

ISSN 2500-0632 (ON-LINE)



MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY

TOM 5, №3
VOL. 5, №3
2020

(RUSSIA)

GORNYE NAUKI I TEKHNologii
ГОРНЫЕ НАУКИ И ТЕХНОЛОГИИ



НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС»
NATIONAL UNIVERSITY OF SCIENCE
AND TECHNOLOGY MISIS

CONTENTS

ORIGINAL PAPERS

BENEFICIATION AND PROCESSING OF NATURAL AND TECHNOGENIC RAW MATERIALS

- Increasing efficiency of copper-molybdenum ore flotation using measurement of pulp absorption capacity** 188
V. V. Morozov, Jargalsaikhan Erdenezul, I. V. Pestryak

MINING MACHINERY, TRANSPORT, AND MECHANICAL ENGINEERING

- Effect of uncertainty in basing hydraulic prop rod on dimensional wear of its basic surfaces**.... 201
Van Tuan Ngo

SAFETY IN MINING AND PROCESSING INDUSTRY AND ENVIRONMENTAL PROTECTION

- Assessment of environmental hazard of accumulated mineral processing waste of closed mining enterprises in the Amur river region and Primorye**..... 208
L. T. Krupskaya, A. M. Orlov, D. A. Golubev, K. A. Kolobanov, M. A. Filatova

GEOLOGY OF MINERAL DEPOSITS

- Assessment of applying VLF geophysical method to determine the peat deposit thickness**..... 224
T. B. Yakonovskaya, A. I. Zhigul'skaya, P. A. Yakonovsky

MINERAL RESOURCES EXPLOITATION

- Ensuring wall stability in the course of blasting at open pits of Kyzyl Kum region**..... 235
Sh. Sh. Zairov, Sh. R. Urinov, R. U. Nomdorov

POWER ENGINEERING, AUTOMATION, AND ENERGY PERFORMANCE

- Issues of multi-motor electric drive dynamics through the example of converter tilting mechanism**..... 253
V. F. Borisenko, V. A. Sidorov, A. I. Zemlyansky

EXPERIENCE OF MINING PROJECT IMPLEMENTATION

- Methods for identifying system tasks of strategic management and improving efficiency of exploration enterprise**..... 266
D. N. Moldashi

СОДЕРЖАНИЕ

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ

ОБОГАЩЕНИЕ, ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

- Повышение эффективности флотации медно-молибденовых руд с использованием измерения поглоти-тельной способности пульпы** 188
В. В. Морозов, Жаргалсайхан Эрдэнэзуул, И. В. Пестряк

ГОРНЫЕ МАШИНЫ, ТРАНСПОРТ И МАШИНОСТРОЕНИЕ

- Влияние неопределенности базирования штока гидростойки на размерный износ его базовых поверхностей**..... 201
Ван Туан Нго

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ В МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОМ КОМПЛЕКСЕ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

- Оценка экологической опасности накопленных отходов переработки минерального сырья закрытых горных предприятий в Приамурье и Приморье**..... 208
Л. Т. Крупская, А. М. Орлов, Д. А. Голубев, К. А. Колобанов, М. А. Филатова

ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

- Оценка использования геофизического метода VLF для определения мощности торфяного месторождения**..... 224
Т. Б. Яконовская, А. И. Жигульская, П. А. Яконовский

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

- Формирование устойчивости бортов при ведении взрывных работ на карьерах Кызылкумского региона** 235
Ш. Ш. Заиров, Ш. Р. Уринов, Р. У. Номдоров

ЭНЕРГЕТИКА, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ

- Вопросы динамики многодвигательного электропривода на примере механизма наклона конвертера** 253
В. Ф. Борисенко, В. А. Сидоров, А. И. Землянский

ОПЫТ РЕАЛИЗАЦИИ ПРОЕКТОВ В ГОРНОПРОМЫШЛЕННОМ СЕКТОРЕ ЭКОНОМИКИ

- Методы идентификации системных задач стратегического управления и повышения эффективности геологоразведочных работ на предприятии**..... 266
Д. Н. Молдаши



ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-188-200

**Increasing Efficiency of Copper-Molybdenum Ore Flotation
using Measurement of Pulp Absorption Capacity**V. V. Morozov¹, Erdenezul Jargalsaikhan^{1,2}, I. V. Pestryak¹¹ National University of Science and Technology MISiS (NUST MISiS), Moscow, Russia, ✉ dchmggu@mail.ru
²"ERDENET" GOK, Mongolia

Abstract: A promising line in development of reagent consumption automatic control systems is applying data on measuring collector concentration in the pulp aqueous phase. For effective using data on the concentration of the nonionic collector – allyl ester of amylxanthogenic acid – in the process of flotation, the studies were carried out and the method for analyzing its residual concentration in the flotation pulp liquid phase was developed. The developed spectral technique for measuring the concentration of amylxanthogenic acid allyl ester in the pulp aqueous phase showed stable results in the temperature range of 10 to 25 °C, pH range of 8.5 to 11.0. This allowed applying the technique to measuring residual concentration of AeroMX-5140 collector in the operation of bulk sulphide flotation in copper-molybdenum ore beneficiation. The laboratory tests allowed determining connection between the indicators of residual concentration with the main indicators of copper-molybdenum flotation. The studies showed that increasing the residual concentration of the non-ionic collector occurs with increasing its consumption and pH of the pulp aqueous phase. It is shown that significant increase in metal recoveries is observed at similar residual collector concentrations: for copper, in the range of 0.25 to 0.5 mg/l, and for molybdenum and pyrite iron, at the concentrations from 0.25 to 1 mg/l. The possibility of using the nonionic collector residual concentration as the informational indicator of the flotation process has been substantiated. It is proposed to use the ore absorption capacity in relation to the collector applied as an indicator of the ore grade. It is shown that using this indicator reduces relative variance for the dependences of the yields of individual ore types and increases the accuracy of determining the composition of the processed ore as a mixture of typical ore grades. An algorithm for automated control of the consumption of flotation reagents based on the advanced control of the processed ore elemental and mineral composition was developed and tested at Erdenet GOK processing plant, with the calculation of the pulp absorption capacity in relation to the nonionic collector, including the beneficiation process indicators determination using an economically-oriented optimization criterion. The expected economic effect from the reduction of metal losses amounted to USD 145 thous.

Keywords: copper-molybdenum ores, flotation, collector concentration, UV spectrophotometry, absorption capacity, regulation, optimization.

For citation: Morozov V. V., Jargalsaikhan Erdenezul, Pestryak I. V. Increasing efficiency of copper-molybdenum ore flotation using measurement of pulp absorption capacity. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(3):188-200. (In Russ.) DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-188-200.

**Повышение эффективности флотации медно-молибденовых руд
с использованием измерения поглотительной способности пульпы**Морозов В. В.¹, Эрдэнэзуул Жаргалсайхан^{1,2}, Пестряк И. В.¹¹Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия,
✉ dchmggu@mail.ru²ГОК «Эрдэнэт», Монголия

Аннотация: Перспективным направлением разработки систем автоматического управления расходами реагентов является применение данных измерения концентрации собирателя в водной фазе пульпы. Для решения задачи применения данных о концентрации неионогенного собирателя – аллилового эфира амилксантогеновой кислоты – в процессе флотации были проведены исследования и разработана методика анализа его остаточной концентрации в жидкой фазе флотационной пульпы. Разработанная спектральная методика измерения концентрации аллилового эфира амилксантогеновой кислоты в водной фазе пульпы показала стабильные результаты в интервале температур





10–25 °С, интервале рН от 8,5 до 11,0, что позволило применить ее для измерения остаточной концентрации собирателя AeroMX-5140 в операции коллективной сульфидной флотации при обогащении медно-молибденовых руд. В результате проведения лабораторных исследований была установлена связь показателей остаточной концентрации с основными показателями медно-молибденовой флотации. Проведенными исследованиями установлено, что повышение остаточной концентрации неионогенного собирателя происходит при увеличении его расхода и рН водной фазы пульпы. Показано, что существенный рост извлечений металлов наблюдается при близких остаточных концентрациях собирателя: для меди в интервале от 0,25 до 0,5 мг/л, а для молибдена и пиритного железа – при концентрации от 0,25 до 1 мг/л. Обоснована возможность использования остаточной концентрации неионогенного собирателя в качестве информационного параметра флотационного процесса. Предложено использовать поглотительную способность руды по отношению к используемому собирателю в качестве параметра сортности руды. Показано, что включение данного параметра снижает относительную дисперсию для зависимостей выходов отдельных типов руды и увеличивает точность определения состава перерабатываемой руды как смеси типовых сортов руд. Разработан и проверен в условиях обогатительной фабрики ГОКа «Эрдэнэт» (Монголия) алгоритм автоматизированного управления расходами флотационных реагентов на основе опережающего контроля элементного и минерального состава перерабатываемой руды с расчетом величины поглотительной способности пульпы по отношению к неионогенному собирателю, включающий определение параметров процессов обогащения с использованием экономико-ориентированного критерия оптимизации. Ожидаемый экономический эффект от снижения потерь составил 145 тыс. долларов США.

Ключевые слова: медно-молибденовые руды, флотация, концентрация собирателя, УФ-спектрофотометрия, поглотительная способность, регулирование, оптимизация.

Для цитирования: Морозов В. В., Жаргалсайхан Эрдэнэзуул, Пестряк И. В. Повышение эффективности флотации медно-молибденовых руд с использованием измерения поглотительной способности пульпы *Горные науки и технологии*. 2020;5(3):188-200. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-188-200.

Introduction

A promising line in development of reagent consumption automatic control systems is applying data on measuring collector concentration in the pulp aqueous phase [1, 2]. For ionic collectors such as xanthates and aeroflots, the techniques have been developed and are applied, which involve direct UV spectrophotometry of reagents in filtrates of the flotation pulp liquid phase [3–5]. Flotation process with the use of nonionic collectors, measuring of which by direct spectrophotometric analysis is rather difficult, is more complicated [6].

At the Erdenet GOK processing plant (Mongolia), nonionic collectors – allyl esters of alkylxanthogenic acids – are used [7, 8]. For this class of substances, UV-spectral analysis technique was previously developed, which involves the extraction of esters of alkylxanthogenic acids into acetone and the measurement of optical density of the resulting solution at wavelengths of 355-358 nm [9]. However, this technique has not

found practical application due to low precision of the analysis. Therefore, development of a technique for measuring the concentration of allyl esters of alkylxanthogenic acids, being the base material of AeroMX-5140 collector, in the pulp aqueous phase, which is effectively used in flotation of copper-molybdenum ores, is very urgent scientific and practical task.

Technique and findings of the spectral studies

For effective using data on the concentration of the nonionic collector – allyl ester of amyloxanthogenic acid – in the process of flotation, the studies were carried out and the method for analyzing its residual concentration in the flotation pulp liquid phase was developed. The spectral analysis was performed using a PE-5400 UV spectrophotometer. The basic technique of taking spectra was used, which implies subtracting from the absorption spectrum of the sample of the ana-



lyzed solution the analogous spectrum of the control sample and the automated calculation of the concentration of the substance from the difference in absorption by UV radiation at fixed wavelengths [10].

The spectrally active fraction of AeroMX-5140 collector is characterized by three distinct absorption peaks, at 220, 255, and 273 nm, which are connected with electron transitions in the esters of alkylxanthogenic acids. For measurements, the extraction technique was used, including the operations of taking and purification of the liquid phase, extraction of nonionic components of the solution into an organic extractant, and producing and analysis of the UV spectra of the extractant with the extracted substances.

An important stage of research was selection of extractant, which ensures the most complete extraction of allyl ester of amylxanthogenic acid from the flotation pulp aqueous phase without extracting other organic substances into it. Both apolar and polar solvents: n-hexane, heptane, acetone, and pyridine were studied as the supposed extractants. As a result of the comparative tests, n-hexane was chosen as the extractant. Comparison of the measurement results showed that the ratio of extractant/sample aliquot in the range of 1:10 to 1:1, the use of n-hexane provides almost complete transition of the collector from

the aqueous phase (by 94–96%). Analysis of the IR spectra showed that no extraction of other organic compounds, in particular alcohols, which form the base of the used frother - methyl isobutyl carbinol – took place in the process [11].

Analysis of the calibration graphs shows that in the concentration range of 0 to 1.5 mg/l, close to linear dependence of the sample optical density on the collector concentration is observed at wavelengths of 220 nm and 270 nm (Fig. 1). The range of the collector residual concentration at its reliable analysis amounts to 0.2 to 1.5 mg/l. In this range of values, the measurement error is 2.5–7.5%. At varying the ratio of extractant/sample aliquot in the range of 1:1 to 1:20, the reliably measured collector concentrations in the analyzed aqueous phase are in the range of 0.1 to 15 mg/l, being quite consistent with collector concentrations in bulk and selective flotation operations.

The developed technique was tested in relation to commercial pulps of bulk copper-molybdenum flotation and selective molybdenum flotation. It was confirmed that the developed technique provides the reliable measurement in the temperature range of 0 to 25 °C at pH from 8.5 to 11.0. The results obtained allowed recommending this technique for measuring the residual collector concentration in various flotation operations in the process of copper-molybdenum ore beneficiation.

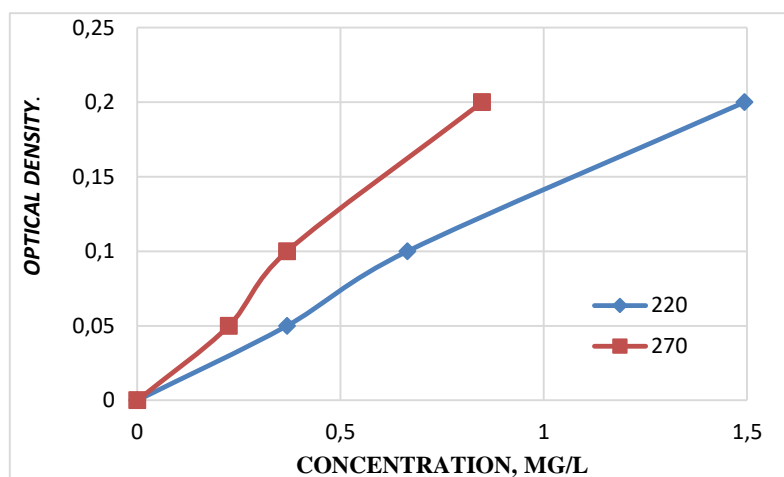


Fig. 1. Calibration curves of the AeroMX-5140 collector at 220 nm and 270 nm



Techniques and findings of flotation studies

According to the developed technique for analyzing the collector concentration, tests on the flotation of copper-molybdenum ores were carried out under the conditions of varied pH and the collector consumption, which are the main parameters of the bulk copper-molybdenum flotation reagent regime [12].

The ore preparation flow sheet included fine crushing an ore sample to the size of -2.5 mm, grinding/comminution the ore in rod and ball mills to 45–75% passing $65 \mu\text{m}$. The comminuted ore was fed to the bulk flotation, carried out at the mode used at the operating processing plant of the Erdenet GOK. Methyl isobutyl carbinol (as frother) and AeroMX 5140 reagent as collector were added into the bulk flotation operation. Caustic soda was used as the pH regulator. The bulk flotation of sulfides was carried out for 5 min in a mechanical flotation

machine with the cell volume of 1 l. A sample of the liquid phase was taken from the flotation tail, and the liquid phase pH and the collector concentration were measured.

The results showed that, with increasing pH of the pulp aqueous phase, the residual concentration of allyl ester of amylxanthogenic acid, being the main fraction of the collector used, also increases (Fig. 2).

The dependence of the recovery of valuable components on the collector concentration obtained based on the test findings is similar in shape to the dependences obtained with the use of ionic collector, xanthate [12]. Then increase in the collector concentration in the pulp aqueous phase with increasing pH is due to the action of hydroxyl ions on the surface of minerals, as well as oxidation and hydrophilization of their surface [1, 2, 5].

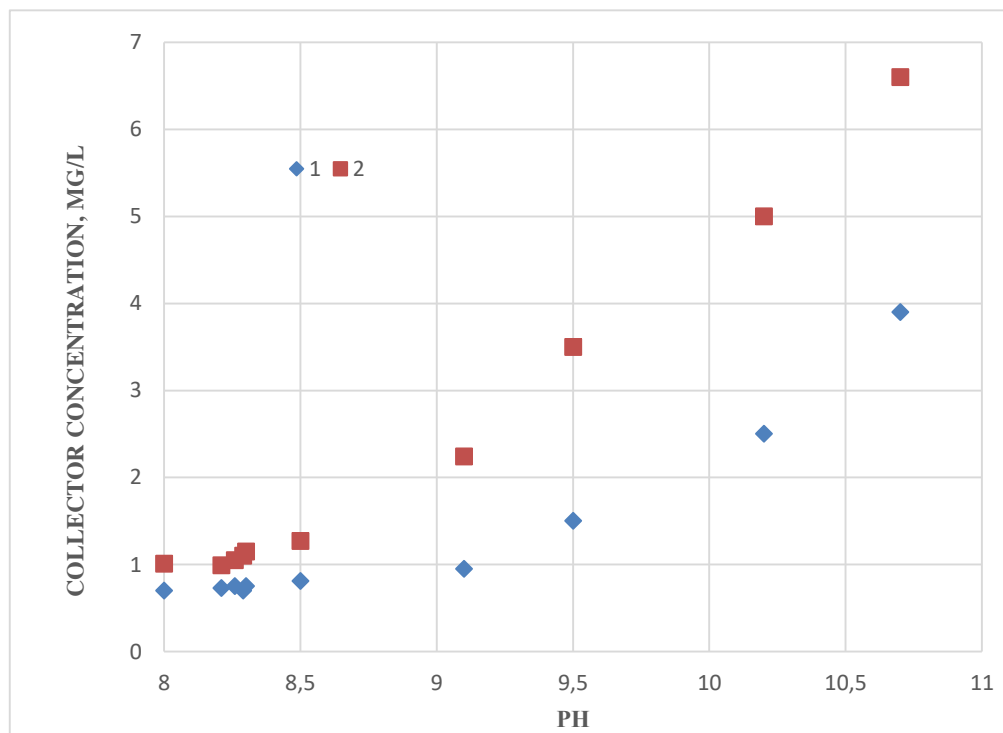


Fig. 2. Varying the residual collector concentration in the pulp aqueous phase as function of pH of the pulp aqueous phase:

1 – at the consumption of AeroMX-5140 of 10 g/t; 2 – at the consumption of AeroMX-5140 of 15 g/t

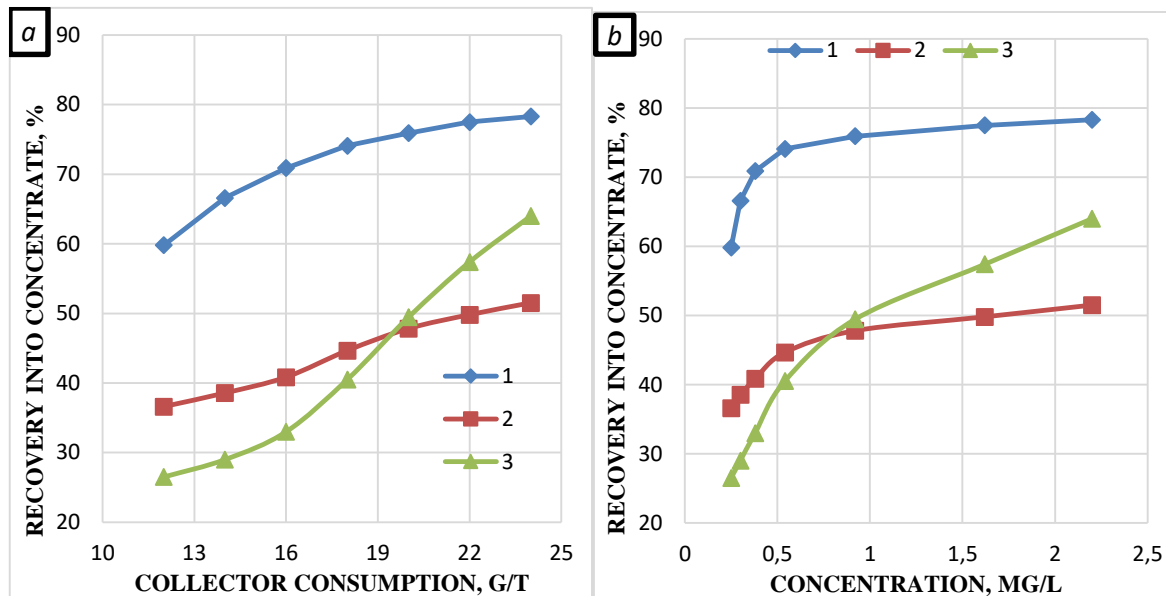


Fig. 3. Graphic experimental dependences of the recovery of copper (1) and molybdenum (2) sulfides and pyrite (3) on the consumption (a) and concentration (b) of AeroMX-5140 collector (pH 10.3)

This result substantiates the possibility and expediency of using the measured residual concentration of the nonionic collector as an indicator of the flotation process for its optimization or automatic regulation of the reagent treatment.

This conclusion is confirmed by the results of the tests, in which the collector consumption in flotation operation was varied. The flotation tests were carried out at constant grain size of 63% passing 74 μm and pH 8.5. The results showed that increasing recovery of copper minerals occurs at the residual collector concentration of 0.25 to 0.5 mg/l, and that of molybdenum and pyrite minerals, at the residual collector concentration of 0.25 to 1 mg/l (Fig. 3).

The nature of the obtained dependences of the minerals flotation abilities on the residual concentration fundamentally differs from the analogous dependences obtained with the use of ionic collectors [1, 12]. According to the data of foreign and domestic researchers, the concentration of xanthate required for complete flotation of sulfide minerals of copper and iron in alkaline medium

differs by a factor of 10 or more [2, 13]. The similar shape of the dependences "metal recovery - collector concentration" for the considered sulfide minerals, showed in Fig. 3, allows concluding that the most probable mechanism for fixing nonionic collector such as allyl ester of amyloxanthogenic acid is interaction with an unoxidized sulfide surface [13].

According to the testing data obtained, in the liquid phase of the bulk copper-molybdenum flotation pulp, it is advisable to maintain the collector concentration of at least 0.2–0.25 mg/l. It should be noted that significant increase in the residual collector concentration may be due to unsatisfactory conditions for the collector interaction with the surface of the floated minerals. In this case, the nonionic collector residual concentration will be determined by a combination of factors and cannot be applied as basic criterion for regulating the consumption or pH of the medium. Therefore, to create effective systems and algorithms for controlling the flotation reagent scheme, additional studies are required.



Another, more effective approach is the flotation process control based on the on-line control of disturbing factors of the process. In our study, the measured value of the residual collector concentration was used in algorithms for controlling the flotation process based on controlling the processed ore grade.

Determination of optimal flotation conditions using the criterion of the pulp absorption capacity

The dependence of flotation ability of minerals on the residual concentration of the nonionic collector can be used for adjusting the algorithms for optimizing the flotation regime parameters, for example, the collector consumption. A well-known approach to controlling the collector consumption is the calculation and use of the criterion of the pulp solid phase absorption capacity (AC), calculated as the quotient of the amount of absorbed collector (q) by the weight of solid phase in the pulp (Q) according to the following equation [14]:

$$AC = \Delta q/Q. \quad (1)$$

The pulp absorption capacity in relation to the collector in the course of flotation of hypergene altered sulfide porphyry ores is to a greater extent related to the mineral composition of the

host rocks than to the composition of ore minerals. To determine the reasons for the increase in the pulp absorption capacity, the tests were carried out on the collector interaction with the main rock-forming minerals of copper-molybdenum ores. As seen from Table 1, sericite, which is the main mineral of hypergene replacement (metasomatic sericitization process), has the highest absorption capacity in relation to the collector. The least absorption capacity is characteristic for unaltered porphyry minerals of granosyenite and granodiorite. This difference in the ability to absorb the collector was first noted in the thesis research of E. Zhargalsaykhan [15].

Analysis of data presented in Table 1 also showed the pulp pH influence on the absorption capacity of rock-forming minerals. Increasing pH from 10.1 to 10.35 reduces the absorption capacity of rock-forming minerals by 7–12%.

The use of the pulp absorption capacity as a criterion for the flotation process is due to objective reasons, namely, significantly difference in the capacity values for the individual groups of primary and secondary minerals. These differences give grounds for using the pulp absorption capacity as a criterion for revealing the processed ore grade.

Table 1

Absorption capacity of rock-forming minerals in relation to AeroMX 5140 collector at its initial concentration of 10 mg/l [15]

Minerals and rocks	pH	Collector absorption, mg/kg
Granosyenite and granodiorite	10.1	0.45
	10.35	0.41
Quartzite	10.1	0.55
	10.35	0.50
Metamorphized quartz	10.1	1.77
	10.35	1.52
Sericite	10.1	4.42
	10.35	4.10



Improvement of the algorithm for automated control of the flotation process using the pulp absorption capacity parameter.

The best results in the automated control of flotation processes are achieved when using model-based control systems and algorithms which use the results of determining the processed ore composition and grade. Increasing the efficiency of flotation reagent scheme automated control systems is achievable on the basis of development and application of economically oriented combined criteria, in particular, by including the optimization criteria in the control algorithm [16]. This approach can be improved at the expense of expanding the range of the flotation

process measured parameters, for instance, including the collector concentration and the absorption capacity of the flotation pulp solid phase in relation to the collector used.

Steps of the automated control of grinding and flotation processes, shown in Fig. 4, includes the operations of assessing the processed ore grade and economically oriented optimization [17].

The flotation process is controlled at two levels. The optimal parameters of the grinding and flotation processes are calculated on the basis of data on the ore grades, and the determination of the reagent scheme parameters is carried out using economically oriented optimization criteria [16].

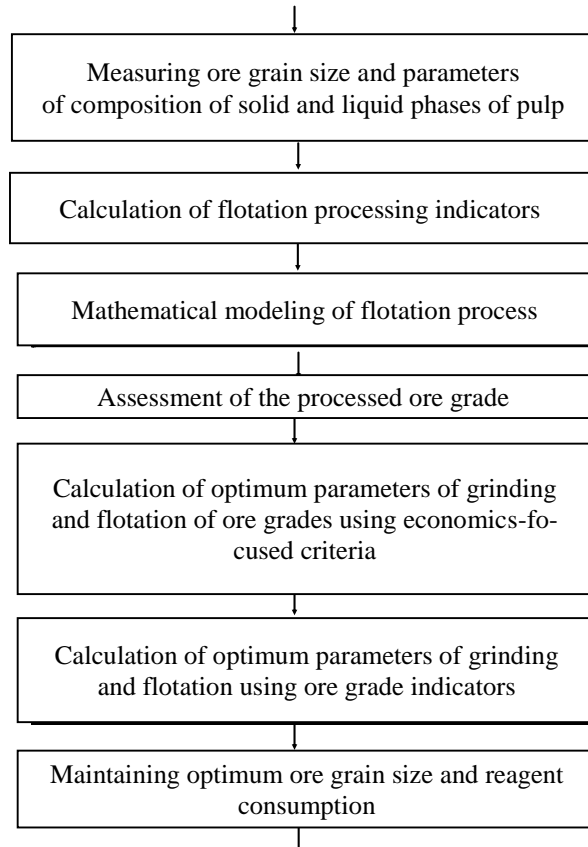


Fig. 4. Steps of the flotation process control based on the ore grade assessment



The prepositional task of the algorithm is to select the optimal reagent scheme for processing of typical ores. This work is carried out using representative samples of different types of the ores involved in processing. The optimal reagent scheme for processing of the current ore is determined taking into account the advanced assessment of its grade. This method was developed and implemented at the Erdenet GOK, where X-ray fluorescence and visiometric analysis data are used to determine the ore properties [16, 17].

The algorithm for determining the ore grade is described in detail in [15, 18] and involves determination of an ore similarity with the main metallurgical types of ores. The final task of determining the ore grade is formulated as the task of determining the shares of the main metallurgical ore types in it.

The calculation of the ore grade was carried out using a multi-criteria method for calculating affiliation with the ore types [15, 17]. The area of finding the task solution is represented by five typical ore types. Mathematical part of the system provides calculation of the supplied ore grade based on eight or more significant parameters of the ore (the content of copper, molybdenum, and iron in the ore, the weight fraction of oxidized, secondary sulfide copper minerals in the ore, that of primary minerals of copper, pyrite and sericite).

Based on findings of the performed studies, it was proposed to use the ore absorption capacity in relation to the applied AeroMX-5140 collector as an additional parameter of the ore grade, determined using the basic equation (1) or its analogues, taking into account the influence of the medium pH and the ore grain size. To determine the absorption capacity of the main identified ore types, the results of measuring the residual collector concentration in the pulp liquid phase in laboratory conditions (the results were obtained in the course of flotation treatment of these ore types) were used. When performing the research and testing, a sample taken from the main bulk flotation cycle was filtered, and the concentration of the spectrally active phase of the AeroMX-5140 collector was determined in the liquid phase of the sample using the developed technique, described in Section 1. For calculation of the absorption capacity, tests were carried out in narrow ranges of pH (10.3–10.4) and the collector consumption (12–18 g/t).

These studies have confirmed that the basic types of ores processed at the Erdenet GOK processing plant are characterized by unequal absorption capacity in relation to the collector. Analysis of the results of the research on bulk copper-molybdenum flotation using the AeroMX 5140 collector showed that mixed oxidized and mixed sericitized ores are most prone to the collector absorption (Table 2).

Table 2

Average collector concentration and pulp absorption capacity
 in bulk flotation for typical ores

Processed ore type	Flotation parameters				Absorption capacity (AC), %
	pH	Collector consumption, g/t	Collector concentration, mg/kg		
			initial	residual	
1. MFO	10.35	15.0	7.8	2.6	66.7
2. MSSO	10.35	15.0	7.8	1.8	76.9
3. LPO	10.35	15.0	7.8	3.0	63.5
4. MOO	10.35	15.0	7.8	1.5	80.1
5. MSO	10.35	15.0	7.8	1.4	84.1

Note. MFO – massive fresh ores; MSSO – mixed secondary sulfidized ores; LPO – lean pyritized ores; MOO – mixed oxidized ores; MSO – mixed sericitized ores

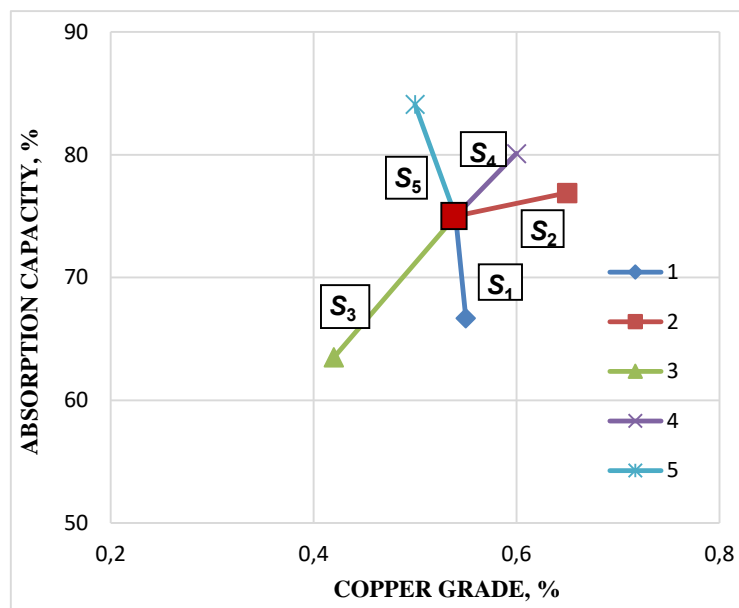


Fig. 5. An example of assessing the ore component composition in two-dimensional space "Copper grade - Absorption capacity of the pulp":

1 – massive fresh ores; 2 – mixed secondary sulfidized ores; 3 – lean pyritized ores; 4 – mixed oxidized ores; 5 – mixed sericitized ores; 6 (■) – currently extracted ore; S_1, S_2, S_3, S_4, S_5 – deviations of the currently extracted ore parameters from the parameters of the typical ores

The applied method of calculating the ore grade is based on determining the degree of its “similarity” to each of five types of ore. In proportion to this similarity, the relative proportions of these five ore types in the ore arrived for processing are determined [18]. The calculation algorithm initially determines the distance from the point, coordinates of which correspond to the processed ore parameters, to each of the points, coordinates of which correspond to the basic types of ores. The closer the point corresponding to the incoming ore (the sixth type) to any of the points corresponding to the parameters of a certain ore type (1–5) on the diagram, the higher the relative proportion of the selected ore grade (type) (1–5) in the ore currently mined (incoming).

Based on the findings of the studies, showing significance of the pulp absorption capacity parameter for the flotation process, it is recommended to use this parameter for determining the ore grade. The algorithm for recognizing the ore grade is explained using the example of the two-parameter system "Copper grade – Absorption capacity of the pulp in relation to the collector", shown in Fig. 5. It should be

noted that the "Absorption capacity of the pulp in relation to the collector" parameter is a completely independent parameter, as evidenced by the independent spatial distribution of the characteristics of the ore types in the selected coordinate system.

As seen from Fig. 5, the ore arrived for processing is clearly recognized as the mixture of the selected ore types even in the two-parameter system. In practice, the system comprising 8 parameters was used: the grades of metals, contents of minerals, the ratios of minerals and mineral groups, so that the task of determining the ore grade was correctly solved with high degree of certainty. By equipping the system with the collector concentration sensor and calculating the absorption capacity of the pulp in relation to the collector, the ore grade recognition system (involving nine parameters) becomes even more accurate.

When determining the ore grade, in addition to the absorption capacity, the parameters of the typical ores are used, presented in Table 3 [15, 19].



Table 3

Parameters of the typical ores used in determining the current ore grade [15, 19]

Indicator	Ore type				
	MFO	MSSO	LPO	MOO	MSO
The ratio of the weight fractions of primary and secondary copper sulfides	2.1	0.50	0.45	0.75	0.57
The ratio of weight fractions of primary and oxidized copper minerals	18.5	15.4	21.4	10.4	17.6
The ratio of the weight fractions of chalcopyrite and pyrite	0.77	1.5	0.45	0.86	0.67
Weight percent of copper in ore	0.53	0.57	0.39	0.55	0.52
Weight percent of molybdenum in ore	0.015	0.028	0.013	0.02	0.025
Weight percent of iron in ore	1.50	1.09	1.15	1.22	1.30
Weight percent of sericite in ore	0.12	0.15	0.1	0.17	0.34
Weight percent of porphyry minerals in ore	0.45	0.40	0.48	0.39	0.22
Absorption capacity in relation to collector, %	66.7	76.9	63.5	80.1	84.1

Table 4

Statistical characteristics of the dependences of the individual types (grades) proportions in the processed ore

Ore type	Determinacy indicator R^2		Residual variance	
	not taking into account collector concentration	taking into account collector concentration	not taking into account collector concentration	taking into account collector concentration
MFO	0.77	0.81	0.26	0.22
MSSO	0.74	0.78	0.28	0.23
LPO	0.71	0.76	0.26	0.21
MOO	0.75	0.79	0.27	0.22
MSO	0.77	0.82	0.26	0.21

According to the algorithm used, after normalization and assessment of the parameters significance, the values of the relative proportions of the typical ores in the processed ore are determined [18].

Initially, the normalized deviation (S_i) of the parameters of a mixture of ores (Z_n) from the parameters of the typical ores (Z_{ni}) is calculated by the following formula:

$$S_i = (|Z_n - Z_{ni}|) / Z_{ni}, \text{ at } i = 1 \dots 5. \quad (2)$$

Then the normalized values of the similarity of the parameters of the mixture of ores S_i with the parameters of the typical ores are calculated using the following formula:

$$D_i = 1 / S_i, \text{ at } i = 1 \dots 5. \quad (3)$$

The value of the relative share of each type of ore (γ_i) is calculated by the following formula:

$$\gamma_i = kD_i / \sum(kD_i), \text{ at } i = 1 \dots 5, \quad (4)$$

where k are the coefficients of significance of individual parameters of the ore.

To confirm the feasibility and possibility of using the absorption capacity (AC) as an additional indicator of ore grade, the calculation and analysis of the residual variance of the initial data array in relation to the resulting function was used when determining the incoming ore grade. Such an assessment is based on the possibility of reducing random fluctuations and, correspondingly, the accumulated relative variance by using an additional stable and adequate parameter.

The calculation results showed that the AC parameter inclusion reduces the relative variance when determining the dependences of the proportions of individual ore types (grades) from 0.26-0.28 to 0.21-0.23 (Table 4). The obtained result evidences increasing the model adequacy and the accuracy of determining the processed ore grade.

The developed algorithm was tested in the automated process control system of grinding and bulk flotation processes at the processing plant of the Erdenet GOK. The algorithm of automated regulation provides for regulation of the consumption of reagents, taking into account the ore material composition and grade and the beneficiation indicators [17].

The ore grade was assessed based on data of the ground ore elemental composition analysis, produced by the Amdel-ISA submersible X-ray fluorescence analyzer installed at the cyclone overflow, and the visiometric ore grade analyzer at feeding finely crushed ore into the MShTs-1A

mill of the grinding-flotation circuit of the processing plant. The measurement of the collector residual concentration was carried out in the liquid phase of the scavenging bulk flotation tailings sample, taken by the sampler of the PRO-1 system of sample delivery of the AR-31 analyzer. The collector was extracted from the sample by n-hexane. The analysis of the collector concentration was carried out by UV-spectral method.

The results of the of the processed ore grade analysis, presented in the form of graphs of changes in the relative proportion of the individual ore grades (types), shown in Fig. 6, were used to calculate the parameters of the grinding and bulk flotation processes.

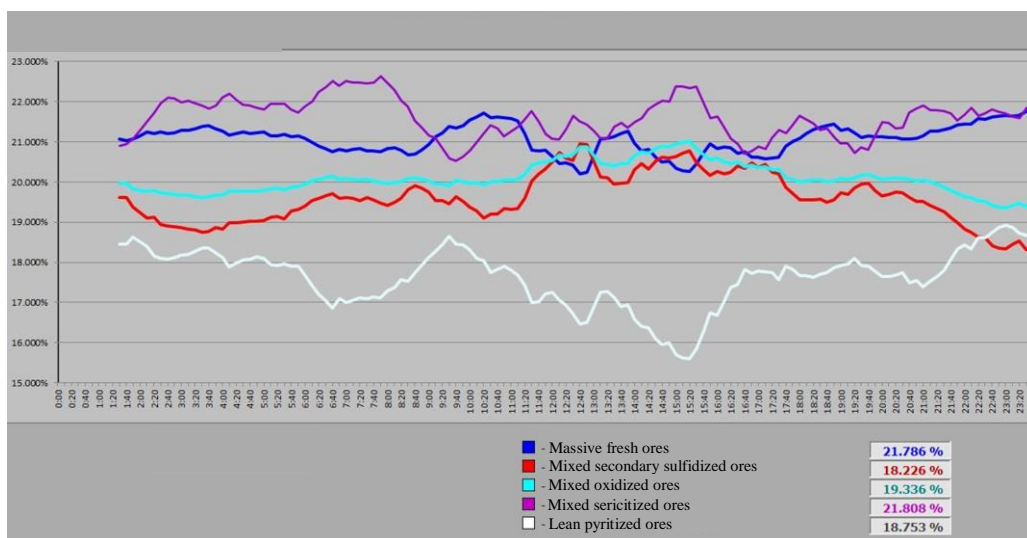


Fig. 6. Graph of ore grade change on the feed conveyor of the MShTs-1A mill

The test results showed that the use of the developed control algorithm, including applying economically oriented optimization criteria, enables increasing efficiency of the copper-molybdenum ores beneficiation. The assessment of the economic effect from the use of the system and the updated algorithm was carried out by calculating the reduction of the normalized losses of valuable components per 1 ton of ore. The effect amounted to 9 cents per 1 ton of ore. In terms of the circuit productivity and taking into account

the reagent costs, the economic effect will amount to USD145 thous.

Conclusion.

Using the spectral technique for measuring the residual concentration of the spectrally active fraction of the AeroMX 5140 nonionic collector (allyl ester of amyloxanthogenic acid) in the aqueous phase, the dependences of the nonionic collector residual concentration on the collector consumption and pH of the copper-molybdenum flotation pulp aqueous phase were determined. The



possibility of using the nonionic collector residual concentration as the indicator of the flotation process has been established. As an indicator of the processed ore grade, it was proposed to use the normalized absorption capacity of the ore in relation to the collector used, calculated as the ratio of the difference between the calculated and measured collector concentration to the calculated difference. It is shown that using the pulp solid phase absorption capacity as the indicator reduces the relative variance for the dependences of the yields of the individual ore types from 0.26-0.28 to 0.21-0.23. This result confirms the conclusion about increasing the model adequacy and the accuracy of

determining the processed ore grade at the expense of using the pulp absorption capacity as an additional indicator. An algorithm for the automated regulation of the consumption of reagents, taking into account the processed ore elemental and mineral composition and the pulp absorption capacity in relation to the collector used, has been developed and tested in the operating Automated Process Control System of the processing plant. The economic effect of the reduction of copper and molybdenum losses when extracting into the commercial concentrates amounted to USD145 thous.

References

1. Avdokhin V. M. *Fundamentals of mineral processing*. Part. 1. Beneficiation processes. Moscow: Gornaya Kniga Publ.; 2008. 417 p. (In Russ.)
2. Abramov A. A. Theoretical basics for creating innovative flotation techniques. Part 2. Theoretical basics of physical and chemical modeling of selective flotation of nonferrous metal ores. *Tsvetnye Metally [Nonferrous Metals]*. 2013;(3):11–15. (In Russ.)
3. AZhF-6 photometric liquid analyzer. Available from: <http://ptk-kip.ru/publics/item/4205>. (In Russ.)
4. Hao F., Davey K. J., Bruckard W. J., Woodcock J. T. Online analysis for xanthate in laboratory flotation pulps with a UV monitor. *International Journal of Mineral Processing*. 2008;89(1-4):71–75.
5. Lalla B., Knights B. D. H. & Steenkamp C. J. H. Online Measurement of Xanthate in Flotation Circuits by Means of UV Spectrophotometry. In: *Proceedings of 48th Annual Conference of Metallurgists COM*. Sudbury, Canada; 2009. P. 46–48.
6. Bulatovic Srdjan M. *Handbook of Flotation Reagents Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfide Ores*. Elsevier Science & Technology Books; 2007. 446 p.
7. *Technological instruction for beneficiation of copper-molybdenum ores at the processing plant of the "Erdenet" Mongolian-Russian joint venture*. Erdenet, Mongolia; 2014. 194 c. (In Russ.)
8. Morozov V., Davaasambuu D., Ganbaatar Z., etc. Modern systems of automatic control of processes of grinding and flotation of copper-molybdenum ore. In: *16th IFAC Symposium on Control, Optimization and Automation in Mining, Minerals and Metal Processing*. 2013;15(1):166–171.
9. Sivkova P. I., Voronin L. V., Molodtsova V. I. *Method for quantitative determination of xanthogenic acid ester*. Patent No.726472 USSR. Publ. 05.04.1980. Bul. No. 7. (In Russ.)
10. Fleming I, Williams D. H. *Spectroscopic Methods in Organic Chemistry*. 6th Ed.; 2007. 304 p.
11. Morozov, V.V., Pestryak, I.V., and Erdenezul, J. Effect of the concentration of nonionic collector, allyl ester of amyloxanthogenic acid, on flotation of copper-molybdenum ores. *Tsvetnye Metally [Nonferrous Metals]*, 2018;(11):14–20. (In Russ.)
12. Sun X., Forsling W. The degradation kinetics of ethyl-xanthate as a function of pH in aqueous solution. *Minerals Engineering*. 1997;10(4):400–412. DOI: [10.1016/S0892-6875\(97\)00016-2](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(97)00016-2)
13. Leja J. *Surface chemistry of froth flotation*. Plenum Press; 1982. 329 p.
14. Soroker L. V., Shvidenko A. A. *Control of flotation parameters*. M., Nedra Publ.; 1979. 232 p. (In Russ.)
15. Erdenezul Jargalsaikhan. Optimization of the processing technology for copper-molybdenum ores based on a complex system of technological and economic criteria. Ph.D. thesis in Engineering Science. Moscow; 2019. 133 p. (In Russ.)
16. Erdenezul Jargalsaikhan, Khurelchuluun Ishgen. Process optimization of grinding and flotation of copper-molybdenum ores with the use of model-based criteria. In: *Proceedings of 22-nd International Conference on Environment and Mineral Processing*. Technical university of Ostrava; 2018. P. 152–154.



17. Ganbaatar Z., Morozov V. V., Delgerbat L., Duda A. M. Control of copper-molybdenum ore beneficiation processes with applying advanced quality control. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2017;(1):40–48. DOI: [10.17073/2500-0632-2017-1-40-48](https://doi.org/10.17073/2500-0632-2017-1-40-48) (In Russ.)

18. Morozov V. V., Zorigt G., Lodoy D., Morozov Y. P. Modern method and systems of optical ore grade analysis by processing of copper-molybdenum ores. In: *Conference Paper IMPC 2018. 29th International Mineral Processing Congress*. Moscow; 2019. P. 52–60.

19. Morozov V. V., Pestryak I. V., Erdenezuul Zhargalsaykhan. Analysis of concentration of a nonionic collector during flotation of copper-molybdenum ores. Scientific fundamentals and practice of processing of ores and technogenic raw materials. In: *Proceedings of XXV Int. scientific and technical conf. within the framework of the XVIII Ural Mining Decade*. Yekaterinburg; 2020. P. 6–10. (In Russ.)

Библиографический список

1. Авдохин В. М. *Основы обогащения полезных ископаемых*. Т. 1. Обогачительные процессы. М.: Горная книга; 2008. 417 с.

2. Абрамов А. А. *Теоретические основы создания инновационных технологий флотации*. Ч. 2. Теоретические основы физико-химического моделирования процессов селективной флотации руд цветных металлов. *Цв. металлы*. 2013;(3):11–15.

3. *Анализатор жидкости фотометрический АЖФ-6*. Режим доступа: <http://ptk-kip.ru/publics/item/4205>.

4. Hao F., Davey K. J., Bruckard W. J., Woodcock J. T. Online analysis for xanthate in laboratory flotation pulps with a UV monitor. *International Journal of Mineral Processing*. 2008;89(1-4):71–75.

5. Lalla B., Knights B. D. H. & Steenkamp C. J. H. Online Measurement of Xanthate in Flotation Circuits by Means of UV Spectrophotometry. In: *Proceedings of 48th Annual Conference of Metallurgists COM*. Sudbury, Canada; 2009. P. 46–48.

6. Bulatovic Srdjan M. *Handbook of Flotation Reagents Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfide Ores*. Elsevier Science & Technology Books; 2007. 446 p.

7. Технологическая инструкция по обогащению медно-молибденовых руд на обогащательной фабрике совместного Монголо-Российского предприятия «Эрдэнэт». Эрдэнэт, Монголия; 2014. 194 с.

8. Morozov V., Davaasambuu D., Ganbaatar Z., etc. Modern systems of automatic control of processes of grinding and flotation of copper-molybdenum ore. In: *16th IFAC Symposium on Control, Optimization and Automation in Mining, Minerals and Metal Processing*. 2013;15(1):166–171.

9. Сивкова Р. И., Воронина Л. В., Молодцова В. И. Пат. 726472 СССР. *Способ количественного определения эфиров ксантогеновых кислот*. Оpubл. 05.04.1980. Бюл. № 7.

10. Fleming I, Williams D. H. *Spectroscopic Methods in Organic Chemistry*. 6th Ed.; 2007. 304 p.

11. Морозов В. В., Пестряк И. В., Эрдэнэзуул Ж. Влияние концентрации неионогенного собирателя – аллилового эфира амилксантогеновой кислоты на флотацию медно-молибденовых руд. *Цв. металлы*. 2018;(11):14–20.

12. Sun X., Forsling W. The degradation kinetics of ethyl-xanthate as a function of pH in aqueous solution. *Minerals Engineering*. 1997;10(4):400–412. DOI: [10.1016/S0892-6875\(97\)00016-2](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(97)00016-2)

13. Leja J. *Surface chemistry of froth flotation*. Plenum Press; 1982. 329 p.

14. Сорокер Л. В., Швиденко А. А. *Управление параметрами флотации*. М: Недра; 1979. 232 с.

15. Жаргалсайхан Эрдэнэзуул. Оптимизация технологии обогащения медно-молибденовых руд на основе комплексной системы технологических и экономических критериев: Дисс. ... канд. техн. наук. М.; 2019. 133 с.

16. Erdenezul Jargalsaikhan, Khurelchuluun Ishgen. Process optimization of grinding and flotation of copper-molybdenum ores with the use of model-based criteria. In: *Proceedings of 22-nd International Conference on Environment and Mineral Processing*. Technical university of Ostrava; 2018. P. 152–154.

17. Ganbaatar Z., Morozov V. V., Delgerbat L., Duda A. M. Управление процессами обогащения медно-молибденовых руд с использованием опережающего контроля качества. *Горные науки и технологии*. 2017;(1):40–48. DOI: [10.17073/2500-0632-2017-1-40-48](https://doi.org/10.17073/2500-0632-2017-1-40-48)

18. Morozov V. V., Zorigt G., Lodoy D., Morozov Y. P. Modern method and systems of optical ore grade analysis by processing of copper-molybdenum ores. In: *Conference Paper IMPC 2018. 29th International Mineral Processing Congress*. Moscow; 2019. P. 52–60.

19. Морозов В.В., Пестряк И.В., Эрдэнэзуул Жаргалсайхан. Анализ концентрации неионогенного собирателя при флотации медно-молибденовых руд. Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. *Матер. XXV Междунар. науч.-техн. конф. в рамках XVIII Уральской горнопромышленной декады*. Екатеринбург; 2020. С. 6–10.

ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-201-207

Effect of Uncertainty in Basing Hydraulic Prop Rod on Dimensional Wear of its Basic Surfaces

Van Tuan Ngo 

Vietnamese State Technical University named after Le Kui Dong, Hanoi, Vietnam,

✉ ngotuanctm@gmail.com

Abstract: Hydraulic power cylinders are the main bearing elements of powered supports at mining enterprises, ensuring reliable fixation of the roof in the required working position, as well as providing advancement of the support in the face. Thus, hydraulic power cylinders ensure stoping safety, so strict requirements are imposed on them both in terms of workmanship and operational reliability. To ensure reliability and efficiency of powered support operation in faces, it is necessary to ensure stable service life of their hydraulic props, which mainly depends on the quality of manufacturing of mating surfaces and the accuracy of assembling functional joints. The required accuracy of hydraulic prop joints is achieved by selective assembly, which allows ensuring the specified technical requirements and service life of the joints. At the same time, along with the issues of ensuring the accuracy of assembling the props to provide proper safety of the face operation, it is extremely important to identify and analyze the causes of dimensional wear of critical parts of the joints, leading to decreasing service life of the hydraulic props in the course of exploitation. In the paper, using the methods of the analytical theory of bases, the reasons for formation of positional variations of the parts of the powered support hydraulic prop joints in the course of assembling and operation of the unit are identified and described. It was found that arising mismatches and formation of local stress zones on the cylinders, pistons and rods, characterized by intense wear, occurs due to the uncertainty of basing (positioning) of rod and piston in hydraulic cylinder. The dependencies allowing calculating deviation of the rod axis from the required position, taking into account the initial clearance gap in the joints and the adopted design parameters of the hydraulic cylinder, have been obtained.

Keywords: powered support, hydraulic prop, assembling accuracy, wear, location uncertainty, base change, positional variations.

For citation: Ngo Van Tuan. Effect of uncertainty in basing hydraulic prop rod on dimensional wear of its basic surfaces. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(3):201-207. (In Russ.) DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-201-207.

Влияние неопределенности базирования штока гидростойки на размерный износ его базовых поверхностей

Ван Туан Нго 

Вьетнамский государственный технический университет имени Ле Куи Дона, Ханой, Вьетнам,

✉ ngotuanctm@gmail.com

Аннотация: Для обеспечения надежности и эффективности эксплуатации в забоях механизированных крепей необходимо обеспечить стабильный ресурс работы входящих в их состав гидростоек, который главным образом зависит от качества изготовления сопряженных поверхностей и точности сборки функциональных соединений. Требуемая точность соединений гидростоек достигается селективной сборкой, что позволяет обеспечить заданные технические требования и ресурс соединений. Вместе с тем наряду с вопросами обеспечения точности сборки данных узлов для гарантии должной безопасности работы в забоях чрезвычайно важными являются выявление и анализ причин размерного износа ответственных деталей соединений, приводящих к уменьшению ресурса гидростоек в процессе эксплуатации. В статье при помощи методов аналитической теории баз выявлены и описаны причины формирования позиционных отклонений деталей соединений гидростойки механизированной крепи в процессе сборки и эксплуатации узла. Установлено, что возникновение перекосов и образование на цилиндрах, поршнях и штоках локальных напряженных зон, характеризующихся интенсивным износом, происходит вследствие неопределенности базирования штока и поршня в гидроцилиндре. Получены зависимости, позволяющие рассчитать

отклонение оси штока от требуемого положения с учетом исходного зазора в соединениях и принятых конструктивных параметров гидроцилиндра.

Ключевые слова: механизированная крепь, гидростойка, точность сборки, износ, неопределенность базирования, смена баз, позиционные отклонения

Для цитирования: Нго Ван Туан. Влияние неопределенности базирования штока гидростойки на размерный износ его базовых поверхностей. *Горные науки и технологии*. 2020;5(3):201-207. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-201-207

Hydraulic power cylinders are the main bearing elements of powered supports at mining enterprises, ensuring reliable fixation of the roof in the required working position, as well as providing advancement of the support in the face. Thus, hydraulic power cylinders ensure stoping safety, so strict requirements are imposed on them both in terms of workmanship and operational reliability. At the same time, the condition of working surfaces of the hydraulic cylinder elements plays decisive role in ensuring proper service life of the critical joints. General technical requirements for manufacture of hydraulic props of powered supports and the main parameters are regulated by the standards [1-3].

As production statistics show, the main failures of mine supports in most cases are caused by seal failure of the hydraulic cylinder joints due to wear of the mating surfaces, which causes leakage of the hydraulic fluid and, correspondingly, the loss of the support bearing unit working ability. The latter can cause the roof collapse, emergency situation, and even lead to casualties. All this requires systematic monitoring of the condition of sealing elements, timely replacement of failed hydraulic cylinders with new or repaired ones [4-6].

It is known that the remanufacturing of hydraulic power cylinders in the conditions of specialized repair shops is rather laborious and costly process. At the same time, the quality of the restored surfaces, for example, the cylinder bearing surface, the rod working surfaces, should not be inferior to the corresponding indicators of new

parts, since these surfaces determine the proper service life and bearing capacity of the joints. The required accuracy of the hydraulic props joints is achieved by selective assembly using the methods of group and inter-group interchangeability. This assembly technique ensures compliance with the specified technical requirements and the availability of the required joint service life [7-12]. At the same time, along with the issues of ensuring the assembly accuracy provide proper safety of work in the faces, it is extremely important to analyze the reasons for the change in the relative position of a hydraulic prop joint parts in the course of operation, their positional variations from the required position, arising mismatches under load, which produce significant effect on the stress state, the process of part wear, and the joint service life [13, 14].

Due to the presence of a gap in the sliding joints of hydraulic cylinder, the deviations of the position of the hydraulic prop rod are manifested as an uncertainty of its basing, which occurs due to unorganized change of bases resulting from elastic movements and deformations in the hydraulic prop under the load on its working surfaces.

To identify and unambiguously mathematically describe the basing schematics for parts and units, we use the method of identification and modeling of bases [11, 12, 15, 16].

The coordinates of the position of a part or unit supporting points can be divided into two groups: plane coordinates (X_i, Y_i, Z_i) , which determine the supporting points location on three

base surfaces (plan view of the base surface), and normal coordinates $(\Delta x_i, \Delta y_i, \Delta z_i)$, defining the deviations of the supporting points in the direction perpendicular to the basing surfaces.

If the normal coordinates of the supporting points are grouped by base and written in the sequence of decreasing points on the bases, then we get a column matrix T of normal coordinates,

which uniquely determines the basing schematic and the location of points on the coordinate planes.

The main bases of a hydraulic prop, which determine its position in the powered support, are two hemispheres (Fig. 1), which allows the prop to self-align under the external load, thus providing the required kinematic flexibility.

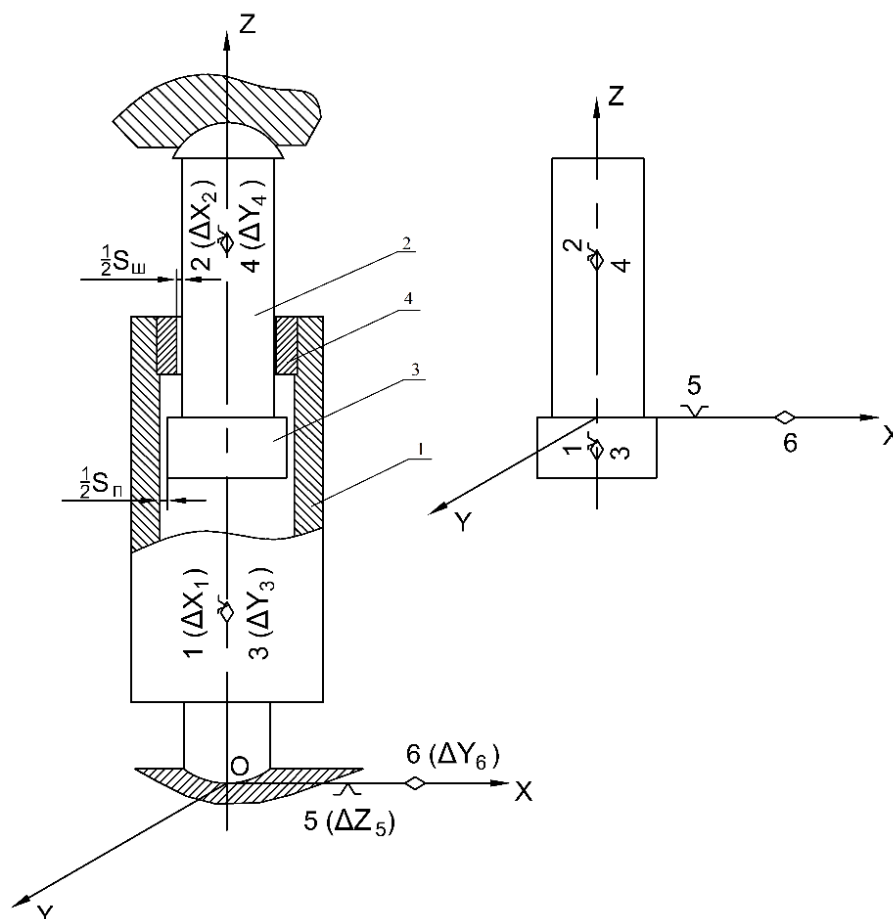


Fig. 1. Hydraulic prop elements basing schematics:

1 – cylinder; 2 – rod; 3 – piston; 4 – neck bush

This means that the prop is based according to the schematic with the use of double guiding base (see Fig. 1), which is described by the rowed matrix:

$$T = (\Delta x_1, \Delta x_2, \Delta y_3, \Delta y_4, \Delta z_5, \Delta y_6). \quad (1)$$

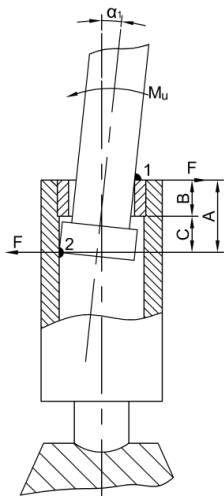
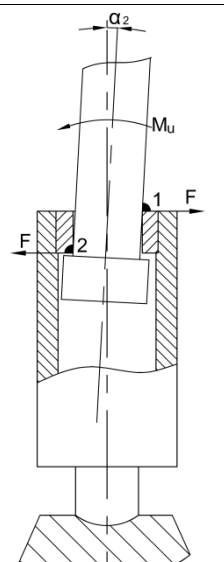
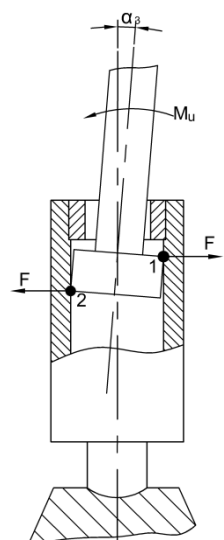
According to (1), the components $(\Delta x_1, \Delta x_2, \Delta y_3, \Delta y_4)$ are the normal coordinates of the supporting points of the double guiding base, the role

of which is played by the OZ axis, and the components $\Delta z_5, \Delta y_6$ are the normal coordinates of the supporting points of the supporting bases, which are XOY (Δz_5) and XOZ (Δy_6) planes.

Self-alignment of the prop along the base is ensured by the support points $(\Delta x_1, \Delta y_3)$, and self-alignment along the roof, by the support points $(\Delta x_2, \Delta y_4)$.

Table 1

Position schematics and calculation formulas to determine the deviations of the rod and piston in the hydraulic prop

Schematic No.	Schematic of the piston and rod position in the cylinder when changing bases	Description of unorganized change of bases by matrices of normal coordinates
1		Basing schematic: $T = (\Delta x_1, \Delta x_2, \Delta y_3, \Delta y_4, \Delta z_5, \Delta y_6)$; values of normal coordinates: $\Delta x_1 = 0,5S_p$; $\Delta y_3 = 0,5S_p$; $\Delta x_2 = 0,5S_r$; $\Delta y_4 = 0,5S_r$; angle of the rod axis vertical deviation: $\alpha_{II} = \frac{1}{2A} \cdot (S_{BT} + S + S)$
2		Basing schematic: $T = (\Delta x_1^*, \Delta x_2^*, \Delta y_3^*, \Delta y_4^*, \Delta z_5, \Delta y_6)$; values of normal coordinates: $\Delta x_1^* = S_r$; $\Delta y_3^* = S_r$; $\Delta x_2^* = S_r$; $\Delta y_4^* = S_r$; angle of the rod axis vertical deviation: $\alpha_2 = \frac{S_{III}}{B}$
3		Basing schematic: $T' = (\Delta x_1', \Delta x_2', \Delta y_3', \Delta y_4', \Delta z_5, \Delta y_6)$; values of normal coordinates: $\Delta x_1' = S_{BT}$; $\Delta y_3' = S_{BT}$; $\Delta x_2' = S_{BT}$; $\Delta y_4' = S_{BT}$; angle of the rod axis vertical deviation: $\alpha_3 = \frac{S_{II}}{C}$

Note. M_u - bending momentum acting on the rod; F is the normal load on the joints parts, which increases as a result of the rod mismatch; 1, 2 - supporting points – zones of critical loading on the joints parts.

In turn, basing of the piston and rod in the hydraulic cylinder is also carried out using a double guiding base (Table 1):

$$T = (\Delta x_1, \Delta x_2, \Delta y_3, \Delta y_4, \Delta z_5, \Delta y_6), \quad (2)$$

where $(\Delta x_1, \Delta y_3)$ are the normal coordinates of the supporting points, which determine the position (centering) of the piston in the cylinder; $(\Delta x_2, \Delta y_4)$ are the normal coordinates of the supporting points, which determine the position (centering) of the rod in the neck bush.

With correct basing (see Fig. 1), each element $(\Delta x_1, \Delta y_3)$ is equal to a half of the diametral clearance gap S_p between the piston and the cylinder:

$$\Delta x_1 = 0,5S_p; \Delta y_3 = 0,5S_p, \quad (3)$$

and the elements $(\Delta x_2, \Delta y_4)$ are equal to half of the diametric clearance S_r between the rod and the neck bush:

$$\Delta x_2 = 0,5S_r; \Delta y_4 = 0,5S_r. \quad (4)$$

However, under variable load, an unorganized change of the piston and rod bases takes place, which can be represented by three schematics presented in Table 1.

According to schematic No. 1, the unorganized change of bases leads to one-sided contact between the piston and the rod, when the clearance gap is filled on one side, and the equalities take place:

$$\Delta x_1 = S_p; \Delta y_3 = S_p, \quad (5)$$

$$\Delta x_2 = S_r; \Delta y_4 = S_r. \quad (6)$$

According to schematic No. 2, the unorganized change of bases leads to the fact that the basing of the rod and the piston takes place only along the neck bush (points 1 and 2):

$$T^* = (\Delta x_1^*, \Delta x_2^*, \Delta y_3^*, \Delta y_4, \Delta z_5, \Delta y_6), \quad (7)$$

with one-sided contact of the rod with the neck bush surface:

References

1. GOST 15852–82. *Powered hydraulic supports for longwalls: basic parameters and dimensions. Mechanized hydraulic supports for longwalls.* Moscow: Standarty Publ.; 1985. 5 p. (In Russ.)

$$\Delta x_1^* = S_r; \Delta y_3^* = S_r; \quad (8)$$

$$\Delta x_2^* = S_r; \Delta y_4^* = S_r. \quad (9)$$

The upper symbol "*" means that the elements of the matrix (7) determine the basing along the neck bush (points 1 and 2).

According to schematic No. 3, the unorganized change of bases leads to the fact that the basing of the rod and the piston takes place only along the inner surface of the cylinder:

$$T' = (\Delta x_1', \Delta x_2', \Delta y_3', \Delta y_4, \Delta z_5, \Delta y_6), \quad (10)$$

with one-sided contact of the piston with the cylinder surface:

$$\Delta x_1' = S_{BT}; \Delta y_3' = S_{BT}; \quad (11)$$

$$\Delta x_2' = S_{BT}; \Delta y_4' = S_{BT}, \quad (12)$$

where S_{BT} is the diametral clearance gap "cylinder pocket - outer surface of the neck bush" ("cylinder pocket - neck bush").

Taking into account the numerical values of the design parameters A, B, C, the vertical deviation of the rod axis $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3$, due to the unorganized change of bases, can be calculated using the formulas given in Table 1.

Conclusions.

It has been established that the presence of gaps in the "cylinder - piston" and "neck bush - rod" joints leads to uncertainty in the piston and rod basing (positioning). Applying the analytical theory of bases enables determining numerical values of the angular and linear deviations of the joints parts arising in this case, depending on the adopted design parameters A, B, C.

With an unorganized change of bases, the load acting in the hydraulic prop is transmitted not along the working surfaces of the joint parts, but through small (in area) support points, causing increased stresses at the contact points and, as a result, local intensive wear, which leads to decreasing service life of the hydraulic prop.

2. GOST 18585–82. *Powered hydraulic supports for longwalls: general technical requirements*. Moscow: Standarty Publ.; 1985. 4 p. (In Russ.)
3. GOST 12.44.245–83. *Powered supports. Props and jacks. Strength calculation. Method of verification calculation for static strength and stability*. Moscow: Giprouglemash; 1984. 76 p. (In Russ.)
4. Demkin N. B., Ryzhov E. V. *Surface quality and contact of machine parts*. Moscow: Mashinostroenie Publ., 1981. 24 p. (In Russ.)
5. Shubina N. B., Gryaznov B. P., Shakhtin I. M., Morozov V. I., Berezkin V. G. *Prevention of face equipment parts breakdown*. Moscow: Nedra Publ.; 1985. 215 p. (In Russ.)
6. Sklyarov N.S. *Assessment and improvement of the quality of overhauled powered roof supports of longwall sets of equipment*. Ph.D. thesis in Engineering Science. Moscow: MGI; 1982. 261 p. (In Russ.)
7. Nabatnikov Yu.F. *Providing preset service life of joints of machine parts. Assembly in mechanical engineering and instrument-making*. 2011;(4):3-8. (In Russ.)
8. Nabatnikov Yu.F. *Increasing service life of machine parts*. In: *Seminar "Modern technologies in mining engineering". Miner's Week 2011: Proceedings*. Moscow: MGPU Publishing House; 2011. P. 110–117. (In Russ.)
9. Wiederhold M. *Clustering of Similar Features for the Application of Statistical Process Control in Small Batch and Job Production*. *Ergebnisse aus der Produktionstechnik 20/2017*. Eds.: Brecher, C.; Klocke, F.; Schmitt, R.; Schuh, G. Aachen. Apprimus Verlag; 2017.
10. Wenking M, Benninghaus C, Groggert S. *Die Zukunft von Manufacturing Data Analytics: Implikationen für eine erfolgreiche Datennutzung im produzierenden Umfeld*. *Industrie 40 Management*. 2017;33(4):33-37.
11. Baranchukova I. M., Gusev A. A., Kramorenko Yu. B. et al. *Designing of Automated Engineering Techniques*: College Textbook. Moscow: Vysshaya Shkola Publ.; 1999. 415 p. (In Russ.)
12. Timiryazev V. A., Novikov V. Yu., Skhirtladze A. G. *Fundamentals of mechanical-engineering technology*. College Textbook. Moscow: MSTU Stankin" Publ.; 2019. 393 p. (In Russ.)
13. Nabatnikova T. Yu., Nabatnikov Yu. F. *Simulation of plunger tilt distortion in hydraulic prop*. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2001;(12):182–183. (In Russ.)
14. Belyankina O. V. *Influence of rod distortion in cylinder on stress condition of powered support hydraulic prop*. *Образование, наука, производство и управление*. In: *Education, science, production and management. Proceedings of Scientific-Practical conference. V. 5*. Stary Oskol: STI NITU MISiS; 2008. P. 20–27. (In Russ.)
15. Elser H., Heutmann T., Lindemann M., Schmitt R. *Hellsehen in vier Schritten. Data Analytics für das digitale Qualitätsmanagement*. *Qualität und Zuverlässigkeit*. 2018;63(2):31–33.
16. Schmitt R., Göppert A., Hüttemann G., Lettmann P., Rook-Weiler K., Schönstein D., Schreiber A., Serbest E., Steffens M., Tomys-Brummerloh A. *Frei verkettete wandlungsfähige Montage*. *Internet of production für agile Unternehmen. AWK Aachener Werkzeugmaschinen Kolloquium 18. bis 19. Mai 2017*. Hrsg.: Schuh, G.; Brecher, C.; Klocke, F.; Schmitt, R. Apprimus Verlag Aachen; 2017. P. 339–368.

Библиографический список


1. ГОСТ 15852–82. *Крепи механизированные гидравлические поддерживающие для лав: основные параметры и размеры*. М.: Стандарты; 1985. 5 с.
2. ГОСТ 18585–82. *Крепи механизированные гидравлические для лав: общие технические требования*. М.: Стандарты; 1985. 4 с.
3. ГОСТ 12.44.245–83. *Крепи механизированные. Стойки и домкраты. Расчет на прочность. Методика проверочного расчета на статическую прочность и устойчивость*. М.: Гипроуглемаш; 1984. 76 с.
4. Демкин Н. Б., Рыжов Э. В. *Качество поверхности и контакт деталей машин*. М.: Машиностроение; 1981. 24 с.
5. Шубина Н. Б., Грязнов Б. П., Шахтин И. М., Морозов В. И., Березкин В. Г. *Предупреждение разрушения деталей забойного оборудования*. М.: Недра; 1985. 215 с.
6. Скляр Н. С. *Оценка и повышение качества капитально ремонтируемых механизированных крепей угледобывающих комплексов*: Дис. ... канд. техн. наук. М.: МГИ; 1982. 261 с.
7. Набатников Ю. Ф. *Обеспечение заданного ресурса соединений деталей машин. Сборка в машиностроении и приборостроении*. 2011;(4):3-8.
8. Набатников Ю. Ф. *Повышение ресурса деталей машин. Семинар «Современные технологии в горном машиностроении»*. *Неделя горняка 2011*: Сб. науч. тр. М.: МГГУ; 2011. С.110–117.
9. Wiederhold M. *Clustering of Similar Features for the Application of Statistical Process Control in Small Batch and Job Production*. *Ergebnisse aus der Produktionstechnik 20/2017*. Eds.: Brecher, C.; Klocke, F.; Schmitt, R.; Schuh, G. Aachen. Apprimus Verlag; 2017.
10. Wenking M, Benninghaus C, Groggert S. *Die Zukunft von Manufacturing Data Analytics: Implikationen für eine erfolgreiche Datennutzung im produzierenden Umfeld*. *Industrie 40 Management*. 2017;33(4):33-37.

11. Баранчукова И. М., Гусев А. А., Краморенко Ю. Б. и др. *Проектирование технологий автоматизированного машиностроения: Учебник для вузов*. М.: Высш. шк.; 1999. 415 с.
12. Тимирязев В. А., Новиков В. Ю., Схиртладзе А. Г. *Основы технологии машиностроения: Учебник для вузов*. М.: МГТУ «Станкин»; 2019. 393 с.
13. Набатникова Т. Ю., Набатников Ю. Ф. Моделирование схем перекоса плунжера в заделке гидростойки. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2001;(12):182–183.
14. Белянкина О. В. Влияние перекоса штока в цилиндре на напряженное состояние гидростойки механизированной крепи. *Образование, наука, производство и управление: Сб. тр. науч.-практ. конф. Т. 5. Старый Оскол: СТИ НИТУ «МИСиС»; 2008. С. 20–27.*
15. Elser H., Heutmann T., Lindemann M., Schmitt R. Hellsehen in vier Schritten. Data Analytics für das digitale Qualitätsmanagement. *Qualität und Zuverlässigkeit*. 2018;63(2):31–33.
16. Schmitt R., Göppert A., Hüttemann G., Lettmann P., Rook-Weiler K., Schönstein D., Schreiber A., Serbest E., Steffens M., Tomys-Brummerloh A. Frei verkettete wandlungsfähige Montage. Internet of production für agile Unternehmen. *AWK Aachener Werkzeugmaschinen Kolloquium* 18. bis 19. Mai 2017. Hrsg.: Schuh, G.; Brecher, C.; Klocke, F.; Schmitt, R. Apprimus Verlag Aachen; 2017. P. 339–368.



ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-208-223

Assessment of environmental hazard of accumulated mineral processing waste of closed mining enterprises in the Amur river region and PrimoryeL. T. Krupskaya^{1,2}  , A. M. Orlov¹, D. A. Golubev^{1,2}, K. A. Kolobanov^{1,2}, M. A. Filatova^{1,2}¹Far Eastern Scientific Research Institute of Forestry, Khabarovsk, Russia,  ecologiya2010@yandex.ru²Pacific State University, Khabarovsk, Russia

Abstract: The subject of research was technogenic waste systems formed in the last century due to the activities of presently closed mining enterprises in the Amur River Region and Primorye of the Far Eastern Federal District of the Russian Federation. Experimental studies allowed to establish that toxic sulphidized mineral processing waste accumulated for the 20th century in tailings storage facilities (TSF) in large quantities produce negative impact on the environment. It was revealed that their conservation and reclamation were not carried out. However, they pose huge threat not only to the environment, but also to public health. In this regard, the research goal was to assess environmental hazard of the accumulated toxic waste and substantiate the possibility of mitigating their negative impact on biosphere components and human health. Based on the research goal, the following tasks were set: 1) analysis and generalization of the existing experience of studying the problem in Russia and abroad; 2) identification of the main sources of crisis situations at closed mining enterprises, indicators and criteria for assessing the environmental hazard of the accumulated mineral processing waste; 3) assessment of the environmental hazard of the accumulated mineral processing waste; 4) development of principles and measures aimed at ensuring environmental safety of TSF comprising toxic waste. The following methods were used: physical-chemical, biological, as well as mathematical modeling, GIS technologies, etc. Based on the study of the TSF current state, assessment of the level of technogenic environment pollution, and patent search, the authors substantiate the need for effective solution to this problem. It was found that the waste belongs to the second hazard class (highly hazardous). The excess of 4 to 46 times above the regional background indicators (metal concentrations), and more than 200 times above MPC was revealed. It has been proven that the TSF surface does not naturally run wild for 30 years. Patent search and our own experimental research allowed developing measures to ensure environmental safety of sulfidized tin ore processing waste, novelty of which was confirmed by patents of the Russian Federation.

Keywords: toxic sulphidized waste of tin ore processing, tailings storage facilities, potential of biological systems, closed mining enterprises, reclamation, crisis situations

Acknowledgments: The study was carried out with financial support of the Russian Foundation of Fundamental Research (RFFR) in the framework of scientific project No. 20-35-90021 and state assignment No. 075-03-2020-121/4

For citation: Krupskaya L. T., Orlov A. M., Golubev D. A., Kolobanov K. A., Filatova M. A. Assessment of environmental hazard of accumulated mineral processing waste of closed mining enterprises in the Amur river region and Primorye. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(3):208-223. (In Russ.) DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-208-223





Оценка экологической опасности накопленных отходов переработки минерального сырья закрытых горных предприятий в Приамурье и Приморье

Л. Т. Крупская^{1,2}  , А. М. Орлов¹, Д. А. Голубев^{1,2}, К. А. Колобанов^{1,2}, М. А. Филатова^{1,2}

¹Дальневосточный научно-исследовательский институт лесного хозяйства, г. Хабаровск, Россия,

 ecologiya2010@yandex.ru

²Тихоокеанский государственный университет, г. Хабаровск, Россия

Аннотация: Объектом исследования явились сформированные в прошлом веке деятельностью ныне закрытых горных предприятий природно-горнопромышленные техногенные системы в Приамурье и Приморье Дальневосточного федерального округа Российской Федерации. Экспериментальные исследования позволили установить, что складированные в хвостохранилища сульфидизированные токсичные отходы переработки минерального сырья, накопленные в прошлом веке в большом количестве, негативно влияют на окружающую среду. Выявлено, что их консервация и рекультивация не были проведены. Однако они представляют огромную угрозу не только для окружающей среды, но и для здоровья населения. В связи с этим цель исследования состояла в оценке экологической опасности накопленных токсичных отходов и обосновании возможности снижения их отрицательного влияния на компоненты биосферы и здоровье человека. Исходя из цели исследования, определены следующие задачи: 1) анализ и обобщение существующего опыта изучения проблемы в России и за рубежом; 2) выявление основных источников создания кризисных ситуаций на закрытых горных предприятиях, показатели и критерии оценки экологической опасности накопленных отходов переработки минерального сырья; 3) оценка экологической опасности накопленных отходов переработки минерального сырья; 4) разработка принципов и мероприятий, направленных на обеспечение экологической безопасности хвостохранилищ с токсичными отходами. Используются следующие методы: физико-химические, биологические, а также математического моделирования, ГИС-технологий и др. В статье на основе изучения современного состояния хвостохранилищ, оценки уровня техногенного загрязнения объектов окружающей среды и патентного поиска обоснована необходимость эффективного решения названной проблемы. Установлено, что отходы относятся ко второму классу (высокоопасные). Выявлено превышение регионально фоновых показателей от 4 до 46 раз, а ПДК – более чем 200 раз. Доказано, что поверхность хвостохранилищ естественным путем не зарастает в течение 30 лет. Патентный поиск и собственные экспериментальные исследования позволили разработать мероприятия по обеспечению экологической безопасности сульфидизированных отходов переработки оловорудного сырья, новизна которых подтверждена патентами РФ.

Ключевые слова: токсичные сульфидизированные отходы переработки оловорудного сырья, хвостохранилища, потенциал биологических систем, закрытые горные предприятия, рекультивация, кризисные ситуации

Благодарности: Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (РФФИ) в рамках научного проекта № 20-35-90021 и Государственного задания № 075-03-2020-121/4

Для цитирования: Крупская Л. Т., Орлов А. М., Голубев Д. А., Колобанов К. А., Филатова М. А. Оценка экологической опасности накопленных отходов переработки минерального сырья закрытых горных предприятий в Приамурье и Приморье. *Горные науки и технологии*. 2020;5(3):208-223. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-208-223

Introduction

The events that took place in tin mining industry in the last century, as well as socio-economic processes in Russia [1], could not but affect environmental safety of mining industry in the Far Eastern Federal District (FEFD). In this sphere,

certain negative trends have developed and are steadily manifesting themselves [2]. The accumulated damage in the form of tailings storage facilities containing large amount of toxic pollutants (historically generated by presently closed tin ore enterprises) requires urgent organization of work



on assessing and stage-by-stage elimination of its environmental consequences [3]. This task is one of the conditions for achieving the goal of the Concept of long-term socio-economic development of the Russian Federation until 2020 for improving the environment quality and ecological conditions of human life [4].

Analysis and generalization of domestic and foreign experience in solving these problems indicates that the problem of eliminating the consequences of the accumulated (in the last century) damage remains on the agenda for more than twenty years. This is due to active and often uncontrolled closure of mining enterprises and other hazardous facilities both here in Russia and abroad. For example, the paper of K. A. Gegiev et al. [5] considers the current state of the Tyrnyauz TSF of the closed Tyrnyauz Tungsten-Molybdenum Combine (TTMC, Kabardino-Balkaria), which currently causes great concern. Active development of erosion-landslide processes with the formation of mudflows along the Gizhgirt Rive takes place now at the TSF.

Ivanova O. A. et al. [6] analyzed the state of the most unfavorable part of the Baikal Natural Territory, namely Zakamensk district of the Republic of Buryatia, where tungsten ores were mined and large volumes of waste from their processing were accumulated in the last century.

Ecological situation there is heavy and even critical. All natural environment components have been polluted. Oxidation of sulfide minerals of the ore field with the formation of sulfuric acid and the removal of environmentally hazardous chemical elements from the dumps by mine, open-pit and infiltration waters led to the pollution of a number of watercourses in the Dzhida River basin, which are the most polluted in the Baikal Lake basin. The authors believe that a significant gap is the lack of such legislation in the Russian Federation that would strictly prescribe responsibility for historical environmental damage.

In the paper of Pashkevich M.A. et al. [7], the results of the study and assessment of the landscape-geochemical situation in the area of the apatite-nepheline processing plant TSF (ANOF-2, Apatity) are presented. Violations were revealed within the area affected by the studied production facility. It is concluded that at heavy environmental situation in the territory under consideration and urgent necessity to reduce the anthropogenic load, the issue of developing a balanced strategy for managing environmental safety of the functioning ANOF-2 TSF becomes especially urgent.

Gurbanov A. G. et al. [8, 9] performed a set of geochemical studies in the territory of the Tyrnyauz Tungsten-Molybdenum Combine (TTMC, Kabardino-Balkaria) and the Sadon Lead-Zinc Combine (North Osetia - Alania), including comprehensive analysis of various surface waters by modern analytical and instrumental methods, soils of farmland and natural pastures, buried industrial waste of TTMC, open pit dumps. As a result of generalization of the data obtained, taking into account the geological-geochemical and physical-geographical features of this region, the main sources of environmental pollution were established, represented by two groups: technogenic and natural. The researchers have proven that for reducing the risk of human losses, mitigating possible material damage from natural and man-made disasters, and minimizing negative environmental impact in the region and on the protecting human health, it is necessary to fully utilize the industrial waste accumulated in the TTMC TSFs, with mandatory preliminary extraction of economically valuable metals and toxic elements from them. As priority measures to reduce negative environmental impact in the area of TTMC operation and adjacent territories, it is proposed to create an integrated technique for processing of the technogenic waste with their gradual disposal, as well as to construct water intakes for streams, primarily those draining the



Mukulansky open pit, with a series of purification filters in the form of ion-exchange columns of various types.

According to A. G. Gurbanov et al. [9], the primary task for the Sadon Lead-Zinc Combine (SLZC) is temporary isolation of polluted waters, first of all, those discharged through a pipe from the TSF into the Ardon River and Archondon River, which are the main suppliers of toxic elements into the Ardon River (with extraction, from the waters, of a set of elements with concentrations above the MPC for drinking water). Such a measure will significantly reduce pollution of the Ardon River with these elements and improve environmental situation in the area of the SLZC operation and adjacent territories. In addition, in the process of extracting the set of elements, it is quite possible to simultaneously obtain pure oxides of a number of valuable metals (Pb, Zn, Cd, Sb, Bi, etc.), that will significantly increase economic attractiveness of this measure.

Chigoeva D.N. et. al. [10] studied the state of the Ardon River downstream of the discharge from the TSF of the Sadon Lead-Zinc Combine. It was revealed that long-term exploitation of the lead-zinc deposits in the Sadon mining region has led to formation of extensive aureoles of chemical pollution of surface watercourses, which corresponds to the category of "ecological disaster". The necessity of organizing their monitoring within the TSF-affected area has been substantiated.

Kachor O.L. et al. [11] on the basis of geoecological and geochemical monitoring revealed the extent of pollution of three mining zones, located in the Irkutsk Region and the Trans-Baikal Territory. The expediency of using the ash of slime-lignine (waste of the Baikal PPM) for neutralizing toxic soil mixtures is shown. The possibility of sorption of residual (after treatment with the reagent) mobile forms of arsenic using modified carbon sorbents for the most complete extraction of the hazardous toxicant to achieve its MPC values has been revealed.

The results obtained are of great practical importance for implementation of the method for chemical immobilization of As mobile ionic forms in the technogenesis zone. The same conclusions were obtained by foreign scientists [12–14].

The paper of A. Romero et al. [15] is devoted to assessment of the risk of scattering toxic microelements from the waste dumps of the Rio Tinto mine (in the south-west of Spain). In this study, a model was developed to delineate risk zones, which are affected by atmospheric scattering of fine particles from the mine waste dumps, assess their impact on the soil and population in accordance with the concentration of compounds of toxic chemical elements in them [16].

Zhigang H. et al. [17] studied the distribution of heavy metal compounds and estimated soil pollution within the area affected by a lead-zinc mine located in Inner Mongolia (China). For this purpose, the Nemerov index and the index of potential environmental risk were used, which allowed to identify high level of technogenic pollution.

The studies of Sung-Min Kim et al. [18] have shown that closed mines in Korea are the most hazardous. The studies of Rosario García-Giménez et al. [19] and Gbadebo A.M. et. al. [20] indicate that mine tailings intensively pollute soils within the territory of the abandoned Monica mine (Bustarviejo) in the Autonomous Region of Madrid (Central Spain), as well as in southwestern Nigeria.

The studies of Mayra Peña-Ortega et al. [21] are of great interest. They are devoted to environmental assessment and calculation of soil erosion at abandoned mine tailings storage facilities in the semi-arid zone of northwestern Mexico. The research was carried out using unmanned aerial vehicles (UAVs) in combination with geochemical data to assess the erosion processes and taking into account the indicators of pollution and hazard from the TSFs containing compounds of toxic heavy metals and arsenic.

Research objectives and tasks

The research objective was to assess environmental hazard of the accumulated toxic waste and substantiate the possibility of mitigating their negative impact on biosphere components and human health. Based on the research goal, the following tasks were set: 1) analysis and generalization of the existing experience of studying the problem in Russia and abroad; 2) identification of the main sources of crisis situations at closed mining enterprises, indicators and criteria for assessing the environmental hazard of the accumulated mineral processing waste; 3) assessment of the environmental hazard of the accumulated mineral processing waste; 4) development of principles and measures aimed at ensuring environmental safety of TSF comprising toxic waste.

Research area and methods

Field studies within the area affected by the waste of the closed mining enterprise were carried out during 2010–2018. The subject of research was presented by technogenic waste systems formed in the last century due to the activities of presently closed mining enterprises in the Far Eastern Federal District (located in the basin of Amur River of biospheric significance (Solnechny GOK (Khabarovsk Territory), Khingansky GOK (Jewish Autonomous Region), Khrustalensky GOK (Primorsky Territory)). Its constituent parts include atmospheric air, water, soil, plant and animal organisms, microorganisms and humans, as well as mining waste, equipment and technology.

In the course of the research, generally accepted physicochemical, chemical, biological, and mathematical-statistical methods were used.

The assessment of the potential risks of soil pollution by heavy metal compounds from a TSF dump using the one-factor pollution index (PI) and pollution load index (HLL) was carried out us-

ing equations (1) and (2) (according to the methods described in the paper of Mari Luz García-Lorenzo et al. [22]):

$$PI = \frac{C_{soil}}{C_{background}}; \quad (1)$$

$$PLI = (PI_{Co} + PI_{Cu} + PI_{Zn} + PI_{As} + PI_{Mo} + PI_{Sn} + PI_{Hg} + PI_{Pb})^{1/n}, \quad (2)$$

where PI is a single factor, namely, pollution index of each metal: $PI < 1$ – not polluted; $1 \leq PI < 2$ – slightly polluted; $2 \leq PI < 3$ – moderately polluted; $PI \geq 3$ heavily polluted; C_{soil} and $C_{background}$ are metal concentrations in the soil sample and corresponding background values, respectively (mg/kg); PLI is pollution load index, and n is the number of assessed pollutants (eight in our study: $PLI < 2$ – moderately polluted to unpolluted; $2 \leq PLI < 4$ – moderately polluted; $4 \leq PLI < 6$ – heavily polluted; $PLI > 6$ – very heavily polluted; PI is a single pollution factor for each metal.

In addition, PI and PLI were also calculated to assess the mobilization of potentially toxic elements (PTE) in water. The natural mobility of PTE was studied by the method of water extraction, representing the soluble fraction. Natural mobility indices for compounds of chromium (NMI_{Cr}), nickel (NMI_{Ni}), copper (NMI_{Cu}), zinc (NMI_{Zn}), strontium (NMI_{Sr}), tin (NMI_{Sn}), mercury (NMI_{Hg}), and lead (NMI_{Pb}) were calculated as the ratio of a PTE concentration and its background value:

$$NMI_n = \frac{C_{sample\ after\ water\ extraction}}{C_{background\ after\ water\ extraction}}. \quad (3)$$

Natural Mobility Index (NMI) is defined as the n th root of the product of n indicators of natural mobility. In our case,

$$NMI = (NMI_{Cr} \cdot NMI_{Ni} \cdot NMI_{Cu} \cdot MI_{Zn} \cdot NMI_{Sr} \cdot NMI_{Sn} \cdot MI_{Hg} \cdot MI_{Pb})^{1/8} \quad (4)$$

The research results are presented in the Table, where the indicator values below 2 points mean low mobility; the values from 2 to 4 present moderate mobility; from 4 to 6, significant mobility; those above 6 indicate very high mobility.

The index of geoaccumulation in soils, proposed by Mueller [24], was calculated (according to the paper of Jiang F. et al. [23]) using the formula

$$I_{geo} = \log_2 \frac{C_n}{1,5 \cdot BE_n}, \quad (5)$$

where C_n is the measured concentration of heavy metal compounds in the sample; BE_n is average geochemical background value for the measured elements.

The results of the calculation of the geoaccumulation index (I_{geo}) will be shown in the Table with highlighting levels: from less than 0 to more than 5, indicating the degree of pollution: from practically unpolluted to highly polluted materials.

The research results were processed in MS Excel, the drawings, using Photoshop, MS Office Picture Manager, Paint, MS Visio.

The findings discussion

Risk analysis in the study area is important as a process of identifying individual sources of hazard and predicting their possible negative impact on the ecosphere to provide sustainable development of the Far Eastern Federal District.

The research results allowed to identify the following main factors causing crisis phenomena leading to environmental risks of storing accumulated mineral processing waste of the closed mining enterprises: Solnechny GOK and Khrustalnensky GOK: 1) the presence of toxic waste as sources of intense negative impact on the ecosphere; 2) ecological constraints of the territory and the peculiarities of the orographic and bioclimatic conditions, as well as the ecological capacity; 3) the degree of the territory development; 4) the population living within

the territory affected by the TSFs; 5) imperfection of environmental legislation and the absence of mining-and-environmental monitoring of changes in environment components within the toxic waste-affected territory.

The study of the factors allowed to propose the following classification of environmental crisis situations: 1) technogenic-and-ecological, connected with accumulation of environmental damage; 2) technogenic impact, contributing to intensive pollution of the ecosphere; 3) socio-ecological, connected with the population living in a technologically polluted area.

The impact of the above negative factors may lead in the near future to further aggravation of the ecological situation in the investigated Solnechny (Khabarovsk Territory) and Kavalеровsky (Primorsky Territory) tin ore districts in the Far Eastern Federal District, if urgent and effective measures are not taken to solve the problems in the coming years. Any of these risks can entail the following environmental and economic problems of primary importance:

- 1) deterioration of the human and biota habitat;
- 2) the lack of responsibility:
 - for the quality of the environment;
 - for health protection of the population living in the miner's village;
 - for compliance with safety measures (for example, compensation claims);
- 3) costs for elimination of technogenic pollution and its consequences;
- 4) inconsistency of technological solutions used in the last century with current environmental standards;
- 5) incorrect solution of environmental problems and public discontent;
- 6) noncompliance with international standards.

Below we consider the environmental risks at the closed mining enterprises of the Far Eastern Federal District.

1. Technogenic and environmental risks associated with accumulated environmental damage.

Among the environmental reasons, the following are highlighted: first, the location of facilities that are ecologically incompatible with the natural complex, and second, an erroneous assessment or underestimation of the environmental consequences of the natural landscapes transformation in the process of mining in the last century.

Intensive mining activity in the Far Eastern Federal District of Russia has led to the accumulation of large amount of toxic sulfidized waste of mineral processing, which produce very heavy impact on the environment and human health. In the last century, they were stored in tailing dumps, which are currently uncontrolled and are considered by us as manifestations of environmental damage. These include: Solnechny GOK (Solnechny district, Khabarovsk Territory), Khrustalnensky GOK (Kavalеровsky district, Primorsky Territory), Khingansky GOK (Obluchensky district, Jewish Autonomous Region), Karamken GOK (Khasynsky district, Magadan Region), etc.

Tin-sulfide deposits were developed here by open-cut and underground mining. The mining industry in Solnechny district functioned from 1957 to 2005. There were two processing plants and three tailings storage facilities in the district, covering an area of 80.8 hectares, with the amount of the processing waste of 41.5 million tons. Their material composition comprises (%): vein quartz – 37.5, hornfels-sedimentary rocks – 45, tourmaline – 12.1, and sulfides (galena and sphalerite, pyrite, pyrrhotite, arsenopyrite, chalcopryrite) – 3.8. They contain the following valuable components (g/t): Sn – 0.46, As – 0.629, Ag – 1.227, Pb – 0.123, Zn – 0.094, Bi – 0.03.

From 1941 to 2001, there were six mines and four processing plants in the Kavalеровsky

district. There are five tailings storage facilities in the district of total area of 17.7 hectares, where 37.72 million tons of tailings have been accumulated. They contain pyrite, pyrrhotite, galena, sphalerite, arsenopyrite, chalcopryrite, quartz, fluorite, tourmaline, chlorite, and other minerals. Quantitative and semi-quantitative spectral analyzes of the tailings samples showed that the content of ore elements in them ranges as follows (%): Sn – 0.04–0.10; Cu – 0.0062–0.2600; Pb – 0.0039–0.0760; Zn – 0.08–1.00; As – 0.01–0.05; N – 0.0014–0.0033; Co – 0.0002–0.0009; V – 0.0043–0.0100; Ag – 0.0003–0.0030; Ga – 0.0011–0.0016; B – 0.01–0.05; Bi – 0.0001–0.0003; Sr – up to 0.01; Ca – up to 0.1 [25].

It was found that the studied TSFs were hazardous. Violations of the provisions of the federal laws "On Safety of Hydraulic Structures", "On Protection of Atmospheric Air", "On Production and Consumption Waste", "On Protection of Environment", as well as the requirements of the Safety Rules for hydraulic structures for accumulation of liquid and industrial waste, regulatory and instructive documents of Russian Gosgortekhnadzor, Water and Land Codes of the Russian Federation were revealed. For instance, no measures have been developed to ensure industrial safety, protection of subsoil and the environment and safety of the hydraulic structures for the period of work suspension at hazardous production facilities. The closed mining enterprises did not comply with the directions of the supervisory authorities to eliminate violations of the industrial and environmental safety requirements. The TSF embankment (dams) was destroyed, and its repair is not performed. Pulp lines, recirculating water conduits, and equipment of the recirculating water station have been dismantled, spontaneous flow and washout of pollutants into the river network occur. There is no



monitoring of the tailings storage facility safety in accordance with the regulatory requirements. Intensive dust pollution of the habitat occurs, because measures are not taken to reduce the TSF surface dusting and pollution of the atmospheric air by reclaiming the surface. Under specific local meteorological conditions, the TSF surface has undergone wind and water erosion over the past years and become intense sources of dust pollution of ecosystems, since they contain particles less than 2 mm with high content of toxic components. Here, for example, in the pond and intermediate zones of the closed mining enterprise Solnechny GOK, a dense network of erosion potholes and gullies over 1 m deep and 0.3 to 1.2 m wide, turning into ravines, was revealed. This is the result of the development of extreme natural processes in recent years, namely: intense abundant precipitation in the autumn of 2008 and during June – July 2009, due to the monsoon nature of the climate in the studied region. An equally important factor was the slope of the TSF surface of more than 3° from the beach zone to the pond zone. In addition, the dam slopes are also prone to erosion processes.

2. Risks of technogenic impact, contributing to intensive pollution of the ecosystem.

The prerequisite to arising environmental risk from technogenic pollution of, for example, atmospheric air, is the presence of the risk source, including one characterized by the concentration of a pollutant being harmful to the population and biota [26]. In addition, the hazard affected zone and the presence of pathways for the transmission of harmful effects from the source to the living beings are important. The key task is identification of priority objects, being the sources of risks capable to cause crisis situations with intensive technogenic pollution of the environment. On the basis of the collected information on the negative impact of the mineral processing waste stored in

TSFs of closed mining enterprises Solnechny GOK and Khrustalnensky GOK on the ecosystems, it was concluded that the main sources of the environmental risks capable to cause crisis situations include:

1) tailings storage facilities, processing plants and sedimentation ponds left to their own devices as a result of bankruptcy of the mining enterprises;

2) physical deterioration and unreliability of the main process equipment and environmental facilities used in the last century, as well as drying plants and suction systems of processing plants, ventilation systems, and smelting shops;

3) low level of process environmentalization, for example, unregulated discharge of insufficiently treated wastewater (mine water, liquid waste, dump water) into natural water bodies;

4) the use of outdated processes;

5) on the part of heads and nature protection services of the mining enterprises operating in the last century, inattention to environmental protection, decreasing the volume and efficiency of environmental measures was revealed;

6) imperfection of the environmental legislation and the effective system of payments for environmental pollution;

7) a sore point is the lack of demand for existing scientific and technical environmental developments, the lack of incentives for their implementation in mining sector.

Thus, the above indicates that mining activities are potentially hazardous [27, 28], and there is always a potential of arising risks, including that of negative technogenic impact, leading to intensive pollution of the environment with waste tailings and increase in population morbidity.

For instance, finely dispersed toxic dust, rising from the TSF surface into the air, forms vortex



flows, and then is precipitated on the soil. In addition, it was found that atmospheric precipitation, dissolving large amount of toxic substances, form technogenic flows [29, 30], being one more negative factor for the soil and vegetation cover.

The problem is complicated by the fact that as a result of increasing precipitation of solid waste on the soil, its properties and composition deteriorate at an ever faster pace. The results obtained indicate that the content of heavy metals in the studied soils and waters is tens of times higher than the background values and MPC. Technogenic soils located near the tailings storage facilities are characterized by extremely high concentrations of HM and As (from 31 to 300 mg/kg), exceeding, for example, the MPC by 1.5 to 15 and more times.

Higher vegetation affected by the studied tailings accumulates significant amounts of pollutants (Zn, Cu, Pb, etc.). Man-made pollution with

heavy metal and arsenic compounds in soils and vegetation was revealed even at large distances from the TSFs, exceeding the regional background values by 2 to 6 times and more.

Tables 1 and 2 show the calculations of the soils pollution by heavy metal compounds based on the one-factor pollution index (*PI*) and the pollution load index (*PLI*), calculated by the method, described in [22], within the area affected by the waste (TSFs) of the closed Solnechny GOK and Khrustalnensky GOK.

The Müller geoaccumulation index [24] calculated for the soils is shown in Fig. 1. This indicator is rather high for such toxic components as arsenic, copper, antimony, and lead within the area affected by the waste (TSFs) of the closed Solnechny GOK and Khrustalnensky GOK.

Table 1

Calculations of the soils pollution based on the one-factor pollution index (*PI*) and the pollution load index (*PLI*) within the area affected by the waste (TSFs) of the closed Solnechny GOK

Facility Name	One-Factor Pollution Index (<i>PI</i>)								Pollution Load Index (<i>PLI</i>)
	Co	Cu	Zn	As	Mo	Sn	Hg	Pb	
Tailings Storage Facility of Solnechny GOK	13.5	187.1	16.2	59.0	11.8	12 631.9	343.9	330.1	119.2
1 km distant from the TSF	2.2	10.0	5.6	7.9	5.1	2008.9	231.4	45.8	22.6
2 km distant from the TSF	2.3	28.6	8.2	5.3	4.0	2135.0	116.8	43.9	21.8
3 km distant from the TSF	1.4	15.8	7.6	2.0	3.2	1216.3	30.9	74.3	14.8

Table 2

Calculations of the soils pollution based on the one-factor pollution index (*PI*) and the pollution load index (*PLI*) within the area affected by the waste (TSFs) of the closed Khrustalnensky GOK

Facility Name	One-factor pollution index (<i>PI</i>)								Pollution Load Index (<i>PLI</i>)
	Cr	Co	Ni	Cu	Zn	As	Sb	Pb	
Tailings Storage Facility of Khrustalnensky GOK	2.5	1.9	2.7	45.7	6.0	159	56.4	10.4	11.6
1 km distant from the TSF	2.0	1.9	2.4	44.5	5.3	133.8	42.8	10.0	10.3
2 km distant from the TSF	1.7	1.4	2.1	16.8	2.8	15.9	8.4	5.9	4.3
3 km distant from the TSF	1.2	0.6	1.7	5.9	1.2	5.0	3.3	2.8	2.1

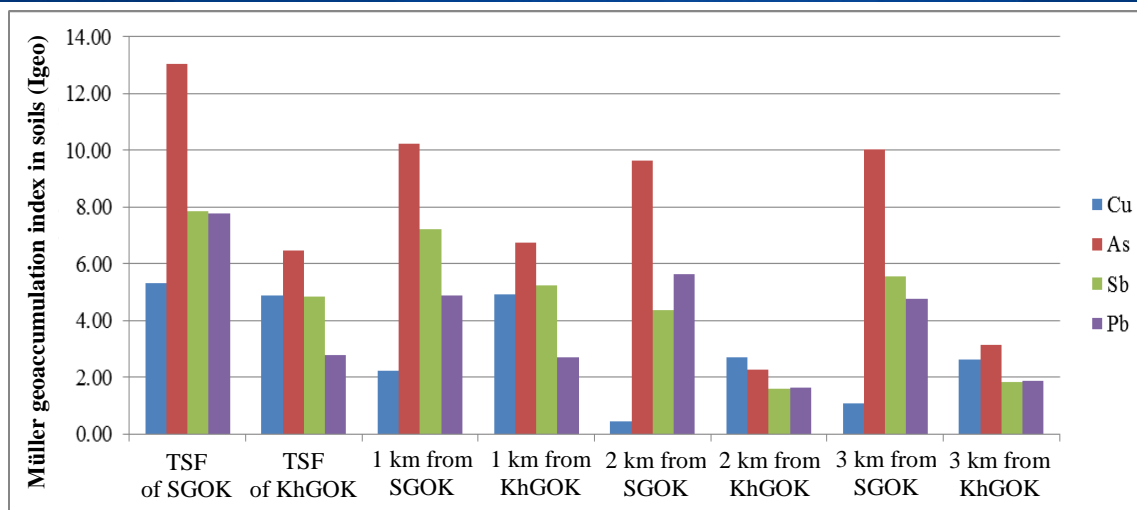


Fig. 1. Calculation of the Müller geoaccumulation index in soils (Y-axis) within the area affected by the waste (TSFs) of the closed Solnechny GOK (SGOK) and Khrustalnsky GOK (KhGOK)

Table 3

Calculation of Natural Mobility Index

Facility Name	Natural Mobility Index (NMI _n)								Natural Mobility Index (NMI)
	Cr	Ni	Cu	Zn	Sr	Sn	Hg	Pb	
3rd Tailings Storage Facility of Khrustalnsky GOK	500.3	463.2	217.4	42.7	3.4	0.1	0.1	1.0	8.7
Tailings Storage Facility of Solnechny GOK	5.4	13.3	631.2	12.9	1.3	248.6	1.0	67 389.6	43.3
Gorny settlement, 3rd TSF, slurry water	2.5	7.8	488.3	8.1	1.0	1.0	1.0	53,657.5	16.0

According to the calculations (Table 3), the assessment of mobility of heavy metal compounds in watercourses near the TSFs is very high, especially near the TSF of Solnechny GOK, where Holdomi River flows, which runs into Silinka River, which then runs into Amur River of biospheric significance.

3. *Socio-ecological risks connected with the population living in a technologically polluted area.*

The 1997 Law of the Russian Federation "On Industrial Safety of Hazardous Production Facilities" [31] (as amended on 29.07.2018) provides for that an enterprise being a source of higher hazard is obliged to ensure measures to protect the population and the environment from hazardous effects. In this regard, there is a need for a assessment of social-and-environmental risks, implying not only their identification, prediction of adverse consequences, determination of

harm to public health and environment components, but also elimination of the risks. In addition, it is also envisaged to obtain quantitative and qualitative indicators of crisis situations, as well as prevent accidents.

Assessment of social-and-environmental risks includes the following stages:

1) identification of emergency situations connected with technogenic pollution of the environment, and determination of environmental damage to human health;

2) assessment of the cost of work on complete elimination of environmentally significant consequences caused by the crisis situation.

Our studies [32–34] indicate that the population of mining settlements lives in conditions of permanent exceeding the normative indicators for pollutants in the atmospheric air within the area affected by the TSFs. This results in a response in

the form of physiological changes and environmental pollution-caused diseases. The child population requires special attention, since children are the most vulnerable and sensitive to the action of chemical agents [35].

The obtained data on the environment state based on the calculated hazard factors (HQ) and the hazard index (HI) for pollutants (sulfur dioxide and heavy metal compounds) show increasing incidence rate with increasing the level of the ecosphere technogenic pollution. A relationship has been identified between the level of environmental pollution by carcinogenic substances and initiation of malignant neoplasms (MO). Hazard coefficient (HQ) calculated by the formula [35] for groups of substances acting on the nervous system (Pb, Mn, and Co), is equal to 80.7; 3.6, and 3.9, respectively. This indicates high level of human environment pollution. Calculation of the hazard index (HI) for the substances negatively affecting respiratory system (suspended particles, sulfur dioxide, as well as copper and chromium compounds) shows high value of the index within the study area ($HI = 71.88$). Lead, manganese, and cobalt compounds rank second in terms of hazard of exposure, with the hazard index of 5.94. A close correlation has been established between the content of carcinogenic compounds, for example, Sb, and respiratory diseases, as well as the neoplasm initiation [32–34].

The existing situation at mined ore deposits in the Far Eastern Federal District requires developing principles of ensuring environmental safety of the tailings storage facilities containing toxic tin ore processing waste. The performed studies allowed proposing the following principles for normal functioning of technogenic objects within the area affected by the waste (TSFs) of the closed Solnechny GOK and Khrustalnensky GOK.

1. Rational safety as the need for the most economically justified decreasing the likelihood

of environmental emergencies and mitigation of their consequences in conditions of closed mining enterprises.

2. Preservation of the most important component of life quality, favorable environment for biota and health of the population of the miner's village in the conditions of closed mining enterprises.

3. Taking into account various natural hazards and man-made impacts on the TSF ecosphere (balanced risk principle).

4. Analysis of the "cost – risk", "benefit – risk", "cost - benefit" ratios (the principle of acceptable risk). In international practice, this principle is known as the ALARA (As Low Reasonable Achievable) principle – i.e. as low as reasonably achievable.

On the basis of these principles, the following measures have been proposed to ensure environmental safety within the areas affected by the tailings storage facilities (of the closed Solnechny GOK and Khrustalnensky GOK) containing toxic tin ore processing waste.

1. Creation of a commercial mechanism for mitigating the risk of environmental damage from emergency situations.

2. Creation of a new technique for reclamation of the TSFS surface using an innovative approach (bioremediation), the novelty of which is confirmed by patents of the Russian Federation (2018, etc.) [36], and its implementation to reduce the negative impact on the environment.

3. Development of a system for mining-and-environmental monitoring of the state of environmental components within the area affected by the TSFs of the closed mining enterprises (Solnechny GOK and Khrustalnensky GOK).

4. Creation of a forest shelterbelt around the tailings storage facilities and maximum landscaping/vegetation of the territory of miner's settlements to prevent technogenic pollution of the ecosphere.



5. Conducting medical-and-ecological examination of the population for its recovery taking into account the environment pollution-caused diseases here.

Conclusion

1. High ecotoxicity of the waste of the closed mining enterprises (Solnechny GOK and Khrustalnensky GOK) has been identified, which undoubtedly contributes to intensive pollution of the environment components and increasing the incidence of diseases among the population of miner's villages in the Far Eastern Federal District.

2. Indicators and factors have been identified that have caused the crisis phenomena, lead-

ing to environmental risks of storing the accumulated mineral processing tailings of the closed mining enterprises.

3. An assessment of the level of soil pollution with heavy metal compounds is given based on the one-factor pollution index (*PI*) and the pollution load index (*PLI*), as well as using the indices of natural mobility and geoaccumulation.

4. The principles and measures have been developed to ensure environmental safety of the tailings storage facilities containing toxic tin ore processing waste. The new techniques have been created for reclamation of the surface of tailings storage facilities containing toxic mineral processing waste, novelty of which was confirmed by patents of the Russian Federation.

References

1. Svinoboeva O.N., Nogovitsyn R.R. Prospects for revival of tin industry in the Republic of Sakha (Yakutia). *Problemy sovremennoy ekonomiki [Problems of modern economics]*. 2017;3(63):183-186. (In Russ.)
2. Kulikova E. Yu., Sergeeva Yu. A. Conceptual model for minimizing the risk of water pollution in the Kemerovo region. *Mining information and analytical bulletin (scientific and technical journal)*. 2020;6(1):107-118. (In Russ.)
3. Pinaev V.E., Chernyshev D.A. *Elimination of accumulated environmental damage – organizational and legal aspects*. Monograph, Moscow: Mir Nauki Publ.; 2017. 136 p. (In Russ.)
4. Order of the Government of the Russian Federation of November 17, 2008 No. 1662-r (as amended on September 28, 2018) "On the Concept of long-term socio-economic development of the Russian Federation for the period up to 2020" (together with the "Concept of long-term socio-economic development of the Russian Federation for the period up to 2020"). Available from: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_82134/ (In Russ.)
5. Gegiev K. A., Sherkhov A. Kh., Gergokov Z. Zh., Anakhaev K. K. Ecological problems of Tyznyauz tailings storage facility near the Gizhgit River. *Vestnik MGSU [Bulletin of MSBU]*. 2018;13(11):1386-1394. DOI: [10.22227/1997-0935.2018.11.1386-1394](https://doi.org/10.22227/1997-0935.2018.11.1386-1394) (In Russ.)
6. Ivanova O. A., Kuklina T. S. Environmental consequences of mining tungsten ores (as exemplified by Zakamensk district of the Republic of Buryatia). *Izvestiya Sibirskogo otdeleniya Sektzii nauk o Zemle RAEN [Bulletin of the Siberian Branch of the Section of Earth Sciences of the Russian Academy of Natural Sciences]*. 2016;3(56):95-101. (In Russ.)
7. Pashkevich M.A., Strizhenok A.V. Assessment of the anthropogenic load in the vicinity of the apatite-nepheline ore processing tailings storage facility. *Izvestiya Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle [Bulletin of Tula State University. Earth Sciences]*. 2012;(2):35-41. (In Russ.)
8. Gurbanov A. G., Bogatkov O. A., Gazeev V. M., Leksin A. B., et al. Geochemical evaluation of environmental conditions in the area of activity of the tyznyauz tungsten–molybdenum plant (Kabardino-Balkaria, North Caucasus): sources of environment contamination, impact upon neighboring areas, and ways for recovery. *Doklady Earth Sciences*. 2015;464(1):967-971.
9. Vinokurov S. F., Gurbanov A. G., Bogatkov O. A., Gazeev V. M., et al. Contents, seasonal variations, and forms of migration of major and minor elements in surface waters in the area of the Tyznyauz Tungsten–Molybdenum combine (TTMC) and adjacent areas (Kabardino-Balkarian republic, Russian Federation) and actions for recovery of the ecological environment. *Doklady Earth Sciences*. 2016.;467(2):346-349.
10. Chigoeva D. N., Kamanin I. Z., Kaplina S. P. Contents of heavy metals in watercourses in the area of Unal'sky TSF and Ardon river. *South of Russia: ecology, development*. 2018;13(2):113-122. DOI: [10.18470/1992-1098-2018-2-113-122](https://doi.org/10.18470/1992-1098-2018-2-113-122) (In Russ.)



11. Kachor O. L., Sarapulova G. I., Bogdanov A. V. Selection of method for detoxication of man-made mining waste, polluted with arsenic. Latest research in modern science: experience, traditions, innovations. In: *Proceedings of the IX International Scientific Conference*. 2019. P. 14-17. (In Russ.)
12. Salas-Luévano M. A., Mauricio-Castillo J. A., González-Rivera M. L., et al. Accumulation and phytostabilization of As, Pb and Cd in plants growing inside mine tailings reforested in Zacatecas, Mexico. *Environ Earth Sci*, 2017;76:806. DOI: [10.1007/s12665-017-7139-y](https://doi.org/10.1007/s12665-017-7139-y)
13. Soltani N., Keshavarzi B., Moore F., et al. Distribution of potentially toxic elements (PTEs) in tailings, soils, and plants around Gol-E-Gohar iron mine, a case study in Iran. *Environ Sci Pollut Res*. 2017;24:18798-18816. DOI: [10.1007/s11356-017-9342-5](https://doi.org/10.1007/s11356-017-9342-5)
14. Azharia Abdellah El, Rhoujjatia Ali, El Hachimi Moulay Laârab, Ambrosi Jean-paul. Pollution and ecological risk assessment of heavy metals in the soil-plant system and the sediment-water column around a former Pb/Zn-mining area in NE Morocco. *Ecotoxicology and Environmental Safety*. 2017;144:464-474. DOI: [10.1016/j.ecoenv.2017.06.051](https://doi.org/10.1016/j.ecoenv.2017.06.051)
15. Romero Antonio, González Isabel, Martín José María, Vázquez María Auxiliadora, Ortiz Pilar. Risk assessment of particle dispersion and trace element contamination from mine-waste dumps. *Environmental Geochemistry and Health*. 2015;37:273-286. DOI: [10.1007/s10653-014-9645-0](https://doi.org/10.1007/s10653-014-9645-0)
16. May I. V., Kleyn S. V., Vekovshinina S. A. Assessment of impact of accumulated environmental damage to the quality of soil, surface and groundwater, agricultural products resulted from the mining enterprise. In: *IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci. International scientific conference «Agritech-2019: agribusiness, environmental engineering and biotechnologies»*. Krasnoyarsk; 2019. P. 062024.
17. Zhigang Hu, Chensheng Wang, Keqing Li & Xinyou Zhu. Distribution characteristics and pollution assessment of soil heavy metals over a typical nonferrous metal mine area in Chifeng, Inner Mongolia, China. *Environmental Earth Sciences* 2018;77:638
18. Sung-Min Kim, Jangwon Suh, Sungchan Oh, Jin Son, Chang-Uk Hyun, Hyeong-Dong Park, Seung-Han Shin, Yosoon Choi. Assessing and prioritizing environmental hazards associated with abandoned mines in Gangwon-do, South Korea: the Total Mine Hazards Index. *Environmental Earth Sciences*. 2016;75(5):369.
19. Rosario García-Giménez & Raimundo Jiménez-Ballesta. Mine tailings influencing soil contamination by potentially toxic elements. *Environmental Earth Sciences*. 2017;76:51. DOI: [10.1007/s12665-016-6376-9](https://doi.org/10.1007/s12665-016-6376-9)
20. Gbadebo A. M. & Ekwue Y. A. Heavy metal contamination in tailings and rocksamples from an abandoned goldmine in southwestern Nigeria. *Environmental Monitoring and Assessment*. 2014;186:165-174
21. Peña-Ortega Mayra, Del Rio-Salas Rafael, Valencia-Sauceda Javier, Mendivil-Quijada Héctor, Minjarez-Osorio Christian, Molina-Freaner Francisco, de la O-Villanueva Margarita & Moreno-Rodríguez Verónica. Environmental assessment and historic erosion calculation of abandoned mine tailings from a semi-arid zone of northwestern Mexico: insights from geochemistry and unmanned aerial vehicles. *Environmental Science and Pollution Research*. 2019;26:26203-26215.
22. García-Lorenzo Mari Luz, Crespo-Feo Elena, Esbrí Jose María, Higuera Pablo, Grau Patricia, Crespo Isabel, Sánchez-Donoso Ramón. Assessment of Potentially Toxic Elements in Technosols by Tailings Derived from Pb-Zn-Ag Mining Activities at San Quintín (Ciudad Real, Spain): Some Insights into the Importance of Integral Studies to Evaluate Metal Contamination Pollution Hazards. *Minerals*. 2019;9(6):346. DOI: [10.3390/min9060346](https://doi.org/10.3390/min9060346)
23. Jiang, F., Ren, B., Hursthouse, A. et al. Distribution, source identification, and ecological-health risks of potentially toxic elements (PTEs) in soil of thallium mine area (southwestern Guizhou, China). *Environ Sci Pollut Res*. 2019;26:16556-16567.
24. Müller G. Index of geoaccumulation in sediments of the Rhine river. *GeoJournal*. 1969;2:108-118.
25. Zvereva V. P. Technogenic waters of tin ore deposits in the Far East. *Environmental geology. Engineering geology. Hydrogeology. Geocryology*. 2007;(1):51-56. (In Russ.)
26. Mamaev Yu. A., Krupskaya L. T., Grekhnev N.I., Morin V.A., Krupsky A.V. Ensuring environmental safety of potential sources of emergency at mining enterprises in the Amur River Region. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'* [Mining Information and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)] 2008:252-259. (In Russ.)
27. Belyaev A.M. Assessment of ecological-and-geochemical hazard of mineral deposits. *Bulletin of St. Petersburg University. Earth Sciences*. 2011;3:43-48. (In Russ.)
28. García-Giménez R., Jiménez-Ballesta R. Mine tailings influencing soil contamination by potentially toxic elements. *Environ Earth Sci*. 2017;76:51.
29. Tsydypov V.V., Zhamsueva G.S., Zayakhanov A.S., et al. Impact of technogenic sands of the Dzhida tungsten-molybdenum combine TSF on the content of fine and submicron aerosol fractions in the air in Zakamensk city. *Uspekhi sovremennogo estestvoznaniya [Successes of modern natural science]*. 2019;4:81-86.

30. Dragana Randelović, Jelena Mutić, Prvoslav Marjanović, Tamara Đorđević, Milica Kašanin-Grubin. Geochemical distribution of selected elements in flotation tailings and soils/sediments from the dam spill at the abandoned antimony mine Stolice, Serbia. *Environmental Science and Pollution Research*. 2020;27:6253-6268.

31. Federal Law No. 116-FZ dated July 21, 1997 (as amended on July 29, 2018) "On Industrial Safety of Hazardous Industrial Facilities". (In Russ.)

32. Rastanina N. K., Krupskaya L. T. On the role of environmental factors in the health of the population of miners' settlements in the south of the Far East. *Ekologiya i promyshlennost' Rossii [Ecology and Industry of Russia]*. 2008;12:56-57. (In Russ.)

33. Zvereva V. P. Assessment of the impact of technogenic waters of the Kavalerovsky and Dalnegorsky mining regions on the hydrosphere of the Primorsky Territory. *Ekologicheskaya khimiya [Environmental chemistry]*. 2019;28(4):199-210. (In Russ.)

34. Rastanina N. K., Kuznetsova A. A. Elemental status of biological material of children living within the influence of closed tin ore enterprises of the Far Eastern Federal District. In the collection: *philosophy of modern nature management in the Amur river basin. Materials of the VIII International Scientific and Practical Conference*. Executive editor P. B. Ryabukhin. 2019:116-118. (In Russ.)

35. Kurolap S. A., Mamchik N. P., Klepikov O. V. *Assessment of the risk to public health in case of technogenic pollution of urban environment*. Voronezh: Voronezh State University Publ.; 2006. (In Russ.)

36. Krupskaya L.T., Ishchenko D.A., Golubev D.A., et al. *Composition for reducing dust load on ecosphere and reclamation of TSF surface*. Patent RF No. 2707030 dated 21.11.2019. (In Russ.)

Библиографический список

1. Свинобоева О. Н., Ноговицын Р. Р. Перспективы возрождения оловянной промышленности в Республике Саха (Якутия). *Проблемы современной экономики*. 2017;3(63):183-186.

2. Куликова Е. Ю., Сергеева Ю. А. Концептуальная модель минимизации риска загрязнения водных ресурсов Кемеровской области. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. 2020;6(1):107-118.

3. Пинаев В. Е., Чернышев Д. А. *Ликвидация накопленного экологического ущерба – организационные и правовые аспекты*: Монография. М.: Мир науки; 2017. 136 с.

4. Распоряжение Правительства РФ от 17.11.2008 № 1662-р (ред. от 28.09.2018) «О Концепции долгосрочного социально-экономического развития Российской Федерации на период до 2020 года» (вместе с «Концепцией долгосрочного социально-экономического развития Российской Федерации на период до 2020 года»). Режим доступа: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_82134/

5. Гегиев К. А., Шерхов А. Х., Гергокова З. Ж., Анахаев К. К. Экологические проблемы Тырныаузского хвостохранилища на реке Гижгит. *Вестник МГСУ*. 2018;13(11):1386–1394. DOI: [10.22227/1997-0935.2018.11.1386-1394](https://doi.org/10.22227/1997-0935.2018.11.1386-1394)

6. Иванова О. А., Куклина Т. С. Экологические последствия добычи вольфрамовых руд (на примере закамского района Республики Бурятия). *Известия Сибирского отделения Секции наук о Земле РАЕН*. 2016;3(56):95-101.

7. Пашкевич М. А., Стриженов А. В. Оценка антропогенной нагрузки в районе расположения хранилища отходов обогащения апатит-нефелиновых руд. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. 2012;(2):35-41.

8. Gurbanov A. G., Bogatkov O. A., Gazeev V. M., Leksin A. B., et al. Geochemical evaluation of environmental conditions in the area of activity of the tyrnyauz tungsten–molybdenum plant (Kabardino-Balkaria, North Caucasus): sources of environment contamination, impact upon neighboring areas, and ways for recovery. *Doklady Earth Sciences*. 2015;464(1):967-971.

9. Vinokurov S. F., Gurbanov A. G., Bogatkov O. A., Gazeev V. M., et al. Contents, seasonal variations, and forms of migration of major and minor elements in surface waters in the area of the Tyrnyauz Tungsten–Molybdenum combine (ТТМС) and adjacent areas (Kabardino-Balkarian republic, Russian Federation) and actions for recovery of the ecological environment. *Doklady Earth Sciences*. 2016.;467(2):346-349.

10. Чигоева Д. Н., Каманина И. З., Каплина С. П. Содержание тяжелых металлов в водотоках в районе Унальского хвостохранилища и реки Ардон. *Юг России: экология, развитие*. 2018;13(2):113-122. DOI: [10.18470/1992-1098-2018-2-113-122](https://doi.org/10.18470/1992-1098-2018-2-113-122)

11. Качор О. Л., Сарапулова Г. И., Богданов А. В. Поиск способа обезвреживания техногенных отходов горного производства, загрязненных мышьяком. Новейшие исследования в современной науке: опыт, традиции, инновации. Сб. науч. ст. по материалам IX Международной научной конференции. 2019. С. 14-17.

12. Salas-Luévano M. A., Mauricio-Castillo J. A., González-Rivera M. L., et al. Accumulation and phytostabilization of As, Pb and Cd in plants growing inside mine tailings reforested in Zacatecas, Mexico. *Environ Earth Sci*, 2017;76:806. DOI: [10.1007/s12665-017-7139-y](https://doi.org/10.1007/s12665-017-7139-y)



13. Soltani N., Keshavarzi B., Moore F., et al. Distribution of potentially toxic elements (PTEs) in tailings, soils, and plants around Gol-E-Gohar iron mine, a case study in Iran. *Environ Sci Pollut Res.* 2017;24:18798-18816. DOI: [10.1007/s11356-017-9342-5](https://doi.org/10.1007/s11356-017-9342-5)
14. Azharia Abdellah El, Rhoujjatia Ali, El Hachimi Moulay Laârabî, Ambrosi Jean-paul. Pollution and ecological risk assessment of heavy metals in the soil-plant system and the sediment-water column around a former Pb/Zn-mining area in NE Morocco. *Ecotoxicology and Environmental Safety.* 2017;144:464-474. DOI: [10.1016/j.ecoenv.2017.06.051](https://doi.org/10.1016/j.ecoenv.2017.06.051)
15. Romero Antonio, González Isabel, Martín José María, Vázquez María Auxiliadora, Ortiz Pilar. Risk assessment of particle dispersion and trace element contamination from mine-waste dumps. *Environmental Geochemistry and Health.* 2015;37:273-286. DOI: [10.1007/s10653-014-9645-0](https://doi.org/10.1007/s10653-014-9645-0)
16. May I. V., Kley S. V., Vekovshinina S. A. Assessment of impact of accumulated environmental damage to the quality of soil, surface and groundwater, agricultural products resulted from the mining enterprise. In: *IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci. International scientific conference «Agritech-2019: agribusiness, environmental engineering and biotechnologies»*. Krasnoyarsk; 2019. P. 062024.
17. Zhigang Hu, Chensheng Wang, Keqing Li & Xinyou Zhu. Distribution characteristics and pollution assessment of soil heavy metals over a typical nonferrous metal mine area in Chifeng, Inner Mongolia, China. *Environmental Earth Sciences* 2018;77:638.
18. Sung-Min Kim, Jangwon Suh, Sungchan Oh, Jin Son, Chang-Uk Hyun, Hyeong-Dong Park, Seung-Han Shin, Yosoon Choi. Assessing and prioritizing environmental hazards associated with abandoned mines in Gangwon-do, South Korea: the Total Mine Hazards Index. *Environmental Earth Sciences.* 2016;75(5):369.
19. Rosario García-Giménez & Raimundo Jiménez-Ballesta. Mine tailings influencing soil contamination by potentially toxic elements. *Environmental Earth Sciences.* 2017;76:51. DOI: [10.1007/s12665-016-6376-9](https://doi.org/10.1007/s12665-016-6376-9)
20. Gbadebo A. M. & Ekwue Y. A. Heavy metal contamination in tailings and rock samples from an abandoned goldmine in southwestern Nigeria. *Environmental Monitoring and Assessment.* 2014;186:165-174.
21. Peña-Ortega Mayra, Del Rio-Salas Rafael, Valencia-Sauceda Javier, Méndivil-Quijada Héctor, Minjarez-Osorio Christian, Molina-Freaner Francisco, de la O-Villanueva Margarita & Moreno-Rodríguez Verónica. Environmental assessment and historic erosion calculation of abandoned mine tailings from a semi-arid zone of northwestern Mexico: insights from geochemistry and unmanned aerial vehicles. *Environmental Science and Pollution Research.* 2019;26:26203-26215.
22. García-Lorenzo Mari Luz, Crespo-Feo Elena, Esbrí Jose María, Higuera Pablo, Grau Patricia, Crespo Isabel, Sánchez-Donoso Ramón. Assessment of Potentially Toxic Elements in Technosols by Tailings Derived from Pb-Zn-Ag Mining Activities at San Quintín (Ciudad Real, Spain): Some Insights into the Importance of Integral Studies to Evaluate Metal Contamination Pollution Hazards. *Minerals.* 2019;9(6):346. DOI: [10.3390/min9060346](https://doi.org/10.3390/min9060346)
23. Jiang, F., Ren, B., Hursthouse, A. et al. Distribution, source identification, and ecological-health risks of potentially toxic elements (PTEs) in soil of thallium mine area (southwestern Guizhou, China). *Environ Sci Pollut Res.* 2019;26:16556-16567.
24. Müller G. Index of geoaccumulation in sediments of the Rhine river. *GeoJournal.* 1969;2:108-118.
25. Зверева В. П. Техногенные воды оловорудных месторождений Дальнего Востока. *Геоэкология. Инженерная геология. Гидрогеология. Геокриология.* 2007;(1):51-56.
26. Мамаев Ю. А., Крупская Л. Т., Грехнев Н. И. и др. Обеспечение экологической безопасности источников риска возникновения кризисных ситуаций от горных предприятий в Приамурье. *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал).* 2008:252-259.
27. Беляев А. М. Оценка эколого-геохимической опасности месторождений полезных ископаемых. *Вестник Санкт-Петербургского университета. Науки о Земле.* 2011;3:43-48.
28. García-Giménez R., Jiménez-Ballesta R. Mine tailings influencing soil contamination by potentially toxic elements. *Environ Earth Sci.* 2017;76:51.
29. Цыдыпов В. В., Жамсуева Г. С., Заяханов А. С. и др. Влияние техногенных песков хвостохранилищ Джидинского вольфрамо-молибденового комбината на содержание мелкодисперсной и субмикронной фракции аэрозоля в атмосфере города Закаменска. *Успехи современного естествознания.* 2019;4:81-86.
30. Dragana Randelović, Jelena Mutić, Prvoslav Marjanović, Tamara Đorđević, Milica Kašanin-Grubin. Geochemical distribution of selected elements in flotation tailings and soils/sediments from the dam spill at the abandoned antimony mine Stolice, Serbia. *Environmental Science and Pollution Research.* 2020;27:6253-6268.
31. Федеральный закон от 21.07.1997 № 116-ФЗ (ред. от 29.07.2018) «О промышленной безопасности опасных производственных объектов».
32. Растанина Н. К., Крупская Л.Т. О роли экологических факторов в изучении здоровья населения горняцких поселков на юге Дальнего Востока. *Экология и промышленность России.* 2008;12:56-57.




33. Зверева В. П. Оценка воздействия техногенных вод Кавалеровского и Дальнегорского горнорудных районов на гидросферу Приморского края. *Экологическая химия*. 2019;28(4):199-210.
34. Раганина Н.К., Кузнецова А.А. Элементный статус биологического материала детей, проживающих в границах влияния закрытых оловорудных предприятий ДФО. В сборнике: *философия современного природопользования в бассейне реки Амур. Материалы VIII международной научно-практической конференции*. Ответственный редактор П.Б. Рябухин. 2019:116-118.
35. Куролап С. А., Мамчик Н. П., Клепиков О. В. *Оценка риска для здоровья населения при техногенном загрязнении городской среды*. Воронеж: Воронежский гос. ун-т; 2006.
36. Крупская Л. Т., Ищенко Е. А., Голубев Д. А. и др. Патент РФ № 2707030 от 21.11.2019. *Состав для снижения пылевой нагрузки на экосферу и рекультивации поверхности хвостохранилища*. Заявка № 2019114495 от 13.05.2019.

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-224-234

Assessment of applying VLF geophysical method to determine the peat deposit thickness

T. B. Yakonovskaya¹  , A. I. Zhigulskaya¹ , P. A. Yakonovsky²

¹Tver State Technical University, Tver, Russia,  tby81@yandex.ru

²TGT Oil and Gas Services, Kazan, Russia

Abstract: Peat deposits accumulate large reserves of carbon and play an important role in formation of global climate, biosphere, and hydrological conditions. High degree of knowledge of peat reserves is one of the prerequisites for scientifically based and economically viable wetland management. For economically efficient commercial activity, an enterprise developing a peat deposit must be confident in the availability of sufficient and high-quality commercial peat reserves. Therefore, the topic of studying the thickness of peat deposits is quite relevant. The paper analyzes the experience of using the geophysical method called VLF ("very low frequency") to study the thickness of peat deposits. The method consisted of using a VLF receiver to measure the properties of VLF emitted by the peat deposit and the underlying mineral ground. The study was carried out at the Beloe Lake peat deposit in the Tukayevsky district of Tatarstan, at three peat areas of different depths: deep-lying (over 3 m), intermediate (1.5 – 3 m), and shallow (up to 1.5 m). The depth was confirmed by direct measurements in the wells. Low-frequency (VLF) measurements were carried out along the geophysical paths at each area of the peat deposit. The data were processed using the NAMEMD (Noise Empirical Decomposition) method and converted to resistivity and depth values using the specialized software. The study showed that the resistivity differs significantly between the areas of deep-lying and shallow peat. The resistivity varies depending on the peat thickness and the thickness of the buried wood horizons. In the horizons of deep-lying peat, the resistivity is strongly influenced by the degree of peat decomposition, its natural density and moisture. The presence of peaks and their height on the data interpretation plots characterizes the number and thickness of the horizons of buried wood in the peat deposit. With increasing depth of peat occurrence, the resistivity increases significantly. However, in the shallow areas, it does not show differences, being characteristic for the deep-lying peat area. This proves that the VLF method works correctly in peat layers and is capable to indicate the peat thickness, the number and thickness of the buried wood horizons.

Keywords: peat thickness, peat horizons, geophysical method, conductivity, VLF method, resistivity, ANOVA method, Tukey's HSD test

For citation: Yakonovskaya T. B., Zhigulskaya A. I., Yakonovsky P. A. Assessment of applying VLF geophysical method to determine the peat deposit thickness. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(3):224-234. (In Russ.) DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-224-234

Оценка использования геофизического метода VLF для определения мощности торфяного месторождения

Т. Б. Яконовская¹  , А. И. Жигульская¹ , П. А. Яконовский²

¹Тверской государственной технической университет, г. Тверь, Россия,  tby81@yandex.ru

²«TGT Oil and Gas Services», г. Казань, Россия

Аннотация: Торфяные месторождения аккумулируют большие запасы углерода и играют важную роль в формировании глобального климата, биосферы и гидрологии. Высокая степень изученности торфяных запасов является одной из предпосылок научно обоснованного и экономически целесообразного управления водно-болотными угодьями. Для экономически эффективной хозяйственной деятельности предприятие, разрабатывающее торфяную залежь должно быть уверено в наличии достаточного и качественного объема промышленных запасов торфа. Поэтому тематика исследования мощности торфяных месторождений является достаточно актуальной. В статье анализируется опыт использования геофизического метода, называемого VLF («очень низкая частота»), для исследования мощности торфяных месторождений. Метод за-



ключался в использовании приемника VLF для измерения свойств VLF, излучаемых торфяным месторождением и подстилающим минеральным грунтом. Исследование было проведено на месторождении торфа «Озеро Белое» Тукаевского района Татарстана на трех разных по глубине участках торфа: глубокозалежного (свыше 3 м), средnezалежного (1,5–3 м) и мелкозалежного (до 1,5 м). Глубина была подтверждена прямым измерением по скважинам. Низкочастотное измерение VLF проводилось вдоль геофизических трасс на каждом участке торфяной залежи. Данные были обработаны с использованием метода NAMEMD (эмпирическая декомпозиция шумовых сигналов) и преобразованы в значение и глубину удельного сопротивления с использованием специализированного программного обеспечения. Исследование показало, что удельное сопротивление значительно отличается по участкам глубокозалежного и мелкозалежного торфа. Удельное сопротивление изменяется в зависимости от толщины торфа и мощности горизонтов погребенной древесины. В горизонтах глубокозалежного торфа на величину удельного сопротивления оказывают сильное влияние степень разложения торфа, его естественная плотность и влажность. Наличие пиков и их высота на графиках интерпретации данных характеризуют количество и толщину горизонтов погребенной древесины в торфяном месторождении. С ростом глубины торфа сопротивление значительно растет. Однако на мелкозалежных участках оно не проявляет различий, как в области глубокозалежного торфа. Это доказывает, что метод VLF правильно работает в слоях торфа и способен указывать толщину торфа, количество и мощность горизонтов погребенной древесины.

Ключевые слова: мощность торфа, горизонты торфозалежи, геофизический способ, проводимость, метод VLF, удельное сопротивление, метод ANOVA, тест HSD Тьюки

Для цитирования: Яконовская Т. Б., Жигульская А. И., Яконовский П. А. Оценка использования геофизического метода VLF для определения мощности торфяного месторождения. *Горные науки и технологии*. 2020;5(3):224-234. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-224-234

Introduction

Peat bogs are common elements of the mineral resources base of the regions of Russia. However, different constituent entities of the Russian Federation differ in the degree of exploration maturity of the peat resources. Peat deposits accumulate large reserves of carbon and play an important role in formation of global climate, biosphere, and hydrological conditions. High degree of knowledge of peat reserves is one of the prerequisites for scientifically based and economically viable wetland management. For economically efficient commercial activity, an enterprise developing a peat deposit must be confident in the availability of sufficient and high-quality commercial peat reserves [1].

Notice that intensive geological exploration of peat deposits was carried out only in the Soviet period of Russia's development, whereas at present time such studies are not carried out due to their high cost and labor intensity. When preparing detailed design for the development of a peat

deposit, design organizations use an outdated information base of peat funds of 1952, 1989, and 2000. A great fault of the information contained in the peat funds is the lack of data on the thickness of a particular deposit (peat depth), its stumpiness (the number and thickness of buried wood horizons), and the type of underlying mineral ground. For this reason, the amount of knowledge about the number, scale, and thickness of peatlands in the Russian regions and their spatial variability varies greatly by region. It is also likely due to different standards, instruments, and measurement methods.

Exploration maturity of peat resources in Tatarstan is 78 %. The figures on the total area and the number of peatlands in Tatarstan differ. For example, in the peat fund of 1952, the area of the supposed fund of peat reserves was 20 thousand hectares, and the number of deposits was 608. The 1989 peat fund data indicate the area of 20.6 thousand hectares, whereas according

to the 2000 peat fund, the area is already 30 thousand hectares, comprising 900 deposits [1, 2]. However, the thickness and other characteristics of peat deposits vary widely, and are not fully reported for some deposits. In addition, many peat deposits in Tatarstan border on hydrocarbon deposits.

In this research, the authors, when studying a peat deposit, propose to use a geophysical method, which allows determining the thickness of a peat deposit with high accuracy. The geophysical method is based on the use of very low frequency electromagnetic wave, therefore it is also called the VLF-EM method or simply the VLF method. The VLF-EM method was originally developed for underwater navigation. However, it is also used for geophysical exploration due to its ability to penetrate the earth's surface and spread over very long distances.

VLF-EM propagation within the earth can actuate any underground conductor to generate secondary electromagnetic field that can be detected by a VLF receiver. The VLF method actually uses equipment that has the ability to receive and measure the difference between primary and secondary electromagnetic radiation in terms of phase or polarization. The measured electromagnetic energy emitted by an underground conductor depends on its conductivity and resistivity. Peat, an underlying mineral ground, and a buried wood layer have different conductivity and, therefore, will have different polarization [3].

The purpose of this study was to assess the possibility of using the VLF method to study the variability of the peat occurrence depth and determine stumpiness of a peat deposit.

Research methodology

The research was carried out at the "Lake Beloe" peatland located in the Tukayevsky district of Tatarstan. This is one of the largest deposits in terms of reserves, the individual areas of which differ in depth of peat occurrence, that is,

A area – deep-lying peat (over 3 m), B – intermediate (relatively deep) peat (1.5 – 3 m), and C – shallow peat (0 – 1.5 m) (Fig. 1). The "Lake Beloe" is a typical, for the conditions of Tatarstan, high-ash deposit of lowland herbal group of lake-type formation. This is the only peat deposit developed since 2009 for agricultural purposes.

The tools used in the research include: peat auger, peat deposit map, GPS, VLF-EM receiver, and computer with Inv2DVLF software installed [4 – 6]. The main data collected were: peat depth and VLF data. The VLF data consisted of in-phase and quadrature signal components [7]. The in-phase component of the signal is the magnitude of the polarized angle of the secondary winding field to the vertical primary field. In turn, the quadrature component of the signal is the relation of the elliptical axes to the plane of polarization [6, 8]. The VLF measurements were consistent with the general VLF geophysical survey method. The measurement was carried out in 16 lines in three directions of the research. At thow Areas of the peat deposit (A, B), 5 lines were available, whereas in Area C, 6 lines. The length of the geophysical survey line ranged 200 to 500 m, while the intervals between the lines ranged 10 to 20 m. The peat depth was measured by direct method, in boreholes, which were located every 80 meters in all the geophysical survey lines. In some locations where the variability of peat depth increased dramatically, the spacing between the boreholes was reduced (Fig. 1). The collected VLF data were analyzed using the NAMEMD method to eliminate the effect of noise in the observations [9, 10]. The denoised data was then inverted using Inv2DVLF [6, 11] to obtain an estimate of 2D resistivity along the lines of each peat Area.

Discussion of findings

Inv2DVLF software estimates in-phase and quadrature values and predicts vertical sequential

resistivity values along each geophysical survey lines. The predicted resistivity dataset consists of 8 vertical z-positions to depth: 0.5 m, 1.1 m, 1.52 m, 2.2 m, 2.58 m, 3.15 m, 3.6 m, and 4.72 m. These depths can vary slightly depending on the

frequencies used in the VLF method and the initial resistivity values. During the study, the initial resistivity, according to the VLF method, was 15 ohmmeters. Fig. 2 shows the position of the predicted resistivity by Inv2DVLF.

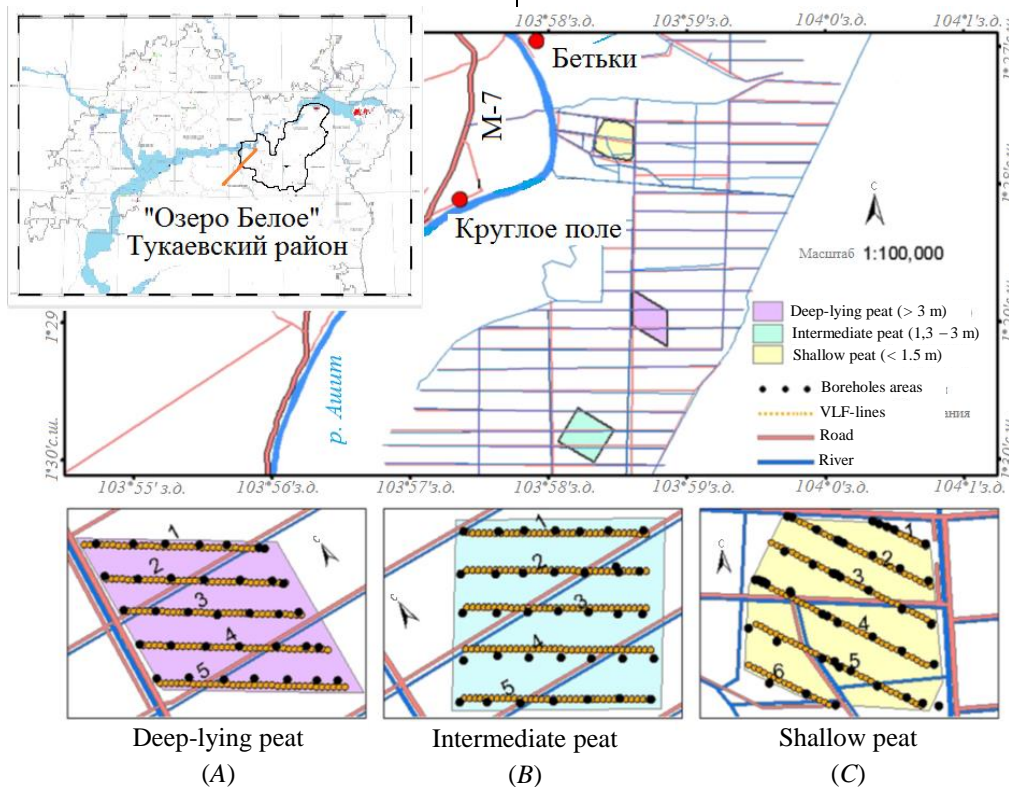


Fig. 1. Map of the study territory and sampling Areas (A, B, C)

The predicted resistivity values for each geophysical survey line were interpolated vertically using geostatistical software to generate 2D vertical planes. The result of interpolation, in the form of resistivity, is shown in Fig. 3, and the peat thickness is shown as a line on each graph. The peaks on the line (green) show the number and thickness of the buried wood horizons. Peat deposits in their natural state are porous, moisture-saturated, varying in density with different inclusions (stumps, stones, lenses of water, sand, clay, etc.) sedimentary rock, within which very large variability of electrical conductivity is observed [3]. Correspondingly, electrical conductivity of peat, various inclusions, and underlying ground differs [11–14]. For example, dry wood as high electrical resistance and is a dielectric, whereas being in a peat deposit, wood is sat-

urated with water and loses its dielectric properties. In addition, the resistance of different species of wood is also different; for example, the resistance of pine at moisture of 20% is $3 \cdot 10^8$ Ohm/cm, that of birch, $4.2 \cdot 10^{10}$ Ohm/cm; at moisture of 100 %, the resistance of pine is $1.8 \cdot 10^5$ Ohm/cm, and that of birch, $2 \cdot 10^7$ Ohm/cm. The higher the moisture content of the deposit (80 – 90 %), the lower the resistance and the higher the electrical conductivity [11]. Thus, the specific electrical conductivity of peat has strong correlation with its properties (moisture content, degree of decomposition, stumpiness, botanical and agrochemical composition, ash content, etc.). In view of the above, a reasonable question arises: "How to distinguish the electrical conductivity of peat, buried wood, and the underlying mineral ground?" [15–17]. When studying the peat

deposit by the VLF method, when interpreting the obtained resistances on the graphs presented in Fig. 3, peaks appear, the height of which enables determining the thickness of the buried wood horizons.

Visually, it is difficult to recognize the correlation between peat thickness and resistivity by the VLF method (Fig. 3).

Basically, most graphs indicate that resistivity decreases with increasing depth of the peat deposit occurrence. However, this does not correlate with the peat thickness. At the same time, none of the graphs shows direct correlation between the thickness of peat layers and the resistivity.

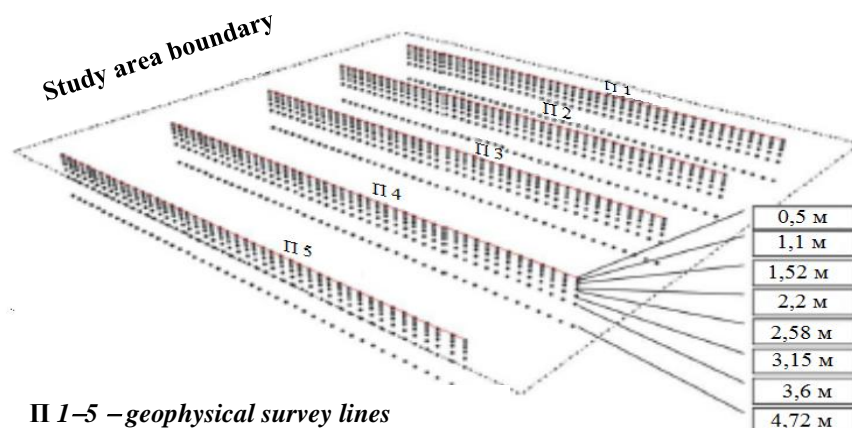


Fig. 2. Positions of measured resistivity values along cross-sections generated by Inv2DVLF software (each VLF measurement point generates 8 points of the peat mass computational resistivity (these depths differ insignificantly depending on the VLF frequency and the initial resistivity determined before the processing))

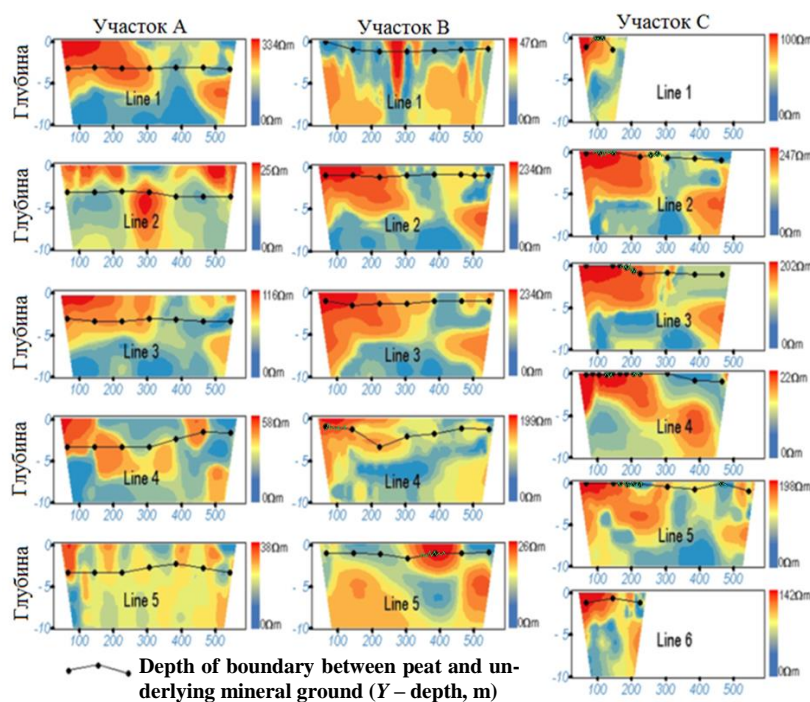


Fig. 3. Vertical planes of resistivity in Areas of the peat deposits

The changes in resistivity are very different across all three Areas of the peat deposit. In the Area A, high resistivity (red) is more concentrated in the upper layers, while in other layers it is lower. In addition, most graphs show high resistivity at the beginning of the lines. On lines 1 through 5 of the Area C, peaks in the realms of high resistance jumps are highlighted in green that indicates the presence of "islands" of buried wood of average thickness of 0.5 m. On lines 4 and 5 of the Area B, there are also peaks in resistivity, which indicate that the layer of buried wood is insignificant (compared to the Area C). It should be noted here that 19 % of the territory of Tatarstan is covered with forest, and on peat deposits, areas of woody vegetation are found as "islands". In view of this, peat deposits of Tatarstan have low stumpiness. High stumpiness is found in shallow deposits or "islands" in the surface horizons of a peat deposit, such as, for example, in the investigated "Lake Beloe" deposit. Peat at the Lake Beloe deposit is of lacustrine origin, and its greatest depth of 5m was determined by direct method (in the well in the center of the deposit). The Area A with the depth of 4.72 m is located within the relict lake outline; therefore there are no horizons of buried wood there. An explanation of the data on the resistivity and thickness of peat, as well as the

statistical description and assessment are presented in Table 1. For the statistical analysis, the ANOVA method and Tukey's HSD test [18-20] (the test of true significance) were used, which tracks the frequency of false positive results with correcting for the effect of multiple comparisons. This means that if a check is performed at the 0.05 level, then for all pairwise comparisons, the probability of getting one or more false-positive results is 0.05.

On the whole, the average resistivity tends to decrease as the peat layer thickness increases. This is demonstrated by the data in Table 1. The linear graph in Fig. 4a shows a tendency for resistivity to decrease with depth representing three Areas and the average of the total. The full lines show similar declining trend, which can be interpreted using the equation:

Area A:

$$y = -4,849 \ln x + 35,709, R^2 = 0,8421; (1)$$

Area B:

$$y = -6,305 \ln x + 40,915, R^2 = 0,9453; (2)$$

Area C:

$$y = -7,255 \ln x + 43,428, R^2 = 0,9318; (3)$$

Average value:

$$y = -6,136 \ln x + 40,017, R^2 = 0,919, (4)$$

where y is the resistivity; x is the peat horizon thickness, m.

Table 1

Predicted resistivity for the studied Areas of the "Lake Beloe" peat deposit

Depth	Area A		Area B		Area C	
	Significance	RMSD (Std Dev)	Significance	RMSD (Std Dev)	Significance	RMSD (Std Dev)
0.5	33.72	50.92	39.94	49.56	41.98	48.98
1.1	33.97	44.41	37.49	43.56	40.26	41.88
1.52	30.75	33.95	32.82	33.44	35.28	32.57
2.2	26.01	22.11	28.60	23.10	28.01	22.24
2.58	25.06	23.96	25.48	21.24	24.97	18.22
3.15	21.57	18.42	22.93	22.75	21.92	16.27
3.6	14.81	9.85	16.90	11.16	16.61	9.09
4.72	18.58	6.57	17.58	6.81	16.89	5.43

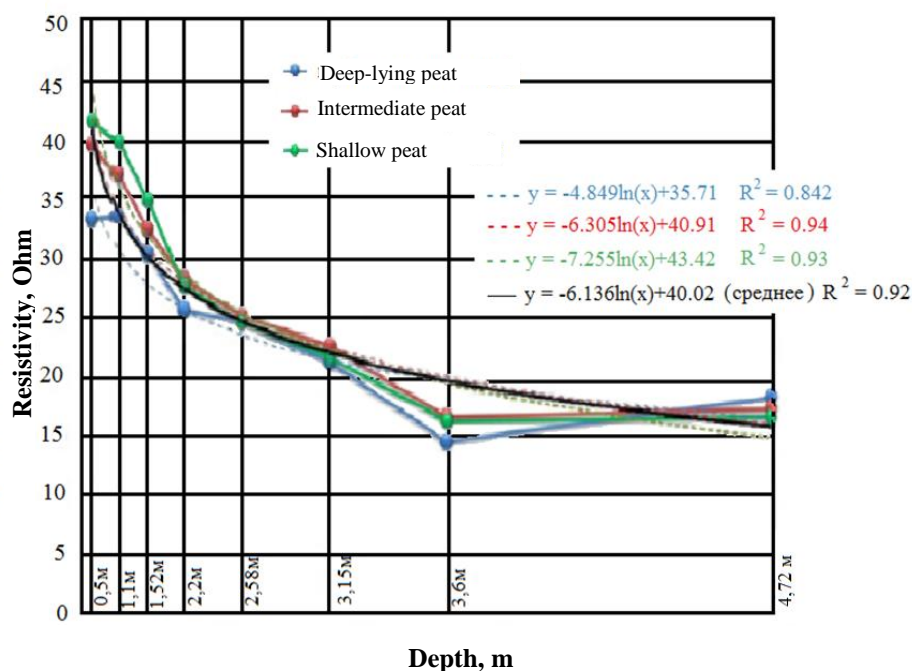


Fig. 4. Peat depth and peat resistivity

The graph shows that the deeper from the surface the peat occurs, the lower its resistivity. This means that the resistivity of the deep-lying peat horizon is lower than that of the shallow peat horizon. This is explained by the material density, because the deep-lying peat horizon mainly consists of dense peat with high degree of peat decomposition and the underlying ground. The higher the peat density, the easier the electric cur-

rent passes through it. Thus, the higher conductivity, the lower resistivity. The variability of the peat thickness in the three Areas of the peat deposit (A, B, C) is shown in Fig. 4b.

By comparing the average resistivity value between the depths of peat occurrence (Table 2) and using the ANOVA statistical method, the statistically significant difference in the resistivity was obtained.

Table 2

Data of the comparison of the average resistivity values for the peat Areas based on the ANOVA method

Comparison	Sum of squares	df	RMSD	F
Outside (between) the peat Areas	8387.9	2	4193.9	4.53
Within the peat Areas	5854862.5	6.323	926.8	
Total	5863250.4	6.324		

Table 3

Data of the comparison of the average resistivity values for the peat Areas based on the Tukey HSD test

Comparison between the peat areas		Average difference	Std. error	95% probability	
				lower bound	upper bound
A	B	-2.16	0.97	-4.44	0.12
	C	-2.68*	0.93	-4.85	-0.51
B	A	2.16	0.97	-0.12	4.44
	C	-0.52	0.93	-2.7	1.65
C	A	2.68*	0.93	0.51	4.85
	B	0.52	0.93	-1.65	2.7

Note: Each value with an asterisk indicates significant difference in the peat depth variation and the trend of difference in resistivity with depth

Table 4

Data of the comparison of the average resistivity values for each peat Area based on the ANOVA method

Peat Area	Comparison	Sum of squares	df	RMSD	F
A	Between peat depths	84481.2	7	12068.7	13.3
	Within peat depths	1771570.5	1.952	907.6	
	Total	1856051.7	1.959		
B	Between peat depths	127238.2	7	18176.9	20.3
	Within peat depths	1743355.2	1.952	893.1	
	Total	1870593.4	1.959		
C	Between peat depths	160056.2	7	22865.2	23.7
	Within peat depths	1880673.3	1.952	963.5	
	Total	2040729.5	1.959		

Table 5

Average resistivity by depth and Tukey HSD test result for each peat area

Depth, m	Area A	Area B	Area C
0.5	33.7	39.9	41.9
1.1	33.9	37.5	40.3
1.52	30.7	32.8	35.3
2.2	26.0	28.6	28.0
2.58	25.1	25.5	24.9
3.15	21.6	22.9	21.9
3.6	14.8	16.9	16.6
4.72	18.6	1.6	16.8

The HSD test (Table 3) was carried out between Area A (deep-lying peat) and Area C (shallow peat). However, there is no difference between Area A (deep-lying peat) and Area B (intermediate peat), and between Area C (shallow peat) and Area B (intermediate peat). Comparison of the three lines shows that the line representing the deep-lying peat Area (blue line) is the lowest among the others, followed by the lines of the intermediate peat Area and the line of the shallow peat Area, respectively. This difference is due to close relationship with peat watering and acidity. The peat thickness correlates with its moisture and acidity. Peat Area A is more watered than peat Area C. In addition, peat in Area A is more acidic, and the higher water content of peat, the lower its resistivity.

The most important result is the data of comparison between peat depths [21]. When the resistivity is compared between different peat

depths (Table 4), statistical significance of the resistivity difference between these depths also takes place. The difference in resistivity between the different peat depths ($p < 0.05$) for all Areas was determined based on the Tukey's test results, presented in Table 5. The test results shows in detail changing the resistivity with depth. That is, the resistivity of the upper peat layer begins to decrease and then demonstrates significant change with depth (indicating the boundary between the peat and the underlying mineral ground). The Table shows that in Area A, the resistivity at depths of 0.5 m, 1.1 m, 1.52 m does not differ statistically, but significantly changes starting from depths below 4 m. In Area B, the resistivity is statistically the same at depths of 0.5 m, 1.52 m and 2.58 m, and starts to significantly change when the depth is below 3 m. The difference, as shown in the statistical test result, is closely related to the characteristics of the peat Areas.



Area A (deep-lying peat) has peat thickness of 3 to 4.72 m, and the latter figure indicates the boundary between the peat and the underlying mineral ground. In turn, the depth of peat in Area B (intermediate peat) ranges 1.5 - 3 m, so the average resistivity tends to decrease and demonstrates significant change at the level of 2.8 m. In Area C (shallow peat), the resistivity also markedly decreases at the depth of the peat boundary with the underlying mineral ground.

These facts indicate that the resistivity measured by the VLF method is capable to indicate depth intervals corresponding to peat layers. The resistivity in the upper layer (close to the surface) differs markedly from that at greater depths, in layers lying farther from the surface. The abundance of organic matter contained in peat and the presence of water make peat porous and lighter in density than mineral ground. Consequently, peat

tends to demonstrate higher resistivity compared with the ground.

Conclusion

The VLF method is applicable in geophysical study of peat deposits and shows variability of peat resistance by depth. However, from the authors' point of view, it would be more informative to use the GPR (Ground Penetrating Radar) method as a supplement to VLF [22, 23]. The resistivity measured based on the VLF method tends to decrease as the depth of the peat deposit increases. The average resistivity of deeper horizons of the peat deposit is significantly lower than that of shallow horizons of the deposit. With depth (vertically) resistivity of peat in the Areas of deep-lying peat (below 3 m) and intermediate peat (1.5 – 3 m) remains statistically unchanged until the depth at which the peat turns into the underlying mineral ground (bottom).

References

1. Mikhailov A., Zhigul'skaya A., Yakonovskaya T. Strip mining of peat deposit. In: *Proceeding of the 26th International Symposium*. Ed. by Behzad Ghodrati, Uday Kumar, Håkan Schunnesson. 2017. P. 497-501.
2. Yakonovskaya T. B., Zhigul'skaya A. I., Yakonovsky P. A., Oganesyanyan A. S. New geophysical drive for downhole tools. In: *Technological equipment for the mining and oil and gas industry. Proceedings of the XVIII International Scientific and Technical Conference "Readings in Memory of V.R. Kubachek"*. Yekaterinburg; 2020. P. 213-215. (In Russ.)
3. Yakonovskiy P. A., Yakonovskaya T. B., Zhigul'skaya A. I., Oganesyanyan S. A., et al. *Downhole tool drive*. Utility model Patent RU 146847 U1, 20.10.2014. Application No. 2014121877/03 dated 29.05.2014. (In Russ.)
4. Boothroyd Richard J., Warburton Jeff. Spatial organisation and physical characteristics of large peat blocks in an upland fluvial peatland ecosystem. *Geomorphology*. 2020;370:107-397. DOI: [10.1016/j.geomorph.2020.107397](https://doi.org/10.1016/j.geomorph.2020.107397)
5. Bin Haji Suhip M. A. A., Gödeke S. H., Cobb A. R., Sukri R. S. Seismic refraction study, single well test and physical core analysis of anthropogenic degraded Peat at the Badas Peat Dome, Brunei Darussalam. *Engineering Geology*. 2020;243:452-472. DOI: [10.1016/j.enggeo.2020.105689](https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2020.105689)
6. Boaga J., Viezzoli A., Cassiani G., Deidda G. P., Silvestri S. Resolving the thickness of peat deposits with contact-less electromagnetic methods: A case study in the Venice coastland. *Science of The Total Environment*. 2020;747:139-361. DOI: [10.1016/j.scitotenv.2020.139361](https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2020.139361)
7. Özcan N. T., Ulusay R., Işık N. S. Geo-engineering characterization and an approach to estimate the in-situ long-term settlement of a peat deposit at an industrial district. *Engineering Geology*. 2020;246. DOI: [10.1016/j.enggeo.2019.105329](https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2019.105329)
8. Comas X., Comas L., Slater A. Reeve. Geophysical evidence for peat basin morphology and stratigraphic controls on vegetation observed in a Northern Peatland. *Journal of Hydrology*. 2004;295:173-184. DOI: [10.1016/j.jhydrol.2004.03.008](https://doi.org/10.1016/j.jhydrol.2004.03.008)
9. Walter J., Hamann G., Lück E., Klingenfuss C., Zeitz J. Stratigraphy and soil properties of fens: Geophysical case studies from northeastern Germany. *CATENA*. 2016;142:112-125. DOI: [10.1016/j.catena.2016.02.028](https://doi.org/10.1016/j.catena.2016.02.028)
10. Ponziani M., Slob E. C., Ngan-Tillard D. J. M. Experimental validation of a model relating water content to the electrical conductivity of peat. *Engineering Geology*. 2012;129-130:48-55. DOI: [10.1016/j.enggeo.2012.01.011](https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2012.01.011)

11. *Electrical properties of wood. Electrical conductivity of wood.* Available from: <http://www.drevesinas.ru/woodstructura/electrical/1.html> [Accessed July 25, 2020]. (In Russ.)
12. *Guidance on electrocontact dynamic sounding of soils.* Moscow; 1983. Available from: <https://files.stroyinf.ru/Data2/1/4294815/4294815088> [Accessed July 25, 2020]. (In Russ.)
13. McLachlan P. J., Chambers J. E., Uhlemann S. S., Binley A. Geophysical characterisation of the ground-water-surface water interface. *Advances in Water Resources.* 2017;109:302-319. DOI: [10.1016/j.advwatres.2017.09.016](https://doi.org/10.1016/j.advwatres.2017.09.016)
14. Altdorff D., Bechtold M., Van der Kruk J., Vereecken H., Huisman J.A. Mapping peat layer properties with multi-coil offset electromagnetic induction and laser scanning elevation data. *Geoderma.* 2016;261:178-189. DOI: [10.1016/j.geoderma.2015.07.015](https://doi.org/10.1016/j.geoderma.2015.07.015)
15. Jiang Z., Schrank C., Mariethoz G., Cox M. Permeability estimation conditioned to geophysical downhole log data in sandstones of the northern Galilee Basin, Queensland: Methods and application. *Journal of Applied Geophysics.* 2013;93:43-51. Режим доступа: [10.1016/j.jappgeo.2013.03.008](https://doi.org/10.1016/j.jappgeo.2013.03.008)
16. Ekwue E. I., Bartholomew J. Electrical conductivity of some soils in Trinidad as affected by density, water and peat content. *Biosystems Engineering.* 2011;108:95-103. DOI: [10.1016/j.biosystemseng.2010.11.002](https://doi.org/10.1016/j.biosystemseng.2010.11.002)
17. Zajíčová K., Chuman T. Application of ground penetrating radar methods in soil studies: A review. *Geoderma.* 2019;343:116–129. DOI: [10.1016/j.geoderma.2019.02.024](https://doi.org/10.1016/j.geoderma.2019.02.024)
18. Remke L. Van Dam. Landform characterization using geophysics – Recent advances, applications, and emerging tools. *Geomorphology.* 2012;137(1):57-73. DOI: [10.1016/j.geomorph.2010.09.005](https://doi.org/10.1016/j.geomorph.2010.09.005).
19. Poggio L., Gimona A., Aalders I., Morrice J., Hough R. Legacy data for 3D modelling of peat properties with uncertainty estimation in Dava bog – Scotland. *Geoderma Regional.* 2020;22. DOI: [10.1016/j.geodrs.2020.e00288](https://doi.org/10.1016/j.geodrs.2020.e00288)
20. Prinds C., Petersen R.J., Greve M.H., Iversen B.V. Three-dimensional voxel geological model of a riparian lowland and surrounding catchment using a multi-geophysical approach. *Journal of Applied Geophysics.* 2020;174:54-65. DOI: [10.1016/j.jappgeo.2020.103965](https://doi.org/10.1016/j.jappgeo.2020.103965)
21. Keaney A., McKinley J., Graham C., Robinson M., Ruffell A. Spatial statistics to estimate peat thickness using airborne radiometric data. *Spatial Statistics.* 2013;5:3-24. DOI: [10.1016/j.spasta.2013.05.003](https://doi.org/10.1016/j.spasta.2013.05.003)
22. Zimin Yu. V. *Radar method for studying peat and sapropel deposits.* Abstract of Ph. D. Thesis in Geol.-Min. Science. MSU Publishing House;1987, 18 p. (In Russ.)
23. Bricheva S. S., Matasov V. M., Shilov P. M. Georadar in geocological studies when artificial watering of peatlands. *Geocology. Engineering Geology. Hydroecology. Geocryology.* 2017;(2):84-92. (In Russ.)

Библиографический список

1. Mikhailov A., Zhigul'skaya A., Yakonovskaya T. Strip mining of peat deposit. In: *Proceeding of the 26th International Symposium.* Ed. by Behzad Ghodrati, Uday Kumar, Håkan Schunnesson. 2017. P. 497-501.
2. Яконовская Т. Б., Жигульская А. И., Яконовский П. А., Оганесян А. С. Новый геофизический привод для скважинных приборов. *Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности. Тр. XVIII междунар. науч.-техн. конф. «Чтения памяти В. П. Кубачека».* Екатеринбург; 2020. С. 213-215.
3. Яконовский П. А., Яконовская Т. Б., Жигульская А. И., Оганесян С. А. и др. *Привод скважинных приборов.* Патент на полезную модель RU 146847 U1, 20.10.2014. Заявка № 2014121877/03 от 29.05.2014.
4. Boothroyd Richard J., Warburton Jeff. Spatial organisation and physical characteristics of large peat blocks in an upland fluvial peatland ecosystem. *Geomorphology.* 2020;370:107-397. DOI: [10.1016/j.geomorph.2020.107397](https://doi.org/10.1016/j.geomorph.2020.107397)
5. Bin Haji Suhip M. A. A., Gödeke S. H., Cobb A. R., Sukri R. S. Seismic refraction study, single well test and physical core analysis of anthropogenic degraded Peat at the Badas Peat Dome, Brunei Darussalam. *Engineering Geology.* 2020;243:452-472. DOI: [10.1016/j.enggeo.2020.105689](https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2020.105689)
6. Boaga J., Viezzoli A., Cassiani G., Deidda G. P., Silvestri S. Resolving the thickness of peat deposits with contact-less electromagnetic methods: A case study in the Venice coastland. *Science of The Total Environment.* 2020;747:139-361. DOI: [10.1016/j.scitotenv.2020.139361](https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2020.139361)
7. Özcan N. T., Ulusay R., Işık N. S. Geo-engineering characterization and an approach to estimate the in-situ long-term settlement of a peat deposit at an industrial district. *Engineering Geology.* 2020;246. DOI: [10.1016/j.enggeo.2019.105329](https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2019.105329)
8. Comas X., Comas L., Slater A. Reeve. Geophysical evidence for peat basin morphology and stratigraphic controls on vegetation observed in a Northern Peatland. *Journal of Hydrology.* 2004;295:173-184. DOI: [10.1016/j.jhydrol.2004.03.008](https://doi.org/10.1016/j.jhydrol.2004.03.008)
9. Walter J., Hamann G., Lück E., Klingenfuss C., Zeitz J. Stratigraphy and soil properties of fens: Geophysical case studies from northeastern Germany. *CATENA.* 2016;142:112-125. DOI: [10.1016/j.catena.2016.02.028](https://doi.org/10.1016/j.catena.2016.02.028)

10. Ponziani M., Slob E. C., Ngan-Tillard D. J. M. Experimental validation of a model relating water content to the electrical conductivity of peat. *Engineering Geology*. 2012;129-130:48-55. DOI: [10.1016/j.enggeo.2012.01.011](https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2012.01.011)
11. *Электрические свойства древесины. Электропроводность древесины*. Режим доступа: <http://www.drevesinas.ru/woodstructura/electrical/1.html> [Дата обращения 25.07.2020 г.]
12. *Руководство по электроконтактному динамическому зондированию грунтов*. М.; 1983. Режим доступа: <https://files.stroyinf.ru/Data2/1/4294815/4294815088> [Дата обращения 25.07.2020 г.]
13. McLachlan P. J., Chambers J. E., Uhlemann S. S., Binley A. Geophysical characterisation of the ground-water-surface water interface. *Advances in Water Resources*. 2017;109:302-319. DOI: [10.1016/j.advwatres.2017.09.016](https://doi.org/10.1016/j.advwatres.2017.09.016)
14. Altdorff D., Bechtold M., Van der Kruk J., Vereecken H., Huisman J.A. Mapping peat layer properties with multi-coil offset electromagnetic induction and laser scanning elevation data. *Geoderma*. 2016;261:178-189. DOI: [10.1016/j.geoderma.2015.07.015](https://doi.org/10.1016/j.geoderma.2015.07.015)
15. Jiang Z., Schrank C., Mariethoz G., Cox M. Permeability estimation conditioned to geophysical downhole log data in sandstones of the northern Galilee Basin, Queensland: Methods and application. *Journal of Applied Geophysics*. 2013;93:43-51. Режим доступа: [10.1016/j.jappgeo.2013.03.008](https://doi.org/10.1016/j.jappgeo.2013.03.008)
16. Ekwue E. I., Bartholomew J. Electrical conductivity of some soils in Trinidad as affected by density, water and peat content. *Biosystems Engineering*. 2011;108:95-103. DOI: [10.1016/j.biosystemseng.2010.11.002](https://doi.org/10.1016/j.biosystemseng.2010.11.002)
17. Zajíčová K., Chuman T. Application of ground penetrating radar methods in soil studies: A review. *Geoderma*. 2019;343:116–129. DOI: [10.1016/j.geoderma.2019.02.024](https://doi.org/10.1016/j.geoderma.2019.02.024)
18. Remke L. Van Dam. Landform characterization using geophysics – Recent advances, applications, and emerging tools. *Geomorphology*. 2012;137(1):57-73. DOI: [10.1016/j.geomorph.2010.09.005](https://doi.org/10.1016/j.geomorph.2010.09.005)
19. Poggio L., Gimona A., Aalders I., Morrice J., Hough R. Legacy data for 3D modelling of peat properties with uncertainty estimation in Dava bog – Scotland. *Geoderma Regional*. 2020;22. DOI: [10.1016/j.geodrs.2020.e00288](https://doi.org/10.1016/j.geodrs.2020.e00288)
20. Prinds C., Petersen R.J., Greve M.H., Iversen B.V. Three-dimensional voxel geological model of a riparian lowland and surrounding catchment using a multi-geophysical approach. *Journal of Applied Geophysics*. 2020;174:54-65. DOI: [10.1016/j.jappgeo.2020.103965](https://doi.org/10.1016/j.jappgeo.2020.103965)
21. Keaney A., McKinley J., Graham C., Robinson M., Ruffell A. Spatial statistics to estimate peat thickness using airborne radiometric data. *Spatial Statistics*. 2013;5:3-24. DOI: [10.1016/j.spasta.2013.05.003](https://doi.org/10.1016/j.spasta.2013.05.003)
22. Зимин Ю. В. Радиолокационный метод исследований отложений торфа и сапропеля: Автореф. дис. ... канд. геол.-мин. наук. М.: Изд-во Моск. ун-та; 1987. 18 с.
23. Бричева С. С., Матасов В. М., Шилов П. М. Георадар в геоэкологических исследованиях при искусственном обводнении торфяников. *Геоэкология. Инженерная геология. Гидроэкология. Геокриология*. 2017;(2):84-92.



ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-235-252

**Ensuring Wall Stability in the Course of Blasting
at Open Pits of Kyzyl Kum Region**Sh. Sh. Zairov¹  , Sh. R. Urinov¹, R. U. Nomdorov²¹Navoi State Mining Institute, Navoi, Republic of Uzbekistan,  sher-z@mail.ru²Karshi Engineering and Economic Institute, Karshi, Republic of Uzbekistan

Abstract: Involvement of deep deposits in mining predetermined the trend of development of open pit mining towards increasing the depth of open pits. The main limitation imposed on drilling and blasting in the near-contour zone of an open pit is the need to protect the pit walls and engineering structures on the walls from seismic effects of huge blasts. As practice shows, the most effective and proven method of protecting pit walls is the use of blasting by presplitting method, creation of a shielding gap and a shielding layer of blasted rock mass, i.e. pre-splitting of the pit walls, preceding the huge blast. Therefore, the study of stress-strain state of the near-contour rock mass, determination of the parameters of blastholes for edge pre-splitting (preliminary shielding gap formation) in open pits is an urgent task. The analysis of the pit wall design and stress-strain state of rock mass at Kokpatas deposit exploited by Navoi Mining and Metallurgical Combine allowed to determine the model, as well as the method for calculating stress-strain state of the rock mass. When assessing stability of the pit walls, an approach known as the displacement method was used. Applying the boundary integral equations method allowed to develop an algorithm for calculating stresses in the rock mass for the conditions of Kokpatas deposit. A technique has been developed for experimental studies of blasting contour blasthole charges (blasting by pre-splitting method) using models, allowing to study fracturing on volumetric models and wave interaction by the method of high-speed video recording of the blasting process in transparent models, as well as to determine the parameters of stress waves during blasting in samples of real rocks. A method for formation of stable pit wall slopes, an excavator method for bench pre-splitting on ultimate envelope (contour) of a pit, and a method for initiating blasthole charges in the near-contour zone of a pit have been developed and implemented in the industry.

Keywords: blasting, pit wall stability, pit envelope, pit wall control, blasting by presplitting method, zone of residual deformation, method for calculating effective parameters, blasthole charges, explosives

For citation: Zairov Sh. Sh., Urinov Sh. R., Nomdorov R. U. Ensuring wall stability in the course of blasting at open pits of Kyzyl Kum region. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(3):235-252. (In Russ.) DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-235-252

**Формирование устойчивости бортов
при ведении взрывных работ на карьерах Кызылкумского региона**Ш. Ш. Заиров¹  , Ш. Р. Уринов¹, Р. У. Номдоров²¹Навоийский государственный горный институт, г. Навои, Республика Узбекистан,  sher-z@mail.ru²Каршинский инженерно-экономический институт, г. Карши, Республика Узбекистан

Аннотация: Вовлечение в разработку глубокозалегающих месторождений предопределило тенденцию развития открытого способа добычи в направлении увеличения глубины карьеров. Основным ограничением, налагаемым на ведение буровзрывных работ (БВР) в приконтурной зоне карьера, является необходимость предохранения бортов карьера и инженерных сооружений на бортах от сейсмического воздействия массовых взрывов. Как показывает практика, наиболее эффективным и опробованным методом защиты бортов карьера является применение контурного взрывания, создание экранирующей щели и экранирующего слоя взорванной горной массы, т.е. проведение заоткоски бортов карьера, предшествующей массовому взрыву. Поэтому исследования напряженно-деформированного состояния пород приконтурного массива, определение параметров взрывных скважин при предварительном щелеобразовании на карьерах является актуальной задачей. Проведенный анализ конструкции бортов и напряженно-деформированного состояния пород месторождения Кокпатас Навоийского горно-металлургического комбината поз-





волил определить модель, а также метод расчета напряженно-деформированного состояния массива горных пород. При оценке устойчивости бортов карьера использован подход, известный как метод перемещений. Использование метода граничных интегральных уравнений позволило разработать алгоритм расчета напряжений в массиве для условий месторождения Кокпатас. Разработана методика проведения экспериментальных исследований взрывов контурных скважинных зарядов на моделях, позволяющая исследовать трещинообразование на объемных моделях и волновое взаимодействие методом высокоскоростной видеорегистрации процесса взрыва в прозрачных моделях, а также определить параметры волн напряжений при взрыве в образцах реальных горных пород. Разработаны и внедрены в промышленность способ формирования устойчивых откосов бортов карьера, экскаваторный способ заоткоски уступов на предельном контуре карьера и способ инициирования скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера.

Ключевые слова: взрывные работы, устойчивость бортов карьера, контур карьера, заоткоска уступов карьера, контурное взрывание, зона остаточных деформаций, методика расчета эффективных параметров, скважинные заряды, взрывчатые вещества

Для цитирования: Заиров Ш. Ш., Уринов Ш. Р., Номдоров Р. У. Формирование устойчивости бортов при ведении взрывных работ на карьерах Кызылкумского региона. *Горные науки и технологии*. 2020;5(3): 235-252. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-235-252

Introduction

Involvement of deep deposits in mining predetermined the trend of development of open pit mining towards increasing the depth of open pits. As known, in deep open pits, extraction of minerals is carried out in difficult mining and geological conditions, when it is necessary to reliably ensure the stability of pit walls and their components.

In the course of blasting, as a result of disturbance of the rock mass outside the pit contour, rock mass weakening occurs due to changes in fracturing, the appearance of residual deformations, and decreasing rock strength at the contacts of structural blocks. The main limitation imposed on drilling and blasting in the near-contour zone of an open pit is the need to protect the pit walls and engineering structures on the walls from seismic effects of huge blasts. As practice shows, the most effective and proven method of protecting pit walls is the use of blasting by presplitting method, creation of a shielding gap and a shielding layer of blasted rock mass, i.e. pre-splitting of the pit walls, preceding the huge blast.

To date, significant progress has been achieved in the field of application of blasting by pre-splitting method for pre-splitting benches in

open pits. However, a number of key issues on predictive assessment and selection of rational method for bench pre-splitting, as well as improving the parameters of blasthole charges in the course of blasting by pre-splitting method have not been resolved. At the same time, it is necessary to continue research of the stress-strain state of the near-contour rock mass, improve blasthole parameters in the course of edge pre-splitting (preliminary shielding gap formation) in open pits, and develop a method of experimental assessing the blasting by presplitting method when shaping slopes.

Deposits of the Kyzyl Kum region are characterized by complicated structure of ore bodies, high variability of the useful components grades, steep dip angles, and uneven thickness of the ore bodies [1–3]. Such variability significantly affects the efficiency of mining, significantly complicating selection of technological parameters of drilling and blasting operations.

In the conditions of the Kyzyl Kum region, the formation of open pit walls with slope angles up to 70° is possible only if their parameters are determined by structural elements only, and not by the rock mass stability. The change in the de-



sign parameters of the pit wall slope angles is carried out by doubling, tripling the bench height with slope angles of 80–90° and the width of berms of 10–15 m [4–8].

As a result of the research, a model and method for calculating the stress-strain state of rock mass for the conditions of Kokpatas deposit exploited by Navoi Mining and Metallurgical Combine have been developed.

Models and algorithms for assessing stability of open pit walls

When assessing stability of the pit walls, an approach known as the displacement method was used. The method is equivalent to minimizing the total potential energy of a pit wall, expressed through the displacement field; it led to the following sequence when performing calculations to determine the stress-strain state and assess the stability of benches using the finite element method:

- partition of the pit wall section into finite elements and assigning nodes in which displacements are determined;
- determination of the relationship between efforts and displacements in the nodes of the element;
- comparison of the system of algebraic equilibrium equations;
- solution of the system of equations;
- determination of displacements and components of the stress-strain state of the pit wall and assessment of its stability.

It is believed that the most convenient method for calculating the stress field for areas with a complicated contour is the method of integral equations, which includes solution of the system of Fredholm integral equations. The method positive features include:

- decreasing the problem dimension;
- discretizing only the S area boundaries, in contrast to the finite element method.

Let us consider the method of boundary integral equations and the algorithm for calculating

stresses in rock mass for the conditions of Kokpatas deposit. In the method of boundary integral equations, a space (half-space) is considered, in which the contour boundary is divided discretely into a finite number of sections. Fig. 1 shows loading diagram, and Fig. 2, the design skeleton diagram presenting the determined boundary conditions and volume forces.

The load intensity at each given section is constant. The stresses within the S area can be represented as

$$\bar{\sigma}_{ij}(t) = \int_{ds} \bar{k}_{ij,l}(t, \tau) P_l dS, \quad (i, j \equiv x, y); \quad t \in S; \tau \in \partial S \quad (1)$$

where $\bar{k}_{ij,l}(t, \tau)$ is the fundamental solution for the action of a concentrated force on a homogeneous and isotropic half-plane; P_l – fictitious components of surface forces along ∂S in the l -th direction; t – interior points of S area; τ – boundary points ∂S .

When solving the elasticity problem, the conditions at the boundary are determined as follows:

$$\int_{\partial S} \bar{k}_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) = \sigma_i^0(\Omega); \quad \Omega, \tau \in \partial S, \quad (2)$$

where n_j is the cone of the angle between the normal to the boundary section and the coordinate axes; $\sigma_i^0(\Omega)$ – specified loads on ∂S .

Stresses in the S area, caused by the action of forces concentrated on the contour ∂S in the infinite half-plane, can be represented in the form

$$\begin{aligned} k_{xx,l} \cdot P_l^S &= -\frac{p_x^S r_x (b_1 r_x^2 + b_2 r_y^2) + p_y^S r_y (b_3 r_x^2 + b_2 r_y^2)}{4\pi r^4}; \\ k_{yy,l} \cdot P_l^S &= -\frac{p_x^S r_x (b_3 r_y^2 + b_2 r_x^2) + p_y^S r_y (b_1 r_y^2 + b_2 r_x^2)}{4\pi r^4}; \\ k_{xy,l} \cdot P_l^S &= -\frac{p_x^S r_y (b_1 r_x^2 + b_2 r_y^2) + p_y^S r_x (b_2 r_x^2 + b_1 r_y^2)}{4\pi r^4}, \end{aligned} \quad (3)$$

where p_x^S, p_y^S – are the components of fictitious loads within the area S ; r_x, r_y , are the x -, y -components of the radius of vector drawn from the point in ∂S to the point in S :

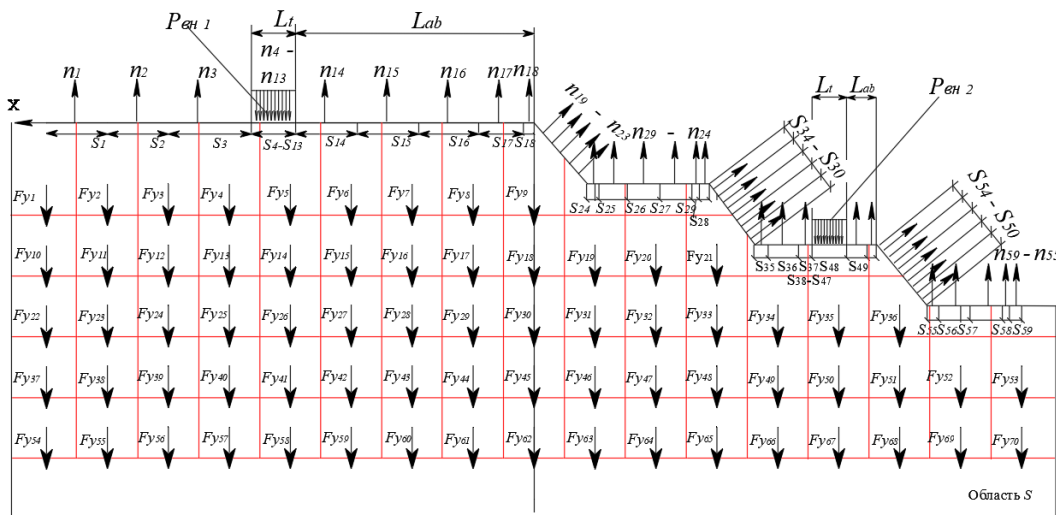


Fig. 1. Loading diagram for the wall design and calculation of stresses in the rock mass of Kokpatas open pit:

n_1, n_2, \dots, n_j are the normals to the boundary of area ∂S ; S_1, S_2, \dots, S_i is the length of the boundary section ∂S ;

$P_{BH1}, P_{BH2}, \dots, P_{BHi}$ are external loads from dumps and equipment applied along the length L_i at a distance L_{ab} from the bench edge; $F_{y1}, F_{y2}, \dots, F_{yi}$ are components of the gravity force in the i -th point of the S area.

$$b_1 = 3 + \frac{\nu}{1-\nu}; b_2 = 2 - \frac{1}{1-\nu}; b_3 = 1 + \frac{3\nu}{1-\nu},$$

where ν – is Poisson's ratio.

At $\tau \rightarrow \Omega$ expression (2) has a feature, which can be distinguished using the approach consisting in considering a new contour bypassing the boundary point, where $\tau = \Omega$. In this case

$$\int_{\partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) = \lim_{\Delta \partial S \rightarrow 0} \left[\int_{\partial S - \Delta \partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) + \left(\int_{\Delta \partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) \right) \right]. \quad (4)$$

It was shown in [9] that

$$\lim_{\Delta \partial S \rightarrow 0} \int_{\partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) \rightarrow P_x^S / 2, P_y^S / 2. \quad (5)$$

Then, based on formula (5), equation (2) assumes the final form of:

$$P_i^S / 2 + \int_{\partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) = \sigma_i^0(\Omega), \quad i = x, y. \quad (6)$$

For numerical implementation of the method, the boundary of the area ∂S is divided into N segments of arbitrary length ∂S_i . Then, at the midpoints of each segment ∂S_i we determine the resulting boundary values

$$P_{xi}^S = \int_{\Delta S_i} p_x^S dS; P_{yi}^S = \int_{\Delta S_i} p_y^S dS; P_{xi}^{\partial S} = \int_{\Delta S_i} p_x^{\partial S} dS; P_{yi}^{\partial S} = \int_{\Delta S_i} p_y^{\partial S} dS, \quad (7)$$

where ΔS_i – are the components of fictitious loads on the boundary of the area ∂S .

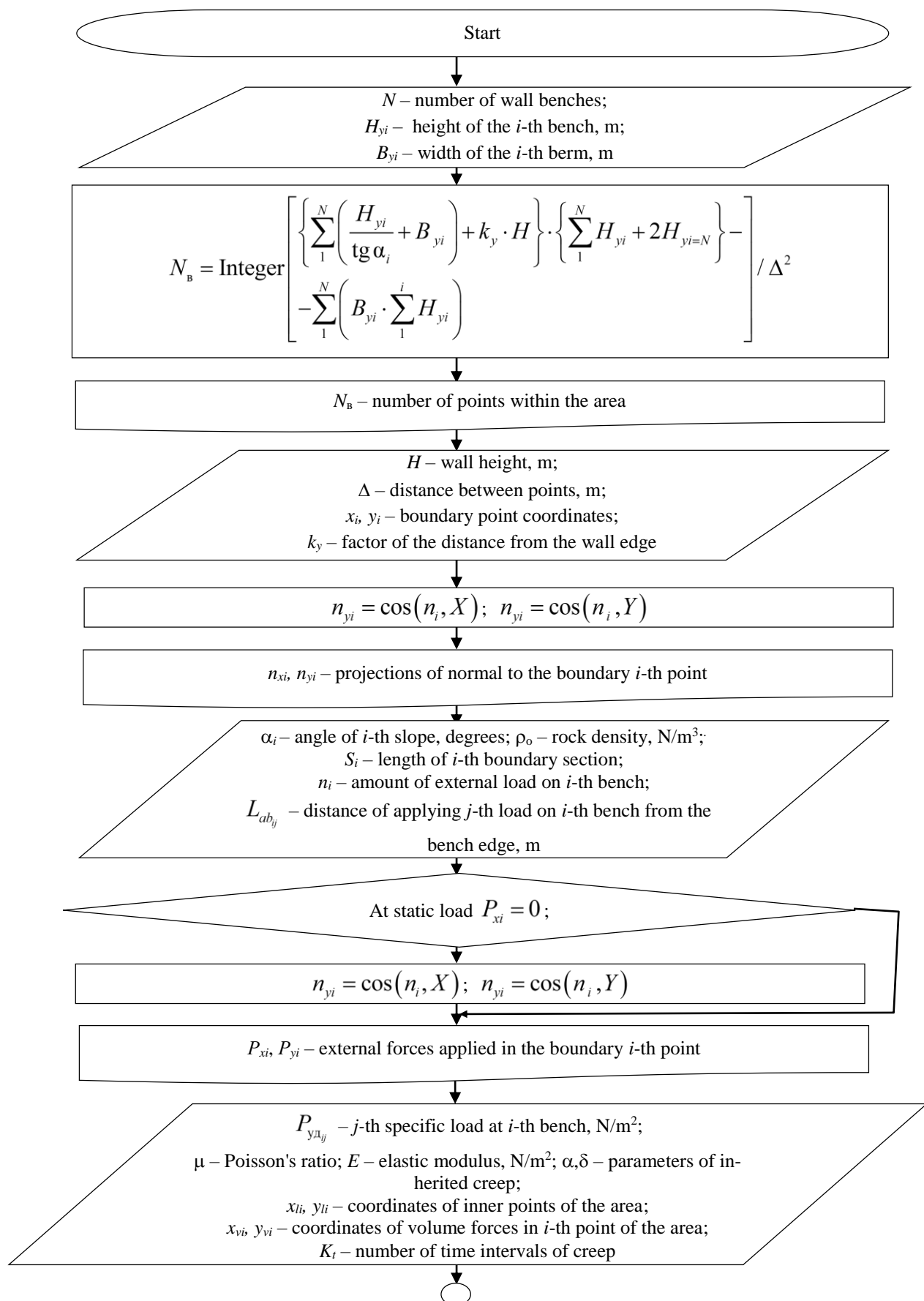
Using the numerical trapezoidal method for evaluation of integral and formula (7), we can numerically approximate expression (6):

$$P_{xi}^S / 2 - 1/(4\pi) \sum_{\substack{j=1 \\ j \neq i}}^N \left[(b_1 r_{xij}^3 n_{xi} + b_2 r_{xij}^2 r_{yij} n_{xi} + b_1 r_{xij}^2 r_{yij} n_{yi} + b_2 r_{yij}^3 n_{yi}) P_{xj}^S + (b_3 r_{xij}^2 r_{yij} n_{xi} - b_2 r_{yij}^3 n_{xi} + b_2 r_{xij}^3 n_{yi} + b_1 r_{xij}^2 r_{yij} n_{yi}) \cdot P_{yj}^S \right] \Delta S_i (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^{-2} = P_{xi}^{\partial S}; \quad (8)$$

$$P_{yi}^S / 2 - 1/(4\pi) \sum_{\substack{j=1 \\ j \neq i}}^N \left[(b_1 r_{xij}^2 r_{yij} n_{xi} + b_2 r_{yij}^3 n_{xi} + b_3 r_{xij}^2 r_{yij} n_{yi} - b_2 r_{xij}^3 n_{yi}) P_{xj}^S + (b_2 r_{xij}^2 n_{xi} + b_1 r_{xij}^2 r_{yij} n_{xi} + b_1 r_{yij}^3 n_{yi} + b_2 r_{xij}^2 r_{yij} n_{yi}) \cdot P_{yj}^S \right] \Delta S_i (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^{-2} = P_{yi}^{\partial S}. \quad (9)$$



Initial data for the calculation and the formed boundary conditions



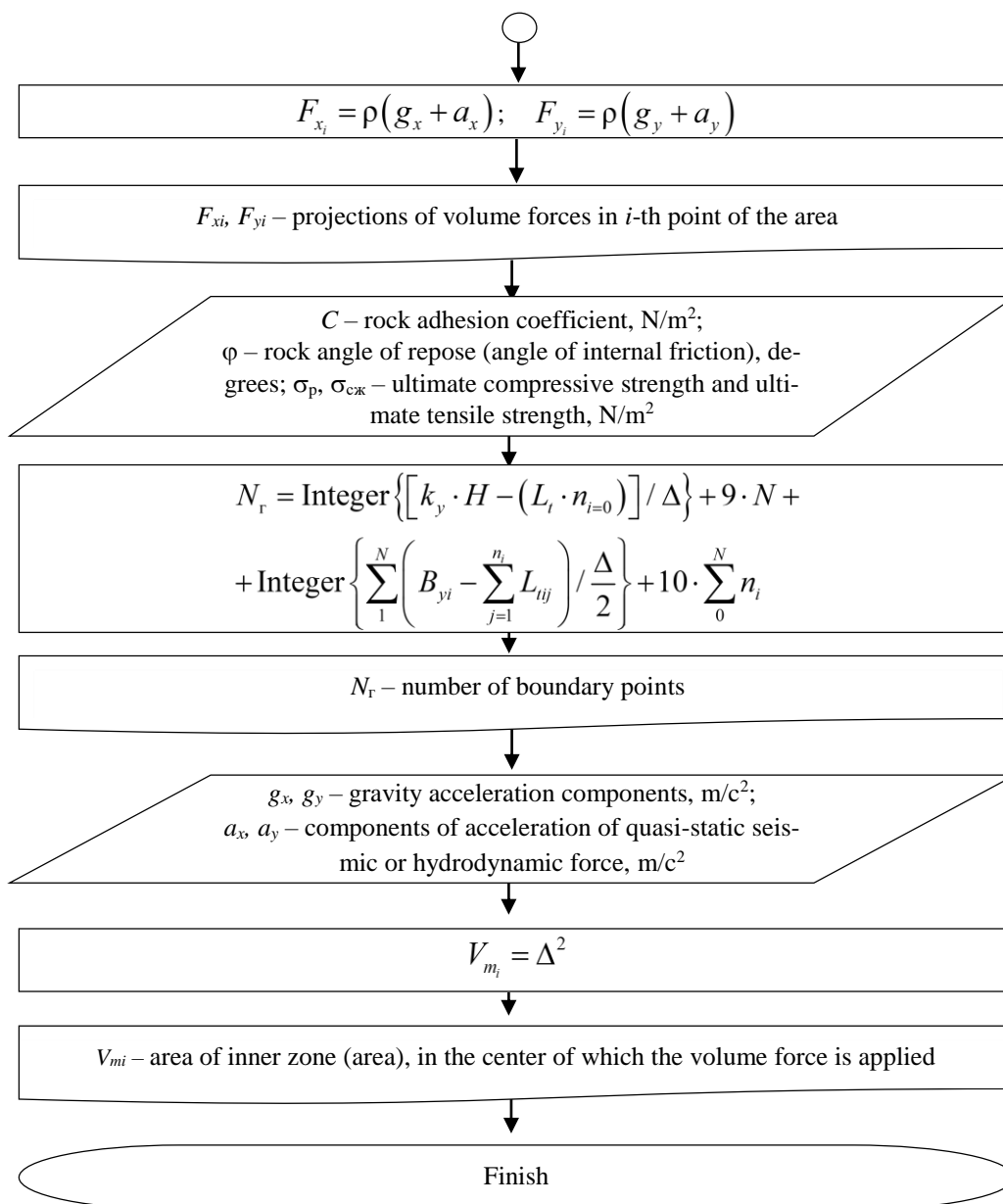


Fig. 2. Block diagram for calculating the pit wall design parameters and stresses in rock mass at Kokpatas open pit

After calculating the fictitious loads P_{xj}^S и $P_{yj}^S (j = \overline{1, N})$ the stress components in the area S are found from the following formulas:

$$\sigma_{xi} = -1/(4\pi) \sum_{j=1}^N \left[P_{xj}^S r_{xij} (b_1 r_{xij}^2 + b_2 r_{yij}^2) + P_{yj}^S r_{yij} (b_3 r_{xij}^2 - b_2 r_{yij}^2) \right] \cdot (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^{-2}; \quad (10)$$

$$\tau_{xi} = -1/(4\pi) \sum_{j=1}^N \left[P_{xj}^S r_{yij} (b_1 r_{xij}^2 + b_2 r_{yij}^2) + P_{yj}^S r_{xij} (b_2 r_{xij}^2 + b_1 r_{yij}^2) \right] \cdot (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^{-2}. \quad (11)$$

Using expressions (10) and (11), it is possible to determine the stresses at all points of the rock mass, which is especially important when studying the areas of its weakening.

In the study of the stress state of the near-wall rock mass and its deformation, this area is modeled by a half-plane, along the boundary of which loads act, and inside the half-plane has block structure.

At the first stage, the area boundary is divided into sections, the number of which depends on the boundary configuration (completeness of information content) and the number of points where the external load is applied to the contour. The sections into which the boundary is divided can be condensed and have an arbitrary length.

To construct isolines of stress components, the internal area is divided by a coordinate grid related to the coordinate system in which the area boundary is described.

After formalization of the area boundary and its internal part in the presence of external forces at the area boundaries, they are also described in the form of distributed or point load in an analytical form.

Then, based on expressions (8) and (9), the boundary integral equations are formed in the form of matrices

$$a_{ij} = \begin{pmatrix} a_{11} \dots a_{1n} & b_{11} \dots b_{1n} \\ a_{n1} \dots a_{nm} & b_{n1} \dots b_{nm} \\ c_{11} \dots c_{1n} & d_{11} \dots d_{1n} \\ c_{n1} \dots c_{nm} & d_{n1} \dots d_{nm} \end{pmatrix}. \quad (12)$$

The right-hand sides of equations (8) and (9) represent the boundary conditions on the segments ∂S_i . In accordance with [10], to take into account the gravitational field and the loads arising inside the rock mass (for example, blasting or seismic action), the right-hand side of the equations is supplemented with integrals describing these actions. Then expression (6) will assume the form of:

$$P_i^S / 2 + \int_{\partial S} k_{ij,i}(\Omega, \tau) P_j \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) =$$

$$= \sigma_i^0(\Omega) + \int_V K_{ij}(t) \cdot P_i(t) dv, \quad i = x, y, \quad (13)$$

where $K_{ij}(\tau, t)$ is the Green's function; $P_i(t)$ – are efforts arising at the i -th point of the area S .

To solve the resulting system of linear equations, iteration according to the method of Gauss or Seidel [11] is used.

After calculating, using expressions (10)–(12) the components of the stress tensor σ_x , σ_y and τ_{xy} the principal stresses are determined using the known expressions:

$$\begin{aligned} \sigma_1 &= (\sigma_x + \sigma_y) / 2 + \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 / 4 + \tau_{xy}^2}; \\ \sigma_2 &= (\sigma_x + \sigma_y) / 2 - \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 / 4 + \tau_{xy}^2}; \\ \tau_{\max} &= (\sigma_1 - \sigma_2) / 2. \end{aligned} \quad (14)$$

Justification of process operational diagrams and parameters of blasting operations in an open pit

Analysis of the data on deformation of rocks outside the rock mass contour in the course of applying huge (single) blasts allowed concluding that, when approaching the ultimate pit envelope (contour), it is necessary to change the drilling-and-blasting process [12–15]. One of the criteria for determining the amount of simultaneously blasted explosives was the value of the seismic hazard measure, at which residual deformations of the rocks composing the pit benches and walls were practically excluded.

It is recommended to calculate the amount of simultaneously blasted explosives taking into account K_c , factor, numerical values of which depend on the criterion involving type of displacement, location of the protected object, type of rocks, and type of fracturing (Table 1).

The amount of simultaneously blasted explosives during the approach of blasting to the ultimate envelope (contour) of the open pit is recommended to be determined by the following formula:

$$Q = (r_0 / K_c)^3, \text{ кг}, \quad (15)$$

where r_0 is safe distance for the contour benches from the blasting location to the protected object, m ; K_c is the averaged value of the factor.



Table 1

K_c factor values for different conditions

Location of the protected object	Average edge size of an elementary block, m	K _c
At the level of blasted bench	Up to 0.1	8.7
	0.1–0.3	6.2
	0.3–0.6	3.76
	0.6–2.0	3.02
	2.0	2.8
At the level above the blasted bench	Up to 0.1	8.22
	0.1–0.3	5.87
	0.3–0.6	3.56
	0.6–2.0	2.85
	2.0	2.65
Two levels above the blasted bench	Up to 0.1	7.89
	0.1–0.3	5.61
	0.3–0.6	3.42
	0.6–2.0	2.74
	2.0	2.54

The regularities of changing the residual deformation zone depending on the amount of simultaneously blasted explosives are shown in Fig. 3.

Thus, the data from Table 1 allow to determine the acceptable amount of simultaneously blasted explosives depending on the rock mass structure and the schematic of non-working benches arrangement in the ultimate contour of the pit wall.

Based on the need to ensure minimizing the zone of severe deformation, the optimal specific consumption and the amount of explosives per 1 m of the work front were determined. Based on the established optimal explosive consumption, allowing preventing peripheral (outside the pit contour) rock mass deformation, the width of the near-contour zone $R_{\Pi,3}$ was determined, which is the distance from the upper edge of the working bench to the points towards the stationary wall:

$$R = A \cdot (w + (n - 1)b)^{1/3}, \text{ m}, \quad (16)$$

where A is an empirical coefficient ($A = 11.5\text{--}18.0$); w is the width of the mined belt depending on the line of resistance along the bottom, m; n is the number of rows of blastholes, pcs; b is the distance between the blasthole rows, m.

Expression (16) allows, at a specified distance from the blast location to the ultimate pit wall contour, to determine the dimensions of the blasted block along the work face (Fig. 4).

Thus, solutions have been recommended to reduce the width of the residual deformation zone, the parameters of the contouring charges were established to create the shielding gap with an increased protective ability, and the parameters of blasting in the near-contour zone were selected to ensure the creation of the shielding gap with increased protective capacity and corresponding limitation of stresses in the incident compression wave.

A technique has been developed for calculating the effective parameters of drilling-and-blasting in the course of blasting by presplitting method taking into account the physical-mechanical and mining-technological properties of the rock mass [16–18].

It is recommended to determine the presplitting blasthole charge diameter using the formula:

$$d_3 = 0,55 \frac{(\rho_0 c^2)^{7/12}}{(\rho_{BB} D^2)^{1/3} \sigma_{ck}^{1/4}} d_c, \text{ MM}, \quad (17)$$

where ρ_0 is the rock density, kg/m³; c is velocity of longitudinal (P) wave in the rock, m/s; ρ_{BB} – is density of the explosive, kg/m³; D is the explosive detonation velocity, m/s; σ_{ck} – is ultimate compressive strength, Pa; d_c is the blasthole diameter, mm.

The change in the diameter of the presplitting blasthole depending on the explosive charge density, the rock density, the rock ultimate compressive strength, the longitudinal wave velocity in the blasted rock, and the commercial explosive detonation velocity was established (Fig. 5).

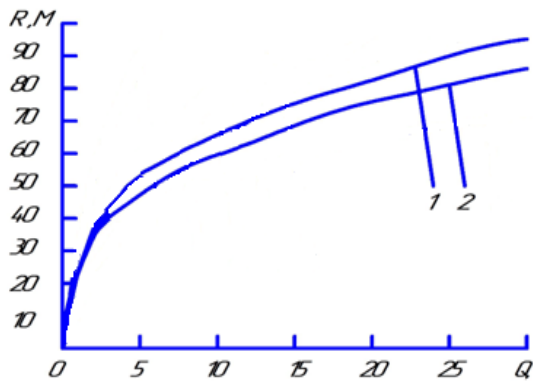


Fig. 3. The size of residual deformation zone R (m) as a function of the amount of simultaneously blasted explosives Q (t):

1 – vertical displacements; 2 – horizontal displacements

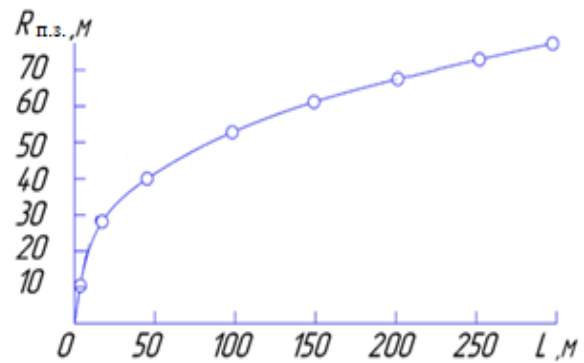


Fig. 4. The size of the near-contour zone width $R_{n.c.}$ (m) as a function of the blasted bench length L along the work face (m)

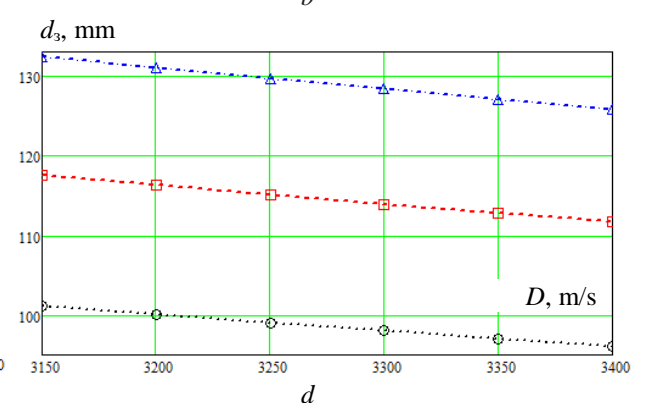
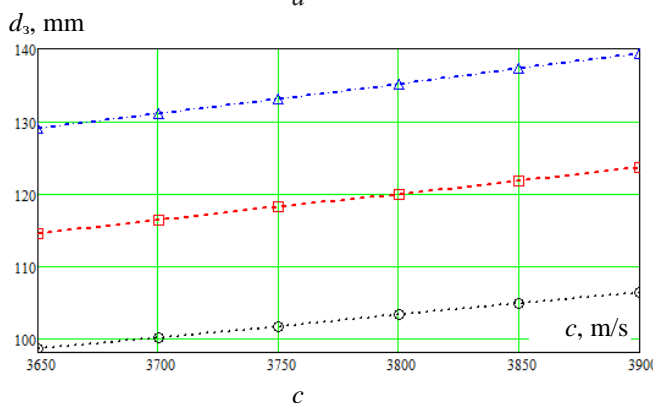
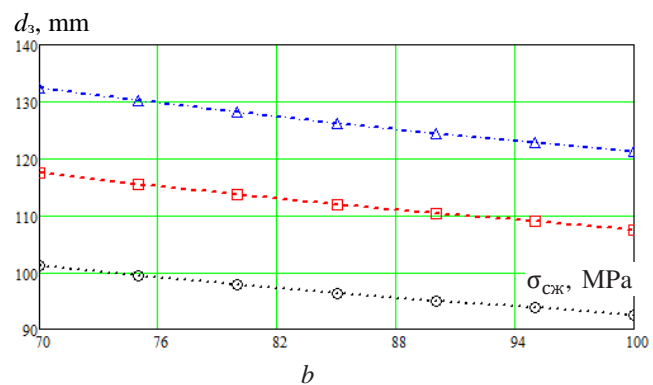
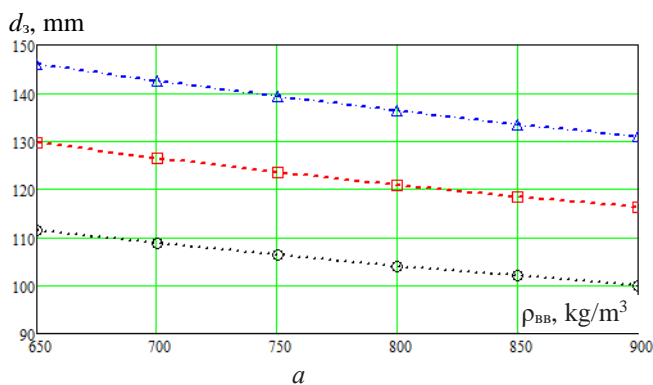


Fig. 5. Dependences of the presplitting blasthole charge diameter d_3 on the explosive density ρ_{BB} (a), ultimate compressive strength of rocks σ_{CK} (b), longitudinal wave velocity c (c), and detonation velocity of explosive D (d) in different rocks:

o – soft rocks; □ – medium hardness rocks; Δ – hard rocks

Linear mass of the presplitting blasthole charge is recommended to determine by the following formula:

$$\rho = 3,8 \cdot 10^{-5} \frac{(\rho_0 c^2)^{7/6}}{(\rho_{BB})^{1/3} D^{4/3} (\sigma_{CK})^{1/2}} r_c^2, \quad (18)$$

where r_c is the blasthole radius, mm.

The change in the presplitting blasthole charge linear mass depending on the blasted rock density, the longitudinal wave velocity in the blasted rock, the explosive density and detonation velocity, the rock ultimate compressive strength, and the presplitting blasthole radius in different rocks was established (Fig. 6).

It is recommended to determine the distance between the presplitting blastholes for edge presplitting by the following formula:

$$a = 0,064 d_c \left(\frac{\rho_0 c^2 \sigma_{сж}^3}{5\sigma_p^3} \right)^{1/8}, \text{ M}, \quad (5)$$

where σ_p is the rock ultimate tensile strength, Pa.

The presplitting blasthole spacing was determined depending on longitudinal wave velocity in

the blasted rock, the rock ultimate compressive strength and tensile strength, and the presplitting blasthole radius in different rocks (Fig. 7).

Thus, the action of blasting the presplitting blasthole charges in the near-contour zone of open pits was established by determining the drilling-and-blasting effective parameters taking into account physical-mechanical and mining-technological properties of the rock mass.

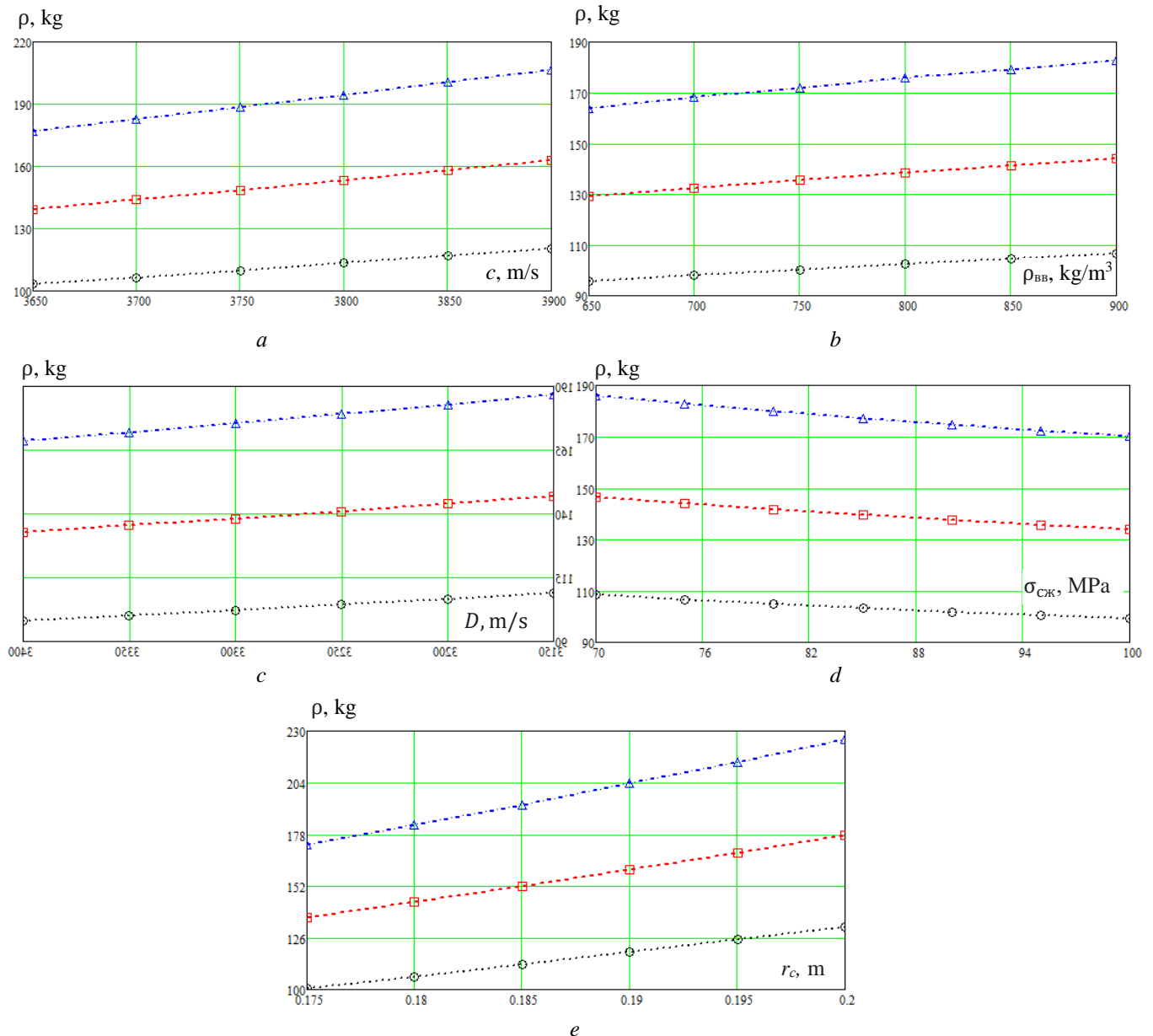


Fig. 6. Dependences of the presplitting blasthole charge linear mass ρ on the longitudinal wave velocity in the blasted rock c (a), the explosive density ρ_{BB} (b), detonation velocity of commercial explosives D (c), the rock ultimate compressive strength $\sigma_{сж}$ (d), and the presplitting blasthole radius r_c (e) in different rocks: o – soft rocks; □ – medium hardness rocks; Δ – hard rocks

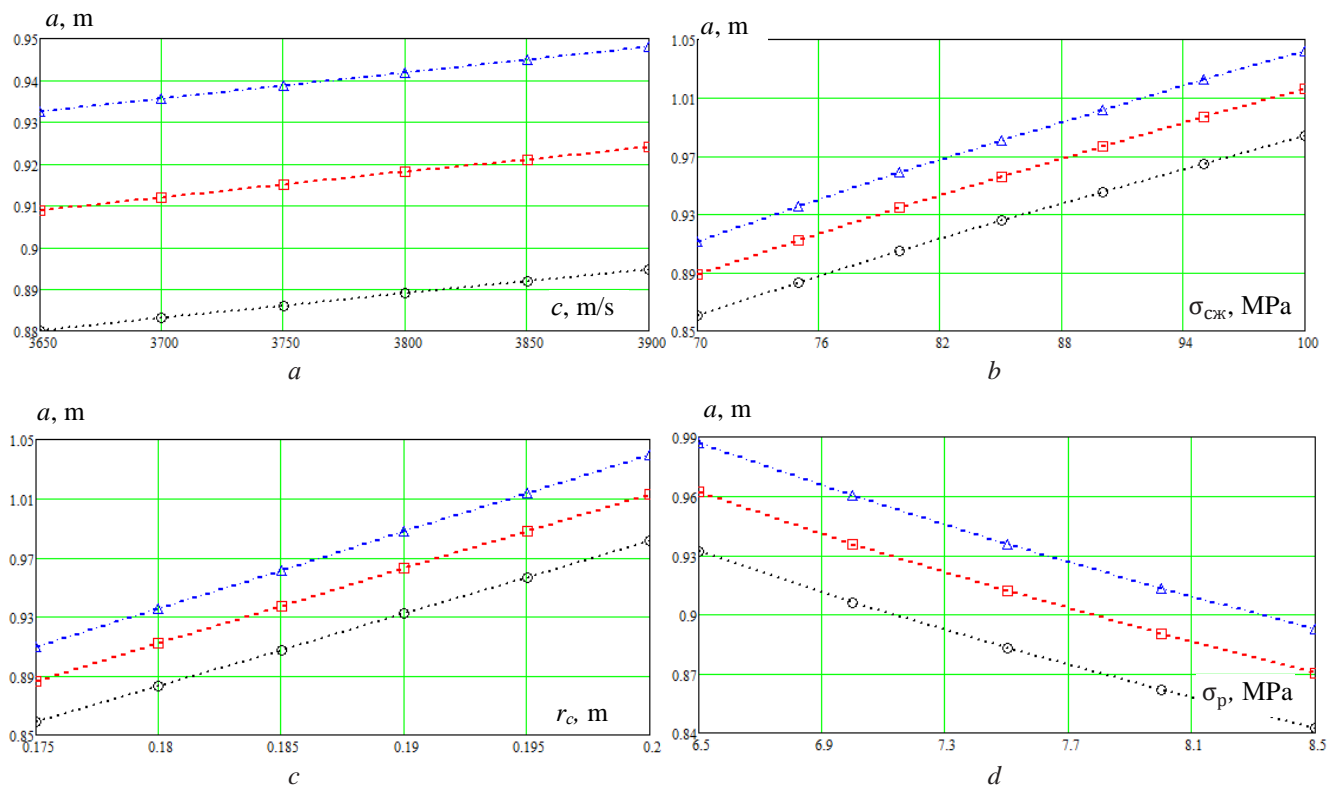


Fig. 7. The presplitting blasthole spacing a was determined depending on longitudinal wave velocity in the blasted rock c (a), the rock ultimate compressive strength $\sigma_{сж}$ (b), the blasthole radius r_c (c), and the rock ultimate tensile strength σ_t (d) in different rocks:

o – soft rocks; □ – medium hardness rocks; Δ – hard rocks

Based on the result of studying various techniques for forming slopes in the ultimate pit walls, it has been established that the best results are achieved when applying edge pre-splitting.

Studies of the mechanism of the peripheral (beyond pit envelope) rock mass when blasting the charge, a part of which is filled with inert material, demonstrated that the blast causes asymmetric fragmentation of the rock mass that decreased the blast impact towards the protected rock mass due to energy absorption when using the inert material.

Experimental research

Based on the result of the theoretical studies, a method for experimental studies of presplitting blasthole charge blasting was developed. Laboratory studies were carried out in the scientific laboratory of the Navoi State Mining Institute.

The experimental studies of the stress wave action in transparent bodies were carried out using the Olympus i-SPEED 2 high-speed video camera and further in rocks by oscillography method using the Rohde & Schwarz RTO1004 digital oscilloscope.

The research also used ZETLAB ZET 048-C seismic station. High-speed video recording allowed to simultaneously record the propagation of waves and fractures in the zone of plastic and elastic deformations without limiting the pressure amplitude in the wave. The wave propagation speed and pulse duration were also recorded.

Instrumental measurements using SV-10Ts sensors and the oscilloscope allowed determining the proportion of energy that is spent for rock rupture. The nature of fracturing, i.e. the presence of cutter breaks (wedges) going into the rock mass or towards the free surface was determined by linear measurements.



The methodology provided for three lines of conducting experiments on models:

- research of fracturing on volumetric models;
- study of wave interaction by the method of high-speed video recording of the blast process in transparent models;
- determination of the parameters of stress waves during the blast in samples of real rocks.

The study of fracturing was carried out on volumetric models made of marble and sandstone. The charge was placed into holes drilled in the rock. The distance between the charges was modeled taking into account the geometric similarity.

The distance between the charges was changed until the optimum one for a given diameter of charges and a given rock was determined. As the criteria for assessing the optimal distance, the quality of the gap formed, the degree of fragmentation of the tested samples, and the presence of cutter breaks (flaws) were taken.

The wave interaction was studied using the data of video filming with the Olympus i-SPEED 2 high-speed camera, which allowed synchronizing the studied process beginning with the record start.

As a first approximation, it was assumed that the model and the rock mass behave like elastic bodies until the moment of rupture/fragmentation.

The filming was carried out at frequency of 2000 frames per second. The process of rock fragmentation, depending on the medium acoustic stiffness, was largely determined by the parameters of the incident and reflected stress waves. To measure the parameters of the interacting charges stress waves in the models, SV-10Ts sensors with recording in Rohde & Schwarz RTO1004 digital storage oscillograph were used.

In the course of interpretation of the oscillograms, nameplate data of the sensors were used.

When modeling, it was required to determine the optimal distances between the charges, allowing obtaining high-quality gap with minimum fragmentation of the tested samples. The

smallest possible charge diameter in the models was 2.0–2.5 mm.

To reduce the degree of the sample disintegration, decked charges were modeled. With the use of glass tubes, the charge was distributed along the entire depth of the hole into four parts with three air gaps. The distance between the blastholes varied from 6.5 to 35 diameters of the charge.

Thus, the technique has been developed for experimental studies of blasting contour blasthole charges (blasting by pre-splitting method) using models, allowing to study fracturing on volumetric models and wave interaction by the method of high-speed video recording of the blasting process in transparent models, as well as to determine the parameters of stress waves during blasting in samples of real rocks.

Based on the result of the conducted research, the method of bench pre-splitting in near-contour zone of an open pit has been developed, which provides decreasing the rock mass disturbances (fracturing and fragmentation), as well as minimizes formation of talus and sliding (Fig. 8). According to this method, when mining approaches the ultimate pit contour (envelope) 1, the 10-m high benches 2 shall be doubled. On the upper bench, at a distance of 1 m from the design contour of the open pit, a number of inclined blastholes 3 of 190 mm in diameter shall be drilled by Driltex-D25KS or URB-2A-2B drilling rig with sub-drilling of 2 m. The pre-splitting inclined blasthole spacing in a row is 2 m.

In the lower bench, three rows of vertical blastholes 250 mm in diameter shall be drilled by 4 drilling rigs SBSh-250MN at 5×5 m grid with sub-drilling of 1 m. At the distance of 3 m from the third row of vertical blastholes, one more row of additional barrier presplitting blastholes 5 with diameter of 190 mm shall be drilled up to the pit design contour using Driltex-D25KS or URB-2A-2B drilling rigs. The vertical barrier presplitting blasthole spacing in the row is 2 m.

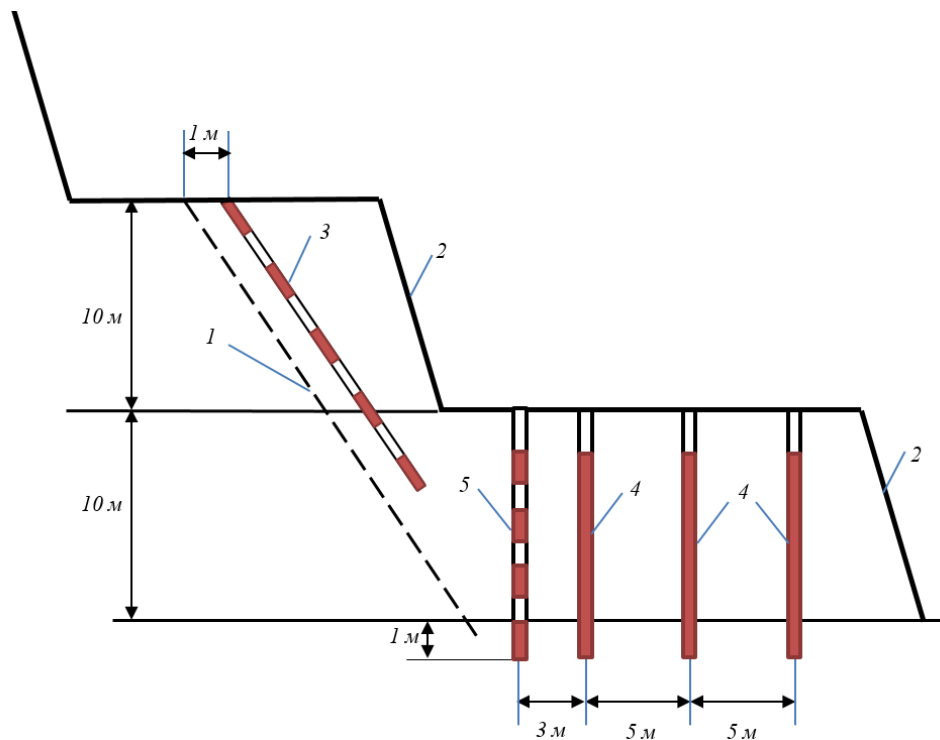


Fig. 8. Schematic of bench pre-splitting in pit near-contour zone:

1 – the pit ultimate contour; 2 – pit working bench; 3 – presplitting inclined blasthole;
 4 – vertical break hole; 5 – vertical barrier presplitting blasthole

Charges in the presplitting blastholes at the upper bench and in the vertical barrier presplitting blastholes at the lower bench are formed in the form of garlands of intermediate detonators of Nobelite-216Z brand with diameter of 70 mm, weighing 2 kg, and detonating cord of DSHE-12 brand at specific consumption of 2 kg/r.m.

The vertical barrier presplitting blastholes at the lower bench are filled with continuous charges of commercial explosives with specific consumption of 0.4–0.6 kg/m³.

The charges in the presplitting blastholes at the upper bench are detonated first, and then the charges at the lower bench are detonated using short-delay sequential blasting after 35 ms interval from the exposed bench surface to the design contour.

In any mining conditions, regardless of the rock mass strength in the near-contour zone, the initial angle of bench slope and its height, a bench slope formed at any angle exceeding the angle of repose will eventually collapse tending to take the angle of repose. The use of natural conditions for

natural presplitting of bench slopes was the basis for the development of the method for presplitting of pit wall slopes using mechanical rupture of the rock mass (Fig. 9), which allows ensuring the rock mass stability in the pit design contour and reliable controlling the presplitting parameters for the life of mine, decreasing overburden volume, preserving strength of the peripheral (beyond-contour) rock mass and ensuring mining safety.

According to this method, when setting the upper bench of 15 m high with slope angle of 60° in the ultimate pit contour, the last row of vertical blastholes is drilled at a distance of 1.5–2.5 m from the design position of the lower edge of the bench. The berm width is 17 m. When blasting two rows of the vertical blasthole charges in the near-contour zone, rock mass *I* is formed. The blasted rock mass handling and the slope formation is performed by two excavators in the following order: the lower excavator handles the first cut *I*, the upper excavator handles the upper part of the bench 5 m high, and the rock is handled to

the bench bottom 2; the lower excavator handles the rock handled from the upper sub-bench 3, and then handles the third cut, while forming the lower part of the upper sub-bench 4.

A method of initiation of blasthole charges in the near-contour zone of an open pit is recommended (Fig. 10), which enables reducing the

level of seismic vibrations and increasing integrity (stability) of near-wall rock masses and engineering structures in open pits – protecting them from the blasting seismic actions [19–21].

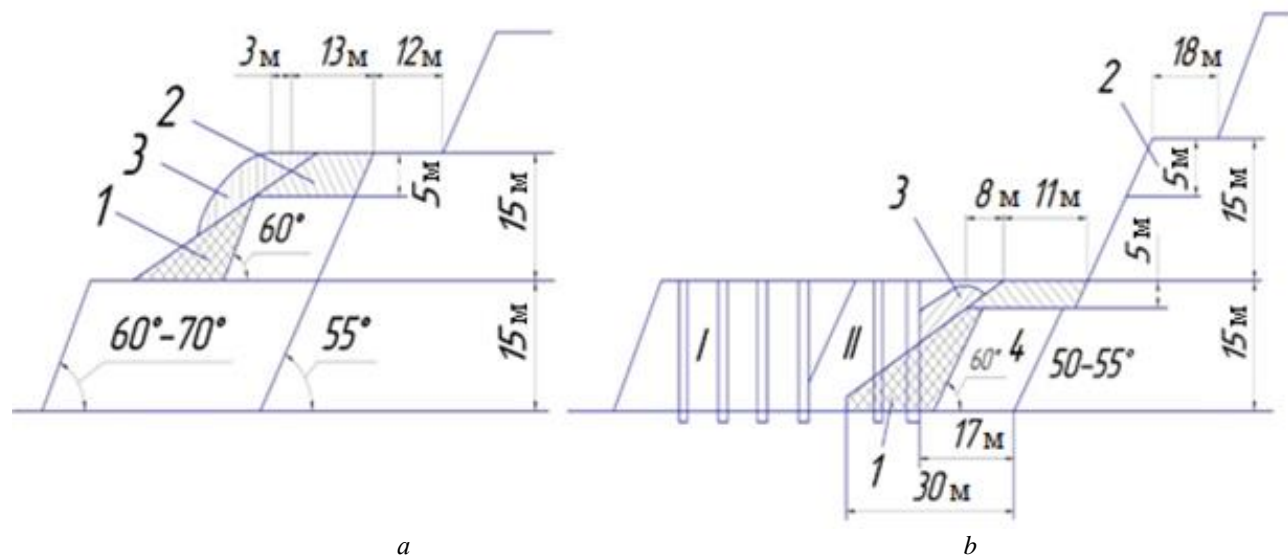


Fig. 9. Schematic of bench formation by excavators in the ultimate pit envelope (contour):

- a* – intermediate excavator presplitting; *b* – design contour presplitting; *I* – rock mass at the first excavator cut; *2* – rock mass handled to the bench bottom; *3* – rock transshipped from the upper sub-bench; *4* – the lower part of the upper sub-bench; *I* – rows of vertical blasthole charges for fragmentation; *II* – rows of vertical blasthole charges in the near-contour zone

According to this method, in the block, where rocks should be fragmented, 10 rows of blastholes of 252 mm in diameter shall be drilled at 5×5 m grid using SBSH-250MN drilling rig. At the bench height of 15 m, the blasthole length is 17 m, the cut length is taken as 5 m, the charge length is 12 m, the lower half of the blasthole is filled with Nobelan 2080 commercial explosive with density of charge of 1.25 g/cm³, and the upper half with Igdanite commercial explosives with density of charge of 0.85 g/cm³. Each blasthole charge weighs 618 kg. Downhole blasting caps are installed at the bottom of the blastholes (one blasthole - one blasting cap). Delay intervals between the blasthole rows are taken as 67 ms, and

those between blastholes in a row, 42 ms. Sequence of blasting is from the exposed bench surface towards the design contour. The initiation of charges in the SINV system is carried out by ED-8Zh electrical blasting caps and the main wire of DSHE-12 detonating cord. The source of the explosive pulse for the non-electrical SINV initiation system is the SINV-START.

The developed methods for the formation of stable slopes of the pit walls have been implemented at the Kokpatas deposit. Applying the methods, the recommended sequence and parameters of the bench setting ensured the quality of bench presplitting, complete integrity of the peripheral (beyond-contour) rock mass and mining safety.

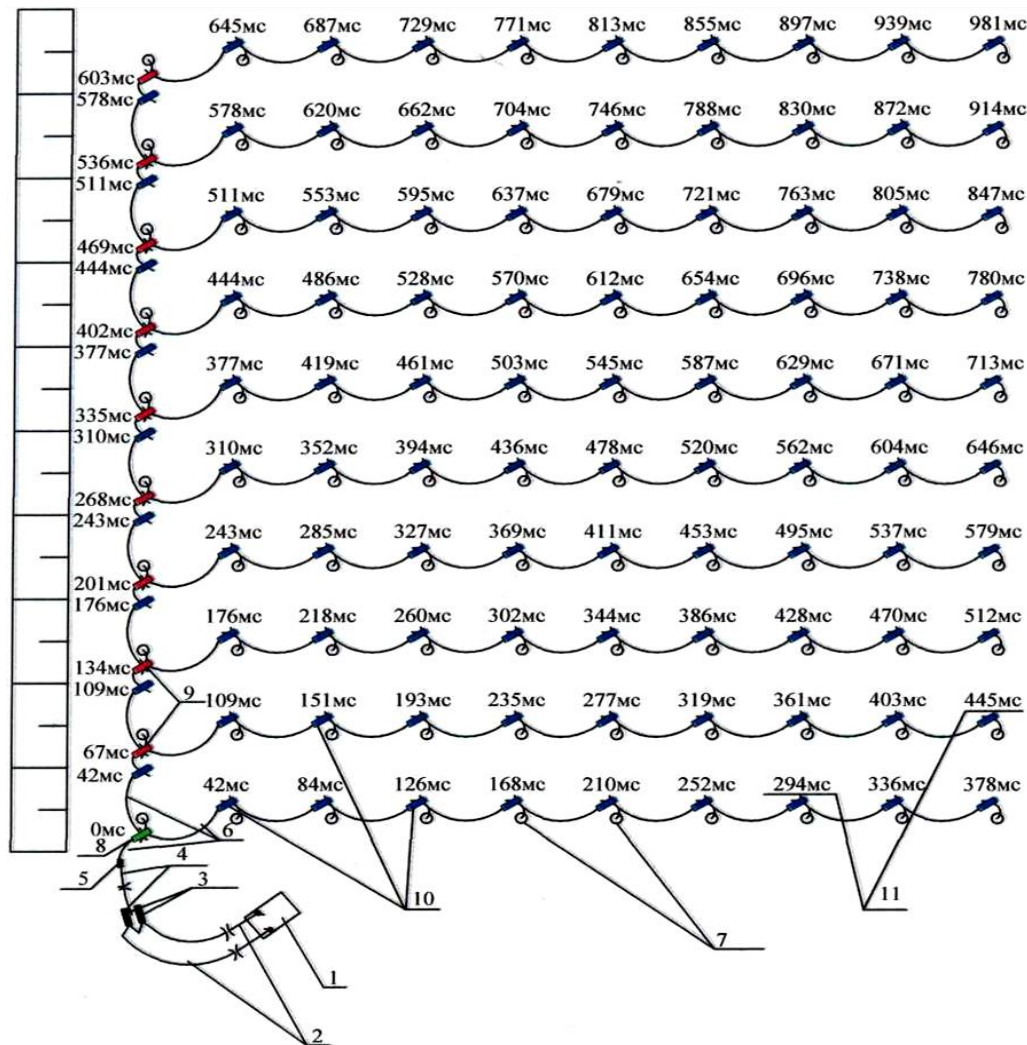


Fig. 10. Blasting schematic in the method of initiation of blasthole charges in the pit near-contour zone:

1 – blasting machine; 2 – electric wires; 3 – instantaneous electric blasting caps; 4 – main wire of detonating cord; 5 – connection of detonating cord with waveguide; 6 – waveguide; 7 – vertical blastholes in plan view; 8 – surface connecting unit, inside which blasting cap with delay interval of 0 ms is positioned; 9 – the same, with delay interval of 25 ms; 10 – the same, with delay interval of 42 ms; 11 – actuation time of the surface connecting units not taking into account wave passing through the waveguides, ms

Conclusions.

1. In various geological, mining, and climatic conditions, it is possible to form a pit wall with slope angle of up to 70° . Stability of benches in hard rocks is determined by the rock mechanical-and-physical properties, the length and orientation of fractures relative to the slope, as well as adhesion, the angle of internal friction at the contact, the fracture surface roughness and the filler properties.

2. The pit wall designs and stress-strain state of rocks at Kokpatas deposit have been in-

vestigated. The research findings enabled developing a model and method for calculating the stress-strain state of the rock mass.

3. The change in the presplitting blasthole diameter depending on the explosive charge density, the rock density, the rock ultimate compressive strength, the longitudinal wave velocity in the blasted rock, and the commercial explosive detonation velocity was established. With increasing the explosive charge density, the rock ultimate compressive strength, and the explosive detonation velocity, the explosive charge diame-



ter in various rocks decreases, whereas with increasing the longitudinal wave velocity in the blasted rock, the charge diameter increases.

4. The dependences of the presplitting blasthole charge linear mass on the longitudinal wave velocity in the blasted rock, the explosive density, detonation velocity of commercial explosives, and the rock ultimate compressive strength have been established. With increasing the longitudinal wave velocity in the blasted rock, the explosive density, and the presplitting blasthole radius, linear mass of the presplitting blasthole charge increases, and with increasing the commercial explosive detonation velocity and the rock ultimate compressive strength, the charge linear mass decreases.

5. The presplitting blasthole spacing was determined depending on longitudinal wave velocity in the blasted rock, the explosive density, the rock ultimate compressive strength and tensile strength, and the presplitting blasthole radius in different rocks. With increasing the longitudinal wave velocity in the blasted rock, the rock ultimate compressive strength, and the presplitting blasthole radius, the presplitting blasthole spacing increases, and with increasing the rock tensile strength, the spacing decreases.

6. A technique has been developed for experimental studies of blasting contour blasthole charges (blasting by pre-splitting method) using models, allowing to study fracturing on volumetric models and wave interaction by the method of high-speed video recording of the blasting process in transparent models, as well as to determine the parameters of stress waves during blasting in samples of real rocks.

7. A method for the formation of stable pit wall slopes has been developed and commercially implemented, which enables ensuring high quality of bench presplitting, complete integrity of the peripheral (beyond-contour) rock mass, and mining safety.

8. The excavator method for bench presplitting at ultimate pit contour has been developed and commercially implemented, which enabled increasing the bench slope angle from 60 to 65°, decreasing the overburden volume, ensuring integrity of the peripheral (beyond-contour) rock mass and mining safety.

9. The method of initiation of blasthole charges in the near-contour zone of an open pit, which provided acceptable seismic load on the pit walls and engineering structures without reducing the effect of rock fragmentation and with ensuring a preset size of average fragment of the blasted rock mass.

References

1. Shemetov P.A., Bibik I.P., Isakov M.M. Current state and problems of drilling and blasting in deep open pits in Uzbekistan. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2010;(4):12-19. (In Russ.)
2. Kuchersky N.I., Lukyanov A.N., Demich L.M. et. al. *Improvement of opencast mining methods for endogenous deposits of complicated structure*. Tashkent: FAN Publ.; 1998. 254 p. (In Russ.)
3. Shemetov P. A. *Improving efficiency of using subsoil resources in development of deposits*. Tashkent: FAN Publ.; 2005. 122 p. (In Russ.)
4. Malgin O. N., Kustov A. M., Shemetov P. A. Improving blasting operations in the Navoi MMC. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2002;(3):9-12. (In Russ.)
5. Rubtsov S. K., Shemetov P. A. *Control of blasting impact on a rock mass in open-pit mining*. Tashkent: FAN Publ.; 2011. 400 p. (In Russ.)
6. *Typical design of drilling and blasting operations at the open pits of the Central Mining Enterprise of the NMMC*. Zarafshan; 2020. 20 p. (In Russ.)
7. Kholikulov Kh. Sh. Blasting by presplitting method: increasing stability of high walls and decreasing watering of subsequent drilling. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2009;(1):117–120. (In Russ.)
8. Kuchersky N.I. *Modern methods for development of primary gold deposits*. Moscow: Ruda i Metally Publ.; 2007. 696 p. (In Russ.)



9. Benergy P. Butterfield R. *Boundary element method in applied sciences*. Translated from English, Moscow: Mir Publ.; 1984. 494 p. (In Russ.)
10. Silkin A. A., Koltsov V. N. Geotechnical analysis and wall deformation control systems at the Muruntau open pit. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2002;(4):17-22. (In Russ.)
11. Guter R.S., Ovchinsky B.V. *Elements of numerical analysis and statistical analysis of experimental results*. Moscow: Nauka Publ.; 1970. 434 p. (In Russ.)
12. Paine Rolf S., Holmes D. K., Clark Harry E. Presplit Blasting at the Niagara Power Project. *The Explosives Engineer*. Wilmington, Delaware, USA. 2003;39(3):72-92.
13. Rossmannith H. P. The Mechanics and Physics of Advanced Blasting-Waves, Shocks, Fracture, Damage, Impact and Profit. Short Course. *FragBlast*. 2006;(8). 214 p.
14. Selberg H. L. Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. *Archive for physics*. 1995;5(7):307-314.
15. Ahmed R. *Comportement et Fragmentation Dynamique des Matériaux QuasiFragiles*. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris; 2004. 210 p.
16. Zairov Sh. Sh., Urinov Sh. R., Ravshanova M. Kh. Ensuring wall stability in the course of blasting. Monograph. Germany: LAP LAMBERT Academic Publishing; 2020. 175 p. (In Russ.)
17. Zairov Sh. Sh., Urinov Sh. R., Ravshanova M. Kh., Nomdorov R. U. Physical and technical assessment of pit wall stability taking into account the drilling and blasting method used. Monograph. Bukhoro Publ. House; 2020. 175 p. (In Russ.)
18. Urinov Sh. R., Zairov Sh. Sh., Tukhtashev A. B. Theoretical substantiation of methods for assessing the stability of slopes of fractured rocks. *Techika*. 2020;(2):49-54. (In Russ.)
19. Bibik I. P., Sytenkov D. V. Optimization of parameters of drilling and blasting operations. *Mining journal*. 2007;(5):48-51. (In Russ.)
20. Shemetov P. A., Bibik I. P. Physical and technical substantiation of the parameters of blasting operations in deep open pits. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2011;(1):24-36. (In Russ.)
21. Bibik I. P. *Selection and substantiation of drilling and blasting parameters for increasing efficiency of mining-and-transport equipment in deep open pits*. Ph.D. thesis in Engineering Science. Navoi; 2003. (In Russ.)

Библиографический список

1. Шеметов П. А., Бибики И. П., Исаков М. М. Современное состояние и проблемы буровзрывных работ в глубоких рудных карьерах Узбекистана. *Горный вестник Узбекистана*. 2010;(4):12-19.
2. Кучерский Н. И., Лукьянов А. Н., Демич Л. М. и др. *Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения*. Ташкент: ФАН; 1998. 254 с.
3. Шеметов П. А. *Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке месторождений*. Ташкент: ФАН; 2005. 122 с.
4. Мальгин О. Н., Кустов А. М., Шеметов П. А. Совершенствование взрывных работ в Навоийском ГМК. *Горный вестник Узбекистана*. 2002;(3):9-12.
5. Рубцов С. К., Шеметов П. А. *Управление взрывным воздействием на горный массив при открытой разработке месторождений*. Ташкент: Изд-во «ФАН» АН РУз; 2011. 400 с.
6. *Типовой проект буровзрывных работ на карьерах Центрального рудоуправления НГМК*. Зарафшан; 2020. 20 с.
7. Холикулов Х. Ш. Контурное взрывание: повышение устойчивости высоких бортов и снижение обводненности последующего бурения. *Горный вестник Узбекистана*. 2009;(1):117-120.
8. Кучерский Н. И. *Современные технологии при освоении коренных месторождений золота*. М.: Руда и металлы; 2007. 696 с.
9. Бенерджи П., Баттерфилд Р. *Метод граничных элементов в прикладных науках*: Пер. с англ. М.: Мир; 1984. 494 с.
10. Силкин А. А., Кольцов В. Н. Геомеханический анализ и системы контроля деформации бортов карьера Мурунтау. *Горный вестник Узбекистана*. 2002;(4):17-22.
11. Гутер Р. С., Овчинский Б. В. *Элементы численного анализа и математической обработки результатов опыта*. М.: Наука; 1970. 434 с.
12. Paine Rolf S., Holmes D. K., Clark Harry E. Presplit Blasting at the Niagara Power Project. *The Explosives Engineer*. Wilmington, Delaware, USA. 2003;39(3):72-92.
13. Rossmannith H. P. The Mechanics and Physics of Advanced Blasting-Waves, Shocks, Fracture, Damage, Impact and Profit. Short Course. *FragBlast*. 2006;(8). 214 p.



14. Selberg H. L. Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. *Archive for physics*. 1995;5(7):307-314.
15. Ahmed R. *Comportement et Fragmentation Dynamique des Matériaux QuasiFragiles*. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris; 2004. 210 p.
16. Заиров Ш. Ш., Уринов Ш. Р., Равшанова М. Х. *Обеспечение устойчивости бортов карьеров при ведении взрывных работ*: Монография. Germany: LAP LAMBERT Academic Publishing; 2020. 175 с.
17. Заиров Ш. Ш., Уринов Ш. Р., Равшанова М. Х., Номдоров Р. У. *Физико-техническая оценка устойчивости бортов карьеров с учетом технологии ведения буровзрывных работ*: Монография. Бухоро: Изд-во «Бухоро»; 2020. 175 с.
18. Уринов Ш. Р., Заиров Ш. Ш., Тухташев А. Б. Теоретическое обоснование методов оценки устойчивости откосов трещиноватых пород. *ТЕСНика*. 2020;(2):49-54.
19. Бибики И. П., Сытенков Д. В. Оптимизация параметров буровзрывных работ. *Горный журнал*. 2007;(5):48-51.
20. Шеметов П. А., Бибики И. П. Физико-техническое обоснование параметров взрывных работ в глубоких карьерах. *Горный вестник Узбекистана*. 2011;(1):24-36.
21. Бибики И. П. *Выбор и обоснование параметров процессов буровзрывных работ для повышения эффективности горно-транспортного оборудования глубоких карьеров*: Дис. ... канд. техн. наук. Навои; 2003.

ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-253-265

Вопросы динамики многодвигательного электропривода на примере механизма наклона конвертера

В. Ф. Борисенко, В. А. Сидоров, А. И. Землянский ✉

Донецкий национальный технический университет, г. Донецк, ✉ andrewiz@yandex.ru

Аннотация: Многодвигательным электроприводом оснащены многие тяжелые машины и механизмы горно-металлургической отрасли, например кислородные конвертеры. Уменьшение влияния недостатков, характерных для разветвленной многосвязной системы, возможно за счет создания систем регулирования на основе математических моделей рассматриваемых электромеханических систем (ЭМС). В полной математической модели учитывается число электродвигателей ЭМС, зазоры в передачах, упругости валопроводов, влияние диссипативных сил и т.д. Недостатком такого подхода является сложность таких моделей, что приводит к большим вычислительным и временным затратам при их реализации. Для анализа динамических процессов, возникающих в режимах разгона и торможения электромеханической системы механизма наклона конвертера, предлагается использовать упрощенную эквивалентную расчетную модель, которая учитывала бы изменение собственной частоты колебаний ЭМС для любого режима работы на основе технологических и конструктивных особенностей. На основании анализа расчетной модели сделан вывод о необходимости оценки механических нагрузок в системе методом сравнения их текущих и базовых значений, а также учет демпфирующих свойств электропривода. Для снижения динамических нагрузок предлагается сформировать закон изменения управляющего напряжения с помощью задатчика интенсивности, снижающего риски возникновения упругих моментов, значительно превосходящих допустимые для данного класса механизмов. Результаты термо- и вибродиагностики для оценки неисправностей основных звеньев механизма наклона конвертера, а также оценка поведения системы на базе модели Matlab Simulink при варьировании упругости валопроводов и приведенных зазоров показали существенное влияние последних на динамические нагрузки.

Ключевые слова: конвертер, электромеханическая система, валопровод, динамика, расчетная схема, термо- и вибродиагностика

Для цитирования: Борисенко В. Ф., Сидоров В. А., Землянский А. И. Вопросы динамики многодвигательного электропривода на примере механизма наклона конвертера. *Горные науки и технологии*. 2020;5(3):253-265. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-253-265

Issues of Multi-Motor Electric Drive Dynamics through the Example of Converter Tilting Mechanism

V. F. Borisenko, V. A. Sidorov, A. I. Zemlyansky ✉

Donetsk National Technical University, Donetsk, ✉ andrewiz@yandex.ru

Abstract: Many heavy machines and mechanisms of mining and metallurgical industry, for example, basic-oxygen converters (BOCs), are equipped with multi-motor electric drive. Reducing the influence of the disadvantages characteristic of a branched multi-connected system is possible by creating control systems based on mathematical models of the considered electromechanical systems (EMS). The full mathematical model takes into account the number of EMS motors, gear backlashes, elasticity of shafting, the effect of dissipative forces, etc. Disadvantage of this approach is complexity of such models, which leads to high computational costs and time expenditure for their implementation. To analyze dynamic processes arising under acceleration and deceleration conditions of the electromechanical system of the converter tilting mechanism, it is proposed to use a simplified equivalent simulation model, which would take into account changing the EMS natural oscillation frequency for any operation conditions based on process and design features. Based on the simulation model analysis, it was concluded that it is necessary to assess mechanical loads in the system by comparing their current and basis values, as well as taking into account the damping properties of the electric drive. To reduce dynamic loads, it is proposed to form a law of changing the control voltage using an intensity generator, which reduces the risks of occurrence of elastic moments,



significantly exceeding those permissible for this class of mechanisms. The results of thermal and vibration diagnostics for assessing malfunctions of key units of the converter tilting mechanism, as well as assessing the system behavior based on the Matlab Simulink model with varying shafting elasticity and normalized gear backlashes, showed significant effect of the latter on the dynamic loads.

Keywords: converter, electromechanical system, shafting, dynamics, design model, thermal and vibration diagnostics

For citation: Borisenko V. F., Sidorov V. A., Zemlyansky A. I. Issues of multi-motor electric drive dynamics through the example of converter tilting mechanism. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(3):253-265. (In Russ.) DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-253-265

Введение

В настоящее время многодвигательным приводом (два, четыре и более) оснащены многие тяжелые машины и механизмы горно-металлургической отрасли, например кислородные конвертеры. Привод таких машин представляет собой разветвленную многосвязную систему валопроводов с суммированием моментов на общей шестерне. Такая схема позволяет уменьшить суммарный момент инерции механизма и снизить динамические нагрузки в передачах по сравнению с одновдвигательным приводом и, следовательно, снизить их массу и габариты. С другой стороны, увеличение числа валопроводов приводит к появлению дополнительных механических связей и, как следствие, к росту зазоров в зубчатых передачах и несинхронности нагружения отдельных ветвей. Даже небольшие отклонения в значениях моментов инерции и жесткости валопроводов приводят к росту динамических нагрузок, колебательному характеру в нестационарных режимах работы (пуск, торможение, реверс) и возможному преждевременному отказу оборудования.

Аналізу поведения многосвязных электроприводов посвящено значительное число публикаций. Результаты теоретических и экспериментальных исследований динамики многомассовых ЭМС рассмотрены в работах Кожевникова С.Н. [1], Большакова В.И., Буцукина В.В. [2–4], Ключева В.И. [5], Борцова Ю.А., Соколовского Г.Г. [6].

Настоящая работа посвящена исследованию поведения электромеханической системы многодвигательного привода механизма

наклона конвертера в типовых режимах работы с целью определения путей локализации узлов, требующих ремонта.

Уменьшение влияния недостатков, характерных для разветвленной многосвязной системы, возможно за счет создания систем регулирования на основе математических моделей рассматриваемых электромеханических систем (ЭМС). В полной математической модели учитывается число электродвигателей ЭМС, зазоры в передачах, упругости валопроводов, влияние диссипативных сил и т.д. Недостатком такого подхода является сложность таких моделей. Это приводит к большим вычислительным и временным затратам при их реализации, что зачастую недопустимо в реальных условиях производства.

Для анализа динамических процессов, возникающих в режимах разгона и торможения электромеханической системы механизма наклона конвертера, предлагается использовать упрощенную эквивалентную расчетную модель, которая учитывала бы изменение собственной частоты колебаний ЭМС для любого режима работы на основе технологических и конструктивных особенностей. На основании анализа расчетной модели сделан вывод о необходимости оценки механических нагрузок в системе методом сравнения их текущих и базовых значений, а также учета демпфирующих свойств электропривода. Для предварительной оценки динамики рассматриваемой системы с помощью программного пакета Matlab Simulink выполнено моделирование процесса разгона.

Поскольку анализ текущих сигналов, поступающих от системы электроприводов, не позволяет оценить ее техническое состояние, предлагается использовать данные, полученные в результате термо- и вибродиагностики.

Расчетная схема ЭМС многодвигательного привода наклона конвертера

Для многодвигательных электроприводов, содержащих два, четыре, шесть и более приводных электродвигателей основным недостатком является различие в кинематических зазорах по каждому из валопроводов. При пуске такой сложной ЭМС будут наблюдаться участки, соответствующие выбору зазоров по каждому из валопроводов. На приводимых ниже осциллограммах (рис. 1) хорошо прослеживается неодновременность пуска валопроводов четырехдвигательного привода механизма поворота и появление параметрического резонанса в районе половинной частоты вращения (на 11-й секунде) при пуске и в случае реверса

на 41-й и 51-й секундах. В качестве регистрируемых величин приняты упругие моменты по каждому из валопроводов (первый – четвертый), а также частота вращения и ток первого двигателя. Неодновременность выбора зазоров видна на характере изменения упругих моментов – M_{121} , M_{122} , M_{123} , M_{124} .

Число приводных двигателей может достигать 10–16. При таком числе приводных двигателей приемлема их группировка в блоки по два или четыре, а также необходимость чередования блоков с последовательным и параллельным соединениями машин.

Нагрузка на двигатели у механизмов поворота и кантования будет усредняться в установившемся режиме движения, в пуско-тормозных режимах из-за различных условий выбора зазоров, нагрузка на отдельные двигатели может возрастать более чем в 2 раза, аналогичная ситуация повторяется и для упругих моментов в валопроводах [5, 6].

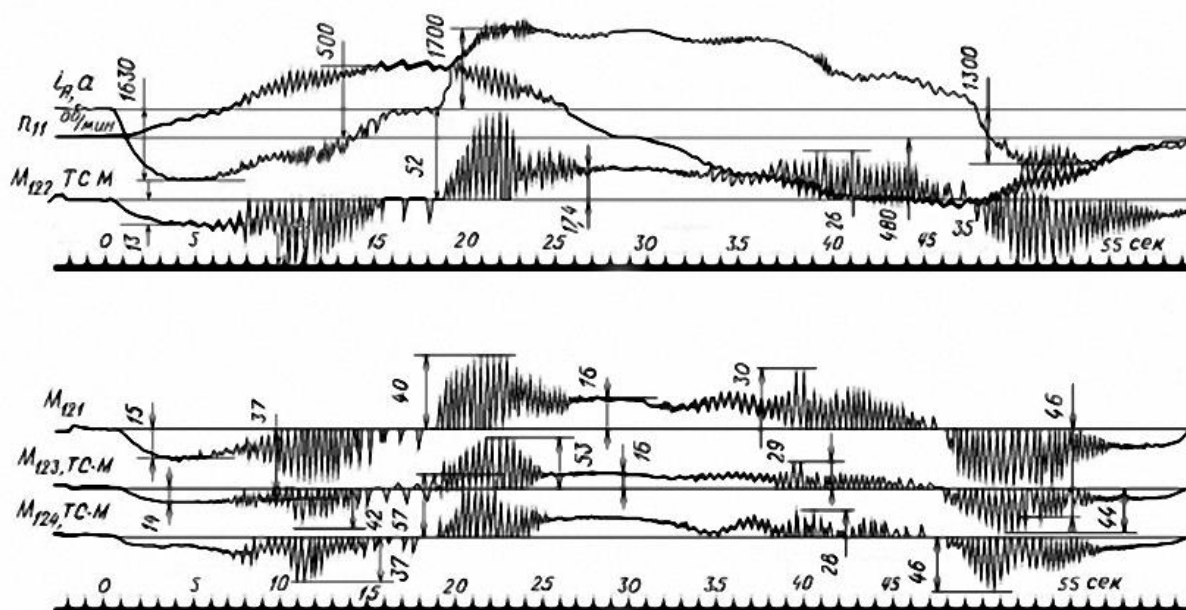


Рис. 1. Осциллограммы пуска четырехдвигательного привода механизма поворота:

i_a – ток якоря электродвигателя; n_{11} – частота вращения 1-го электродвигателя;

M_{121} , M_{122} , M_{123} , M_{124} – упругие моменты валопроводов (с 1-го по 4-й)

Fig. 1. Oscillograms of starting the four-motor drive of the tilting mechanism:

i_a – electric motor armature current; n_{11} – speed of rotation of the 1st electric motor;

M_{121} , M_{122} , M_{123} , M_{124} – elastic momenta of shafting (from the 1st to 4th)

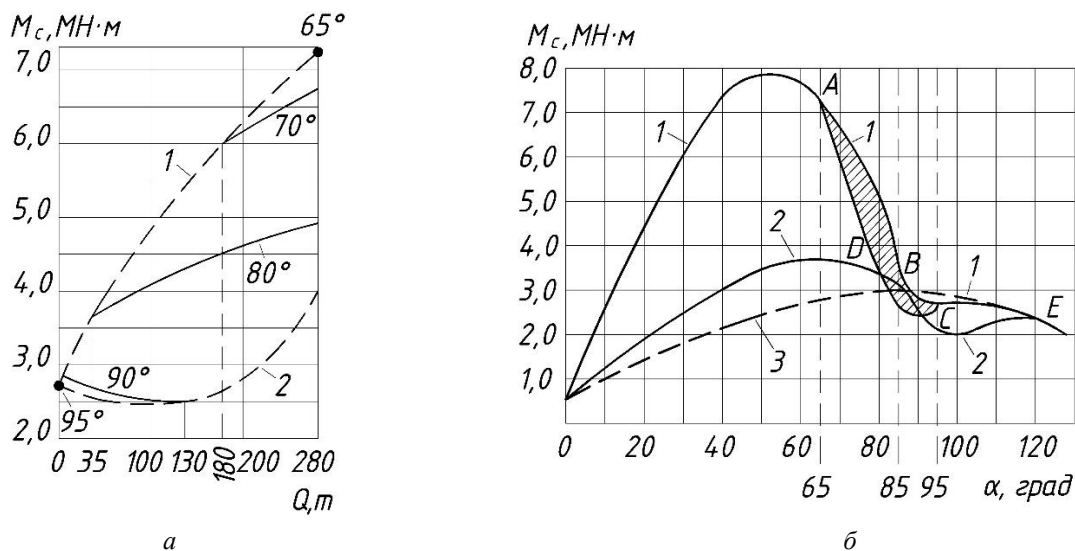


Рис. 2. Зависимости статических моментов на цапфе от количества металла в конвертере (а) и в функции угла поворота α конвертера (б):

на а: 1 – граничная кривая, соответствующая появлению шлака в сталевыпускном отверстии; 2 – граничная кривая, соответствующая началу слива шлака через горловину конвертера;

на б: 1 – слив стали; 2 – возврат в исходное положение с 44 т шлака; 3 – поворот порожнего конвертера; 65° – начало слива стали; 85° – начало слива шлака через горловину; 95° – окончание слива стали; 120° – окончание слива шлака

Fig. 2. First momenta on the trunnion as a function of the amount of metal in the converter (a) and as a function of the converter tilt angle α (b)

in (a): 1 – boundary curve corresponding to appearance of slag in the steel-tapping hole; 2 – boundary curve corresponding to the beginning of slag pouring through the converter mouth;

in (b): 1 – steel pouring; 2 – return to initial position with 44 tons of slag; 3 – tilting empty converter; 65° – start of steel pouring; 85° – start of slag pouring through the mouth; 95° – finish of steel pouring; 120° – finish of slag pouring

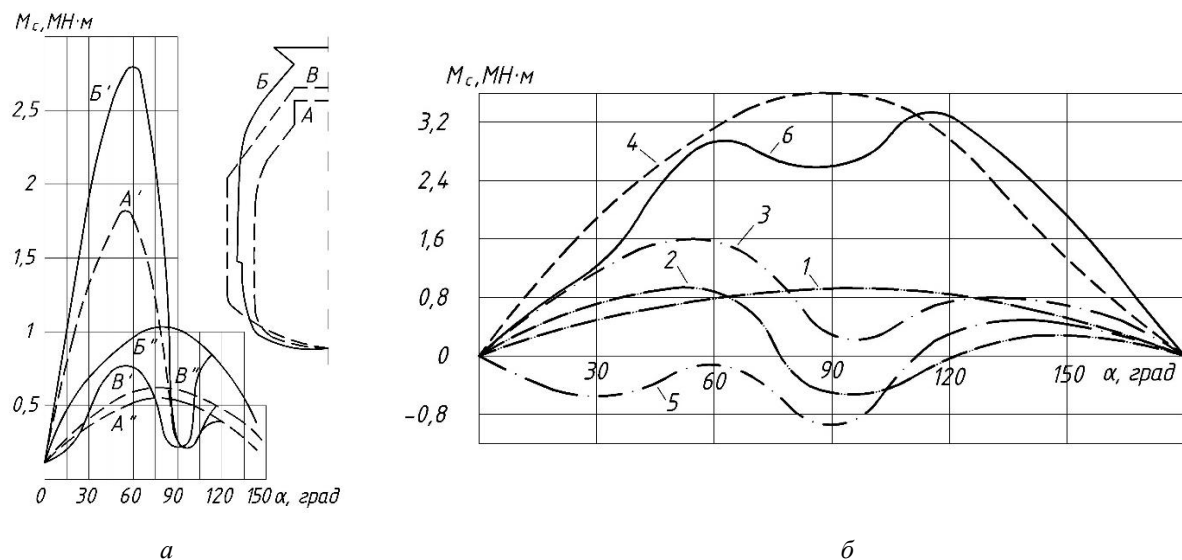


Рис. 3. Зависимость статического момента на цапфах конвертера 250 т от профиля конвертера (а) и угла его поворота (б):

A', B', B' – загруженные конвертеры с садкой 125 (А), 190 (Б) и 230 (В), т; А'', Б'', В'' – то же для порожних конвертеров; 1 – момент порожнего конвертера с новой футеровкой; 2 – момент от садки в конвертере с новой футеровкой; 3 – суммарный момент при новой футеровке; 4 – момент порожнего конвертера с выгоревшей футеровкой; 5 – момент от садки в конвертере с выгоревшей футеровкой; 6 – суммарный момент при выгоревшей футеровке

Fig. 3. Dependence of the first moment on the 250-t converter trunnions on the converter profile (a) and its tilt angle (b):

A', B', C' – loaded converters with load 125 (A), 190 (B) and 230 (C), t; A'', B'', C'' – the same for empty converters; 1 – moment of empty converter with new lining; 2 - moment due to the load in converter with new lining; 3 – total moment at new lining; 4 – moment of empty converter with burnt-out lining; 5 – moment due to the load in the converter with burnt-out lining; 6 – total moment at burnt-out lining

Момент сил сопротивления M_c механизма наклона конвертера существенно изменяется в процессе обработки технологических операций [7–9]. Одновременно с изменением M_c наблюдается и изменение приведенного момента инерции:

$$J = m\rho^2,$$

где m – полная масса металла и собственно конвертера, ρ – радиус инерции.

Это очевидно, так как в процессе наклона изменяется положение центра тяжести. Наибольшие значения $J(\varphi)$ будут иметь место в случае выгоревшей футеровки по сравнению с показателями для новой футеровки. Зависимость для $J(\varphi)$ будет в некоторой степени повторять кривую $M_c(\varphi)$. Характерные зависимости момента сил сопротивления от состояния футеровки и угла наклона конвертера для различных садок приведены на рис. 2; влияние профиля конвертера на момент привода механизма наклона и зависимость $M_c(\varphi)$ для $Q = 250$ т – на рис. 3.

При анализе исследований по динамике привода наклона конвертера [2–4] было замечено, что основной упор делался на изучении нагрузок в валопроводах от тихоходного редуктора к венцовой шестерне, а также склонности электромеханической системы к биениям. В качестве расчетных схем принимались эквивалентная двухмассовая и многомассовая, в которых моделировалось изменение времени приложения движущего момента к рассматриваемым валопроводам, учитывался процесс растормаживания приводов [1, 5, 10]. Реальная расчетная схема должна учитывать систему электропривода, схему соединения электродвигателей, основные жесткости, зазоры по линии каждого из

валопроводов, характер изменения моментов сопротивления $M_c(\varphi)$ и инерции $J_{\text{конв}}(\varphi)$ при наклоне конвертера [11]. Особенно следует выделить зоны с минимальными и максимальными значениями M_c и $J_{\text{конв}}$. При упрощенном моделировании ЭМС наклона возможно задание механической характеристики двигателя в графическом виде или таблично [12, 13]. Типовая схема шестидвигательного одностороннего привода механизма наклона конвертера приведена на рис. 4.

При пуске многодвигательного привода механизма наклона конвертера наблюдается неодновременное подключение приводных ветвей к венцовой шестерне [3, 14, 15]. При этом возможно рассмотрение нескольких типовых случаев, к числу которых следует отнести: 1) подключение одной приводной ветви к венцовой шестерне в первый момент; 2) одновременное подключение двух приводных ветвей и 3) подключение оставшихся валопроводов к венцовой шестерне после выбора зазоров.

В первом случае [16] собственная частота колебаний может быть найдена как

$$\Omega'_{12} = \sqrt{\frac{(J_1 + J_7)C_{1-7}}{J_1 J_7}} \quad (1)$$

Подключение второго валопровода приводит к изменению собственной частоты

$$\Omega''_{12} = \sqrt{\frac{(J_1 + J_2 + J_7)(C_{1-7} + C_{2-7})}{(J_1 + J_2)J_7}} \quad (2)$$

В случае подключения всех валопроводов к венцовой шестерне собственная частота ЭМС наклона, приведенная к двухмассовой, находится из выражения

$$\Omega'''_{12} = \sqrt{\frac{(C_{1-7} + C_{2-7} + \dots + C_{6-7})(J_1 + J_2 + \dots + J_6 + J_7)}{(J_1 + J_2 + \dots + J_6)J_7}} \quad (3)$$

Рассмотрим отношение собственных частот колебаний:

$$\frac{(\Omega'_{12})^2}{(\Omega''_{12})^2} = \frac{(J_1 + J_7)C_{1-7}(J_1 + J_2)J_7}{J_1 J_7 (J_1 + J_2 + \dots + J_7)(C_{1-7} + C_{2-7})} \quad (4)$$

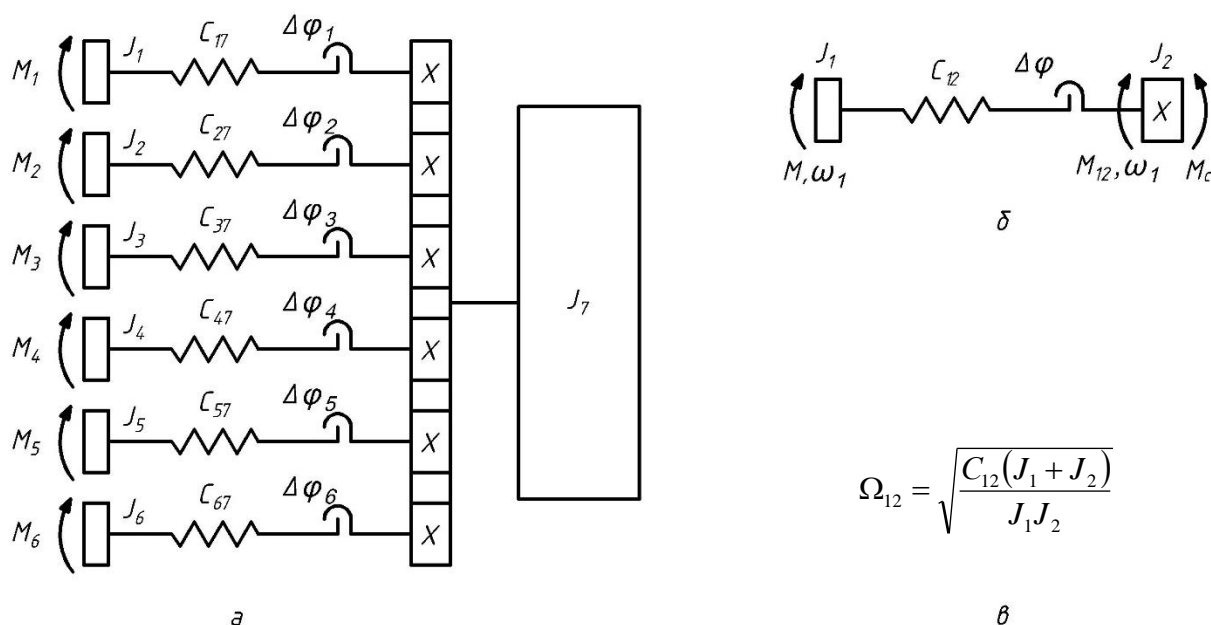


Рис. 4. Расчетная схема механизма наклона конвертера с шестью приводными двигателями (а); двухмассовая расчетная схема (б); выражение для собственной частоты колебаний двухмассовой системы (в): M_i – момент, развиваемый i -м приводным электродвигателем; J_i – момент инерции i -й массы; J_7 – момент инерции венцовой шестерни; C_{i7} – жесткость i -го валопровода; $\Delta\varphi_i$ – зазор в i -м валопроводе

Fig. 4. Design model of the converter tilting mechanism with six drive motors (a); two-mass design model (b); expression for the two-mass system natural oscillation frequency (c):

M_i is the moment (torque) developed by the i -th drive motor; J_i is the moment of inertia (second moment) of the i -th mass; J_7 is moment of inertia of the ring gear; C_{i7} is stiffness of the i -th shafting; $\Delta\varphi_i$ is gap in the i -th shafting

Можно предположить, что в идеальном случае

$$J_1 = J_2 = \dots = J_6, C_{1-7} = C_{2-7} = \dots = C_{6-7}. \quad (5)$$

Учитывая предыдущие соотношения, получим

$$\frac{(\Omega'_{12})^2}{(\Omega''_{12})^2} = \frac{J_1 + J_7}{2J_1 + J_7}. \quad (6)$$

Отношение собственных частот колебаний при подключении одной ветви валопровода и всех ветвей к венцовой шестерне:

$$\frac{(\Omega'_{12})^2}{(\Omega'''_{12})^2} = \frac{J_1 + J_7}{6J_1 + J_7}. \quad (7)$$

Общее выражение:

$$\frac{(\Omega'_{12})^2}{(\Omega'''_{12})^2} = \frac{J_1 + J_7}{nJ_1 + J_7} \Rightarrow \frac{\Omega'_{12}}{\Omega'''_{12}} = \sqrt{\frac{J_1 + J_7}{nJ_1 + J_7}}. \quad (8)$$

То есть в процессе разгона собственная частота колебаний многомассовой системы (приведенной к двухмассовой) будет ступенчато изменяться в функции подключения валопроводов к ведущей шестерне (выбора зазоров в передачах). В момент окончания выбора зазора будут происходить удар и возбуждение колебаний в электромеханической системе [17, 18].

Одна из причин увеличения числа приводных двигателей механизма наклона конвертера – стремление уменьшить габаритные размеры контактных пар ведущая шестерня – венцовая шестерня и, как следствие, снизить динамические нагрузки на элементы приводных ветвей в пуско-тормозных режимах.

Очевидно, что установка приводных блоков механизма наклона конвертера требует высокой квалификации наладчиков, но даже в этом случае не удастся идеально установить зацепление в контактных парах. В пуско-тормозных режимах нагрузка на валопроводы будет существенно различаться из-за различных вели-

$$K_{эс} = \frac{\gamma - 1}{\sqrt{\gamma(\gamma - 1)T_m^2\Omega_0^2 + \gamma^2T_y^2T_m^2\Omega_0^4}}, \quad (14)$$

где $\gamma = (J_1 + J_2) / J_1$ – величина относительного момента инерции.

Частота свободных колебаний вала двигателя при жесткой заделке вала механизма:

$$\Omega_0 = \sqrt{\frac{\gamma}{\gamma - 1}}. \quad (15)$$

Связь Ω_{12} с Ω_0 через γ :

$$\Omega_{12} = \Omega_0 \sqrt{\frac{\gamma}{\gamma - 1}}. \quad (16)$$

Величина $K_{эс}$ при различном сочетании параметров электропривода для разомкнутой системы УП – Д может изменяться в широких пределах $0 < K_{эс} < \infty$. Диапазон изменения $K_{эс}$ предлагается рассматривать в трех интервалах, соответствующих слабой ($0 < K_{эс} < 0,2$), существенной ($0,2 < K_{эс} < 2$) и жесткой ($K_{эс} > 5$) электромеханической связи, двигатель обладает жесткой механической характеристикой. Имея конкретные значения $K_{эс}$ для системы, можно судить о демпфирующей способности электропривода, т.е. о взаимовлиянии электрической и механической частей ЭМС [16].

Контроль теплового состояния и виброспектров узлов механизма наклона

Приведенные выше способы оценки технического состояния ЭМС механизма наклона конвертера (по величине изменения собственной частоты колебаний системы, величине коэффициента динамичности, величине коэффициента электромеханической связи) не дают возможности оценить степень неисправности отдельных звеньев системы. Поэтому нами используется один из современных методов контроля – метод оценки теплового состояния элементов. С другой стороны, может быть получена достоверная информация о состоянии узлов ЭМС механизма наклона конвертера с помощью методов вибродиагностики.

При работе механизма наклона основную нагрузку от веса конвертера воспринимает опорный подшипник [17, 22–24]. На рис. 5, 6 показаны разрушение подшипника опорного кольца, термограмма корпуса исправного подшипника, а также спектр виброускорения поврежденного подшипника. Необходимо констатировать, что характерным признаком повреждения подшипника является рост высокочастотной вибрации в области 2–4 кГц [20, 25, 26].

Возможный характер разрушения шестерен редукторов, износа зубчатого венца показан на рис. 7, 8. Вид разрушения позволяет судить о динамическом характере нагружения и значительных силах в зацеплении [27].



а



б

Рис. 5. Опорный подшипник конвертера:
а – разрушение опорного кольца; б – термограмма корпуса

Fig. 5. Converter backing bearing:
а – failure of the support rim; б – shell thermogram

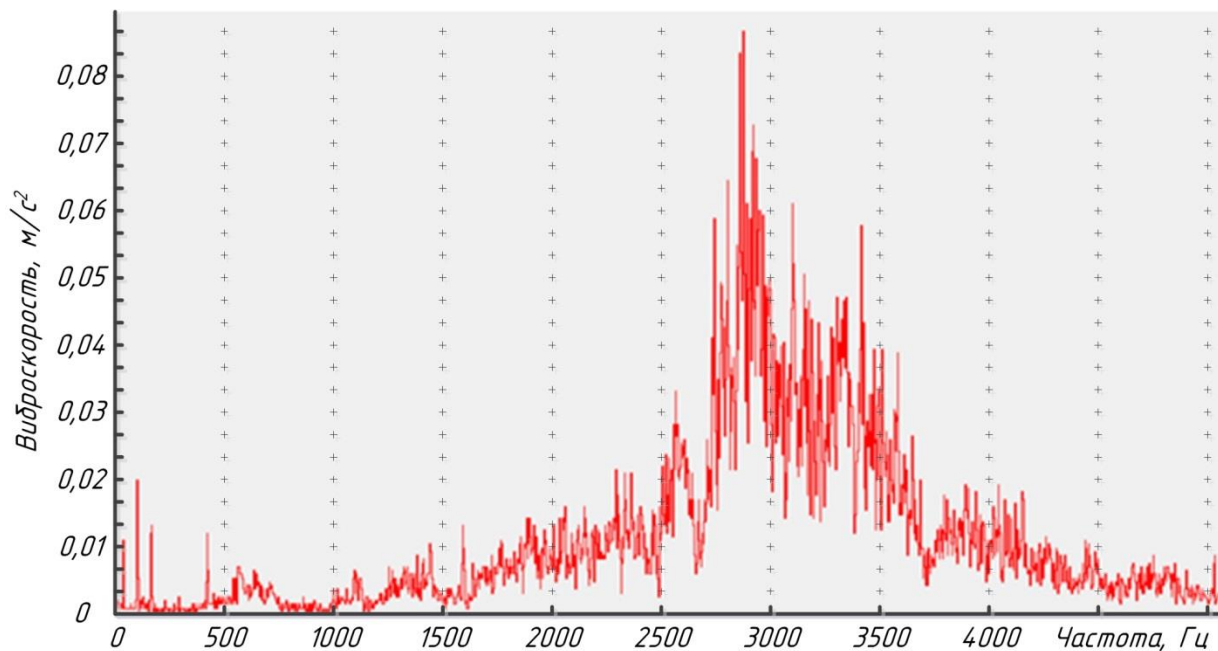


Рис. 6. Спектр виброускорения поврежденного подшипника

Fig. 6. Vibration acceleration spectrum of damaged bearing



Рис. 7. Разрушение шестерен редукторов

Fig. 7. Failure of reduction pinions



Рис. 8. Повреждения зубчатого венца

Fig. 8. Damage to gear rim

Результаты исследования динамики привода наклона конвертера на основе математического моделирования

Для одного из типовых механизмов наклона конвертера с многодвигательным электроприводом с помощью программного пакета Matlab выполнено моделирование пускового режима с вариациями значений приведенного зазора при условии одинаковых жесткостей валопроводов. Рассмотрены одновременные пуски двух приводных двигателей при условии, что $\Delta\varphi_1 = \Delta\varphi_2$ и $C_{12} = C_{22}$ (рис. 9–12).

Момент сил сопротивления на этапе разгона задавался ступенчатой зависимостью от M_{c0} до $M_{cном}$. В качестве системы электропривода рассматривалась система тиристорный преобразователь – двигатель постоянного тока с независимым возбуждением (металлургического исполнения). Для удобства оценивания результатов моделирование было выполнено в относительных единицах. На приводимых осциллограммах моментов и частот вращения расчетных масс хорошо прослеживается удар при выборе зазоров, значения упругих моментов достигают

практически трехкратного номинального значения (M_H). Колебания упругих моментов затухают за относительно короткий промежуток времени. В рамках этого интервала времени происходит затухание частот вращения расчетных масс. По окончании выбора зазоров имеют место удар и частичное снижение частоты вращения приводных двигателей.

Здесь и на рис. 11: M_1 , M_2 – моменты, развиваемые электродвигателями приводов;

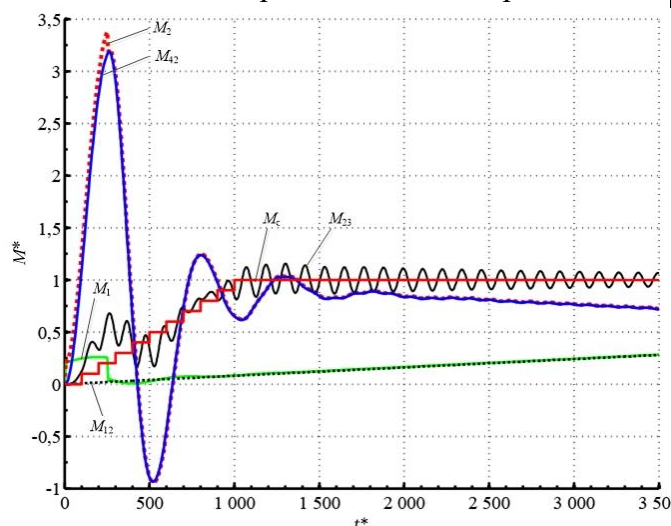


Рис. 9. Графики моментов при пуске разветвленной многомассовой модели ЭМС механизма наклона конвертера при равных зазорах в ветвях

Fig. 9. Graphs of momenta at starting branched multi-mass model of the converter tilting mechanism EMS at equal gear backlashes in the branches

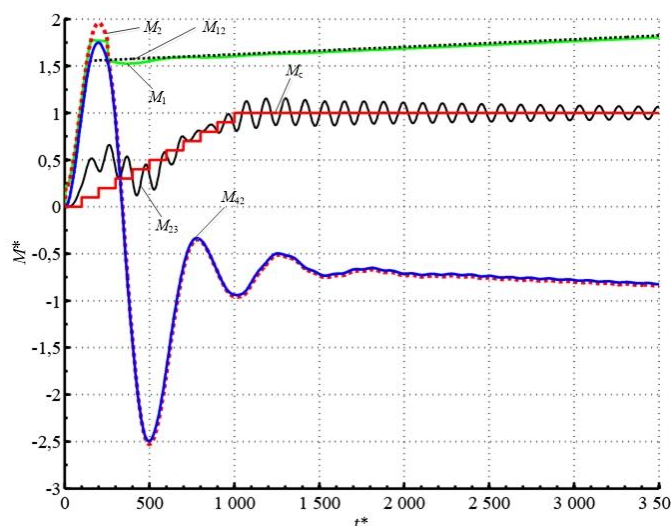


Рис. 11. Графики моментов при пуске разветвленной многомассовой модели ЭМС механизма наклона конвертера при разных зазорах в ветвях

Fig. 11. Graphs of momenta at starting branched multi-mass model of the converter tilting mechanism EMS at different gear backlashes in the branches

M_{12} , M_{23} , M_{42} – упругие моменты в валопроводах между электродвигателями, венцовой шестерней и конвертером.

Здесь и на рис. 12: ω_1 , ω_4 – частоты вращения электродвигателей приводов; ω_2 – частота вращения венцовой шестерни, ω_3 – частота вращения конвертера.

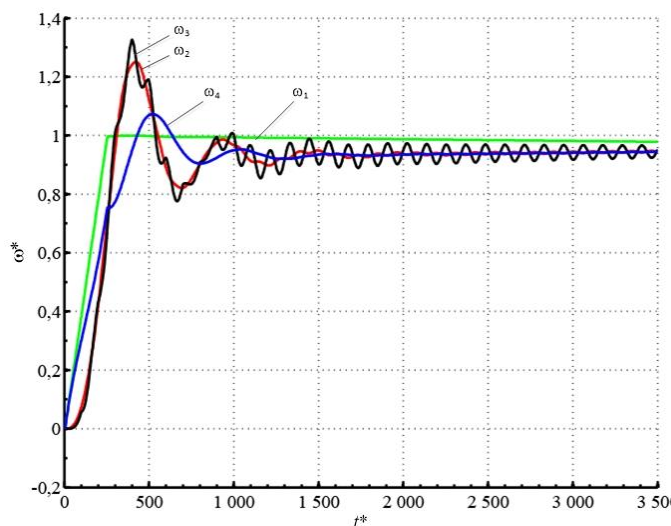


Рис. 10. Графики скоростей при пуске разветвленной многомассовой модели ЭМС механизма наклона конвертера при равных зазорах в ветвях

Fig. 10. Graphs of speeds at starting branched multi-mass model of the converter tilting mechanism EMS at equal gear backlashes in the branches

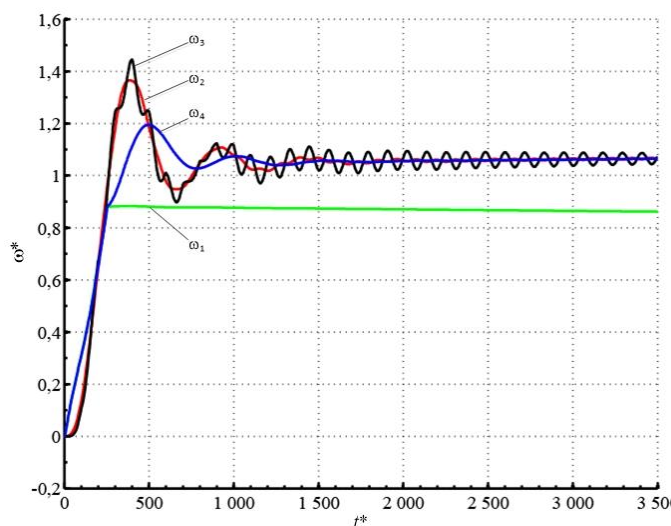


Рис. 12. Графики скоростей при пуске разветвленной многомассовой модели ЭМС механизма наклона конвертера при разных зазорах в ветвях

Fig. 12. Graphs of speeds at starting branched multi-mass model of the converter tilting mechanism EMS at different gear backlashes in the branches



В случае когда $\Delta\varphi_1 < \Delta\varphi_2$, практически всю нагрузку принимает первый двигатель – в момент удара запасенная кинетическая энергия трансформируется в упругий момент в первом валопроводе, упругий момент достигает четырехкратного номинального значения. Подключение второго двигателя приводит к росту частоты вращения первого (после просадки скорости в результате удара), а также наблюдается переход всей электромеханической системы в режим затухания колебаний, который продолжается в течение нескольких секунд.

Выводы

1. Перегрузки в механических передачах многодвигательного электропривода механизма наклона конвертера приводят к выходу из строя подшипниковых узлов и шестеренных пар. Перегрузки возникают вследствие неточности изготовления механических кон-

тактных пар, а также отклонений при проведении монтажных операций по установке приводных групп.

2. Неодновременность выбора зазоров по линии каждого из валопроводов приводит к перераспределению нагрузок между приводными электродвигателями, большие нагрузки принимают на себя линии передач с меньшими приведенными зазорами.

3. Существенно снизить нагрузки в передачах возможно за счет применения двухступенчатого задатчика интенсивности $U_{зи}(t)$, когда на начальном этапе разгона выбор зазоров происходит при малой частоте вращения, после их выбора темп $U_{зи}(t)$ возрастает до допустимого значения по условиям ограничения ускорения.

4. Непосредственная информация о текущем техническом состоянии элементов объекта может быть получена с помощью термо- и вибродиагностики.

Библиографический список

1. Кожевников С. Н. *Динамика нестационарных процессов в машинах*. Киев: Наук. думка; 1986. 228 с.
2. Большаков В. И., Буцукин В. В. Исследование динамики привода наклона конвертера. *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2001;(1):96-101.
3. Большаков В. И., Буцукин В. В. *Влияние неодновременности нагружения ветвей на динамические нагрузки привода конвертера*. Защита металлургических машин от поломок: сб. науч. тр. ПГТУ. 2002;6:39-48.
4. Большаков В. И., Буцукин В. В. *Динамические нагрузки разветвленной механической системы привода наклона конвертера*. Защита металлургических машин от поломок: сб. науч. тр. ПГТУ. 1997;2:16-24.
5. Ключев В. И. *Ограничение динамических нагрузок электропривода*. М.: Энергия; 1971. 320 с.
6. Борцов Ю. А., Соколовский Г. Г. *Автоматизированный электропривод с упругими связями*. 2-е изд., перераб. и доп. СПб.: Энергоатомиздат; 1992. 288 с.
7. Марголин Ш. М. *Электрооборудование конвертерных цехов*. М.: Металлургия; 1977. 248 с.
8. Cveticanin L. *Dynamics of Bodies with Time-Variable Mass*. Springer; 2016. 207 p.
9. Li Yejun, Song Meijuan, Zhang Shuang. In: *Swinging Analysis of 1# Converter Vessel Tilting Mechanism for Steelmaking Hangzhou* [J]. *Steel Research*. 2009;(37):37-40.
10. Чиликин М. Г., Ключев В. И., Сандлер А. С. *Теория автоматизированного электропривода*. Учеб. пособие для вузов. М.: Энергия; 1978. 616 с.
11. Łuczak Dominik. Mathematical model of multi-mass electric drive system with flexible connection. In: *2014 19th International Conference on Methods and Models in Automation and Robotics, MMAR*. 2014:590-595. DOI: [10.1109/MMAR.2014.6957420](https://doi.org/10.1109/MMAR.2014.6957420)
12. Michailov Oleg, Dayan Joshua. Analysis of the Multimass Electromechanical Drive System. *IFAC Proceedings*. 2004;37(14):389-394. DOI: [10.1016/S1474-6670\(17\)31135-7](https://doi.org/10.1016/S1474-6670(17)31135-7)
13. Shahgholian G., Shafaghi P., Zeinali M., Moalem Sepehr. State Space Analysis and Control Design of Two-Mass Resonant System. In: *2009 International Conference on Computer and Electrical Engineering, ICCEE 2009*. 2010;(1):97-101. DOI: [10.1109/ICCEE.2009.105](https://doi.org/10.1109/ICCEE.2009.105)
14. Gu Y. K. et al. The dynamics analysis of full mounted converter vessel tilting mechanism. *Applied Mechanics and Materials*. 2012;128(129):1242-1245.
15. Wenjun Shao, Shihong Guo. Dynamic Simulation of Full Mounted Converter Vessel Tilting Mechanism and the Adjusting of the Buffer Spring. *Metallurgical Equipment*. 2009;177:13-16.

16. Электромеханические системы автоматизации стационарных установок. Под общ. ред. проф. В. Ф. Борисенко. *Машиностроение и техносфера XXI века, сб. тр. МНТК*. Донецк: ДонНТУ; 2005. 281 с.
17. Гольдин А. С. *Вибрация роторных машин*. 2-е изд. испр. М.: Маш.; 2000. 344 с.
18. Song-Manguelle J., Schroder S., Geyer T., Ekemb G., Nyobe-Yome J. Prediction of mechanical shaft failures due to pulsating torques of variable-frequency drives. *IEEE Transactions on Industry Applications*. 2010;46(5):1979-1988.
19. Sarkar N., Ellis R. E., Moore T. N. Backlash detection in geared mechanism: modeling, simulation, and experimentation. *Mechanical Systems and Signal Processing*. 1997;11(3):391-408.
20. Борисенко В. Ф., Сидоров В. А., Мельник А. А. Подходы к оценке состояния электромеханических систем. *Науч. тр. ДонНТУ. Сер.: Электротехника и энергетика*. Донецк: ДонНТУ. 2004;79:23-26.
21. Nebojsa Mitrovic, Vojkan Kostic, Milutin Petronijevic, Borislav Jeftenic. Multi-Motor Drives for Crane Application. *Advances in Electrical and Computer Engineering*. 2009;9(3):57-62.
22. Brechting Robert, Prior Robert, Flack Ronald, Barrett Lloyd. Load direction effects on measured static and dynamic operating characteristics of tilting pad journal bearings. *Australian Journal of Mechanical Engineering*. 2005;2(2):143-150. DOI: [10.1080/14484846.2005.11464488](https://doi.org/10.1080/14484846.2005.11464488)
23. Costa Cesar, Brandao Iago. Vibration Analysis of Rotary Machines Using Machine Learning Techniques. *European Journal of Engineering Research and Science*. 2019;4(2):12-16. DOI: [10.24018/ejers.2019.4.2.1128](https://doi.org/10.24018/ejers.2019.4.2.1128)
24. Xue S., Howard I. Torsional vibration signal analysis as a diagnostic tool for planetary gear fault detection. *Mechanical Systems and Signal Processing*. 2018;100:706-728.
25. Boulenger A., Pachaud C. *Surveillance des machines par analyse des vibrations Du depistage au diagnostic*. 2-tirage. Paris: AFNOR; 1998. 213 p.
26. Dong, Hao & Hu, Yahui. Dynamic load-sharing characteristic analysis of face gear power-split gear system based on tooth contact characteristics. *AIP Conference Proceedings*. 2018;1955(1):030028. DOI: [10.1063/1.5033627](https://doi.org/10.1063/1.5033627)
27. Кравченко В. М., Сидоров В. А. *Визуальное диагностирование механического оборудования*. Учеб. пособие. Донецк: ООО «Юго-Восток, Лтд»; 2004. 120 с.

References

1. Kozhevnikov S. N. *Dynamics of non-stationary processes in machines*. Kyiv: Naukova Dumka Publ.; 1986. 228 p. (In Russ.)
2. Bolshakov V. I., Butsukin V. V. Study of dynamics of converter tilt drive. *Metallurgical and Mining Industry*. 2001;(1):96-101. (In Russ.)
3. Bolshakov V. I., Butsukin V. V. *Influence of non-simultaneous loading of branches on dynamic loads of converter drive*. Protection of metallurgical machines from breakdowns. PSTU Publ. 2002;6:39-48. (In Russ.)
4. Bolshakov V. I., Butsukin V. V. *Dynamic loads of the branched mechanical system of the converter tilt drive*. Protection of metallurgical machines from breakdowns. PSTU Publ. 1997;2:16-24. (In Russ.)
5. Klyuchev V. I. *Electric drive dynamic load limitation*. Moscow: Energy Publ.; 1971. 320 p. (In Russ.)
6. Bortsov Yu. A., Sokolovskiy G. G. *Automated electric drive with elastic linkages*. 2nd Ed. amended. St-P.: Energoatomizdat Publ.; 1992. 288 p. (In Russ.)
7. Margolin Sh. M. *Electrical equipment of converter shops*. Moscow: Metallurgiya Publ.; 1977. 248 p. (In Russ.)
8. Cveticanin L. *Dynamics of Bodies with Time-Variable Mass*. Springer; 2016. 207 p.
9. Li Yejun, Song Meijuan, Zhang Shuang. In: Swinging Analysis of 1# Converter Vessel Tilting Mechanism for Steelmaking Hangzhou [J]. *Steel Research*. 2009;(37):37-40.
10. Chilikin M. G., Klyuchev V. I., Sandler A. S. *Theory of automated electric drive*. Manual for graduate students. Moscow: Energiya Publ.; 1978. 616 p. (In Russ.)
11. Łuczak Dominik. Mathematical model of multi-mass electric drive system with flexible connection. In: *2014 19th International Conference on Methods and Models in Automation and Robotics, MMAR*. 2014:590-595. DOI: [10.1109/MMAR.2014.6957420](https://doi.org/10.1109/MMAR.2014.6957420)
12. Michailov Oleg, Dayan Joshua. Analysis of the Multimass Electromechanical Drive System. *IFAC Proceedings*. 2004. 37(14):389-394. DOI: [10.1016/S1474-6670\(17\)31135-7](https://doi.org/10.1016/S1474-6670(17)31135-7)
13. Shahgholian G., Shafaghi P., Zeinali M., Moalem Sepehr. State Space Analysis and Control Design of Two-Mass Resonant System. In: *2009 International Conference on Computer and Electrical Engineering, ICCEE 2009*. 2010;(1):97-101. DOI: [10.1109/ICCEE.2009.105](https://doi.org/10.1109/ICCEE.2009.105)
14. Gu Y. K. et al. The dynamics analysis of full mounted converter vessel tilting mechanism. *Applied Mechanics and Materials*. 2012;128(129):1242-1245.
15. Wenjun Shao, Shihong Guo. Dynamic Simulation of Full Mounted Converter Vessel Tilting Mechanism and the Adjusting of the Buffer Spring. *Metallurgical Equipment*. 2009;177:13-16.

16. Electromechanical automation systems for stationary installations. Engineering and technosphere of the XXI century/under the general editorship of V.F. Borisenko. In: *Proceedings of international scientific and technical conference*. Sevastopol, September 12-17, 2005. Donetsk: DonNTU Publ.; 2005. 281 p. (In Russ.)
17. Goldin A. S. *Vibration of rotary machines*. 2nd Ed., amended. Moscow: Mashinostroenie Publ.; 2000. 344 p. (In Russ.)
18. Song-Manguelle J., Schroder S., Geyer T., Ekemb G., Nyobe-Yome J. Prediction of mechanical shaft failures due to pulsating torques of variable-frequency drives. *IEEE Transactions on Industry Applications*. 2010;46(5):1979-1988.
19. Sarkar N., Ellis R. E., Moore T. N. Backlash detection in geared mechanism: modeling, simulation, and experimentation. *Mechanical Systems and Signal Processing*. 1997;11(3):391-408.
20. Borisenko V. F., Sidorov V. A., Mel'nik A. A. Approaches to assessing the state of electromechanical systems. In: *Proceedings of DonNTU, Series: Electrical engineering and power engineering*. Donetsk: DonNTU Publ. 2004;79:23-26. (In Russ.)
21. Nebojsa Mitrovic, Vojkan Kostic, Milutin Petronijevic, Borislav Jeftenic. Multi-Motor Drives for Crane Application. *Advances in Electrical and Computer Engineering*. 2009;9(3):57-62.
22. Brechting Robert, Prior Robert, Flack Ronald, Barrett Lloyd. Load direction effects on measured static and dynamic operating characteristics of tilting pad journal bearings. *Australian Journal of Mechanical Engineering*. 2005;2(2):143-150. DOI: [10.1080/14484846.2005.11464488](https://doi.org/10.1080/14484846.2005.11464488)
23. Costa Cesar, Brandao Iago. Vibration Analysis of Rotary Machines Using Machine Learning Techniques. *European Journal of Engineering Research and Science*. 2019;4(2):12-16. DOI: [10.24018/ejers.2019.4.2.1128](https://doi.org/10.24018/ejers.2019.4.2.1128)
24. Xue S., Howard I. Torsional vibration signal analysis as a diagnostic tool for planetary gear fault detection. *Mechanical Systems and Signal Processing*. 2018;100:706-728.
25. Boulenger A., Pachaud C. *Surveillance des machines par analyse des vibrations Du depistage au diagnostic*. 2-tirage. Paris: AFNOR; 1998. 213 p.
26. Dong, Hao & Hu, Yahui. Dynamic load-sharing characteristic analysis of face gear power-split gear system based on tooth contact characteristics. In: *AIP Conference Proceedings*. 2018;1955(1):030028. DOI: [10.1063/1.5033627](https://doi.org/10.1063/1.5033627)
27. Kravchenko V. M., Sidorov V. A. *Visual diagnostics of mechanical equipment*. Manual for graduate students. Donetsk: Yugo-Vostok LTD Publ.; 2004. 120 p. (In Russ.)



ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-266-284

Методы идентификации системных задач стратегического управления и повышения эффективности геологоразведочных работ на предприятии**Д. Н. Молдаши**

АО НАК «Казатомпром», г. Нур-Султан, Республика Казахстан

Аннотация: Геологоразведочное предприятие – это современная геологоразведочная компания, обладающая передовыми технологиями и осуществляющая полный комплекс геологоразведочных работ высокого качества по всем видам твердых полезных ископаемых в соответствии с мировыми стандартами, являющаяся центром компетенции в урановой геологии, а также представляющая свои услуги в области геологоразведочных работ по твердым полезным ископаемым. На сегодняшний день остаются актуальными задачи обеспечения восполнения разведанных запасов полезных ископаемых, повышения эффективности их использования, а также увеличения доходности и капитализации предприятий минерально-сырьевой отрасли. Для реализации комплекса мероприятий, позволяющих решать проблемы, связанные с поиском, разведкой и эксплуатацией урановых месторождений, на более высоком качественном уровне и в кратчайшие сроки необходима разработка следующих подходов и методов: реконструкция и перевооружение методической и технической базы химико-аналитической лаборатории с целью применения минералогических и радиоизотопных методов поисков месторождений урана; проведение работ по расширению области аккредитации, экологических исследований и подготовке специалистов для полевых лабораторий; создание информационной системы геологического банка данных, позволяющей организовать единое информационное пространство и обеспечить наличие необходимых достоверных данных, а также их сохранность и разграничение доступа к ним. Проведенные исследования легли в основу разработки механизмов достижения стратегических целей и реализации стратегических задач предприятия. Для обеспечения устойчивого роста ключевых показателей деятельности предприятия необходима нацеленность на долгосрочную успешную работу. Это сопряжено с реструктуризацией активов и диверсификацией направлений деятельности предприятия, развитием инновационных методов и технических средств для поисковых работ и лабораторно-технологических исследований, совершенствованием комплекса радиоэкологических исследований на разведочных участках геологоразведочных работ и внедрением принципов корпоративной и правовой культуры. Обеспечение растущих потребностей добычных предприятий в структуре компании путем восполнения ресурсной базы урана должно базироваться на активном проведении разведочных работ, поиске и открытии новых месторождений урана, а также формировании штата профессиональных высокоэффективных кадров. Для повышения эффективности управления предприятию необходимо активизировать и повысить качество геологоразведочных работ, а также провести диверсификацию деятельности компании и снизить возможные риски. Реализация данного подхода возможна путем формирования штата профессиональных высокоэффективных кадров на основе признания высокой экономической значимости человеческих ресурсов. Кроме того, необходимо активное проведение геологоразведочных работ на перспективных площадях с целью открытия новых месторождений и соответственно прироста и восполнения запасов урана и увеличения активов компании, что позволит продлить срок службы рудников до 2040 г. за счет прироста доразведанных запасов.

Ключевые слова: геологоразведочные работы, стратегические цели, повышение эффективности управления, ресурсный потенциал, запасы урана

Для цитирования: Молдаши Д. Н. Методы идентификации системных задач стратегического управления и повышения эффективности геологоразведочных работ на предприятии. *Горные науки и технологии.* 2020;5(3):266-284. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-266-284





Methods for identifying system tasks of strategic management and improving efficiency of exploration enterprise

D. N. Moldashi

Kazatomprom JSC NAC, Nur-Sultan, Republic of Kazakhstan

Abstract: A geological exploration company is a modern enterprise, possessing advanced techniques and carrying out full range of high quality exploration for all types of solid minerals in accordance with world standards, which is the center of competence in uranium geology, as well as provides its services in the field of exploration for solid minerals. To date, the tasks of ensuring replenishment of explored mineral reserves, increasing efficiency of their use, as well as increasing profitability and capitalization of enterprises of mining-and-processing industry remains relevant. To implement a set of measures for solving problems associated with prospecting, exploration, and exploitation of uranium deposits, it is urgently required to develop the following improved approaches and methods: modernization and re-equipment of methodological and technical base of the enterprise's chemical analytical laboratory for implementation mineralogical and radioisotope methods of prospecting for uranium deposits; carrying out work to expand the scope of accreditation, environmental research, and training of specialists for field laboratories; creation of an information system for geological data bank, which allows organizing a single information space and ensuring availability of the necessary reliable data, as well as their safety/integrity and the data access control. The conducted research formed the basis for the development of mechanisms for achieving strategic targets and implementing strategic objectives of the enterprise. To ensure sustainable growth of key performance indicators of the enterprise, it is necessary to focus on long-term successful work. This is connected with restructuring of assets and diversification of the company's activities, development of innovative methods and facilities for prospecting and laboratory-and-technological research, improvement of the set of radioecological studies at exploration areas, and introduction of the principles of corporate and legal culture. Providing growing demands of affiliated mining enterprises for mineable resources by replenishing the uranium resource base should be based on active prospecting, exploration, and discovery of new uranium deposits, as well as formation of highly efficient professional personnel. To improve management efficiency, the enterprise should activate and improve the quality of exploration, as well as diversify the company's activities and reduce possible risks. Implementation of this approach is possible through the formation of highly efficient professional personnel based on the recognition of high economic value of human resources. In addition, it is necessary to actively conduct exploration in promising areas for discovering new deposits and, correspondingly, increasing and replenishing the company's uranium reserves and increasing its assets. This will allow prolonging the life of the company's mines until 2040 due to increasing additional explored reserves.

Keywords: exploration, strategic targets, improving management efficiency, resource potential, uranium reserves

For citation: Moldashi D. N. Methods for identifying system tasks of strategic management and improving efficiency of exploration enterprise. *Gornye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(3):266-284. (In Russ.) DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-266-284

Введение

На первом этапе исследования проведен анализ основных тенденций развития международного рынка и современного состояния в геологоразведочной отрасли Казахстана. Быстрый рост мировой индустриализации и растущие потребности глобальной экономики вызывают все большее потребление минерально-сырьевых ресурсов. Уровень вложений в геологоразведочные работы за последние 10 лет значительно вырос во всем мире, началось активное освоение слабоизученных территорий.

По данным отчета World Exploration Trends от Metals Economics Group's (MEG), затраты на геологоразведку в мире за период 2003–2013 гг. составили в среднем 3,1 млрд долл. США в год. В последующие годы отмечался ежегодный рост уровня затрат, который достиг своего пика в 2018 г. и составил 14,4 млрд долл. США [1–3].

Канада, Австралия и США являются лидерами по объемам затрат на геологоразведку, на их долю приходится 39 % от общей суммы. Регион Латинской Америки: Мексика, Перу, Чили, Бразилия и Аргентина – с 1994 г. также



занимает лидирующие позиции по затратам, которые составили 25 % общего уровня мировых затрат в 2018 г. В Казахстане выделены средства для затрат на геологоразведку из республиканского бюджета в сумме 9,3 млрд тенге, или около 0,35 % общемировых затрат. За счет применения более технологичных и эффективных методов изучения удельные затраты на геологоразведочные работы во всем мире растут. Показатель Казахстана на сегодняшний день относительно низкий и составляет 24 долл. США на 1 кв. км, по сравнению с расходами Канады на уровне 328 долл. США, Австралии – 311 долл. США и Соединенных Штатов Америки – 149 долл. США. Учитывая международный опыт, для восполнения запасов полезных ископаемых в РК необходимо ежегодное ассигнование порядка 180–200 млрд тенге, что составит около 3–4 % от общемировых затрат и позволит выйти на уровень Китая, Бразилии и Перу [4–6].

Отмечается тенденция роста спроса на золото в связи с повышением интереса со стороны инвесторов и спроса стран из-за пополнения золотовалютных резервов для стабилизации национальных экономик, что привело к росту цены на металл. В 2010–2018 гг. значительно выросли затраты на проведение геологоразведочных работ для поисков золота. Затраты десяти стран: Канада, Австралия, США, Мексика, Россия, Китай, Перу, Колумбия, Бразилия и Чили – составили 2/3 всего объема затрат на геологическую разведку по золоту [7].

Медь, никель и цинк, входящие в группу цветных металлов, находятся на второй позиции по привлекательности для инвесторов. С 2011 г. также был отмечен значительный рост проведения геологоразведочных работ по данным металлам. В частности, Латинская Америка аккумулирует около 33 % всего бюджета затрат по перечисленным металлам.

Также по уровню привлекательности и объемам затрат на геологоразведку лидируют алмазы и платиновая группа. Отмечается рост инвестиций на геологоразведочные работы на

уран, литий и редкоземельные металлы. Высокий интерес сохраняется к серебру, обнаружение которого зачастую идет попутно с обнаружением золота и полиметаллов.

Как показывает анализ мировой практики, региональные геологические исследования, которые не являются прибыльным видом деятельности и требуют значительных финансовых вложений, чаще всего финансируются государством.

Динамика общемировых затрат на геологоразведочные работы в зависимости от стадии демонстрирует, что на начальных стадиях ГРП (региональные, поисковые и оценочные работы) затрачивается около 70–80 % общих геологоразведочных затрат, тогда как на разведку всего 20–30 %. Государство контролирует геологическое изучение и формирование геологических баз данных ресурсного потенциала внутри своей страны и зачастую за рубежом. В Японии и Южной Корее государство в лице национальных геологических служб выступает в роли кредитора или инвестора для национальных компаний при разработке перспективных проектов. Таким образом выполняется экономическая программа развития страны и обеспечиваются долгосрочные поставки требуемых ресурсов [8–10].

По объемам и разнообразию минерально-сырьевых ресурсов Республика Казахстан занимает одно из ведущих мест в мире. На базе разведанных запасов создана мощная нефтегазодобывающая, урановая и угольная промышленность, промышленность по добыче и переработке руд черных, цветных и благородных металлов, различных видов неметаллических полезных ископаемых. Общее количество месторождений составляет 5 004, из них твердые полезные ископаемые (ТПИ) – 839 (16,8 %), углеводородное сырье (УВС) – 256 (5,1 %), подземные воды (ПВ) – 1 028 (25,7 %), общераспространенные полезные ископаемые – 2 624 (52,4 %). Ценность утвержденных запасов в недрах оценивается в объеме 9 155,2 млрд долл. США, при этом прогнозных ресурсов предположительно около 45 600 млрд долл. США [11].



Казахстан располагает значительными ресурсами черных металлов, достаточными для обеспечения устойчивого развития отрасли и увеличения объемов добычи. На базе железорудных месторождений Казахстана действует 6 крупных комбинатов с 10 рудниками проектной мощностью около 80 млн т руды в год. Прогнозный потенциал республики в несколько раз превышает разведанные запасы черных металлов.

Казахстан занимает лидирующее место в мире по запасам урана. Уникальность казахстанской сырьевой базы природного урана заключается в том, что основная часть запасов сосредоточена в гидrogenных месторождениях Южного Казахстана, пригодных для отработки способом подземного выщелачивания. На государственном балансе запасов полезных ископаемых учтено 53 месторождения урана, в том числе 3 с забалансовыми запасами. Однако прогнозный ресурсный потенциал урановых руд является достаточно высоким и требует дальнейшего изучения.

На сегодня в Казахстане разведано 1 438 месторождений подземных вод. Утвержденные запасы подземных вод, находящиеся на государственном балансе, составляют 42,1 млн м³/сут, в том числе для питьевых целей – 14,29 млн м³/сут, технического водоснабжения – 2,02 млн м³/сут (4,8 %), орошения земель – 20,92 млн м³/сут, или 49,7 %, и комплексного их использования – 4,9 млн м³/сут (11,6 %).

В последние годы в Казахстане больше внимания стало уделяться развитию геологоразведочной отрасли. Ежегодно увеличивается финансирование проведения геологического изучения недр. В целом в рамках геологических исследований выполняемых за счет средств республиканского бюджета и привлекаемых инвестиций, проводятся работы по обеспечению геологического изучения недр страны, выявлению дефицитных видов сырья и поддержанию общей конкурентоспособности минерально-сырьевой базы Республики Казахстан. Вместе с тем нынешнее состояние геологической отрасли не отвечает возросшим требованиям экономического развития.

Распад СССР и прекращение финансирования геологоразведочных работ в середине 1990-х гг. поставили геологическую службу Республики Казахстан в очень тяжелое положение, которое характеризовалось массовой миграцией специалистов геологической отрасли в другие страны СНГ. Сокращение численности продолжалось до конца 1990-х гг. В полевых экспедициях численность специалистов геологической и геофизической служб также сократилась. Таким образом, к началу возобновления геологоразведочных работ составе полевых экспедиций находилось по пять-шесть специалистов геологического профиля. Дальнейшее развитие деятельности по разведке месторождений (участков) требовало дополнительных сил. В короткие сроки на работу были приглашены бывшие специалисты предприятий геологоразведочных служб, которые в кратчайший срок смогли достаточно надежно освоить методы разведки пластово-инфильтрационных месторождений. Эти специалисты стали в настоящее время профессиональным геологическим ядром предприятия, способного полностью выполнять работы по проектированию разведочных работ, разрабатывать технико-экономические обоснования промышленных кондиций и итоговые отчеты с подсчетом запасов урана и попутных полезных компонентов. Для подготовки специалистов такого уровня необходимы не только теоретические знания, но и практический опыт и навыки, что требует достаточно длительного времени. Учитывая увеличение объемов разведки и возобновление поисковых работ, предприятие за счет собственных средств начало подготовку специалистов уранового профиля в ведущих профильных университетах и колледжах. Из-за острого дефицита казахстанских специалистов бурового профиля было создано казахстанско-российское совместное предприятие с целью привлечения российских специалистов, имеющих большой опыт в разведке и подготовке к освоению месторождений пластово-инфильтрационного типа. Между тем предприятие остается единственной в Республике Казахстан компанией, обладающей достаточным опытом и квалификацией



для проведения полного комплекса геологоразведочных и поисковых работ по урану с постановкой запасов на баланс.

В настоящее время предприятие проводит геологоразведочные работы, бурение разведочных и сооружение технологических скважин, а также осуществляет радиологическое сопровождение буровых работ. Кроме того, в состав предприятия входит центральная опытно-методическая экспедиция, деятельность которой направлена на предоставление следующих видов услуг: геологическое и радиоэкологическое сопровождение разведочного бурения; разработка технико-экономических обоснований постоянных кондиций с подсчетом запасов урана на опытных участках и защитой их в ГКЗРК; кодирование и перевод в цифровую форму геолого-геофизической информации по данным скважин и составление базы данных; лабораторные работы по анализу вещественного и химического состава руд.

Входящее в состав предприятия управление производственно-технического обеспечения и комплектации представляет собой крупный производственно-технический комплекс, предназначенный для обеспечения полного технического обслуживания буровых работ, в том числе изготовления буровых установок и бурового инструмента; изготовления жилых и специальных блоков, транспортных универсальных контейнеров и пр.; капитального ремонта геологоразведочного оборудования и спецтехники.

Сравнительный анализ зарубежных и казахстанских геологоразведочных компаний (бенчмаркинг)

Проведенный анализ зарубежных геологоразведочных компаний позволил выявить следующие особенности функционирования. Геологоразведочные работы по урану в мире проводились в основном на ранее открытых объектах. Наиболее активными они были в странах, которые десятилетиями являются крупными поставщиками урана на мировой рынок: Казахстан, Австралия, Канада, Намибия, Россия. Вместе с тем возрождение интереса к атомной энергетике в

последние годы привело к возобновлению ГРП в ряде стран Европы – Швеции, Дании, Финляндии, Венгрии. Кроме того, в таких регионах, как Латинская Америка и Ближний Восток, такие работы были фактически организованы впервые или возобновлены после долгих десятилетий отсутствия активности. Рынок ГРП, в котором участвуют международные компании, в большей степени представлен компаниями из Канады, Австралии, США, Франции [12–16].

1. Rio Tinto Group – австралийско-британский концерн, крупнейшая в мире транснациональная горно-металлургическая компания. Занимается разведкой, добычей и реализацией урана, железной руды, бокситов, глинозема, меди, молибдена, золота, алмазов, угля, титана и др.

2. ВНР Billiton – добывает уран, бокситы, уголь, медь, марганец, железную руду, никель, алмазы, серебро и титаносодержащие минералы, а также нефть и природный газ. Добывающие мощности компании сосредоточены в 25 странах, среди которых Австралия, Канада, Чили, Мозамбик, ЮАР, Колумбия, Пакистан, США и др.

3. Росгеология – государственный холдинг, который объединяет практически все государственные предприятия, занимающиеся геологоразведкой на территории РФ. Приоритетным направлением деятельности определено геологическое изучение и выявление ресурсного потенциала перспективных территорий РФ.

4. Paladin Energy Ltd – ориентируется на добычу и производство окиси урана на месторождении Langer Heinrich в Австралии.

5. Korea Resources Corporation (KORES), Южная Корея – государственная компания, обеспечивающая гарантированную поставку шести стратегических минералов (уголь, уран, железо, медь, цинк и никель) для отечественной промышленности, изучает привлекательность новых месторождений за рубежом.

6. Japan Oil, Gas and Metals National Corporation (JOGMEC) содействует развитию японской индустрии и жизненного уклада населения путем предоставления постоянных поставок ре-



сурсов (нефть, газ и металлы) в страну. Основными направлениями деятельности являются финансовая поддержка японских компаний при разработке месторождений, технологическое развитие и техническая поддержка, создание резервов минеральных ресурсов для экономики страны, сбор и хранение информации, контроль загрязнения окружающей среды, изучение перспективных месторождений за рубежом.

7. Bureau de Recherches Géologiques et Minières (BRGM) – французский национальный сервисный оператор, который действует как коммерческая компания на открытом рынке. В результате при сохранении государственного участия достигнута высокая инвестиционная привлекательность геологоразведочных работ. Научный и технический центр находится в Орлеане, Франция, образованы 32 региональных агентства по геологическим исследованиям в 22 регионах Франции и 4 зарубежных представительства. BRGM активен в более чем 40 странах. Стратегические задачи BRGM включают изучение геологоразведочных процессов и сопутствующих рисков, разработку новых методологий и технологий, предоставление высококачественной информации; разработку и предоставление необходимых инструментов поверхностного и подземного исследования, управление ресурсами, предупреждение наступления рисков и загрязнения окружающей среды.

8. Federal Institute for Geosciences and Natural Resources (BGR) – германский государственный научный центр, подотчетный министерству экономики и технологий и являющийся частью научной и технической инфраструктуры. BGR предоставляет независимую информацию по геологии и минеральным ресурсам; осуществляет консультирование правительства по сохранению поставок энергоресурсов; разрабатывает новые методы перевода месторождений минеральных ресурсов в стадию промышленной добычи, в частности для металлов, используемых в высоких технологиях; разрабатывает научные методы повышения эффективности использования подземных вод; занимается вопросами утилизации радиоактивных

отходов и загрязнения окружающей среды; налаживает международное геологическое сотрудничество; проводит сбор, анализ и хранение геологической информации.

Изучение материалов, доступных в открытых источниках, дает основание полагать, что в мире не существует компаний, аналогичных рассматриваемому предприятию, специализирующихся непосредственно на урановой геологии. Добыча урана в Канаде и Австралии в основном проводится шахтным способом, методом кучного выщелачивания. В связи с этим невозможно провести бенчмаркинг с зарубежными компаниями по таким показателям, как количество пробуренных скважин и себестоимость бурения.

Проведенный анализ функционирования компаний, присутствующих на рынке буровых работ на урановых месторождениях и геологоразведочных работах в Казахстане, позволил сделать следующие выводы. Состояние рынка по сооружению технологических скважин для подземно-скважинного выщелачивания урана и бурения эксплуатационно-разведочных и разведочных скважин оценивается как конкурентное и, следовательно, как нестабильное для предприятия из-за наличия серьезных игроков и возрастающего влияния рыночных механизмов на процесс выбора заказчиками поставщиков работ и услуг [17–19].

Доля предприятия по бурению технологических скважин на данный момент составляет 75–80 %, а по бурению разведочных скважин – 100 %.

На рынке услуг по бурению и сооружению технологических скважин для компании в целом присутствует 8–10 буровых компаний, которые потенциально способны выполнять около 20 % от общего объема буровых работ.

В связи с введением в Казахстане закона о госзакупках Фонда национального благосостояния договорные отношения с заказчиками должны регулироваться рыночными механизмами. При этом компания не имеет возможности контролировать объемы, сроки, ценовую политику, а также качество выполняемых буровых



работ частными компаниями, как это происходит в отношении предприятия, что создает изначально неравные условия для осуществления его деятельности и деятельности буровых компаний на рынке.

При этом данные компании имеют ряд слабых сторон:

–отсутствие собственной производственной и социальной инфраструктуры, обеспечивающей оперативную организацию профилактических и капитальных ремонтов основного и вспомогательного оборудования, а также необходимых для бурения быстроизнашивающихся инструментов и металлических изделий;

–отсутствие стационарных вахтовых поселков для работников, проводящих буровые работы, отрицательно сказывается на темпах проведения буровых работ;

–отсутствие специализированной технологической службы, которая бы оперативно анализировала, реагировала и вносила технологические корректировки при изменении условий бурения;

–отсутствие собственных глиностанций и специалистов-технологов по приготовлению буровых растворов оптимального качества с требуемыми параметрами для сложных условий бурения;

–отсутствие программ подготовки собственных кадров, комплектация буровых установок машинистами и помощниками машинистов буровых установок производится за счет случайных специалистов;

–отсутствие складских резервов товарно-материальных ценностей на месячный срок для бесперебойной работы компаний.

Указанные обстоятельства значительно снижают качество выполнения буровых работ, что в конечном итоге негативно влияет на производительность и стабильность функционирования геотехнологического поля заказчиков и повышает стоимость конечного продукта. Однако отмечается тенденция ежегодного улучшения качества оказываемых частными компаниями услуг.

Кроме того, себестоимость работ у данных компаний ниже, чем у предприятия из-за ряда причин, в том числе отсутствия социальной нагрузки, мобильности и отсутствия социальных обязательств на региональном уровне. Отсутствие требований по закупке материалов с казахстанским содержанием позволяет закупать материалы для ведения работ по наименьшей цене. В Казахстане основной объем геологоразведочных работ выполняют порядка 50 специализированных организаций с низкой инвестиционной привлекательностью.

Существующие на казахстанском рынке геологоразведочных услуг компании не могут обеспечить в полном объеме выполнение всего комплекса геологоразведочных работ. В своей деятельности многие из них специализируются на определенном виде полезных ископаемых: ТПИ, УВС или подземные воды. Наиболее крупные из них, созданные на базе региональных подразделений советского времени (региональные объединения, крупные экспедиции и др.) с соответствующим техническим оснащением, выполняют работы по геологическому изучению недр в традиционных местах дислокации. Каждая из этих компаний занимает определенную нишу на рынке ГРП в Казахстане, но не в состоянии оказывать услуги в объемах, требуемых при дальнейшем росте затрат на ГРП, а также выступать конкурентами более оснащенного предприятия. Полученные результаты сравнительного анализа легли в основу построения матрицы SWOT-анализа предприятия (табл. 1).

Разработка механизмов достижения стратегических целей и реализации стратегических задач предприятия

Проведенные исследования легли в основу разработки механизмов достижения стратегических целей и реализации стратегических задач предприятия. Миссией предприятия является проведение геологоразведочных работ в целях расширения и восполнения ресурсной базы урановой отрасли и твердых полезных ископаемых в Республике Казахстан.



Таблица 1

SWOT-анализ деятельности геологоразведочного предприятия

SWOT analysis of the activities of an exploration company

Сильные стороны	Возможности
<p>Компания является геологоразведочным предприятием с давними традициями, открывшим месторождения урана мирового значения.</p> <p>Имеется огромный опыт проведения буровых работ в различных горно-геологических условиях.</p> <p>Компания является крупнейшим игроком на рынке сооружения технологических скважин для предприятий урановой отрасли в Республике Казахстан.</p> <p>Компания имеет возможность предоставления полного комплекса геологоразведочных услуг по всем видам и стадиям геологоразведочных работ (от проектирования до составления отчета с подсчетом запасов и постановкой их на государственный баланс).</p> <p>Наличие у компании территориально распределенной производственной инфраструктуры.</p> <p>Наличие квалифицированных кадров.</p> <p>Разработка своих и использование новых технологий в геологической и горнодобывающей отрасли.</p> <p>Проведение научно-исследовательских работ на регулярной основе</p>	<p>Обучение имеющихся кадров и студентов.</p> <p>Привлечение специалистов со всех областей Казахстана и ближнего зарубежья за счет повышения заработной платы в результате повышения производительности, улучшения социальных условий.</p> <p>Наличие спроса на проведение полного цикла геологоразведочных работ по всем видам полезных ископаемых, не только по урану.</p> <p>Растущий спрос на минерально-сырьевые ресурсы во всем мире.</p> <p>Намерение государства увеличивать расходы на проведение геологоразведочных работ.</p> <p>Необходимость обеспечения стратегически важными ресурсами для нужд экономики страны</p>
Слабые стороны	Угрозы
<p>Нехватка опытных специалистов геологического профиля.</p> <p>Недостаточность собственных средств на формирование полной материально-технической базы.</p> <p>Нехватка бурового оборудования.</p> <p>Устаревание станков для ГРП на уран – требуется дорогостоящая модернизация и техническое перевооружение</p>	<p>Удорожание стоимости 1 пог. м сооружения технологических скважин.</p> <p>Ухудшение конъюнктуры на рынке минерально-сырьевых ресурсов.</p> <p>Экономический кризис.</p> <p>Истощение минерально-сырьевой базы РК.</p> <p>Расширяющееся ограничение (вплоть до запрета) участия государства в секторах экономики, где присутствует частный бизнес</p>

Разработка механизмов достижения стратегических целей и реализации стратегических задач предприятия

Проведенные исследования легли в основу разработки механизмов достижения стратегических целей и реализации стратегических задач предприятия. Миссией предприятия является проведение геологоразведочных работ в целях расширения и восполнения ресурсной базы урановой отрасли и твердых полезных ископаемых в Республике Казахстан.

Видение предприятия к 2025 г. – современная ведущая геологоразведочная компания в Республике Казахстан, обладающая передовыми технологиями и осуществляющая полный комплекс геологоразведочных работ высокого качества по всем видам твердых полезных иско-

паемых в соответствии с мировыми стандартами, являющаяся центром компетенции в урановой геологии, а также представляющая свои услуги в геологоразведочных работах по твердым полезным ископаемым.

На период до 2025 г. предприятие стремится к достижению следующих стратегических целей: 1) увеличение экономической добавленной стоимости компании; 2) обеспечение растущих потребностей добычных предприятий в структуре компании путем восполнения ресурсной базы урана [20–22].

Для достижения указанных стратегических целей предприятие определяет следующие стратегические задачи.

Для достижения 1-й стратегической цели и соответственно устойчивого роста ключевых показателей деятельности предприятия необходима



нацеленность на долгосрочную успешную работу. Кроме того, необходимо провести соответствующую реструктуризацию компании. В связи с этим определены следующие стратегические задачи: реструктуризация активов и диверсификация направлений деятельности предприятия; развитие передовых и инновационных методов и технических средств для поисковых работ и лабораторно-технологических исследований; реконструкция и перевооружение технической и совершенствование методической базы химико-аналитической лаборатории; создание и сопровождение электронного банка данных геологической информации по месторождениям и рудопроявлениям; совершенствование комплекса радиоэкологических исследований на разведочных участках геологоразведочных работ; внедрение принципов корпоративной и правовой культуры [23, 24].

Для достижения 2-й стратегической цели определены следующие стратегические задачи: проведение разведочных работ; поиск и открытие новых месторождений урана; формирование штата профессиональных и высокоэффективных кадров [25].

В соответствии с поставленными стратегическими задачами необходимо активизировать и повысить качество геологоразведочных работ, провести диверсификацию деятельности компании, что позволит понизить возможные риски, повысить эффективность производства и соответственно получить экономическую выгоду. Помимо этого, полный комплекс геологоразведочных работ высокого качества предполагает наличие современной хорошо оснащенной лаборатории для проведения соответствующих исследований со специалистами высокого уровня. В целях достижения стратегических целей предприятия необходимо успешно действовать на основе практического опыта, умения и знаний при решении стратегических задач, оптимизировать все виды затрат и качественно повысить уровень управления компании [26, 27].

В связи с этим для достижения целей предприятия намечены соответствующие стратегические задачи, решение которых будет осуществляться при помощи нижеуказанных механизмов.

Решение стратегической задачи по реструктуризации активов предприятия предполагает построение эффективной структуры компании. В целях оптимизация бизнес-процессов, исключения непрофильных активов и дальнейшего развития геологоразведочной деятельности работа по реструктуризации будет проводиться по следующим направлениям: интеграция в структуру предприятия профильных компаний; продажа части непрофильных активов и вывод из структуры предприятия бизнес-процесса по сооружению технологических скважин.

Для качественного проведения полного цикла работ на предприятии реализована процедура интеграции с компаниями, осуществляющими следующие виды деятельности: составление годовых проектов планов горных работ по эксплуатируемым месторождениям урана, их согласование и утверждение; разработка горной части проектов на промышленную отработку новых месторождений урана; проведение комплекса геофизических исследований на месторождениях урана; разработка и внедрение специализированного геофизического оборудования для подземного скважинного выщелачивания урана и соответствующих методик интерпретации данных геофизических исследований скважин. Целью интеграции являлось создание полного цикла геологоразведочных работ, контроль методики проведения измерений и подсчета линейных запасов, а также повышение ответственности за проведение геологоразведочных работ. В результате проведенной работы будет достигнута независимость контроля качества процесса бурения результатами ГИС технологических скважин, обеспечено четкое взаимодействие буровой и каротажной служб; услуги ГИС охватят поисковые, разведочные, горноподготовительные работы, а также будут задействованы в процессе добычи урана (контроль технического состояния скважин). Услуги ГИС будут обеспечены современным оборудованием и оптимальной ремонтной базой для его обслуживания и стоимость услуг ГИС возможно оптимизировать [28–30].



В результате интеграции предприятие стало оказывать полный цикл геологоразведочных услуг, включающий геофизические исследования скважин, что позволит повысить достоверность полученных результатов геологоразведочных работ.

Продажа непрофильных активов будет реализована в целях исключения низкорентабельного бизнеса из структуры предприятия, а также в связи с постоянными отрицательными экономическими показателями и негативным влиянием на стоимость компании.

Вывод из структуры предприятия бизнес-процесса по сооружению технологических скважин заключается в следующем. В рамках программы трансформации компании по увеличению экономической стоимости компании (увеличение EVA) необходимо найти оптимальные пути достижения положительных показателей EVA и положительного влияния на показатели компании. Согласно проведенным исследованиям было сделано заключение, что монополизировать рынок по сооружению технологических скважин (технологическое бурение) невозможно. На рынке присутствует множество частных компаний, выполняющих работы по технологическому бурению. В связи с этим представляется возможность выведения бизнес-процесса по сооружению технологических скважин в конкурентную среду путем создания дочерних буровых компаний на базе филиалов с дальнейшей частичной реализации их внешнему инвестору.

Положительные стороны данного предложения: полное сохранение материальной базы всех филиалов; отсутствие необходимости сокращения персонала филиалов; возможность заключения добычными предприятиями договоров на сооружение технологических скважин с вновь созданными юридическими лицами способом из одного источника в рамках внутрихолдинговой кооперации; возможность передачи вновь созданным юридическим лицам обязательств предприятия по уже заключенным долгосрочным договорам

путем оформления договоров переуступки; в результате реализации доли предприятия в созданных буровых компаниях в частные руки на рынке технологического бурения скважин появятся «сильные» игроки в этой сфере бизнеса, присутствие которых позволит поддерживать на данном рынке нормальную конкурентную среду и исключить со стороны других, более «слабых» игроков манипуляции с тарифообразованием.

В результате проведения мероприятий по реструктуризации поэтапно количество дочерних организаций будет доведено до нуля; будут полностью отсутствовать непрофильные организации (100%-е сокращение). При этом прогнозируется улучшение финансово-экономических показателей предприятия.

Для решения стратегической задачи по диверсификации деятельности будет проводиться расширение сферы деятельности по геологоразведочным работам на месторождениях твердых полезных ископаемых. Материально-техническая база, кадровый состав и опыт в геологоразведке позволяют выполнять подобные работы с широким применением колонкового бурения и высокопроизводительного импортного оборудования. Анализ потребностей компаний-недропользователей по твердым полезным ископаемым в Казахстане показал, что 107 частных компаний готовы рассмотреть предложения по сотрудничеству. Из них 63 месторождения золота, 19 месторождений меди, 8 месторождений никеля, 17 месторождений полиметаллов и других полезных ископаемых. Изучается возможность оказания услуг по геологоразведке в других странах (Узбекистан, Кыргызстан, Китайская Народная Республика, Монголия). Проведение геологоразведочных работ по твердым полезным ископаемым позволит получить дополнительный доход в размере 3–4 млрд тенге в год. Для проведения полного комплекса геологоразведочных работ по другим твердым полезным ископаемым у предприятия имеются все возможности (буровая и вспомогательная техника, производственно-ремонтные



базы, химико-аналитическая лаборатория, квалифицированные специалисты, необходимые лицензии на проектирование и проведение технологических работ и т.д.) [31].

Решение стратегической задачи развития передовых и инновационных методов и технических средств для поисковых работ необходимо для повышения качества предоставляемых услуг, эффективного прогнозирования и выявления месторождений урана и других твердых полезных ископаемых на основе современных и инновационных наземных методов поиска, для опережающих наземных методов поиска посредством дистанционного зондирования земли. Также необходимо предусмотреть финансирование проекта по созданию лаборатории для моделирования технологических процессов буровой скважины и испытания новых видов технических средств.

Реализация в рамках стратегической задачи реконструкции и перевооружения методической и технической базы химико-аналитической лаборатории – одна из наиболее важных задач в достижении цели по увеличению экономической стоимости компании. В рамках выполнения задачи по укреплению научного обеспечения основных производств и решения комплексных задач, связанных с поиском, разведкой и эксплуатацией урановых месторождений, необходимо создание современной аналитической службы, отвечающей мировым стандартам, способствующей открытию новых месторождений и расширению минерально-сырьевой базы [32, 33].

В связи с этим будут реализованы следующие проекты: реконструкция и перевооружение методической и технической базы химико-аналитической лаборатории с целью применения минералогических и радиоизотопных методов поиска месторождений урана и твердых полезных ископаемых; проведение работ по расширению области аккредитации (проведение аналитических работ, технологических исследований, изучение вещественного состава рудовмещающих пород и руд

(минералогия и петрография), экологические исследования, подготовка специалистов для полевых лабораторий и повышение квалификации аналитиков добывающих предприятий). Реализация данного комплекса мероприятий позволит решать проблемы, связанные с поиском, разведкой и эксплуатацией урановых месторождений и месторождений ТПИ на более высоком качественном уровне и в кратчайшие сроки.

Создание информационной системы геологического банка данных позволит организовать единое информационное пространство и обеспечит получение достоверных и необходимых данных, а также их сохранность и ограничение доступа. Данная стратегическая задача предполагает проведение достаточно объемной работы, что в конечном итоге даст хорошие возможности как для акционера, так и для потенциальных инвесторов. В задачи геологического банка данных будет входить создание электронного архива геологических документов; обеспечение долговременной сохранности подлинников геологической информации (геологические отчеты, протоколы, изданные карты, паспорта и др.) за счет предоставления пользователям электронных копий этих документов взамен бумажных оригиналов; сохранение информации об объектах в случае утраты или неустранимых повреждений оригиналов; обеспечение быстрого доступа к фондовым материалам как в локальном режиме, так и в режиме удаленного доступа; обеспечение быстрого поиска по комплексным запросам по геологии и недропользованию; возможность создания резервных (страховых) копий фондовых документов; предоставление информации в удобном для потребителя виде.

Приведенный перечень работ будет обеспечивать поддержку геологического банка данных, который будет постоянно дополняться необходимыми данными. В результате реализации проекта для акционера будет обеспечен постоянный мониторинг деятельности предприятий в сфере недропользования,



для потенциального инвестора – прозрачность, открытость и оперативность получения права недропользования, а для ученых и исследователей – обширный доступ к полной информации о недрах и недропользовании Республики Казахстан.

Решение стратегической задачи по совершенствованию комплекса радиоэкологических исследований на разведочных участках геологоразведочных работ возможно следующим образом. С возобновлением и расширением разведочных работ будет проводиться комплекс радиоэкологических исследований, необходимый как для обеспечения радиационной и экологической безопасности при ведении ГРП, так и для получения необходимых и достаточных радиоэкологических данных для разработки ТЭО и последующих проектов добычи урана. С возрастанием роли экологии в деятельности каждого предприятия необходима разработка нормативов эмиссий и природоохранных мероприятий на весь жизненный цикл ведения ГРП: создание службы радиационной и экологической безопасности для проведения производственного экологического контроля, включая радиационный контроль, отбор проб окружающей среды; сооружение мест сбора отходов с последующим их размещением на полигонах захоронения; предполевая подготовка, включающая приобретение и дешифрирование космоснимков; радиоэкологическое обследование с изучением почвенных разрезов, отбором проб ОС; оценка воздействия ГРП на окружающую среду с разработкой мероприятий по рекультивации нарушенных земель ГРП; составление отчета с представлением параметров ОС для последующих этапов ГРП, ТЭО и добычи урана.

В комплекс ГРП традиционно включаются дистанционные методы зондирования с привлечением геофизических материалов, полученных структурными методами геофизики в прошлые годы [34, 35]. Для этого будет выполняться следующий комплекс работ: приобретение программных средств для комплекс-

ной обработки цифровых данных космоснимков и геолого-геофизических материалов прошлых лет; разработка и внедрение современных методов ГРП; проведение геофизических методов исследования.

Высокий уровень корпоративной культуры является важным стратегическим фактором, мобилизующим все структурные звенья корпорации и ее отдельных работников на достижение поставленных целей в рамках продекларированной миссии компании. Для внедрения принципов корпоративной и правовой культуры необходима реализация следующих мероприятий: формирование корпоративных ценностей и регламентации стандартов поведения работников через Кодекс корпоративной этики и другие внутренние документы; внедрение стиля управления руководящего состава, создающего благоприятную атмосферу в коллективе и повышающего приверженность работников корпоративным ценностям; развитие внутренних коммуникаций и взаимодействий, системы обратной связи, усиливающих командную работу и способствующих реализации стратегии общества; постоянное улучшение взаимодействия с органами управления общества и акционерами, в том числе путем предоставления максимально полной и проработанной информации для принятия обоснованных и взвешенных решений; соблюдение законности при осуществлении деятельности общества в целом и принятии отдельных управленческих решений на всех уровнях; развитие правосознания как неотъемлемой составной части профессиональных компетенций каждого работника общества, в том числе посредством обучения работников общества по вопросам права; постоянное стремление к минимизации правовых рисков общества как необходимое условие для осуществления его деятельности.

В качестве основных механизмов достижения 2-й стратегической цели «Обеспечение растущих потребностей добычных предприятий в структуре компании путем восполнения



ресурсной базы урана» необходима реализация следующих задач.

Требуется проведение геологоразведочных работ на перспективных площадях с целью открытия новых месторождений и соответственно прироста и восполнения запасов урана и увеличения активов компании. Также проведение поисково-оценочных работ к 2025 г. позволит продлить срок службы рудников компании до 2040 г. за счет прироста доразведанных запасов. В связи с этим стратегическая задача проведения разведочных работ предполагает проведение разведочных работ в целях восполнения ресурсной базы урана.

Реализация стратегической задачи поиска и открытия новых месторождений урана позволит значительно увеличить добычу урана на месторождениях урановорудных провинций, что уже в ближайшем будущем неизбежно приведет к истощению урановой сырьевой базы Казахстана, вследствие чего возникает вопрос о ее возобновлении. В настоящем исследовании представлены перспективы и основные направления развития урановой сырьевой базы в свете возобновления и организации поисковых и поисково-оценочных работ по урану как на совершенно новых площадях, так и на участках, по сути, являющихся дальними флангами уже известных месторождений. Однако истощение запасов месторождений, а также включение в отработку бедных по содержанию урана, а потому низко rentабельных залежей этих месторождений, требует скорейшего обеспечения минеральными ресурсами рудников подземного выщелачивания.

Успех реализации стратегии предприятия зависит от признания высокой экономической значимости человеческих ресурсов на всех уровнях управления компанией как важной составляющей ее стратегического потенциала. Стратегическая задача по формированию штата профессиональных и высокоэффективных кадров – это часть реализации кадровой политики, которая включает реализацию следующих мероприятий.

Развитие профессионального кадрового состава. Специфика производственной деятельности требует привлечения профессионалов с большим опытом работы в сфере геологоразведочных работ и возможности передачи знаний и опыта молодым специалистам. Необходимо уделить действенное внимание подготовке, подбору и найму специалистов, необходимых для обеспечения выполнения утвержденных объемов работ: буровиков, геологов, геофизиков и соответствующих научных сотрудников.

Потребность в человеческих ресурсах будет регулироваться в соответствии с производственной программой общества. В случае увеличения объемов ГРП и количества приобретаемого оборудования штатная численность производственного и административного персонала будет увеличиваться в соответствии с потребностями. В связи с этим будут проводиться следующие мероприятия [36]:

– привлечение работающих профессионалов на рынке ГРП через создание системы вознаграждения и мотивации, а также предоставление социального пакета работникам на конкурентоспособном уровне. Будет уделено особое внимание вопросам создания качественных и комфортных условий труда и требуемого уровня безопасности работников. Такой подход позволит заинтересовать и удержать опытных специалистов в области ГРП;

– создание системы наставничества для решения проблем нехватки и качественной подготовки опытных технических кадров. Для этих целей необходимо разработать программу практической подготовки молодых специалистов-геологов. Программа будет включать оценку молодых специалистов по результатам стажировки, на основе которой будет применяться система мотивации и поощрения для наставников-геологов;

– разработка эффективной системы подбора кадров, включающей планирование потребности в человеческих ресурсах, своевре-



менный подбор и прием специалистов соответствующей квалификации с необходимыми знаниями, навыками, деловыми и личностными качествами;

–совершенствование системы мотивации и повышения эффективности труда. Разработка системы мотивации, основанной на следующих принципах:

- ✓ увязка системы мотивации с политической оценкой результатов деятельности на основе ключевых показателей, что позволит повысить эффективность труда, на основе мониторинга достижения стратегических целей и выполнения задач принимать своевременные корректирующие решения; оценка результативности каждого работника будет напрямую зависеть от выполнения конкретных задач и индивидуальных целей;
- ✓ повышение уровня профессиональных знаний и навыков работников, отвечающих интересам и потребностям общества, что позволит улучшить качество человеческих ресурсов;
- ✓ реализация системы кадрового резерва, направленного на эффективное использование кадрового потенциала и планирование карьерного роста сотрудников;
- ✓ развитие управленческих компетенций и лидерского потенциала руководящих работников, как залог максимизации долгосрочной стоимости Общества.

Мероприятия по решению поставленных стратегических задач предполагают дальнейшее проведение и улучшение работ по обеспечению требований техники безопасности, соблюдению мер радиационной безопасности и охраны окружающей среды. Наряду с этим предусматривается ряд мер в целях обеспечения устойчивого развития предприятия путем снижения энергоемкости при выполнении работ и предоставлении услуг и, как следствие, рост конкурентоспособности, финансовой

устойчивости, энергетической и экологической безопасности.

Создание здоровых и безопасных условий труда на предприятии ведется в соответствии с Экологическим кодексом РК и другими нормативно-правовыми документами, правилами и требованиями.

Целью управления охраной труда является обеспечение безопасности жизни и здоровья работников предприятия, обусловленных воздействием производственных опасных факторов на людей и среду их обитания. Задачи в этой области носят многоплановый характер и дифференцируются по следующим направлениям обеспечения производственных процессов: экологизация технологий; оздоровление производственной среды; обучение персонала безопасным методам работы; соблюдение законодательных актов в области ОТ и ТБ, РБ и ООС. Все это достигается реализацией конкретных мероприятий правового, организационного, технического, санитарно-гигиенического, лечебно-профилактического и социально-экономического характера.

Приоритетными направлениями и наиболее важными мероприятиями для предприятия на период до 2025 г. являются актуализация нормативно-технической документации в свете новых законов РК, директивных документов и положений; актуализация существующей системы управления охраны труда (СУОТ) и поддержание ее в соответствии с международными стандартами ISO и OHSAS; постоянная корректировка существующих на предприятии инструкций по безопасности по всем видам работ и специальностям в соответствии с появляющимися изменениями в требованиях по их разработке; ужесточение ответственности по охране труда в должностных инструкциях инженерно-технических, административных и руководящих работников общества согласно их управленческим функциям; проведение аттестации производственных объектов по условиям труда в установленные законодательством сроки; уменьшение степени риска выхода из строя техники и



оборудования; постоянное обучение, повышение квалификации, переподготовка работников общества.

Действенное использование системы классического управления охраной труда: анализ – оценка – планирование – организация – контроль – мотивация (стимулирование), является гарантом претворения данных планов в действие.

Основными задачами решения радиационной безопасности и охраны окружающей среды предприятия являются приведенные ниже.

Политикой акционерного общества в области обеспечения качества радиационной безопасности и охраны окружающей среды при ведении работ является гарантия безопасности персонала, населения и отсутствия вредного воздействия на окружающую среду и устанавливаются следующие приоритеты: не превышение допустимых пределов индивидуальных доз облучения; запрещение всех видов деятельности, связанных с использованием радиоактивных веществ, при которых полученная для человека, общества и природы польза не превышает риск возможного вреда, причиненного дополнительным облучением; обязательное повышение качества обеспечения радиационной безопасности персонала; расширение номенклатуры радиационного контроля.

Ключевым направлением программы энергосбережения и повышения энергоэффективности предприятия является обеспечение устойчивого развития путем снижения энергоемкости при выполнении работ и предоставлении услуг и, как следствие, роста конкурентоспособности, финансовой устойчивости, энергетической и экологической безопасности. Внедрение данной программы позволит снизить или предотвратить рост расхода всех видов ТЭР, используемых на собственные и хозяйственные нужды. Будут разработаны и внедрены механизмы, стимулирующие энергосбережение и повышение энергоэффективности. В дальнейшем будет сформирована си-

стема управления энергосбережением и повышением энергетической эффективности посредством внедрения системы энергетического менеджмента. Доля энергетических затрат в структуре себестоимости предоставляемых услуг снизится, что обеспечит повышение конкурентоспособности и энергетической безопасности. Дальнейшее развитие программы энергосбережения потребует подготовки специалистов, а также создания интегрированной информационной системы в области энергосбережения и повышения энергетической эффективности.

При разработке вышеизложенных мероприятий и мер достижения поставленных стратегических целей были оценены риски, которые могут негативно повлиять на реализацию стратегических задач. Цель дальнейшего развития системы управления рисками – минимизация вероятности наступления негативного события (риска), влияющего на достижение стратегических и операционных целей предприятия.

На основе проведенного анализа сформулированы стратегические риски предприятия: недополучение чистого дохода, предусмотренного планом развития общества на календарный год; несанкционированные забастовки работников, местного населения в местах дислокации структурных подразделений общества.

В связи с этим необходимо реализовать комплекс следующих мероприятий: совершенствование методологии по СУР и СВК в соответствии с международными стандартами COSO и ISO; совершенствование процессов управления СУР и СВК; повышение квалификации риск-менеджеров, владельцев рисков, наличие международных сертификатов; автоматизация системы управления рисками.

Выводы

Таким образом, результаты проведенных исследований позволяют отметить, что на период до 2025 г. предприятие стремится к достижению следующих стратегических целей: 1) увеличение экономической добавленной



стоимости компании; 2) обеспечение растущих потребностей добычных предприятий в структуре компании путем восполнения ресурсной базы урана.

Для достижения 1-й стратегической цели будут реализованы следующие стратегические задачи: реструктуризация активов; диверсификация направлений деятельности; развитие передовых и инновационных методов и технических средств для поисковых работ и лабораторно-технологических исследований; реконструкция и перевооружение технической и совершенствование методической базы химико-аналитической лаборатории; создание и сопровождение электронного банка данных геологической информации по месторождениям и рудопроявлениям; совершенствование комплекса радиоэкологических исследований на разведочных участках геологоразведочных работ; внедрение принципов корпоративной и правовой культуры.

Круг задач для достижения 2-й стратегической цели обеспечения растущих потребно-

стей добычных предприятий в структуре компании путем восполнения ресурсной базы урана следующий: проведение разведочных работ; поиск и открытие новых месторождений урана; формирование штата профессиональных и высокоэффективных кадров.

Перечисленные выше мероприятия по достижению цели и решению поставленных стратегических задач компании в долгосрочном периоде приведут к следующим результатам. Вывод из структуры бизнеса процесса сооружения технологических скважин снизит доходы предприятия. Тем не менее планируется, что в результате только геологоразведочных, поисковых работ и ГИС будет наблюдаться стабильность в основных финансовых показателях. Кроме того, показатель EVA будет иметь тенденцию к росту, а показатель ROE будет держаться на уровне 16–17 %. Рост чистого дохода, несмотря на уменьшение выручки, в 2020 г. составит 186 % и достигнет 226 % в 2025 г.

Библиографический список

1. U₃O₈ Production Review. *Ux Weekly*. 2010;22(10).
2. Woods P., Pool T., Beneš V., Gorbatenko O., Jones B., Märten H., Solodov I., Slezak J. International overview of ISL uranium mining operations. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 138.
3. Назарова З. М., Овсейчук В. А., Лемента О. Ю. Рынок урана: современное состояние, проблемы и перспективы его развития. *Проблемы современной экономики*. 2016;2:159-162.
4. Святецкий В. С., Солодов И. Н. Стратегия технологического развития уранодобывающей отрасли России. *Горный журнал*. 2015;7:68–77. DOI: [10.17580/gzh.2015.07.10](https://doi.org/10.17580/gzh.2015.07.10)
5. Derek M. Insight: Uranium is in a holding pattern. *Commodity Insights Bulletin*. 2015. 8 p.
6. Arnold N., Gufler K. The future of Nuclear Fuel Supply. In: *Proceedings of the 1st INRAG Conference on Nuclear Risk*. 16–17 April 2015. Vienna: University of Natural Resources and Life Sciences in Vienna; 2015. P. 1-27.
7. The Global Nuclear Fuel Market. *Supply and Demand 2011–2030*. WNA report; 2011. 236 p.
8. Polack C. Uranium exploration (2004–2014): New discoveries, new resources. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 8–9.
9. Рогов Е. И., Язиков В. Г., Рогов А. Е. Оптимизация подготовленных и готовых к выемке запасов на рудниках подземного скважинного выщелачивания урана. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. МГУ. 2002;4:149-150.
10. Живов В. Л., Бойцов А. В., Шумилин М. В. *Уран: геология, добыча, экономика*. М.: Атомредметзолото; 2012. 301 с.
11. Постановление Правительства Республики Казахстан от 20.08.2002 № 926 «О концепции развития урановой промышленности и атомной энергетики Республики Казахстан на 2002–2030 годы».



12. Khawassek Y. M., Taha M. H., Eliwa A. A. Kinetics of Leaching Process Using Sulfuric Acid for Sella Uranium Ore Material, South Eastern Desert. *Egypt International Journal of Nuclear Energy Science and Engineering*. 2016;6:62–73.
13. Yurtaev A., Golovko V. Prospects of block underground leaching application on Streltsovskoe field deposits. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 172.
14. Joint A. *Uranium Resources, Production and Demand International: Nuclear Energy Agency and the International Atomic Energy Agency*. Boulogne-Billancourt France. Organisation for economic cooperation and development; 2018. 462 p.
15. Saleh Ahmed, Fathi Elldakli, Phillip Mcelroy. *Simulation techniques used for modeling horizontal wells and the role of grid refinement*. 2019.
16. Solodov I. N. In Situ Leach Mining of Uranium in the Permafrost Zone, Khiagda Mine, Russian Federation. In: *URAM-2014. IAEA. International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environment issues*. Vienna, Austria 23–27 June; 2014.
17. Юсупов Х. А., Джакупов Д. А., Назарбаева Н. А. Выбор схемы и параметров скважин технологического блока. *Международная научно-практическая конференция «Научное и кадровое сопровождение инновационного развития горно-металлургического комплекса»*. Алматы; 2017. С. 168–170.
18. Голик В. И., Заалишвили В. Б., Габараев О. З. Геофизическое обеспечение технологий выщелачивания урана. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2014;7:112–121.
19. Молчанов А. А., Демехов Ю. В. Повышение эффективности добычи урана из месторождений гидротермального типа, разрабатываемых методом подземного скважинного выщелачивания Республики Казахстан (на примере месторождения восточный Мынкудук). *Актуальные проблемы урановой промышленности. VII международная конференция*: Сб. науч. работ. Алматы: НАК Казатомпром; 2014. С. 92–98.
20. Минцберг Г., Альстрэнд Б., Лэмпел Дж. *Школы стратегий*: Пер. с англ. под ред. Ю.Н. Каптуревского. СПб.: Питер; 2011. 336 с.
21. Хорин А. Н., Керимов В. Э. *Стратегический анализ*: Учеб. пособие. М.: Эксмо; 2012. 288 с.
22. Ковени Майкл, Гэнстер Деннис, Хартлен Брайан, Кинг Дейв. *Стратегический разрыв: Технологии воплощения корпоративной стратегии в жизнь*: Пер. с англ. М.: Альпина Бизнес Букс; 2011. 232 с.
23. Брылин В. И. Технология бурения и оборудование эксплуатационных скважин при отработке месторождений урана методом подземного выщелачивания: Учеб. пособие. Национальный исследовательский Томский политехнический университет. Томск: Изд-во Томского политехнического университета; 2010. 211 с.
24. Гержберг Ю. М., Кузнецов Н. И., Киршин В. И., Кулигин А. В. Научные основы и современная технология безориентированного регулирования трассы скважины. М.: ООО «ИРЦ Газпром». 2008;2. 45 с.
25. Диева Н. Н., Вольпин С. Г., Корнаева Д. А., Штейнберг Ю. М. Повышение информативности исследований скважин, работающих при забойном давлении ниже давления насыщения, методом установившихся отборов. *Бурение и нефть*. 2014.;1:41-46.
26. Коротченко А.Н., Земляной А.А. Система регистрации параметров закачиваемых в скважину жидкостей. *Бурение и нефть*. 2013;1:49-50.
27. Сушко С. М., Бегун А. Д., Федоров Б. В., Касенов А. К., Дауренбеков С. Д. *Методика сооружения скважин для разведки и добычи урана методом ПСВ*. Алматы: АО НАК «Казатомпром», ТОО «Институт высоких технологий»; 2007. 178 с.
28. Шумилин М. В. и др. *Разведка месторождений урана для отработки методом подземного выщелачивания*. М.: Недра, 1985. 208 с.
29. Ракишев Б. Р., Федоров Б. В. *Техника и технология сооружения геотехнологических скважин*. Алматы; 2013. 260 с.
30. Рогов Е. И., Язиков В. Г., Рогов А. Е. Оптимизация схем и параметров проектирования сети технологических скважин при ПСВ металлов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. МГТУ. 2001;9:35-37.
31. Самсонов Б. Г. Основы объектного мониторинга геологической среды на предприятиях по разведке, добыче и использованию атомного сырья. М.: Центр содействия социально-экологическим инициативам атомной отрасли; 2010. 120 с.
32. Гержберг Ю. М. Бурение ступенчатым стволом как средство ограничения искривления скважины. *Бурение и нефть*. 2013;6:28–31.



33. Цуприков Л. А. Определение параметров модели механической скорости бурения методом наименьших квадратов. *Телекоммуникационные и информационные системы*. Тр. междунар. конф. СПб.: Изд-во Политехн. ун-та; 2007. С. 274–276.

34. Носков М. Д., Кеслер А. Г., Теровская Т. С., Бабкин А. С., Посохова Е. М. Экологический мониторинг и прогнозирование состояния недр при добыче урана в ЗАО «Далур». *Роговские чтения: проблемы инженерной геологии, гидрогеологии и геоэкологии урбанизированных территорий*: Сб. тр. конф., 7–9 апреля 2015 г. Томск: Изд-во Томского государственного архитектурно-строительного университета; 2015. С. 208–211.

35. Поезжаев И. П., Полиновский К. Д., Горбатенко О. А. и др. *Геотехнология урана: Учеб. Пособие*. Под общ. ред. Ю.В. Демехова, Б.М. Ибраева. Алматы; 2017. 327 с.

36. Кибанов А. Я., Захаров Д. К. *Формирование системы управления персоналом на предприятии*. М.: Дело, 2012. 315 с.

References

1. U₃O₈ Production Review. *Ux Weekly*. 2010;22(10).
2. Woods P., Pool T., Beneš V., Gorbatenko O., Jones B., Märten H., Solodov I., Slezak J. International overview of ISL uranium mining operations. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 138.
3. Nazarova Z. M., Ovseychuk V. A., Lementa O. Yu. Uranium market: current state, problems and prospects of development. *Problems of modern economics*. 2016;2:159–162. (In Russ.)
4. Svyatetskiy V. S., Solodov I. N. The strategy of technological development of uranium mining industry of Russia. *Mining Journal*. 2015, No. 7, 2015;7:68–77. DOI: [10.17580/gzh.2015.07.10](https://doi.org/10.17580/gzh.2015.07.10) (In Russ.)
5. Derek M. Insight: Uranium is in a holding pattern. *Commodity Insights Bulletin*. 2015. 8 p.
6. Arnold N., Gufler K. The future of Nuclear Fuel Supply. In: *Proceedings of the 1st INRAG Conference on Nuclear Risk*. 16–17 April 2015. Vienna: University of Natural Resources and Life Sciences in Vienna; 2015. P. 1–27.
7. The Global Nuclear Fuel Market. *Supply and Demand 2011–2030*. WNA report; 2011. 236 p.
8. Polack C. Uranium exploration (2004–2014): New discoveries, new resources. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 8–9.
9. Rogov E. I. *Optimization of prepared for extraction reserves at uranium drillhole in-situ leaching mines*. Mining Information and Analytical Bulletin. MGGU Publishing House. 2002;4:149–150. (In Russ.)
10. Zhivov V. L., Boytsov A. V., Shumilin M. V. *Uranium: geology, mining, economics*. Moscow: Atomred-metzoloto; 2012. 301 p.
11. Decree of the Government of the Republic of Kazakhstan No. 926 of 20.08.2002 “On the concept for development of uranium industry and nuclear power industry of the Republic of Kazakhstan for 2002–2030”.
12. Khawassek Y. M., Taha M. H., Eliwa A. A. Kinetics of Leaching Process Using Sulfuric Acid for Sella Uranium Ore Material, South Eastern Desert. *Egypt International Journal of Nuclear Energy Science and Engineering*. 2016;6:62–73.
13. Yurtaev A., Golovko V. Prospects of block underground leaching application on Streltsovskoe field deposits. In: *International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues (URAM-2014)*. 23–27 June 2014. Vienna: International Atomic Energy Agency; 2014. P. 172.
14. Joint A. *Uranium Resources, Production and Demand International: Nuclear Energy Agency and the International Atomic Energy Agency*. Boulogne-Billancourt France. Organisation for economic cooperation and development; 2018. 462 p.
15. Saleh Ahmed, Fathi Elldakli, Phillip Mcelroy. *Simulation techniques used for modeling horizontal wells and the role of grid refinement*. 2019.
16. Solodov I. N. In Situ Leach Mining of Uranium in the Permafrost Zone, Khiagda Mine, Russain Federation. In: *URAM-2014. IAEA. International Symposium on Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cucle: Exploration, Mining, Production, Sypply and Demand, Economics and Environment issues*. Vienna, Austria 23–27 June; 2014.
17. Yusupov H. A., Dzhakupov D. A., Nazarbayeva N. A. Selection of arrangement and parameters of a production block boreholes. In: *International research-to-practice conference "Scientific and personnel support of innovative development of mining-and-metallurgical industry"*. Almaty; 2017. P. 168–170. (In Russ.)
18. Golik V. I., Zaalishvili V. B., Gabaraev O. Z. Geophysical support of uranium leaching processes. *Mining Information and Analytical Bulletin*. 2014;7:112–121 (In Russ.)



19. Molchanov A. A., Demekhov Yu. V. Improving efficiency of uranium ISL production from deposits of hydrogenic type in the Republic of Kazakhstan (case study of the Vostochny Mynkuduk deposit). In: *Actual problems of uranium industry. Proceedings of VII International Conference*. Almaty, NAC Kazatomprom; 2014. P. 92–98 (In Russ.).
20. Minzberg G., Alstrand B., Lampel J. *Schools of strategy*. Translated from English, under the editorship of Kapturevsky Yu. N. St-P.: Piter Publ.; 2011. 336 p. (In Russ.).
21. Khorin A. N., Kerimov V. E. *Strategic analysis. Manual for graduate students*. Moscow: Eksmo; 2012. 288 p. (In Russ.).
22. Coveney Michael, Genster Dennis, Hartlen Brian, King Dave. *Strategic gap: Techniques for corporate strategy implementation*. Translated from English. Moscow: Alpina Business Books Publ.; 2011. 232 p.
23. Brylin V. I. *Drilling technology and equipment for production wells for in-situ leaching recovery of uranium*. Manual for graduate students. National Research Tomsk Polytechnic University, Yurga, Russia, Tomsk, Publishing House of Tomsk Polytechnical University; 2010. 211 p. (In Russ.).
24. Gerzhberg Yu. M., Kuznetsov N. I., Kirshin V. I., Kuligin A. V. *Scientific fundamentals and modern technique for non-oriented control of hole path*. Moscow: LLC IRC Gazprom Publ. 2008;2. 45 p. (In Russ.).
25. Dieva N. N., Volpin S. G., Kornaeva D. A., Steinberg Yu. M. Increasing information content of the studies of wells operating at bottomhole pressure below the bubble point pressure using the steady-state takeoff method. *Burenie i Neft'*. 2014;1:41-46 (In Russ.).
26. Korotchenko A. N., Zemlyanoy A. A. System for recording the parameters of fluids injected into well. *Burenie i Neft'*. 2013;1:49-50 (In Russ.).
27. Sushko S. M., Begun A.D., Fedorov B. V., Kasenov A. K., Daurenbekov S.D. Technique of construction of wells for exploration and production of uranium by ISL method. Almaty: NAC Kazatomprom JSC, Institute of High Technology LLP (IHT); 2007. 178 p. (In Russ.).
28. Shumilin M. V. et. al. *Exploration of uranium deposits for in-situ leaching extraction*. Moscow: Nedra Publ.; 1985. 208 p. (In Russ.).
29. Rakishev B. R., Fedorov B. V. Technique and technology of construction of geotechnological (wellfield) wells. Almaty; 2013. 260 p. (In Russ.).
30. Rogov E. I., Yazikov V. G., Rogov A. E. Optimization of arrangements and design parameters of a network of process wells for extraction of metals by ISL method. *Mining Information and Analytical Bulletin*. MGGU Publ. 2001;9:35–37. (In Russ.).
31. Samsonov B.G. *Fundamentals of subject monitoring of geological environment at enterprises for exploration, production, and use of nuclear feed*. Moscow: Center for Assistance to Social and Environmental Initiatives of the Nuclear Industry Publ.; 2010. 120 p. (In Russ.).
32. Gerzhberg Yu. M. *Drilling with stepped well bore as a method to limit the well bore deviation*. *Burenie i Neft'*. 2013;6:28-31. (In Russ.).
33. Tsuprikov L. A. Determination of the ROP model parameters by the least squares method. In: *Telecommunication and information systems. Proceedings of Int. Conf.* St-P.: MSU Publishing House; 2007. P. 274-276 (In Russ.).
34. Noskov M. D., Kesler A. G., Terovskaya T. S., Babkin A. S., Posokhova E. M. Environmental monitoring and prediction of the subsoil conditions during uranium production at CJSC Dalur. In: *Proceedings of Rogov Scientific Conference: Problems of Engineering Geology, Hydrogeology and Geoecology of Urbanized Territories*. Tomsk: Publishing House of Tomsk State Architecture and Building University; 2015. P. 208-211. (In Russ.).
35. Poezjaev I. P., Polinovsky K. D., Gorbatenko O. A. et al. *Uranium Geotechnology*. Manual for graduate students. Under the general editorship of Yu. V. Demekhov, B. M. Ibraev. Almaty; 2017. 327 p. (In Russ.).
36. Kibanov A. Ya., Zakharov D. K. Formation of Human Resource Management System at an Enterprise. Moscow: Delo Publ.; 2012. 315 p. (In Russ.).