проветривании «традиционным» способом. При этом возрастает скорость потока, проветривающего наветренный борт, и это в условиях, когда в карьер подается объем воздуха в 16 раз меньший, чем при проветривании «традиционным» способом. Однако при этом сохраняется застойная зона, также занимающая около 30 % объема карьерного пространства. Причина этого заключается в том, что ограниченная струя после выхода из конфузора, как и при проветривании «традиционным» способом, превращается в свободную струю с углом раскрытия в пределах 15°–18°, что недостаточно для проветривания всего карьерного пространства.

Наиболее эффективным является проветривание третьим способом через конфузор с присоединенной к нему трубой. В этом случае в карьере отсутствует застойная зона и все его пространство проветривается по наиболее эффективной прямоточной схеме. Стоит отметить, что такой результат достигается при мень-

шей на 20 % скорости потока на выходе из трубы, чем при проветривании карьера вторым способом – через конфузор, а объем поступающего в карьер воздуха почти в 22 раза ниже, чем при проветривании «традиционным» способом. Столь значительное падение скорости можно объяснить аэродинамическим несовершенством и высоким сопротивлением узла *конфузор–труба*. При этом дальнобойность струи, определенная по зависимости (1), составляет 150 см, что превышает диаметр трубы в 30 раз, а глубину используемого для проведения экспериментов макета карьера в 7,5 раз.

**Результаты и выводы.** Эксперименты, выполненные в лабораторных условиях, показывают, что при проветривании карьера через трубу, оборудованную на уровне дневной поверхности конфузором, в карьере ликвидируется застойная зона, и это при том, что объем проветривающего карьер воздуха более чем в 20 раз ниже, чем при проветривании «традиционным» способом.

Увеличить скорость потока на выходе из трубы и объем воздуха, поступающего в карьерное пространство, возможно за счет аэродинамического совершенствования узла *конфузор–труба*, а именно уменьшения угла поворота трубы на выходе из конфузора и снижения шероховатости внутренних стенок за счет их изготовления из углепластиков.

Проветривание карьеров через трубы, оснащенные на уровне дневной поверхности конфузорами-воздухозаборниками, возможно использовать в районах с неустойчивой розой ветров. Установка по периметру верхней кромки борта карьера достаточного количества труб с конфузорами обеспечит ликвидацию застойных зон и проветривание всего карьерного пространства прямоточными струями. При этом конфузоры и трубы, которые окажутся на наветренном борту, не создадут ощутимых помех выходящему из карьера потоку воздуха.

С учетом того, что дальнобойность струи на выходе из трубы в 30–40 раз превышает ее диаметр, при средней скорости ветра на поверхности 2–4 м/с для проветривания карьеров глубиной 300–400 м диаметр труб должен находиться в диапазоне 5–6 м. При этом длина труб, достаточная для стабилизации в них воздушного потока, составляет 5–6 диаметров и находится в диапазоне 25–35 м, что обеспечивает возможность использования только верхнего уступа карьера для их установки и крепления.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Проектирование карьеров / К. Н. Трубецкой и [др.]. М.: Высш. школа, 2009. 694 с.

2. Конорев М. М., Нестеренко Г. Ф. Исследования и перспективы создания систем вентиляции и пылегазоудаления в глубоких карьерах // Горный журнал. 2012. № 1. С. 93–96.

3. Битколов Н. З., Никитин В. С. Проветривание карьеров. М.: Госгортехиздат, 1963. 252 с.

4. Аэрология карьеров / П. В. Бересневич и [др.]. М.: Недра, 1990. 280 с.

5. Ушаков К. З., Михайлов В. А. Аэрология карьеров. М.: Недра, 1985. 272 с.

6. Морин А. С. Технология проветривания глубоких и сверхглубоких карьеров: монография. М.: Макс Пресс, 2006. 160 с.

7. Косарев Н. П., Тимухин С. А., Попов Ю. В. Аэродинамика вентиляционных процессов и устройств на глубоких карьерах. Екатеринбург: УГГУ, 2009. 155 с.

8. Морин А. С., Корзухин И. В. Тепловая подготовка приточного воздуха при трубопроводном проветривании карьера // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 6. С. 60–72.

9. Борисов Ф. И., Морин А. С. Расчет воздуховодов с водяным подогревом для интенсификации естественного проветривания карьеров // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 1. С. 47–55.

10. Морин А. С., Борисов Ф. И. Трубопроводное проветривание карьеров в режиме самотяги // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 7. С. 29–33.

12. Борисов Ф. И., Морин А. С., Дроздова Н. А., Борисов Д. Ф. Вентиляционный комплекс с двухканальным пневматическим воздуховодом для открытых горных работ // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 2. С. 27–38.

13. Закиров Ш. Ш., Турсунова И. Н. Повышение эффективности пылеподавления и увеличение коэффициента полезного действия энергии ВВ при массовых взрывах на карьерах // Горный вестник Узбекистана. 2015. № 4. С. 31–34.

14. Закиров Ш. Ш. Разработка способа снижения пылегазовыделений при массовых взрывах на карьерах // Взрывное дело. 2015. № 114/71. С. 202–210.

15. Зорин А. В. Энергетическая оценка интенсификации естественного воздухообмена в карьерах // Горный журнал. 2010. № 11. С. 85–87.
16. Shizhai Zhang. Experimental study on performance of contra-rotating axial flow fan // International Journal of Coal Science & Technology. September 2015. Vol. 2. Issue 3. P. 232–236.
17. Shiqiang Chen, Haiqiao Wang, Yiqun Li [and etc.]. Theoretical and numerical analysis of coal dust separated by centrifugal force for working and heading faces // International Journal of Coal Science & Technology. September 2014. Vol. 1. Issue 3. P. 338–345.

Поступила в редакцию 17 июля 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Шахрай Сергей Георгиевич** – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры техносферной безопасности горного и металлургического производства Сибирского федерального университета. E-mail: shahrai56@mail.ru
**Курчин Георгий Сергеевич** – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры шахтного и подземного строительства Сибирского федерального университета. E-mail: kurchings@mail.ru
**Сорокин Александр Геннадьевич** – кандидат технических наук, директор Красноярского автотранспортного техникума. E-mail: gouspokatt@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-127-133

# Experimental investigation into the effectiveness of open pit natural ventilation through pipelines

**Sergei G. Shakhrai[1], Georgii S. Kurchin[1], Aleksandr G. Sorokin[2]**
[1] Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russia.
[2] Krasnoyarsk Motor Transport College, Krasnoyarsk, Russia.

***Abstract***

***Introduction.*** *With the increase in opencast mining depth the problem of improving the effectiveness of deep open pits ventilation becomes more relevant. The solution to the problem is possible by intensifying wind forces ventilating open pit space.*
***Research aim.*** *Development and laboratory experimental trials of an engineering solution ensuring the intensification of open pits natural ventilation, liquidation of stagnation zones, and the elimination of "short-circuiting" of fresh and contaminated air flows, which occurs under straight-through and circulating scheme of ventilation which is characteristic of deep open pits.*
***Methodology.*** *The experiment was carried out at a model of an open pit, into which an air flow was delivered. Velocity variation at control points was carried out with the help of a vane anemometer. The obtained pattern of velocities allows to estimate the effectiveness of open pit space ventilation under various methods of air flows delivery into it.*
***Results.*** *Open pit ventilation according to the suggested method through a pipe, arranged at the level of the daylight surface with an air duct reducer unit, allows to liquidate stagnation zones and ensure satisfactory sanitary-hygienic air conditions of the whole open pit space.*
***Conclusions.*** *The implementation of the experiment's results will ensure straight-through ventilation of deep open pits by means of wind forces without the use of artificial ventilation facilities.*

***Key words:*** *open pit atmosphere; open pit ventilation; natural air exchange; intensification; wind forces; pipeline; air duct reducer unit.*

REFERENCES

1. Trubetskoi K. N., Krasnianskii G. L., Khronin V. V., et al. *Designing open pits*. Moscow: Vyssh. Shkola Publishing; 2009. (In Russ.)
2. Konorev M. M., Nesterenko G. F. Investigation and prospects of creating the systems of ventilation and dust and gas removal in deep open pits. *Mining Journal*. 2012; 1: 93–96. (In Russ.)
3. Bitkolov H. Z., Nikitin V. S. *Open pits ventilation*. Moscow: Gosgortekhizdat Publishing; 1963. (In Russ.)
4. Beresnevich P. V., Mikhailov V. A., Filatov S. S., et al. *Open pit aerology*. Moscow: Nedra Publishing; 1990. (In Russ.)
5. Ushakov K. Z., Mikhailov V. A. *Open pit aerology*. Moscow: Nedra Publishing; 1985. (In Russ.)
6. Morin A. S. *The technology of deep and super deep open pits ventilation: monograph*. Moscow: Maks Press Publishing; 2006. (In Russ.)
7. Kosarev N. P., Timukhin S. A., Popov Iu. V. *Aerodynamics of ventilation processes and devices in deep open pits*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2009. (In Russ.)
8. Morin A. S., Korzukhin I. V. Thermal treating of incoming air under the pipeline open pit ventilation. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2017; 6: 60–72. (In Russ.)

9. Borisov F. I., Morin A. S. Calculation for air ducts with water heating for intensification of the natural ventilation of pits. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2014; 1: 47–55. (In Russ.)
10. Morin A. S., Borisov F. I. Pipeline airing pit with the chimney effect. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2013; 7: 29–33. (In Russ.)
11. Borisov F. I., Morin A. S., Drozdova N. A., Borisov D. F. Ventilation complex with two-channel pneumatic duct for opencast mining. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2016; 2: 27–38. (In Russ.)
12. Zakirov Sh. Sh., Tursunova I. N. Improving the effectiveness of dust suppression and increasing the energy conversion efficiency of explosives energy at bulk explosions in open pits. *Mining News of Uzbekistan*. 2015; 4: 31–34. (In Russ.)
13. Zakirov Sh. Sh. Developing the method of reducing dust and gas emission at bulk explosions in open pits. *Explosion Technology*. 2015; 114 (71): 202–210. (In Russ.)
14. Zorin A. V. Energy estimation of open pit natural air exchange intensification. *Mining Journal*. 2010; 11: 85–87. (In Russ.)
15. Shizhai Zhang. Experimental study on performance of contra-rotating axial flow fan. *International Journal of Coal Science & Technology*. September 2015; 2(3): 232–236.
16. Shiqiang Chen, Haiqiao Wang, Yiqun Li, et al. Theoretical and numerical analysis of coal dust separated by centrifugal force for working and heading faces. *International Journal of Coal Science & Technology*. September 2014; 1(3): 338–345.

Received 17th July 2018

**Information about authors:**

**Sergei G. Shakhrai** – Candidate of Engineering Science, Associate Professor, associate professor of the Department of Technosphere Safety in Mining and Metallurgical Production, Siberian Federal University. E-mail: shahrai56@mail.ru
**Georgii S. Kurchin** – Candidate of Engineering Science, Associate Professor, associate professor of the Department of Mining Construction and Underground Excavation, Siberian Federal University. E-mail: kurchings@mail.ru
**Aleksandr G. Sorokin** – Candidate of Engineering Science, Director of Krasnoyarsk Motor Transport College. E-mail: gouspokatt@mail.ru

**Для цитирования:** Шахрай С. Г., Курчин Г. С., Сорокин А. Г. Экспериментальное исследование эффективности естественного проветривания карьера через трубопроводы // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 127–133.
**For citation:** Shakhrai S. G., Kurchin G. S., Sorokin A. G. Experimental investigation into the effectiveness of open pit natural ventilation through pipelines. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 127–133.

УДК 622.4 DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-134-139

# Управление атмосферой замкнутых пространств рудников

**Минин И. В.[1], Заворницын В. В.[2], Плотников А. М.[2], Минин В. В.[2]**
[1] Уральский государственный горный университет
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30)
[2] УГМК-Холдинг
(Россия, Свердловская обл., г. Верхняя Пышма, Успенский просп., 1)

***Реферат***

***Цель работы*** *– сокращение концентрации угарного газа в горных выработках путем его дожигания. Предметом исследования является рудничная атмосфера и ее качественный состав. Согласно требованиям Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности при ведении горных работ в подземных выработках, где используются машины с двигателями внутреннего сгорания, объем подаваемого в выработки воздуха должен обеспечить снижение вредных примесей в исходящей струе ниже предельно допустимых концентраций по содержанию в воздухе монооксида углерода и оксидов азота.*

***Методика исследования.*** *Выполнен анализ с использованием разработанного авторами способа расчета потребного количества воздуха для машин с двигателем внутреннего сгорания (ДВС) с учетом мощности и экологического класса двигателей машин, предложена технология сокращения потребного количества воздуха для разжижения выхлопных газов при работе машин с ДВС в подземных горных выработках путем применения нагревающего кабеля, установленного вдоль транспортных путей, под кровлей выработки, для дожигания CO в горных выработках до $CO_2$.*

***Результаты.*** *Расчетами показано, что применение данного метода позволит существенно снизить потребность в свежем воздухе работающих в руднике машин с ДВС.*

***Выводы.*** *Применение предложенного метода является дополнением к ранее использованным, однако он имеет существенное преимущество, связанное с тем, что выполняется дожигание опасных и ядовитых продуктов до менее опасных, что, в свою очередь, позволяет, не увеличивая вентиляционные резервы, повысить производительность рудников по объемам добычи.*

***Область применения результатов.*** *Описываемая методика может быть использована на рудниках, где работают машины с ДВС.*

***Ключевые слова:*** *замкнутое пространство; вентиляция шахт; расчет потребного количества воздуха; отработанные газы машин; дожигание угарного газа в руднике; управление рудничной атмосферой.*

**Введение.** При работе машин с двигателями внутреннего сгорания (ДВС) объем подаваемого в выработки воздуха должен обеспечить снижение вредных примесей в исходящей струе ниже предельно допустимых концентраций (ПДК), что указывается в регламенте технологического процесса «Проветривание подземных рудников АО «Учалинский ГОК» (2016 г.). Состав рудничной атмосферы в местах работы машин должен определяться на монооксид углерода и оксиды азота (у кабины машиниста). Концентрация вредных продуктов, с учетом выхлопа машин в рудничной зоне, не должна превышать величин, указанных в Федеральных нормах и правилах (ФНиП).

Дожигание горючих газов издавна применялось в горном деле, хорошо известны «выжигания» метана с помощью факела. Открытый огонь применялся до середины 1960 гг. во всех шахтах и рудниках. Греющие кабели выпускаются в рудничном взрывозащитном (РВ) исполнении и активно используются в рудниках с вечной мерзлотой, где они обогревают трубопроводы с водой и проходят до забоев.

Эффективность возвращения к применению открытого огня для шахт обусловлена, в том числе, эколого-экономическими и социальными исследованиями [1].

**Актуальность.** Потребности в разработке новых подходов к управлению атмосферой подземных рудников возникли в связи с тем, что рудники, спроектированные в прошлом столетии и тогда же построенные, оснащены маломощными главными вентиляторными установками. Мощности этих установок недостаточно в условиях применения сотен машин для транспортирования горной массы [2–4]. Преодолеть это ограничение возможно строительством новых вентиляторов, однако тогда возникает проблема увеличения сечений горных выработок для пропуска большего количества воздуха (чтобы соблюсти максимальные скорости воздушных потоков). С данной проблемой сталкиваются многие горные предприятия с подземной добычей, например, для УГМК-Холдинга она актуальна для условий следующих рудников (в скобках указана относительная сложность вентиляционных сетей):

– АО «Учалинский ГОК» – Узельгинский подземный рудник (1,0), Учалинский подземный рудник совместно с Ново-Учалинским участком (1,2), Озерный подземный рудник (0,5), Молодежный подземный рудник (1,6);

– Сибайский филиал АО «Учалинский ГОК» – Сибайский подземный рудник (1,8);

– ЗАО «Урупский ГОК» – Урупский подземный рудник (2,7), Скалистый подземный рудник (2,2);

– ООО «Башкирская медь» – Юбилейный подземный рудник (2,4);

– АО «Сафьяновская медь» – Сафьяновский подземный рудник (1,6);

– АО «Бурибайский ГОК» – Октябрьский подземный рудник (3,7);

– ОАО «Сибирь-полиметаллы» – Заречный подземный рудник (1,3), Карболихинский подземный рудник (3,4);

– ОАО Богословское рудоуправление – подземный рудник (1,4).

Анализ показывает, что традиционными методами – увеличением подачи воздуха в рудники – проблема будет решаться десятки лет, так как многие рудники требуют реконструкции главных вентиляторных установок [5, 6].

**Цель работы.** Разработка технологии, обеспечивающей сокращение потребного количества воздуха для разжижения выхлопных газов при работе машин с ДВС в подземных выработках.

**Анализ потребности в свежем воздухе.** Количество свежего воздуха, подаваемого в выработки, где работают машины с ДВС, должно обеспечить содержание кислорода в воздухе не менее 20 % (по объему) [7, 8].

Расчет выполняется с учетом мощности и экологического класса двигателей машин. Согласно действующему ГОСТу Р 52160-2003 «Автотранспортные средства, оснащенные двигателями с воспламенением от сжатия. Нормы и методы контроля при оценке технического состояния», машины с ДВС, работающие в шахтах, относятся к категориям $N_1$, $N_2$, $N_3$ с экологическим классом 4 [9, 10]. Для данных машин с ДВС предельный уровень величин выбросов устанавливается в соответствии с Правилами ЕЭК ООН №96-02 (Таблица 8.2 ЕЭК ООН № 96-02), таблица.

Расчет произведен на примере самосвала CAT AD30: мощность 305 кВт; объем двигателя 15,2 л (0,0152 м$^3$); количество оборотов двигателя в минуту при максимальной мощности – 1800. С учетом того что двигатель четырехтактный, за один оборот выбрасывается количество газов, равное половине объема двигателя [11, 12].

Объем исходящих газов при работе машины с ДВС на максимальной мощности рассчитывается по выбрасываемому количеству газов, отработанных в ДВС. Отработанные газы содержат оксид углерода CO. Регламентируется выброс опасных веществ, прошедших через двигатель.

Расчетное количество выделяемого монооксида углерода, в соответствии с «Указаниями о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах. Приказ Госгортехнадзора СССР от 16.05.1986 № 12», вычисляется путем умножения номинальной мощности двигателя машины на предельное количество газа на 1 кВт мощности двигателя.

Расчетный объем выделяемого монооксида углерода определяется путем деления рассчитанного количества воздуха на плотность CO. В прошедшем через ДВС воздухе содержание CO составит по объему менее 0,1 %.

Согласно ФНиП ГР, содержание кислорода в воздухе должно быть не менее 20 % (по объему). С учетом того что в подаваемом из атмосферы в шахту воздухе содержание кислорода равно по объему 20,95 % (ГОСТ 4401-81), рассчитанный относительный объем (%) выделившихся газов должен составлять не более 0,95 %.

Таким образом, весь расход отработанных газов должен быть не более 0,95 % по объему от воздуха, поступающего в выработку с работающим самосвалом.

Объемный расход выбрасываемого газа CO из ДВС, м$^3$/с, требует для достижения ПДК расхода воздуха, поступающего в выработку, не менее:

$$Q_{\text{ДВС}} = \frac{Q_{\text{выб}} \cdot 100\ \%}{\text{ПДК CO}},$$

где $Q_{\text{выб}}$ – расход отработанных газов ДВС, м$^3$/с; показатель ПДК CO = 0,0017 % (пункт 156 ФНиП ГР).

**Норма образования оксида углерода при работе ДВС**
**The rate of carbon oxide formation during CIE operation**

| Полезная мощность $P$, кВт | Оксид углерода CO, г/(кВт · ч) |
|---|---|
| $130 \le P \le 560$ | 3,5 |
| $75 \le P \le 130$ | 5,0 |
| $37 \le P \le 75$ | 5,0 |
| $18 \le P \le 37$ | 5,5 |

По сравнению с количеством воздуха, необходимым для поддержания уровня содержания кислорода не ниже 20 % или для обеспечения минимальной скорости движения воздуха в выработке, для разбавления выхлопных газов в горных выработках до норм ПДК по CO требуется наибольшее количество свежего воздуха. Наибольшее количество воздуха для разбавления CO требуется для самосвалов [6, 13].

**Снижение потребности в свежем воздухе.** Для снижения потребности в свежем воздухе применяется метод, когда используется нагревающий кабель, протянутый под кровлей транспортного наклонного съезда, предназначенный для дожигания CO (угарный газ) до $CO_2$ (углекислый газ). Угарный газ более легкий, чем воздух, поэтому нагревающий кабель надо установить под кровлей.

Дожигание CO проходит по следующей реакции:

$$2CO + O_2 \rightarrow 2CO_2,$$

$\Delta G_{298}$ – избыток тепла, $\Delta G_{298}$ = −257 кДж; $\Delta S^{\circ}_{298}$ – разница энтропий, $\Delta S^{\circ}_{298}$ = −86 Дж/К.

Реакция горения является цепной, причем инициаторами служат небольшие количества водородсодержащих соединений (вода и др.)

Таким образом, применение нагревающего кабеля, установленного вдоль транспортных путей под кровлей выработки, обеспечит дожигание CO до $CO_2$. По анализу ПДК, CO – 0,0017 % по объему, $CO_2$ – 0,5 % по объему, допускается снижение потребного расхода свежего воздуха в 0,5/0,0017 = 294 раза при выбросах от автомобильной техники.

**Обсуждение результатов.** Преобразование угарного газа в менее активный и существенно безопасный углекислый газ позволяет сохранить жизнь горнорабочих, испытывающих на себе активное воздействие выхлопов от машин с ДВС в замкнутых пространствах.

Машины идут по выработкам со свежей струей воздуха от ствола до забоя и обратно. Воздух с содержанием отработанных газов поступает в забой, где работают горнорабочие. Дожигание угарного газа до попадания в забой снижает опасность отравления, при этом концентрация углекислого газа при применении нагревающего кабеля в разы меньше при том же расходе свежего воздуха. Снижение расхода свежего воздуха не планируется, а опасность пребывания в замкнутых пространствах уменьшается существенно. Кроме того, применяя дожигание CO в руднике, можно снизить потребление тепла на обогрев воздуха в зимний период.

**Выводы.** Применение предложенного метода является дополнением к ранее использованным, однако он имеет существенное преимущество, так как дожигание опасных и ядовитых продуктов до менее опасных позволяет, не увеличивая вентиляционные резервы, повысить производительность рудников по объемам добычи.

Далее следует выполнить исследования предлагаемого метода в рудничных условиях, разработать конструктивные элементы и уточнить реальную эффективность метода, обосновать новый подход к техническому выполнению мероприятий и расчету необходимого количества воздуха для рудников.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Пожаровзрывоопасность веществ и материалов и средства их тушения. Кн. 2 / А. Н. Баратов [и др.]. М.: Химия, 1990. 384 с.

2. Алыменко Н. И., Минин В. В. Подземные вентиляторные установки для нормализации вентиляции труднопроветриваемых зон // Проблемы безопасности при эксплуатации месторождений полезных ископаемых в зонах градопромышленных агломераций: тезисы докл. междунар. симп. М.: Пермь, 1995. С. 6–7.

3. Аэрология горных предприятий / под ред. К. З. Ушакова. М.: Недра, 1987. 218 с.

4. El-Nagdy K. A. Stability of multiple fans in mine ventilation networks // Int. J. Mining Eng. 2013. No. 23. P. 569–571.

5. Вентиляторные установки и их применение. Ч. 2 / Н. И. Алыменко [и др.]. Екатеринбург: УрО РАН, 2016. 211 с.

6. Test preparation study guide for underground fire boss certification // Utah Labor Commission, USA, 2014, p. 5.

7. Носырев Б. А., Белов С. В. Вентиляторные установки шахт и метрополитенов. Екатеринбург: УГГГА, 2000. 278 с.

8. Moger G. D., Murthy Ch. S. N., Udaya Kumar R. Y. Energy consumption of mine haulage drive system in an underground coal mine – a case study // International Journal of Emerging Technology and Advanced Engineering. 2013. Vol. 3. P. 271–277.

9. A Review of Primary Mine Ventilation System Optimization, Santiago, Chile, April 2014, by Institute for Operations Research and the Management Sciences (INFORMS) in Interfaces, pp. 163–175.

10. Approved code of practice, ventilation in underground mines and tunnels // New Zealend Governmant, 2015, February, p. 27.

11. Косарев Н. П., Дмитриев В. Т., Дмитриев С. В. Обоснование схем включения рудничных турбомашин при их параллельной работе // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 6. С. 58–62.

12. Алыменко Н. И., Минин В. В. Вентиляторные установки и их применение. Ч. 1. Екатеринбург: УрО РАН, 1999. 182 с.

13. Virginia department of mines, minerals and energy division of mines first class mine foreman certification study guide // Revised 2018, Richmond, VA, Virginia, USA, p. 17.

Поступила в редакцию 31 октября 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Минин Иван Вадимович** – научный сотрудник НИОКР Уральского государственного горного университета. E-mail: minin.i@m.ursmu.ru
**Заворницын Валерий Викторович** – заместитель директора по горному производству УГМК-Холдинг. E-mail: v.zavornitsyn@ugmk.com
**Плотников Александр Михайлович** – начальник управления развития горнорудных предприятий УГМК-Холдинг. E-mail: am.plotnikov@ugmk.com
**Минин Вадим Витальевич** – кандидат технических наук, начальник отдела контроля рудничной атмосферы УГМК-Холдинг. E-mail: v.minin@ugmk.com

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-134-139

# Managing the atmosphere the enclosed spaces of mines

**Ivan V. Minin[1], Valerii V. Zavornitsyn[2], Aleksandr M. Plotnikov[2], Vadim V. Minin[2]**
[1] Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia.
[2] UMMC-holding, Verkhnaya Pyshma city, Sverdlovsk region, Russia.

***Abstract***

***Research aim*** *is to reduce the concentration of CO in mine workings by afterburning. Mine atmosphere and its qualitative composition is the subject of the research. According to the requirements of the Federal norms and rules in the field of industrial safety in mining operations in underground mines where machines with internal combustion engines work, the volume of air supplied to the working should ensure the reduction of harmful impurities in the outgoing jet below the maximum permissible concentrations of carbon monoxide and nitrogen oxides in the air.*

***Research methodology.*** *This paper presents a method developed by the authors to calculate the required amount of air for machines with internal combustion engines (ICE), taking into account the power and environmental class of machine engines, and describes the technology for reducing the required amount of air to dilute exhaust gases when ICE machines work in underground mine workings by using a heating cable installed along the transport routes, under the roof of the mine working, for the afterburning of CO in the mine workings to* $CO_2$.

***Results.*** *Calculations have shown that the use of the given method will significantly reduce the need for fresh air necessary for ICE machines operating in a mine.*

***Summary.*** *The use of the proposed method is an addition to the previous methods, however, it has significant advantage due to the fact that it fulfills the afterburning of hazardous and poisonous products which, in its turn, makes it possible to improve mines' productivity in production output without increasing ventilation reserves.*

***The scope*** *of this method is extensive and can be used in all mines where machines work with internal combustion engines.*

***Key words:*** *enclosed space; ventilation of mines; calculation of the required amount of air; exhaust gases of machines; CO afterburning in a mine; mine atmosphere management.*

REFERENCES

1. Baratov A. N. et al. (eds.) *Fire and explosion hazard of matters and materials and their suppression agents. Book 2*. Moscow: Khimiia Publishing; 1990. (In Russ.)
2. Alymenko N. I., Minin V. V. Underground ventilation installations to normalize the ventilation of zones hard to ventilate. In: *Security problems during mineral deposits exploitation in the zones of industrial agglomerations: Proceedings of an International Symposium*. Moscow: Perm; 1995. (In Russ.)
3. Ushakov K. Z. (ed.) *Aerology of mining enterprises*. Moscow: Nedra Publishing; 1987. (In Russ.)
4. El-Nagdy K. A. Stability of multiple fans in mine ventilation networks. *Int. J. Mining Eng*. 2013; 23: 569–571.
5. Alymenko N. I. et al. (eds.) *Ventillation installaitons and their application. Part 2*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing; 2016. (In Russ.)
6. *Test preparation study guide for underground fire boss certification*. USA: Utah Labor Commission; 2014.
7. Nosyrev B. A., Belov S. V. *Ventillation installaitons in shafts and metropolitain railways*. Ekaterinburg: UrSMU Publishing; 2000. (In Russ.)
8. Moger G. D., Murthy Ch. S. N., Udaya Kumar R. Y. Energy consumption of mine haulage drive system in an underground coal mine – a case study. *International Journal of Emerging Technology and Advanced Engineering*. 2013; 3: 271–277.
9. A Review of Primary Mine Ventilation System Optimization, Santiago, Chile, April 2014, by Institute for Operations Research and the Management Sciences (INFORMS) in Interfaces: 163–175.
10. Approved code of practice, ventilation in underground mines and tunnels. *New Zealend Governmant*. 2015; February: 27.
11. Kosarev N. P., Dmitriev V. T., Dmitriev S. V. Rationale for inclusion schemes of mine turbomachines at their parallel operation. *News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2012; 6: 58–62. (In Russ.)

12. Alymenko N. I., Minin V. V. *Ventillation installaitons and their application. Part 1*. Ekaterinburg: UB RAS Publishing, 1999. (In Russ.)
13. Virginia department of mines, minerals and energy division of mines first class mine foreman certification study guide. Revised 2018, Richmond, VA, Virginia, USA; 17.

Received 31st October, 2018

**Information about authors:**

**Ivan V. Minin** – research scientist, Ural State Mining University. E-mail: minin.i@m.ursmu.ru
**Valerii V. Zavornitsyn** – Deputy Director of Mining production, UMMC-holding. E-mail: v.zavornitsyn@ugmk.com
**Aleksandr M. Plotnikov** – Head of Mining Enterprises Development Department, UMMC-holding. E-mail: am.plotnikov@ugmk.com
**Vadim V. Minin** – Candidate of Engineering Science, Head of Department of Control of the Mine Atmosphere, UMMC-holding. E-mail: v.minin@ugmk.com

**Для цитирования:** Минин И. В., Заворницын В. В., Плотников А. М., Минин В. В. Управление атмосферой замкнутых пространств рудников // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 134–139.
**For citation:** Minin I. V., Zavornitsyn V. V., Plotnikov A. M., Minin V. V. Managing the atmosphere the enclosed spaces of mines. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 134–139.

УДК 63.3(470.5) DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-140-146

# Формирование промышленного ландшафта Урала

**Курлаев Е. А.**[1]
[1] Институт истории и археологии Уральского отделения РАН
(Россия, г. Екатеринбург, ул. Ковалевской, 16)

***Реферат***

*Исследуется формирование промышленного ландшафта на территории Уральского региона. Современные индустриальные ландшафты Урала – наглядное отражение многовековой деятельности Российского государства по заселению и освоению этого края. Появление солеварения, черной и цветной металлургии, машиностроения, атомной и химической промышленности происходило в определенной последовательности под воздействием различных факторов: географических, технологических, экономических и геополитических. Географический подход позволяет поместить в ряд историко-культурного наследия промышленности, наряду с уже признанными памятниками, всю совокупность сформированного ею ландшафтно-территориального комплекса.*

***Ключевые слова:*** *Урал; промышленный ландшафт; история горного дела; индустриальное наследие; генезис уральской промышленности.*

Как известно, слово «ландшафт» пришло к нам из немецкого языка (нем. *Landschaft*, от *Land* – земля и *schaft* – суффикс, выражающий взаимосвязь). Этот термин употреблялся в основном в географии, характеризуя рельеф и характер местности, однородную по происхождению территорию с присущими ей природными ресурсами. В современной науке это слово все более активно используют в культурологии и истории. Ландшафты, измененные хозяйственной деятельностью человека, подразделяют на культурные и природно-антропогенные. Большинство современных ландшафтов можно считать антропогенными, поскольку они в той или иной мере изменены человеком. Вырубка лесов, отвалы пустой породы – только часть наиболее заметных преобразований природы человеком.

В попытке выстроить представление об индустриальной эпохе, опираясь на опыт комплексных исследований следов человеческого воздействия на окружающую действительность, успехов добились представители географической науки, сформулировавшие концепцию индустриального ландшафта.

Гармоничное сочетание уникальных по свойству промышленных форм – строительных сооружений, оборудования, ресурсной базы и транспортных путей, образующих доминанту на прилегающей территории, принято называть индустриальным ансамблем. На Урале общепризнанным является индустриальный ансамбль Нижнетагильского металлургического завода и Высокогорского рудника, ставший основой проектов по музеефикации музея-завода и созданию индустриального экопарка. Понятие ансамбля заложено в основы международного историко-культурного законодательства, что подчеркивает прикладную функцию понятия. В то же время термин «ландшафт», характеризующий объект исследования науки о Земле, ее географической оболочке, значительно расширил свое значение и стал характеризовать земное пространство и все присущие ему природные и антропогенные компоненты.

Термин «культурный ландшафт», образно выражающий созданное человеком всемирное духовное пространство, стал популярен и в гуманитарных исследованиях. В научную литературу термин был введен Л. С. Бергом и характеризовал такой ландшафт, в котором человек и произведения его культуры играют важную роль [1]. Разработанные в дальнейшем трактовки уточняют понятие [2, 3]. Взгляд на результаты воздействия индустрии стал основой в формировании теоретической концепции индустриального ландшафтоведения.

Теоретической основой концепции являются работы Ф. Н. Милькова и основанная им школа антропогенного ландшафтоведения. Концепция антропогенных ландшафтов Ф. Н. Милькова подразумевает под этим понятием как заново созданные человеком ландшафты, так и все те природные комплексы, где под влиянием человека изменился любой из их компонентов, в том числе растительный и животный мир [4]. Ученый одним из первых предложил структуру антропогенных ландшафтов, которая, помимо сельскохозяйственных, садовых, включала ландшафты, созданные при помощи техники – карьерно-отвальные, селитебные [5].

Подход к изучению индустриального наследия в рамках геокультурной парадигмы представлен исследованиями Ю. Г. Тютюнника. Им сформулирована концепция индустриального ландшафта, которая включает не только необратимые и судьбоносные изменения оригинального природного облика земли, но и весь осязаемый массив следов, остатков промышленной деятельности человека. Автор считает, что на «территориях, занятых промышленной застройкой, формируются настоящие и полноценные ландшафты — промышленные, а не геотехнические системы и не ландшафтно-технические комплексы. Это ландшафты самостоятельного техногенного варианта ландшафтной сферы» [6]. Понятие индустриального ландшафта в этом смысле состоит из неразрывно связанных географической и культурной составляющих.

Основой работы Ю. Г. Тютюнника является исследование взаимодействия объектов индустриальной культуры и ландшафта. Автор выделяет множество разновидностей ландшафта – природные и малоизмененные, антропогенные, промышленные и урбанизированные. Аспектом взаимодействия промышленности и природного ландшафта является демутация, характеризующая развитие измененного ландшафта в исходное состояние. Характерный для металлургических и угледобывающих регионов горнопромышленный рельеф рассматривается автором как антропогенный ландшафт, а наиболее многосложным с позиций индустриальной культуры является городской ландшафт. Автор дает подробную характеристику различных проявлений индустрии в городском ландшафте и характеризует город как отдельный ландшафтный феномен.

Все перечисленные автором вариации индустриального ландшафта могут быть проиллюстрированы на примере промышленного региона, такого как Урал, на территории которого промышленная деятельность сформировала многосложный культурный и географический ландшафт.

Современные индустриальные ландшафты Урала – наглядное отражение многовековой деятельности по заселению и освоению этого края. Старейшая отрасль промышленности – солеварение – положила начало масштабному изменению природного ландшафта Пермского края. Получение соли — весьма трудоемкий процесс: первоначально ее вываривали из рассолов, добываемых с помощью колодцев и примитивных рассольных труб. Начиная с XVI в. добыча соли в Пермском крае неуклонно росла. К концу XVII в. более 200 варниц у Соли Камской вываривали до 7 млн пудов соли в год. В 1913 г. добыча соли достигла 21,6 млн пудов. В 1918 г. солеваренные предприятия Прикамья были национализированы. Наиболее крупным из них являлся Усть-Боровской завод близ Соликамска.

В 1986 г. на его базе был открыт уникальный музей истории «Соли России», включающий здания и сооружения промышленного цикла соледобычи.

Начало поисков руды в крае было связано с деятельностью рудознатцев и мастеровых людей вотчины Строгановых. Это произошло в конце XVI – начале XVII вв. в процессе перемещения добычи соли и деловой активности Строгановых из Сольвычегодска в Приуралье. Наличие собственного производства железа было необходимо для изготовления металлоемкого солеваренного оборудования. В 1620-е гг. упоминается начало разработки в этих районах месторождений болотной руды и выплавка из нее кричного железа [7]. Известие о находке медной руды поступило в 1617 г. от первого известного российского рудознатца Якова Литвинова.

География поисков руд и строительства заводов с XVII в. и до 40-х гг. XVIII в. распространялась, главным образом, в районах Северного и Среднего Приуралья. Реки были основными транспортными артериями летом и зимой. Поэтому почти все первые доступные месторождения руд и полезных ископаемых были открыты у населенных пунктов или вдоль транспортных путей. Русское население закрепилось на основных речных транспортных артериях, текущих от Уральского хребта в Сибирь. Первоначально поселенцы появились в среднем течении этих рек, на наиболее подходящих для пашенного земледелия плодородных землях. В дальнейшем они стали расселяться выше, приближаясь к горам с востока, одновременно знакомясь и с рудными богатствами края. По выходам руды в берегах были обнаружены первые месторождения. Наибольшего успеха во второй половине XVII в. рудознатцы достигли в розыске неметаллических полезных ископаемых: соли, извести, кирпичной глины, строительного камня, наждака, слюды [8].

В 1635 г. неподалеку от р. Камы построили Пыскорский медеплавильный завод. На Григоровском руднике впервые в России в горных работах применили шахты. На заводе получил распространение саксонский метод промышленного углежжения «в кучах», что привело в дальнейшем к массовой вырубке уральских лесов. К концу XVII в. были найдены крупные месторождения железных и медных руд, край стал достаточно многолюдным, определились места формирования промышленных районов.

С начала массового строительства металлургических мануфактур в XVIII в. в облике края произошли крутые перемены. Урал стал быстро покрываться сетью больших и малых заводов. Первые вододействующие заводы – Невьянский, Каменский, Уктусский и Алапаевский – стали практической школой в подготовке горных мастеров и плавильщиков. Начинают складываться типичные для уральских городов горнозаводские ландшафты: пруды, плотины, пойменные территории нижнего после плотины русла реки, характерный для Урала долинный рельеф с холмами, поросшими лесом. Для непрерывной работы каждого из заводов велась интенсивная вырубка окрестных лесов, разрабатывались рудники, проводился поиск новых источников сырья.

В первые годы XVIII в. были проведены мероприятия по введению централизованного управления рудными поисками и создан Рудокопный приказ; в 1719 г. вместо него по европейскому образцу была учреждена Берг-коллегия и оглашена Берг-привилегия, разрешающая любому жителю без ограничений заниматься розысками руд. С появлением на Урале В. Татищева и В. Геннина вводится система организации труда в горном деле, составление чертежей подземных разработок, внедряются насосы, применяются бурение и буровзрывные работы порохом. Эти нововведения заметно сказываются на интенсивности горных работ. Примерно с 1740-х гг. начинается освоение богатств Южного Урала.

Металлургические предприятия, использовавшие гидроэнергию, просуществовали XVIII и XIX вв. Появление в XIX в. паровых двигателей и машинной техники изменило структуру производства. Теперь не было необходимости привязывать производственные мощности к руслу реки. С этого времени пруды лишь напоминают о былом промышленном предназначении и становятся украшением городов-заводов. Для мануфактуры было необходимо наличие реки как источника движущей силы и пути сбыта продукции, а для индустриального предприятия важнейшим условием существования стала сеть железных дорог. Таким образом, промышленный переворот на Урале включал в себя не только распространение машинной техники, но и полную реконструкцию организации производства. Его завершение требовало наличия сети железных дорог для обеспечения сырьем и вывоза продукции, развитого машиностроения, индустриальных предприятий как потребителей массовых сортов металла.

Серьезно изменила облик края промышленная добыча россыпного золота и платины. Первое уральское золото обнаружил Леонтий Пигалев на Шилово-Исетском руднике в 1744 г. [9]. Спустя год крестьянин Ерофей Марков нашел золотой самородок недалеко от Екатеринбурга, где впоследствии возник Березовский прииск и началась промышленная добыча рудного золота в России. В 1814 г. мастер Березовского прииска Лев Брусницын открыл в долине реки Березовки золотоносные пески, а позже изобрел простой и экономичный способ промывки россыпного золота. К 1823 г. на Урале насчитывалось уже более двухсот приисков. С началом добычи золота из россыпей Урала Россия обосновалась в мировой элите золотодобывающих стран. Доля России к концу XIX в. достигала 22 % мировой добычи золота в год. Пик роста добычи золота приходится на 1892 г., когда объем добычи составил 12,3 т. Декретом СНК РСФСР от 31 октября 1921 г. всем гражданам и артелям старателей разрешили вести поиски и извлечение золота [10].

При разработке золотых россыпей в 1819 г. на Среднем Урале случайно был обнаружен другой драгоценный металл – платина. За неполные сто лет (с 1824 по 1922 г.) на Урале было добыто более 250 т платины. К началу XX в. до 95 % мирового производства платины давали уральские прииски. Интенсивная разработка россыпей драгоценных металлов подвергла деформации русла многочисленных рек.

В середине XIX в. французским ученым Анри Этьеном Сент-Клер Девилем был открыт способ промышленного производства алюминия. Несмотря на то что Урал был уже давно освоен и обладал большими залежами природного сырья, здесь еще не было технологических и энергетических возможностей для производства этого металла. Первенец уральской алюминиевой промышленности – Уральский алюминиевый завод – заработал в 1939 г. возле месторождения бокситов в поселке Каменск (г. Каменск-Уральский).

Алюминиевая индустрия – крупнейшая по объему выпуска продукции и количеству задействованных в производстве людей. Получение алюминия от добычи бокситов до готового проката чрезвычайно энергоемко, что предполагает расположение предприятий, производящих первичный алюминий, вблизи источников энергии и сырья. На территории Урала предприятия алюминиевой отрасли расположены в Свердловской, Челябинской, Оренбургской областях и республике Коми [11].

Первые никелевые месторождения были открыты на Урале в начале XX в. На сегодня Уфалейский, Орский, Серовский, Режевской и другие районы в разных областях Уральского федерального округа считаются никеленосными. Наиболее крупным на Среднем Урале является Серовское месторождение, запасы никеля которого составляют сотни тысяч тонн. До недавнего времени крупней-

шим никелевым предприятием Урала был Южно-Уральский никелевый комбинат. Таким образом, в дополнение к добыче железа и меди в XIX–XX вв. появились новые отрасли цветной металлургии (золотоплатиновая, алюминиевая, никелевая), образовались новые градообразующие предприятия, расширилась и усложнилась инфраструктурная сеть.

Одной из особенностей периода промышленного освоения края в XVII–XVIII вв. было использование дерева как основного строительного материала для заводских построек, следствием чего стало практически полное отсутствие в настоящее время памятников горнозаводской архитектуры тех веков. В XIX в. начала формироваться архитектурная составляющая индустриального ландшафта Урала.

Важнейшие как для экономики, так и для ландшафта объекты были построены уже в XX в. Это крупнейшие металлургические и машиностроительные комплексы, среди которых Уралмашзавод, Магнитогорский металлургический комбинат, заводы Нижнего Тагила, Челябинска. Масштабы предприятия не ограничиваются пределами заводской площадки: нуждам завода подчинены как прилегающие к городу природные объекты – озера, реки, залежи полезных ископаемых, так и жилая застройка, городская инфраструктура, спроектированные с единственным расчетом – восполнить потребности производственного комплекса. В совокупности с особым менталитетом, образом жизни и мысли, сформированная десятилетиями коллективного труда среда жизнедеятельности человека цементирует культурный пласт индустриального общества – нематериальную часть индустриального ландшафта.

Интенсивная индустриализация Урала в XX в. обозначила доминирование промышленности над природой и человеком. Одним из самых впечатляющих примеров тому может по праву считаться город Асбест, жилые кварталы которого занимают площадь немногим большую, чем карьер. При просмотре спутниковых снимков создается ощущение, что карьер постепенно съедает город. Кроме того, производство асбеста считается во всем мире вреднейшим как с точки зрения экологии, так и с позиции влияния на здоровье человека. Промышленный ландшафт этого города выражает непростую историю отношений человека и индустрии — обернувшегося против самого человека инструмента освоения природы.

Таким образом, современные индустриальные ландшафты Урала формировались в определенной последовательности под воздействием различных факторов: географических, технологических, экономических, и геополитических. Время открытия залежей железных руд, меди и других полезных ископаемых, сосредоточенных в горах и предгорьях, напрямую зависело от направления и последовательности освоения края. Месторождения были открыты лишь после того, как население приблизилось к предгорьям, где имелась руда. Промышленная архитектура Урала изобилует примерами сооружений, культурная ценность которых получила всеобщее признание. В совокупности с заводскими трубами, агрегатами, инфраструктурными и транспортными сооружениями архитектура формирует ядро индустриального наследия и ландшафта Урала.

Взаимосвязанные понятием о ландшафте архитектурный, географический, культурный, ментальный образы Урала формируют целостную, выразительную карту индустриального наследия края. Многосложный географический подход позволяет поместить в ряд историко-культурного наследия промышленности наряду с уже признанными памятниками всю совокупность сформированного ею ландшафтно-территориального комплекса.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Любичанковский А. В. Проблема понимания культурных ландшафтов в современной отечественной науке // Вестник ОГУ. 2007. Т. 80. № 10. С. 28–34.
2. Любичанковский А. В. Географический и культурологический подходы к дифференциации объектов культурного наследия // Вестник ОГУ. 2008. Т. 88. № 6. С. 17–24.
3. Культурный ландшафт как объект наследия / под ред. Ю. А. Веденина, М. Е. Кулешовой. М.: Институт Наследия; СПб.: Дмитрий Буланин. 2004. 161 с.
4. Мильков Ф. Н. Человек и ландшафты. М.: Мысль, 1973. 224 с.
5. Мильков Ф. Н. Рукотворные ландшафты. Рассказ об антропогенных комплексах. М.: Мысль, 1978. С. 41–57.
6. Тютюнник Ю. Г. Охрана и заповедание индустриальных ландшафтов // География и природные ресурсы. 2006. № 2. С. 34–41.
7. Миллер Г. Ф. История Сибири. Т. II. М.-Л.: АН СССР, 1941. 161 с.
8. Курлаев Е. А., Манькова И. Л. Освоение рудных месторождений Урала и Сибири в XVII веке: у истоков российской промышленной политики. М.: Древлехранилище, 2005. 324 с.
9. Курлаев Е. А., Корепанов Н. С. К истории открытия золота на Урале // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 6. С. 169–175.
10. Казаков П. В. К истории добычи россыпного золота // Геология. Известия ОН о Земле и природных ресурсах АН РБ. 2013. № 19. С. 102–103.
11. Запарий В. В. Алюминиевая отрасль Урала в конце XX — начале XXI в. // История науки и техники в современной системе знаний: II ежегод. конф. каф. Истории науки и техники, 8 февр. 2012. Екатеринбург: УМЦ УПИ, 2012. С. 28–39.

Поступила в редакцию 24 июля 2018 года

**Сведения об авторах:**

**Курлаев Евгений Анатольевич** – кандидат исторических наук, старший научный сотрудник сектора методологии и историографии Института истории и археологии УрО РАН. E-mail: kurlaev@e1.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-1-140-146

## Industrial landscape formation in the Urals

**Evgenii A. Kurlaev**[1]
[1] Institute of History and Archeology, Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, Russia.

***Abstract***

*The article studies the formation of an industrial landscape in the Ural region. The modern industrial landscapes of the Urals are a graphic reflection of the centuries-old activity of the Russian state in the settlement and development of this region. The appearance of salt mining, ferrous and non-ferrous metallurgy, mechanical engineering, nuclear and chemical industries occurred in a certain sequence under the influence of various factors: geographic, technological, economic, and geopolitical. The geographical approach allows placing in the series of historical and cultural heritage of industry, along with the already recognized monuments, the whole set of the landscape-territorial complex formed by it.*

***Key words:*** *the Urals; industrial landscape; the history of mining; industrial heritage; genesis of the Urals industry.*

REFERENCES

1. Liubichankovskii A. V. Problem of cultural landscapes understanding at modern native science. *Vestnik of OSU*. 2007; 80 (10): 28–34. (In Russ.)
2. Liubichankovskii A. V. Geographical and culturological approaches to objects' differentiation of cultural heritage. *Vestnik of OSU*. 2008; 88 (6): 17–24.(In Russ.)
3. Vedenin Iu. A., Kuleshova M. E. (eds.) *Cultural landscape as an object of heritage*. Moscow: Institut Naslediia; St. Petersburg: Dmitrii Bulanin Publishing; 2004. (In Russ.)
4. Milkov F. N. *Man and landscapes*. Moscow: Mysl Publishing; 1973. (In Russ.)
5. Milkov F. N. *Man-made landscapes. A story about anthropogenic complexes*. Moscow: Mysl Publishing; 1978: 41–57. (In Russ.)
6. Tiutiunnik Iu. G. Protection and nature reserve creation at industrial landscapes. *Geography and Natural Resources*. 2006; 2: 34–41. (In Russ.)
7. Miller G. F. *The history of Siberia*. Vol. 2. Moscow, Leningrad: AS USSR Publishing; 1941. (In Russ.)
8. Kurlaev E. A., Mankova I. L. *Exploitation of Uralian and Siberian ore deposits in the 17th century: at the dawn of Russian industrial policy*. Moscow: Drevlekhranilishche Publishing, 2005. (In Russ.)
9. Kurlaev E. A., Korepanov N. S. On the history of the discovery of gold in the Urals. N*ews of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2013; 6: 169–175. (In Russ.)

10. Kazakov P. V. On the history of placer gold extraction. *Geology. News of the Branch of Earth Sciences and Natural Resources of AS BR*. 2013; 19: 102–103. (In Russ.)
11. Zaparii V. V. Aluminium branch in the Urals at the end of the 20th – beginning of the 21th century. In: *The History of Science and Technology in the Modern System of Knowledge: 2nd Annual Conference of the Department of History of Science and Technology, 8 February 2012*. Ekaterinburg: UMC UPI Publishing; 2012. p. 28–39.

Received 24th July 2018

**Information about authors:**

**Evgenii A. Kurlaev** – Candidate of Historical Sciences, senior researcher of the Department of Methodology and Historiography of the Institute of History and Archeology, UB RAS. E-mail: kurlaev@e1.ru

**Для цитирования:** Курлаев Е. А. Формирование промышленного ландшафта Урала // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 1. С. 140–146.
**For citation:** Kurlaev E. A. Industrial landscape formation in the Urals. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 1: 140–146.

# Памяти Николая Григорьевича Картавого

Николай Григорьевич Картавый – доктор технических наук, заслуженный деятель науки и техники РФ, академик международной инженерной академии (21 февраля 1933 г. – 8 ноября 2018 г.).

Почти 30 лет Николай Григорьевич Картавый возглавлял кафедру стационарных машин и комплексов и горной механики и транспорта, являлся деканом Горно-механического факультета МГИ–МГГУ.

Общий стаж его педагогической и научной работы в МГИ–МГГУ – более 50 лет. За этот период Н. Г. Картавый участвовал в подготовке многих сотен молодых специалистов горного профиля – инженеров и магистров, в том числе успешно закончивших некоторые европейские университеты. Он оказывал влияние на педагогическую политику подготовки горных инженеров-механиков и электромехаников, являясь членом УМО по горному образованию, председателем учебно-методической комиссии по специальности «Горные машины и комплексы». По инициативе Н. Г. Картавого в 1999 г. была подготовлена и открыта перспективная инженерная специальность «Машины и оборудование природообустройства и защиты окружающей среды». Являясь руководителем научно-педагогической школы МГИ–МГГУ «Горная механика и транспорт», проф. Н. Г. Картавый подготовил около 100 кандидатов и докторов технических наук.

Проф. Н. Г. Картавый внес значительный теоретический и инженерный вклад в разработку научных основ создания и совершенствования техники для выемки угля подземным способом, высокоэффективного оборудования для переработки и комплексного использования нерудного строительного сырья. В 1978 г. по решению Мосгорисполкома была организована отраслевая научно-исследовательская лаборатория переработки нерудных строительных материалов и камнеобработки, выполнявшая длительное время под руководством проф. Н. Г. Картавого и при его участии научные и внедренческие работы для предприятий Москвы и области.

Н. Г. Картавый – автор 150 авторских свидетельств и патентов в области угледобывающей техники, стационарных машин и установок, машин и оборудования для переработки минерального сырья и камнеобработки, пневмоконтейнерного и конвейерного транспорта. По результатам научных исследований проф. Н. Г. Картавый опубликовал свыше 180 работ, в том числе 8 монографий, книг и учебников.

Проф. Н. Г. Картавый также выполнял научно-организационную работу, будучи членом экспертного совета ВАК СССР, председателем и членом ряда специа-

лизированных диссертационных советов в МГИ–МГГУ, ИГД им. А. А. Скочинского, Гидромаше и др. организациях, членом научно-технического совета Минтопэнерго СССР и технических советов в горной и строительных отраслях промышленности, организатором международных семинаров и конференций. Н. Г. Картавый активно сотрудничал с учеными университетов и фирм Германии, Польши, Китая, Венгрии, Югославии и стран ближнего зарубежья.

В последние годы Николай Григорьевич Картавый, будучи профессором-советником МГГУ, активно занимался НИР, в частности исследованиями разрушения горных пород механическим способом с использованием вибрационных воздействий на горную породу – перспективным направлением повышения эффективности выемочных и проходческих горных машин для подземных и открытых горных работ.

*Редакция журнала «Известия вузов. Горный журнал»*
*Редакция журнала «Горное оборудование и электромеханика»*

Р е д а к ц и я
Главный редактор Е. Ф. Цыпин
Зам. главного редактора О. Г. Латышев, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, Л. Ю. Парамонова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

**Подп. в печать 30.01.2019. Дата выхода в свет 14.02.2019**
**Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная**
**12,0 усл. печ. л., 11,0 уч.-изд. л. Тираж 500 экз. Заказ № 6570**
**Цена свободная**

**Свидетельство о регистрации ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014**

**Редакция «Изв. вузов. Горный журнал»**
**620144, г. Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30, тел.(факс) (343) 257-65-59**
**E-mail: gornij_journal@ursmu.ru**
**http://mj.ursmu.ru**

**Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»**
**620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2**

ISSN 0536-1028. Известия высших учебных заведений. Горный журнал, № 1, 2019.

Индекс 70367