

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего профессионального образования  
Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

# ***ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ***

*Материалы  
международного форума-конкурса молодых ученых  
24-26 апреля 2013 г.*

*Часть I*

Санкт-Петербург  
2013

УДК 00 (55+62+66+33+50+54)

ББК 2 (26+33+60+66)

П493

В сборнике помещены труды молодых исследователей, участников Международного форума-конкурса «Проблемы недропользования» 24-26 апреля 2013 г. Материалы сборника представляют интерес для широкого круга исследователей, ученых, педагогов, специалистов, руководителей промышленных предприятий и предпринимателей, работающих в области поиска, разведки, добычи и переработки полезных ископаемых.

The Volume contains works of young researchers - participants of International Forum of Young Researchers «Topical Issues of Subsoil Usage», which was held at the St. Petersburg State Mining Institute from the 24<sup>th</sup> to 26<sup>th</sup> April 2013. The Volume can be of great interest for a wide range of researchers, scientists, university lecturers, specialists and managers of industrial enterprises and organisations as well as for businesspeople involved in exploration, prospecting, development and processing of minerals.

Редакционная коллегия: доц. *Л.С. Синьков*, доц. *Ю.М. Сицук*, *А.Н. Мартемьянова*

ISBN 978-5-94211-645-3 (часть I)  
ISBN 978-5-94211-646-6

© Национальный минерально-сырьевой  
университет «Горный», 2013

## СОДЕРЖАНИЕ

<i>ГЕОЛОГИЯ .....</i>	<i>4</i>
<i>ПРОБЛЕМЫ РАЗВЕДКИ И ОСВОЕНИЯ НЕФТЯНЫХ И ГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ .....</i>	<i>34</i>
<i>ПРОБЛЕМЫ ДОБЫЧИ РУДНОГО И НЕРУДНОГО СЫРЬЯ.....</i>	<i>61</i>
<i>ГЕОДЕЗИЯ, ГЕОМЕХАНИКА И ПОДЗЕМНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО.....</i>	<i>133</i>
<i>ГОРНАЯ ЭЛЕКТРОМЕХАНИКА И ОБОРУДОВАНИЕ.....</i>	<i>207</i>

## GEOCHEMICAL MAPPING IN THE AREA OF ĽUBIETOVÁ, SLOVAK REPUBLIC

### Introduction

Ľubietová is a village in the Banská Bystrica Region in the Slovak Republic. There is an old mining spot in its vicinity, where copper was extracted from the Bronze Age to the 19<sup>th</sup> century. Currently the region is interesting to mineral collectors due to a copper phosphate that can be found there, called libethenite.

According to the literature (Koděra 1990, Ďuďa, Pauliš 2002) there are two areas of copper mineralisation near Ľubietová, which differ in the occurrence of copper compounds formed with arsenic and phosphorus. The first deposit (Podlipa) is mainly known for its secondary-mineral paragenesis of copper phosphates, especially libethenite and pseudomalachite. On the second (the Svätodušná deposit) diverse paragenesis of secondary arsenic minerals developed. The most characteristic of these arsenians are olivenite, euchroite and pharmacosiderite.

Many scientific works concern the Ľubietová region (Andráš i in. 2009, Rusko i in. 2009), however none of them has yet paid due attention to the differentiation and the lateral distribution of copper-phosphorus and copper-arsenic mineralisation and to the description of primary and secondary causes of the differentiation and the distribution.

The aim of this study was to look into the subject by determining these phenomena and to optimise future analytical procedures, which would allow the local copper mineralisation to be examined thoroughly. The project was based on the assumption that surface geochemical mapping will help to establish the range of copper mineralisation in two areas distinct from each other as regards copper compounds. In order to draw up appropriate methodology, it was necessary to conduct research that included terrain inspection, preliminary sampling and analysis of soil specimens and dump-field material in regard to the content of copper, phosphorus and arsenic.

### Materials and methods

The field study was based on extracting three soil samples and two dump-field material samples along the profile line (Figure 1).



Figure 1. Location of samples' extraction in the Ľubietová area, Slovakia (a part of a tourist map, published by VKU Harmanec, quire Poľana, modified)

In order to ensure that the samples are representative, in each spot 5 smaller specimens were extracted on the outline of an envelope with a 10m diagonal. The two most extreme samples of the profile line (HP-1 and HS-5 on the map) consist of dump-field material that was extracted with the use of a spade and sieved through meshes that were 2.5mm in diameter. The remaining samples (LP-2, L-3 and LS-4 on the map) were extracted without sieving

with the use of a rod soil sampler (20mm in diameter) after cleaning a 5cm organic layer off the terrain. From each point of an envelope specimens were extracted 3 times, which gave about 20cm (LP-2) or 15cm (L-3 and LS-4) cores. The average weight of the samples was around 0.5kg.

The samples were later analysed in regard to chemical composition with the use of X-ray Fluorescence (XRF) and their mineral composition was determined by X-ray Diffraction (XRD). The preparation for the analysis of the soil and dump-field material samples consisted of scaling them down by quartering and grating them to powder with the use of an Abbich mortar and an agate mortar. Wavelength Dispersive X-ray Fluorescence Spectrometer Primini Rigaku was used to analyse chemical content. The analysis of mineral composition was conducted for a standard powder specimen with the help of X-ray Diffractometer Phillips PW 3020 X'Pert-APD using CuK $\alpha$  radiation.

### Results and discussion

The results of the overall chemical analysis are shown in the Table 1.

Table 1

Component	Results of chemical analysis				
	content [wt. %]				
	HP-1	LP-2	L-3	LS-4	HS-5
SiO <sub>2</sub>	66.11	67.82	55.98	50.06	44.44
TiO <sub>2</sub>	bd	0.77	2.73	1.51	1.40
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	16.47	18.16	16.10	25.72	25.46
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7.90	4.65	17.85	15.14	17.53
As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.13	bd	bd	0.17	1.34
MnO	bd	bd	0.43	0.25	0.50
MgO	bd	0.67	1.28	bd	0.70
CaO	bd	bd	2.05	bd	bd
CuO	2.73	0.02	bd	0.02	1.67
ZnO	bd	bd	0.07	0.07	bd
NiO	bd	bd	bd	bd	0.13
K <sub>2</sub> O	6.01	7.58	2.96	6.39	6.37
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.29	0.16	0.25	0.29	0.19
SO <sub>3</sub>	0.30	0.13	0.17	0.26	0.11
Cl	bd	bd	0.02	bd	bd
ZrO <sub>2</sub>	0.04	bd	0.10	0.08	0.08
Rb <sub>2</sub> O	bd	0.06	bd	0.05	0.07
SUMA	100.00	100.02	100.00	100.02	100.00

bd – below detection

A comparison of each soil and dump-field sample's content shows that the amount of phosphorus is on the same level in all extraction spots. Phosphorus present in the soil samples is probably a part of organic compounds, whilst the one in the dump-field material occurs most likely in the form of copper phosphates. According to the literature (Koděra 1990, Ďud'a, Pauliš 2002) the presence of phosphates is characteristic for the Podlipa deposit. Therefore their amount should be theoretically higher in the HP-1 sample and that is why the result that was obtained there is one of the highest.

Arsenians are typical for the Svätodušná deposit, consequently the results of the chemical analysis demonstrate a significant amount of As in the HS-5 sample. Its presence was also shown near the Svätodušná dump-field (LS-4) and on the Podlipa dump-field (HP-1). Scientific works confirm that in this location – apart from diverse paragenesis of copper phosphates – some arsenians are also present. CuO content is visible only in the dump-field material. A high amount of iron on the Svätodušná dump-field is probably connected with the presence of various Fe minerals, fewer of which the Podlipa dump-field demonstrates to have.

X-ray Diffraction analysis was conducted in order to compare the mineral composition of the samples. It showed that all of the samples examined have a very similar composition. The interpretation of the results proved that the samples contain mainly quartz, muscovite (apart from L-3) and feldspar. Chlorite is present in three samples. In L-3 a trace of amphiboles occurs and in HS-5 tetrahedrite can probably be found. Presence of other ore minerals was not shown. Due to a low detection of this method it cannot be used for this type of research.

### Conclusion

The preliminary examination confirmed the existence of lateral differentiation of copper mineralisation, which was proved by establishing the differentiation of samples' content of copper, phosphorus and arsenic along the profile line. Variable arsenic content, monotonous phosphorous distribution and Cu presence limited to dump-field material were shown. Usefulness of X-ray Fluorescence in this kind of study was proved. Its detection level is precise enough to trace the changing of mineralisation. There is no need to conduct systematic X-ray Diffraction research in this location. The field investigation demonstrated some restrictions to the realisation of sampling that was planned. Because of the varied terrain and dense forests the time needed to extract samples is relatively long.

Moreover the presence of copper in soil is barely detectable. It rules out systematic geochemical soil examination as a method of prospecting in this location.

### References

1. Andráš P., Lichý A., Križáni I., Rusková J., 2009. Heavy metals and their impact on environment at the dump-field Ľubietová – Podlipa (Slovakia). W: Jayanthakumaran K. (red.), Advanced Technologies, In-Tech, Vukovar, 163-185.
2. Ďuďa R., Pauliš P., 2002. Nejzajímavější mineralogická naleziště Slovenska. Vydavatelství Kuttna, Kutná Hora, 1-136.
3. Koděra M., 1990. Topografická Mineralogia Slovenska. Tom 2. Veda Vydavateľstvo SAV. Bratislava, 1-1590.
4. Rusko M., Rusková J., Lichý A. 2009. The role of natural sorbents at the Ľubietová Reiner and Podlipa dump-fields. Research papers Faculty of Materials Science and Technology Slovak University of Technology in Trnava. 27, 61-79.

**G. MOTUZA, V. KIRKLIAUSKAITĖ**  
*Vilnius University, Lithuania*

## **MANIFESTATION OF ALKALINE MAGMATISM AND RELATED MINERALIZATION IN THE CRYSTALLINE BASEMENT OF SOUTHERN LITHUANIA**

Presumable manifestations of alkaline and carbonatite magmatism are revealed in the Paleoproterozoic crystalline basement of Southern Lithuania covered by 200-500 meters thick sedimentary sequence. Those indications are locally appearing veins of rocks of sienitic composition; veins and breccia filled by carbonates enriched in REE, where oxygen and carbon isotope ratios are characteristic to carbonates of fenitic zones. In places are fixed phlogopitization and scapolitization zones, and occurrences of molibdenite, apatite, mineralisation of Th, REE (Ce, La up to few percent) concentrated in allanite, monazite, apatite. Such manifestations often are spatially related to Varena area where deposits of serpentine-magnetite ores (with evaluated resources of hundreds of millions tones) have been discovered hosted by serpentinite, enstatite and diopside rocks regarded as skarns formed in dolomite marble. Early Carboniferous alkaline and carbonatite intrusions are revealed in adjacent territory of Poland (Krzemińska et al, 2006). This data implies possibility of alkaline and carbonatite magmatism in Southern Lithuania and its prospectivity for high-tech elements deposits.

**J. SMYŁA**  
*Institute of Innovative Technologies EMAG, Poland*

## **ASSESSMENT OF ASH CONTENT IN COAL BY MEASURING ITS NATURAL GAMMA RADIOACTIVITY**

For many years the Institute EMAG has specialized in the development of systems and equipment for laboratory and on-line monitoring of coal quality parameters. As a result of research and testing, many solutions and devices have been developed. Some of these systems are based on advanced radiation detection techniques such as  $\gamma$ -ray backscattering or dual energy  $\gamma$ -ray transmission measurement. Other devices are based on optical methods and are used for the determination of ash content in flotation tailings. Recently, EMAG has been specializing in the development of systems based on the natural gamma radiation measurement technique, which described in the article.

### **Introduction**

The basic coal quality parameters include percentage contents of: ash  $A^t$ , humidity  $W_t^t$ , sulphur  $S^t$ , and the calorific value (expressed in kJ/kg or kcal). The coal quality can be determined by means of standard chemical analyses. That classical methods are characterized with high accuracy. However the weakness of the methods is the long lead time and high workload, so they are not suitable for quick analyses enabling to carry out an efficient, on-line quality control. Other weaknesses include low mass of the sample and its destruction sample. Only 1g of the sample, can hardly be recognized as a representative amount considering the mass of the controlled coal and its diversity. Besides, destruction of the sample makes it impossible to repeat the analysis [1].

For quick or on-line quality control analysis the most commonly used methods are based on radiometric measurements. Devices using these methods are usually equipped in an isotope. These devices are dangerous for the environment and need special control. To be able to use radiometric equipment, permits from the National Atomic Energy Agency are required.

Realizing these defects, the Institute EMAG began to work on a new solution and drew attention to natural radiation of coal. It is a relatively new field of metrology yet it offers great opportunities.

Using the phenomenon of natural radioactivity of coal

It is a well-known fact that one may observe all three kinds of natural radioactivity:  $\alpha, \beta, \gamma$ . Due to industrial applications, the measurements of radioactivity of type  $\alpha$  and type  $\beta$  can be skipped because of their short-range character. That is why the conducted research has been focused on measurement of natural  $\gamma$  radioactivity.

Depending on the degree of carbonization, one can distinguish the following types of coal: peat, brown coal, hard coal, or anthracite. Hard coal was generated due to the carbonization of plants in biochemical and geochemical processes occurring on Earth between the Late Devonian and Early Permian [2]. Hard coal contains:

- an organic substance (carbon, hydrogen, nitrogen, oxygen, sulphur, phosphorus, and trace elements, such as lead, cadmium, arsenic, etc.),
- a mineral substance (which is leached as ash in the process of combustion),
- moisture.

During the coal exploitation, part of gangue gets mixed with the extracted coal. In the mineral part of coal and in the gangue, which both make ash in combusted coal, there are radionuclides. Most frequently these are radionuclides of the decay chain of uranium – U-238 and thorium – Th-232, as well as the radioactive isotope – potassium K-40 [3,4,5]. There is a strong correlation between the radioisotopes content and the ash content in coal. The radioactivity of a mineral substance included in a coal sample exceeds many times the radioactivity of a combustible organic substance [6]. That is why, it is possible to measure gamma radiation of coal and calculate the result on ash content in coal. A higher level of gamma radioactivity of one sample in relation to another sample means, most frequently, that there are more radioactive elements in it, meaning, there is more ash.

However, for a variety of mines, the relationship between isotopes content and ash content is different. This is due to the difference of mineralogical composition in coal deposits. In table 1 there are results of measurement of the content of uranium and thorium in Polish coal mines. Researche was made by Professor Izabela Bojakowska on over a hundred coal samples [7,8]. The tests show that particular deposits may differ as far as the level of natural gamma radioactivity is concerned. As a result of that, radiometric devices and devices based on natural radioactivity used for coal quality assessment have to be calibrated for each mine separately.

Table 1

The assessment of hard coal deposits diversity in Poland [7,8]

	Uranium	Thorium
<b>Minimal content [mg/kg]</b>	0,1	0,1
<b>Maximal content [mg/kg]</b>	8,5	33,5

The dependency between natural radioactivity and ash can be determined in a few ways. One method is testing the concentration of radioactive nuclides (K-40, Ra-226, Th-232). Another method is based on registering impulses for the given measurement system from the whole spectrum or its selected fragments. The EMAG Institute focuses on the use of the latter method and applies it in coal quality analyzers. Natural gamma radioactivity can be measured by an electronic system with a scintillation detector co-operating with a multi-channel spectrum analyzer (Fig. 1). The scintillation material used is NaI(Tl) where (Tl) means that there are small amounts of Tl (Thallium) mixed into NaI.

The scintillation process is one of the most useful methods available for the detection and spectroscopy of a wide assortment of radiation. Fig. 2 portray spectrums of two coal samples with different ash content, registered by one of the coal analyzers.

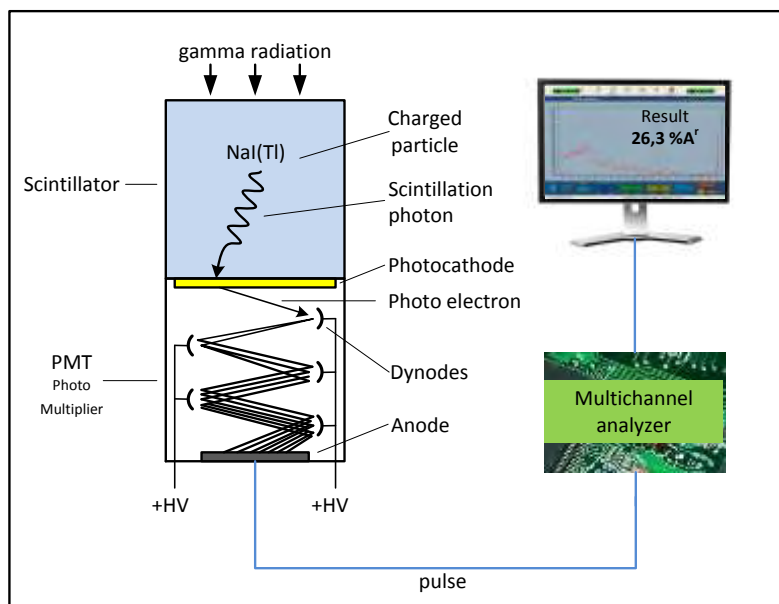


Figure 1. Measurement and analysis of natural gamma radiation



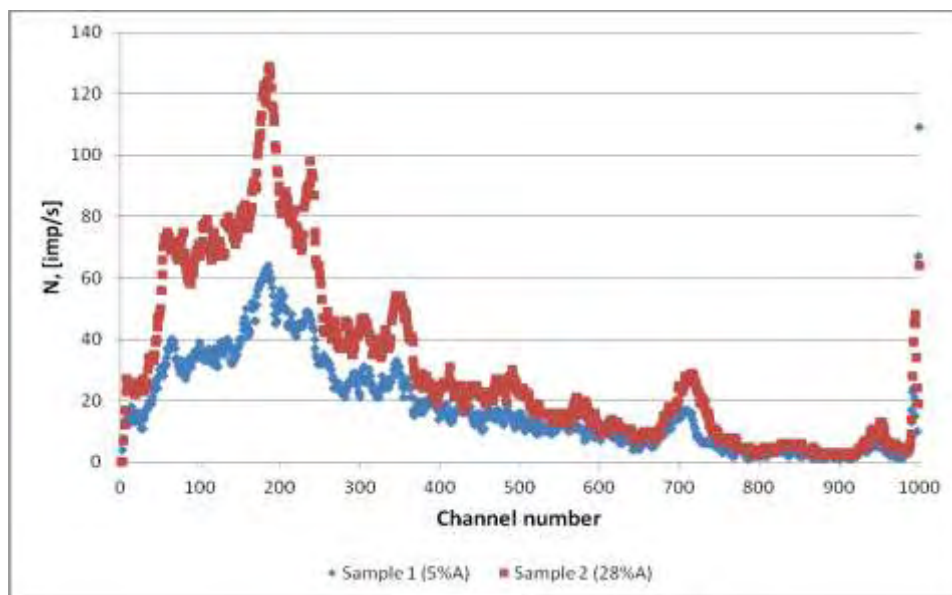


Figure 2. Energy spectrum of  $\gamma$  radiation

### Conclusions

In consequence of research on the described method the Institute made a few kinds of coal analyzers. These are: portable ash meter, laboratory-technological ash meter and ash meter for on-line measurement. The test results and users' opinions confirm that the method which uses natural gamma radioactivity of coal to assess coal quality parameters is an efficient one. The accuracy of such devices is comparable to radiometric equipment and even higher in the case of some coal types, because with this method the changes in the chemical composition of coal, particularly the changing content of such elements as calcium or iron, do not disturb the measurements – which is the case with radiometric methods.

### References

1. Mathew.P.J.: On-stream coal ash analysis based on natural gamma ray activity. Proceedings series: Nuclear techniques in Exploration and Exploration of Energy and Mineral Resources. IAEA, Vienna 1991.
2. Taylor P.M.: An All-Natural Technology, World Coal, (Jan. 2000).
3. Sikora T., Dziubiński J., Experiences in using natural gamma radiation for measurement of ash content in coal; International symposium organized by the Institute of Nuclear Chemistry and Technology in Warsaw: Nuclear technology in industry, medicine, agriculture and environmental protection. Białowieża, September 2008
4. Czaplinski A., Węgiel kamienny, Wyd. AGH, Kraków 1994.
5. Bohdanowicz K., Surowce mineralne świata, Vol. III, Warszawa 1952.
6. Chruściel E., Kalita S., Makhabane J.L., Niewodniczański I.N., Natural radioactivity of carboniferous beds in the Upper Silesian Coal Basin, Report INT 258/I Kraków, 1992.
7. Czerw B., Sikora T., Chruściel E., Jodłowski P., Kalita S.J., Bolewski A., Zawartość popiołu w węglu a jego naturalna promieniotwórczość gamma, MiAG 2005.
8. Bojowska I., Lech D., Wołkowicz S., Uran i tor w węglach kamiennych i brunatnych ze złóż polskich. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Vol. 24, No 2/2, 2008.

**А.А. БЕКБАЕВА, К.А. КОЖАХМЕТ**

*Каспийский государственный университет технологии и инжиниринга им.Ш.Есенова*

## СТРАТИГРАФИЯ ТРИАСОВЫХ ОТЛОЖЕНИЙ СЕВЕРНОГО УСТЮРТА

Мощность осадочного чехла на Северном Устьорте достигает 10-12 км, из них 2-4км составляет мел-неоген, 1-2,5 км юра, 3-5 км верхняя пермь-триас, 1-3 км верхний карбон-нижняя пермь, 1-2 км нижний-средний карбон и 3-5 км верхний девон-низы карбона. Юрско-неогеновые отложения распространены повсеместно, доюрские разновозрастные комплексы в основном заполняют отдельные глубокие прогибы и грабены, связанные с региональными разломами.

Нижний триас. Северобузачинская свита развита на полуострове Бузачи. На площади Каламкас (скв.1) данная свита в интервале глубин 3132-3794 м представлена переслаиванием песчаников, алевролитов, туфоалевролитов и песчано-алевролитово-глинистых пород.



Из интервала 3280-3285 м площади Каламкас (скв. I) определены харофиты: *Vladimiriella globosa* (Said.) Said., *Stenochara maedleri* (H. af. R.) Gramb., Северо-Бузачинской скважине Г-1 (интервал 3853-3861 м) *Cuneatochara acuminata* Said., *Stenochara maedleri*, указывающие на нижнетриасовый возраст вмещающих их отложений [1,2].

Бузачинская свита широко распространена на полуострове Бузачи и исследована на площадях Каражанбас, Каламкас, Северо-Бузачинской, Каратурун, Аралды и др.. В интервале глубин 1742-3132 м Каламкасской скважины-1 разрез свиты выражен чередованием аргиллитов, алевролитово-глинистых пород, алевролитов, туфоалевролитов и песчаников.

В скважине 1 площади Каламкас в интервалах глубин 2750-2755 м, 2243-2249 м, 1812-1817 м, 2060-2065 м и 2207-2213 м определены харофиты (Липатова, 1983) *Pogochara triassica* (Said) Gramb., *P. Disca* Kis., *P. Sphaerica* Kis., *Stenochara maedleri*, *Cuneatochara acuminata*, *Altochara continua* Said.

Указанный комплекс водорослей, содержащий индексы – виды зоны *Pogochara triassica*, указывает на принадлежность вмещающих пород к оленекскому ярусу.

На площади Аралды в скв. 1 нижний триас вскрыт в интервале глубин 3810-4506 м. Среди харофитов определены: *Pogochara triassica*, *P. sphaerica*, *Vladimiriella globosa*, *V. wetlugensis*, указывающие на нижнетриасовый возраст вмещающих их отложений.

Макрофауна остракод определена Н.Н. Старожиловой в интервале глубин 1930-1935 м скв. 1 Каламкас - *Gerdalia wetlugensis* Bel. *G. aff. ampla* Misch. В керне Аралды скв. 1 на глубине 3820-3825 м и 4461-4471 м выявлены *Darwinula gerdae* Gleb., *Gerdalia* sp. На площади Каражанбас скв. 3 в интервале глубин 1410-1415 м и 2005-2010 м определены остракоды – *Darwinula aff. brevis* Misch., *Gerdalia wetlugensis* Bel., *G. Clara* Misch.

По заключению Н.Н. Старожиловой, Е.Г. Леоновой и М.Н. Ивановой вышеприведенная микрофауна остракод говорит о нижнетриасовом возрасте отложений содержащих данную фауну [1,2].

Поземова Л.С. на площади скв. 1 в интервале глубин 3875-3882 и 4501-4506 м определила споры - *Leiotriletes microdiscus* K.-M., *Dlisisporites* sp., *Retusotriletes* sp., *Densoisporites* sp., *Verrucosisporites* sp., *Raistrickia* sp., пыльцу – *Disaccites* *Cycadopites* sp., *Taeniaesporites* sp., *Nuskaisporites*.

На площади Жайылган скв. 1 (3842-3846 м) определены остракоды *Gerdalia wetlugensis* Bel., *G. rixosa*, указывающие на их нижнетриасовый возраст (оленекский ярус).

М.А. Серебрянская, Г.Д. Ефремова и Г.М. Романовской на площади Кырын скв. I в интервале глубин 3935-3940 м определили нижнетриасовый комплекс миоспор – *Densoisporites nejburgii* (Schuls) Balme, *Punctatisporites triassicus* Mad, *Alisporites* sp [1,2]. Среди вышеприведенных спор наиболее часто встречаются *Microreticulatisporites* и *Cycotriletes*. Причем споры *Cycotriletes* представлены 3 видами. Изученные споры имеют хорошую сохранность и выражены плотными коричневыми, а в отдельных случаях темно-коричневыми формами.

Средний триас. Каламкасская свита развита только на полуострове Бузачи.

В разрезе Каламкасской скважины 1, свита вскрыта в интервале глубин 1120-1742 м, которая сложена песчано-глинистыми и карбонатными породами. В интервале 1350-1355, 1435-1440 и 1510-1515 м определены остракоды: *Darwinula lauta* Schl., *D. lenta* Schl., *D. aff. obesa* Schl., *D. Defecta* Schl., *D. recondita* Schl., *D. oblonga* Schl., и др., установливающие среднетриасовый возраст вмещающих их пород [1].

Арыстановская свита. Отложения данной свиты широко развиты на Северном Устьорте, где буровыми скважинами вскрыты на площадях Тумсык (скв. I), Западный Аманжол (скв. I), Култук (скв. I, 3, 4), Комсомольская (скв. I, 2), Николаевская (скв. I, 4), и др. Свита состоит из переслаивающихся аргиллитов, смешанных песчано-глинистыми и песчано-алевролитово-глинистыми породами, алевролитами, песчаниками и туффогенными породами. Мощность свиты достигает 480 м.

Среднетриасовый возраст Арыстановской свиты установлен на основании изучения микрофауны, водорослей, миоспор и двухстворчатых моллюсков.

На разведочных площадях Арыстановская (скв. 7, интервал 3534-3538 м), скв. 17, интервал 2985-2990 м) по определению Кухтинова Д.А. выявлены следующие остракоды: *Pulviella ex gr. marinae* Starozh., *Renngartenella distincta* Starozh., *Darwinula postinornata* Schl., *D. lauta* Schl., *D. kiptschakensis* Schl.

На площади Жайылган (скв. 1, интервал глубин 3373-3846 м) выявлены среднетриасовые харофиты – *Stenochara pseudoglypta* (H. af. R.) Gramb., *Stn. maedleri* (H. af. R.) Gramb., *Stn. Elongate* Said. [1].

На площади Шаршикудук (скв. 3, интервал глубин 3290-3295 м) определены остракоды: *Darwinula recondita*, *D. lauta*, *D. infera* и др.. Г.М. Романовская в интервале глубин 3350-3360 м определила миоспоры: *Duplexisporites gyratus* Plauf. et Detm., *Neveisporites limatulus* Pl., *Microcachrydites fastidioides* Kl., *M. doubingeri* Kl., *Triadispora crassa* Kl., *Florinites pseudostriatus* Kopyt..

Жайылганская свита имеет незначительное развитие на Северном Устьорте. Представлена пестроцветными аргиллитами и алевролитово-глинистыми породами с прослоями алевролитов, песчаников и туффогенных пород. На площади Жайылган (скв. I) мощность свиты распространена до 285 м, из которой Д.А. Кухтиновым определены среднетриасовые остракоды - *Darwinula obesa* Schl., *D. recondita* Schl., *D. aff. acmajica* Schl., *Gerdalia minima* Starozh. и др.

Чагырлинская свита распространена в северо-восточных районах Северного Устьорта. Свита сложена равномерно чередующимися песчаниками, алевролитами, аргиллитами и смешанными глинисто-алевролитово-песчаными породами, окрашенных в серо-коричневые тона. Мощность свиты 950 м (Липатова,

1985).

На площади Чумышты (скв.1) в интервале глубин 3166-2837 м вскрыта Чагырлинская свита, залегающая с размывом на красноцветных породах нижнего триаса. Возраст свиты установлен Н.Н.Старожиловой как средний триас по остракодам: *Darwinula recondita* Schl., *D. obesa* Schl., *D. kiptschakensis* Schl., *D. Lauta* Schl., *D. aff. infera* Schl.

Верхний триас. Ащитайпакскую серию слагают, главным образом, терригенные породы, представленные песчано-глинистыми породами. Песчаники светло-серые, серые, средне и разнозернистые, с обилием обугленных растительных остатков. Максимальная мощность свиты превышает 1000м.

Возраст Ащитайпакской серии определяется по комплексу миоспор. Г.М.Романовская из скв.2 площади Ащитайпак в интервале 3600-3665 м установила следующие миоспоры: *Syathidites triangularis* Rom., *Dictyophyllum nilssoni* (Brongn.) Goep. et Kruch., *Duplexisporites gygatus* Playf. et Dettm., *Kyrtomispores speciosus* Mad., *K. laevigatus* Mad., *Gnetaceapollenites* sp., *Ginkgocycadophytus* sp. sp., *Sulcatisporites* sp., *Alisporites* sp., *Chordasporites sulgulichorda* K., указывающие на верхнетриасовый возраст пород вмещающих их отложений. Из верхней части разреза данной серии на площади Мурынсор (скв.Г-1) в интервале глубин 3600-3605 м определены миоспоры: *Zebbrasporites interscriptus* (Th.) Kl., *Gingulisonates* sp., *Dictyophyllum* sp., *Lycopodiacidites rhaeticus* E. Sch.

В результате палинологического-стратиграфического заключения триасовых отложений Южного Мангышлака и Северного Устюрта выделены следующие спорово-пыльцевые комплексы:

1. Нижнетриасовый комплекс характеризуется *Cyclotriletes oligogranifer*., *C. microgranifer* Mad. *C. triassicus* Mad., *Microrotulatusporites* sp., *Punctatriletes* sp., *Verrucucisporites remyanus* Mad.

2. Среднетриасовый комплекс характеризуется *Syathidites* sp., *Verrucucisporites* sp., *Conbaculatisporites* cf., *Mesosoicus* KL., *Leschikisporites* cf., *Aduncus* (Lesch.) Pot., *Raistrickus* sp.

3. Верхнетриасовый спорово-пыльцевой комплекс характеризуется некоторым доминированием спор папоротникообразных (57 %) над пыльцой голосеменных. В больших количествах обнаружены споры *Syathites* sp. – 18%., *Duplexisporites anogrammtensis* (K.-M.) Schug. – 10%., *Deischikisporites aduacus* Leischik. Potonie – 7 %., *Chomotriletes fnogrammensis* (K.-M.) Prosv. -9%.

Таким образом, выделенные спорово-пыльцевые комплексы могут быть использованы при расчленении разрезов новых разведочных площадей нефтегазоносных отложений Мангышлака и прилегающих территорий.

### Литература

1. Липатова В.В., Старожилова Н.Н. 1983. Зональные комплексы остракод триаса Восточно-Европейской платформы, Мангышлака, Устюрта и их значение при корреляции и расчленении нефтегазоносных толщ. – Тезисы докладов IV Межведомственной стратиграфической конференции, Ашхабад.

2. Поземова Л.С., Романовская Г.М., Виноградова К.В. и др. 1984. Комплексы миоспор из триаса Юж.Мангышлака и Сев.Устюрта и их стратиграфическое значение. –Стратиграфия и палеонтология триасовых отложений Мангышлака и Устюрта. М.

А. ДАУЛЕТКЫЗЫ, К.А. КОЖАХМЕТ

*Каспийский государственный университет технологии и инжиниринга им. Ш. Есенова*

## СТРАТИГРАФИЯ ТРИАСОВЫХ ОТЛОЖЕНИЙ ЮЖНОГО МАНГЫШЛАКА

Результаты геологоразведочных работ, а также научных исследований, выполненных различными организациями республики, Москвы и Ленинграда, обобщены в ряде сводных отчетов, научных статей и монографий, в которых приводятся обширные библиографические сведения и дается оценка роли различных исследователей и отдельных коллективов в изучении стратиграфии триасовых отложений Южного Мангышлака.

Для литолого-стратиграфической характеристики нижнего, среднего и верхнего триаса Южного Мангышлака использовали «Региональную стратиграфическую схему триасовых отложений Мангышлака», разработанную Алексеевой Л.В., Виноградовой К.В., Титовым Б.И., Кухтиновым Д.А., Кисилевским Ф.Ю. и др. [1,2].

Нижний триас. Нижнетриасовые отложения Южного Мангышлака включают в себя долнапинскую, ракушечную и аманбулакскую свиты.

Долнапинская свита представлена песчаниками, алевролитами и краснобурыми аргиллитами. Общая мощность свиты достигает до 1200м.

Свита сложена песчаниками, туфопесчаниками коричневого цвета, прослоями аргиллитов, гравелитов и конгломератов. Мощность свиты не превышает 250м.

Возраст долнапинской и аманбулакской свит определяется комплексом миоспор: *Punctatisporites*

fungosus, Vorucosisporites cf. remyanus, Lelotrites nigrans, Nebesisporites limatulus, Disciaporites psilatus, Platysaccus sp., Angustisuicites sp., Chordasporites sp., Striatoabietites sp.[2].

По заключению Алексеевой Л.В. и Виноградовой К.В. на основании вышеприведенных миоспор возраст долинапинской и аманбулакской свит определены как нижний триас (индский ярус–низы оленекского яруса) [1,2].

Узеньская свита выражена толщей темносерых и сероцветных аргиллитов и алевролитов, содержащей прослой мергелей и известняков. Мощность свиты достигает до 1300м. Фауна характеризуется следующими формами: Tirolites cassianus, Entolium microtis, Modiolus sp., Ptooceras orientalis. и др., указывающими на нижнетриасовый (оленекский ярус) возраст отложений, вмещающих вышеприведенную фауну (Алиев, Алексеева, Виноградова, и др., [1,2].

Ракушечная свита сложена аргиллитами, алевролитами, туфоалевролитами серовато-коричневых цветов, прослоями известняков, доломитов, туфопесчаников и туфов. В толще данной свиты определена фауна: Dinarites (P.) cf orientalis, Bakevella pannonica Bogdoensis, Entolium microtis, Leptochondria minima и др., определяющие возраст свиты как нижний триас (оленекский ярус) мощностью 340-400 м.

Фетисовская свита представлена аргиллитами, алевролитами, серыми туффитами, прослоями мергелей и песчаников в нижней части. В отложениях свиты определена фауна Hellenites sp., Bakevella kambei, V. Mangyschlakensis, Myolina dalailamae, Leioestheria syetlakovae, L. Mokrinskyi, L. kokumboica и др., указывающие на нижнетриасовый возраст свиты (оленекский ярус). Мощность свиты составляет 600 м.

Средний триас. Южно-Жетыбайская серия осадков среднего триаса представлена, в основном, известняками, доломитами, аргиллитами, содержащими прослой туфов и туффитов. В кровле песчаники, алевролиты и туфогенные породы не превышают мощности 180 м. Общая мощность свиты достигает 685 м.

Из данной серии осадков определен следующий комплекс микрофауны: Cytherissinella crispa, C. elongata, Pulviella marinae, P.(P.) petersbergensis, P. (P.) ovalis, P. (P.) recta, P. (L.) lubimova и др., указывающие на среднетриасовый возраст вмещающих их пород. Из отмеченной присутствие также такой микрофауны, как -Unionites munsteri, U. lettica.

По возрасту Южно-Жетыбайская серия осадков на основании микрофауны, фауны и растительных осадков относится к верхам оленекского яруса и среднему триасу (Алиев, Алексеева, Виноградова, и др.) [1].

Темирбабинская свита в верхней половине представлена алевролитами, аргиллитами, серыми песчаниками, содержащая прослой оолитовых глинистых известняков с фауной Myophagiopsis (Pseudocarbula) gregaroides, M. (P.) nuculiformis. Мощность свиты не превышает 400м [1].

Нижняя часть свиты выражена песчаниками серыми, кварцевыми, грубозернистыми, а также буровато-красными алевролитами с прослоями аргиллитов. В основании свиты крупнозернистый песчаник, мощность свиты не превышает 175 м.

Из данной свиты определены миоспоры: Lycopodiocites Keupeperi Matonisporites crassiangulatus, Duplexisporites gurgatus и др. По возрасту свита соответствует среднему триасу (анизийский и ладинский ярусы).

Верхний триас. Северо-ракушечная свита представлена аргиллитами, мергелями, песчаниками с прослоями гравелитов и туфогенных пород. Мощность свиты составляет 300-500 м. Верхняя часть свиты (100-280м) выражена переслаиванием сероцветных песчаников, алевролитов, аргиллитов с обугленными растительными остатками.

Нижняя половина свиты состоит из песчаников и туфопесчаников серых и зеленовато-серых, полимиктовых, переслаивающихся с алевролитами и туфоалевролитами, туфов, туффитов с фораминиферами, обугленными растительными остатками, мощность которой до 130 м.

Из фораминифер определены: Proteonina asper, Placopsilina lacea, Ammobaculites sthephanus, Trochammina sduamosa, Tr. balcanica и др. Среди миоспор выявлены: Limbosporites lundblaccae, Cingulisonates delicatus, Leschikisporites aduncus и др.

Северо-ракушечная свита на основании палеонтологических определений относится к верхнему триасу (карнийский и норийский ярусы).

Комплекс характеризуется некоторым доминированием спор папоротникообразных (57%) над пылью голосеменных. В больших количествах обнаружены споры Cyathidites sp. – 18%, Duplexisporites anogrammensis (К.-М.) Schug.-10%, Leschikisporites aduncus (Leschik.) Potonie – 7 %, Chomotriletes anogrammensis (К.-М.) Prosv. – 9 %.

Из других представителей папоротникообразных следует отметить споры Matoniaceae – 3 %, Matonisporites phleboteroides Couper – 1 %, Dipteridaceae – 2 %, Dictyophyllum sp. – 2 %, Loitrilotes microdiscus Kara-Murza – 2 %.

Пыльцовая часть комплекса представлена, в основном, безмешковой пылью, которая доминирует и составляет около 41% включающая такие пыльцевые зерна как Ginkgocycadophytus-25%, Cycadopites sp.-4%, Araucariacidites sp.-3%, Inaperturopollonites sp.-9%. Пыльца хвойных выявлена единичными находками зерен Platysaccus leschiki Hart., Pinuspollenites.

Данный комплекс по видовому составу спор и пыли отличается от нижнеюрского, в котором присутствуют споры Leicotriletes microdiscus Kara-Murza и пыльца Platysaccus leschiki Hart., выявленные в

триасовых отложениях Центрального Прикаспия. Характерно также участие спор диптериевых и матониевых, что в совокупности позволяет датировать отложения, вмещающие данный спорово-пыльцевой комплекс, верхним триасом.

### Литература

1. Алиев М.М., Алексеева Л.В., Виноградова К.В. 1977. Стратиграфия триасовых отложений Южного Мангышлака. – Проблемы геологии нефти, Закономерности форм. и разм.месторожден.нефти и газа. М., вып. 11.
2. Кухтинов Д.Л., Кривонос Л.В., Леонова Е.Г. 1985. Стратиграфия доюрских отложений Юж.Мангышлака. –Иzv.АН Каз.ССР, сер.геол., Алма-Ата.

**У.Х. КАХХОРОВ**

*Российский Государственный Геологоразведочный Университет  
имени Серго Орджоникидзе, Москва*

## СПЕКТРАЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ГРАВИИНЕРЦИАЛЬНЫХ КОЛЕБАНИЙ

К настоящему времени в России уже более 25 лет используются цифровые гравиметры с автоматической компенсацией Scintrex Autograv CG-5, La Coste&Romberg, позволяющие проводить измерения силы тяжести на пунктах с погрешностью 1 мкГал (нано G). Однако реальная точность гравиметрических съемок (карт аномалий силы тяжести в редукции Буге) остается на уровне 0.03 – 0.06 мГал и ниже. Причиной этого является недооценка влияния помех технологического и природного происхождения.

Технологические источники помех: низкая точность определения высотного положения прибора, неудовлетворительные условия установки гравиметра на пунктах наблюдений, редкая сеть наблюдений.

Источники помех природного происхождения: влияние микросейсм на результаты измерений, влияние инерциальных низкочастотных помех (особенно в районах разработки месторождений углеводородов, в крупных городах, вблизи заводов и фабрик и др.), изменение атмосферного давления и облачности во время проведения съемок и др.

Цель данной работы заключалась в оценке уровня микросейсмических помех с помощью гравиметра ГНУ-КС и обнаружение низкочастотных колебаний с гравиметром Scintrex Autograv CG-5. Уровень микросейсмических помех неоднороден и зависит от расстояний источников таких помех (от линий метро, железных дорог, автотрасс, магистральных трубопроводов и др.), а также от геологического строения участка исследований. Высокий уровень микросейсмических колебаний негативно влияет на самочувствие людей, на техническое состояние зданий и сооружений, на некоторые производственные процессы, связанные с нанопроизводством, при производстве гравитационного каротажа скважин, при мониторинге углеводородных месторождений и др.

Запись и анализ микросейсм проводились с помощью гравиметров ГНУ-КС (который работал в режиме сейсмографа) и Scintrex Autograv CG-5. Известно, что чувствительный элемент гравиметра ГНУ - КС выполнен в виде сейсмографа Голицына и представляет собой горизонтальный маятник. Для регистрации микросейсм маятник гравиметра должен находиться в свободном состоянии, не применяя компенсационный механизм, а наблюдая и регистрируя только его отклонения. Изображение маятника гравиметра визуально передавалось на монитор компьютера, с помощью окуляра, который был адаптирован к окуляру гравиметра ГНУ - КС. Была составлена программа оцифровки изображения маятника с интервалом 0.25 с и записью значений на компьютере. Таким образом было создана гравиинерциальная станция с помощью которой и было проведено изучение уровня микросейсм. Запись микросейсм были проведены в районе Приполярного Урала (в г. Инта), в деревне Александровка Калужской области, в Институте физики Земли имени О.Ю. Шмидта и на базе института ИЗМИРАН. Продолжительность записей составляла от 2 – 3 часов до нескольких дней. По результатам цифровой регистрации колебаний маятника гравиметра вычислялся спектр. На представленном ниже рис. 1 показан график спектров колебаний маятника ГНУ - КС, отражающий уровень микросейсмического фона в исследуемых пунктах. Запись с помощью гравиметра Scintrex Autograv CG-5 (рис. 2) позволил регистрировать низкочастотные колебания (по – видимому их источником является землетрясение).

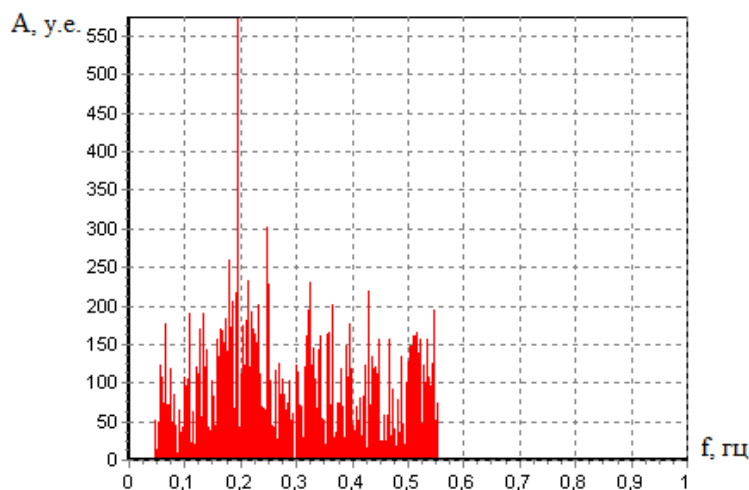


Рис. 1. Амплитудный спектр гравиинерциальных колебаний

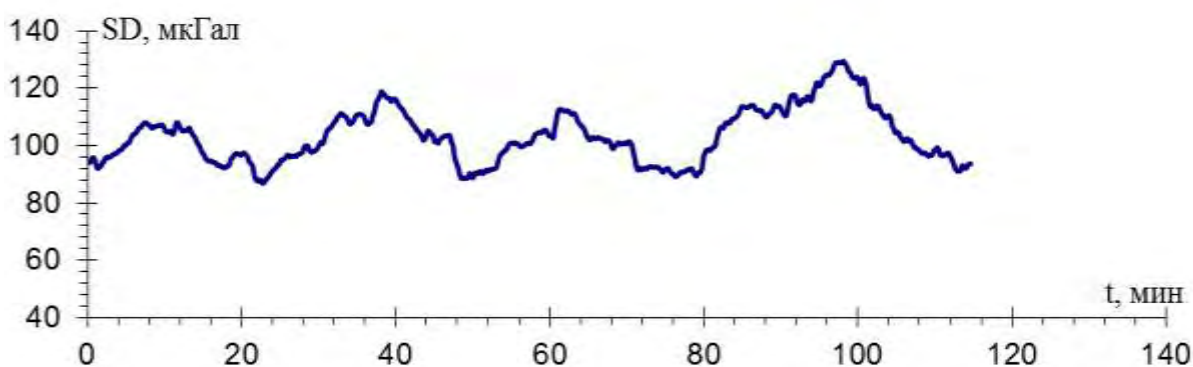


Рис. 2. Стандартное отклонение записи гравиметра CG - 5

Выводы. 1. Чувствительность гравиметра ГНУ-КС выпуска 1985 года недостаточна, чтобы регистрировать низкочастотные колебания с ускорением в несколько мкГал. Данный прибор позволяет регистрировать только мощные микросейсм с ускорением в несколько десятков мкГал и в узком диапазоне частот, совпадающим с собственной частотой чувствительного элемента гравиметра.

2. Уровень (энергия) микросейсмического поля в измеренных пунктах изменяется в пределах от 0.05 до 0.2 Гц.

3. Существует постоянный фон длиннопериодных колебаний с меняющейся во времени интенсивностью, поддерживаемый часто происходящими землетрясениями средней силы ( $M \geq 6$ ). Эти колебания являются помехами, которых необходимо учитывать при высокоточных гравиметрических наблюдениях.

4. Для дальнейших исследований необходимо применение современных гравиметров, повышенной чувствительности, например Scintrex Autograv CG-5.

5. Полученные результаты позволяют использовать данную методику измерений при районировании территорий, с целью выделения участков наименьшем уровнем микросейсм.

#### Литература

1. Н. Г Савина, С. Я. Типисев, Е.М. Линьков, Т.Б. Яновская. Наблюдения длиннопериодных колебаний Земли. Изв. АН СССР, 1984, №8, с. 3 – 12.

2. Л. А. Латынина, В.К. Милуков, И.М. Васильев. О глобальных возмущениях деформаций земной коры перед сильнейшими мировыми землетрясениями. Сборник трудов Седьмых геофизических чтений имени В.В. Федынского. М., Научный Мир, 2006, с. 206 – 212.

## КРИТЕРИИ РАСПОЗНАНИЯ ПОРОДЫ МЕЗОЗОЙ-НЕОГЕНОВЫХ ОКАМЕНЕЛЫХ ДЕРЕВЬЕВ ЮГО-ВОСТОЧНОЙ ЧАСТИ УКРАИНЫ

Актуальность. Окаменелое дерево – это уникальный самоцвет, который интересен не только своими декоративными свойствами, но и своим происхождением. Во многих странах этот камень стал символом региона и самого государства. В Канаде оно является эмблемой провинции Альберта. Знаменитый окаменелый лес штата Аризона служит визитной карточкой США – с 1906 г. учрежден Национальный парк "Окаменелый лес". В Украине участки, где встречается окаменелое дерево, издавна известны в Кировоградской, Киевской и Львовской областях. В последнее время на территории деятельности КП "Южукргеология" – восточная часть – установлено свыше десятка проявлений окаменелого дерева в Харьковской, Донецкой, Луганской областях. Окаменелое дерево имеет широкую цветовую гамму (серый, белый, коричневый, черный) и широкий спектр рисунков. Для объяснения этих фактов и проводились экспериментальные работы, направленные на выявление исходной древесины. Полученные результаты позволяют расширить представление об окаменелых деревьях различных регионов и в большей мере классифицировать их на отдельные подвиды для реконструкции палеоклиматических обстановок.

Цель работы: Выявление критериев для идентификации окаменелого дерева на отдельные породы и сорта.

Основная часть. Для установления генетического происхождения окаменелого дерева были выбраны две разновидности сухого дерева – хвойные (сосна) и лиственные (липа). Из них были изготовлены шлифы, которые в дальнейшем были изучены под микроскопом.

Хвойные. После шлифовки и полировки образцов древесины четко выделяются годовые кольца с двумя зонами: желтые пропитанные смолой и светло-серые рыхлые. Первые как более твердые резко выступают над полированной поверхностью. Под микроскопом видно клетчатое строение. Клетки (трахеиды) имеют четкую прямоугольную, квадратную форму, иногда удлиненные, иногда могут быть и округлыми. В данном случае это отмершие клетки. Живая клетка имеет оболочку, протоплазму, клеточный сок и ядро.

Оболочки клеток сложены из нескольких слоев очень тонких волокон, называемых микрофибриллами, которые состоят из длинных нитевидных цепных молекул целлюлозы.

Клетки в пределах одного годового кольца распределяются неравномерно. Смоляные зоны содержат клетки правильной формы, отделенные оболочками. Переход в серые зоны в пределах одного годового кольца определяется слабой организацией клеток и оболочек. Объем клеток в этой зоне составляет 90%, тогда как в желтой – 50 – 60%. Такая закономерность объясняется тем, что весной формируются трахеиды крупные и вытянутые. Полости внутри них служат для подачи влаги. В конце лета они уменьшаются и становятся узкими в сечении.

Также присутствуют сердцевинные лучи (смоляные ходы) – клетки, вырабатывающие смолу. Они составляют 0,1 – 1,1% объема ствола дерева.

Лиственные породы деревьев в отличие от хвойных имеют более сложное строение. На поперечном срезе лиственных пород видны отверстия, представляющие сечение сосудов – трубок для проведения сока. По величине сосуды делятся на крупные и невидимые. Крупные сосуды имеют округлые формы, размер которых составляет от 0,1 до 0,035 мм.

Присутствуют мелкие клетки, размер которых не превышает 0,03 мм. Форма клеток неправильная. Годовые кольца выделяются желтыми зонами и не влияют на распределение крупных и мелких сосудов. Также четко видна слоистость, перпендикулярная зональности, контролируемая сгущением мелких пустот, вдоль которых намечается трещиноватость.

Из этого следует, что для изучения образцов окаменелого дерева можно выделить следующие факторы в качестве критериев для установления их происхождения:

- Сокопроводящие каналы (у лиственных)
- Трахеиды
- Сердцевидные лучи
- Годовые кольца

Как можно заметить, замещение минералами кремнезема ничем не повредило исходной структуры дерева. В большинстве случаев наличие сокопроводящих каналов позволяет установить генетическую принадлежность окаменелого дерева к разряду лиственных.

Причины такой детальной сохранности структуры связаны непосредственно с процессами силификации. Под термином «силификация» понимается процесс обогащения исходной древесины различными модификациями кремнезема – опалом, халцедоном, кварцем, а также кальцитом.

Таблица 1

## Сравнительная характеристика образцов современной древесины и окаменелого дерева

Современное	Окаменелое	Заключение
<b>СОСНА</b>		
Цвет бледно-желтый. Трахеиды округлой формы небольшого размера (0,01 – 0,025 мм). Сокопроводящие отсутствуют. Годовые кольца оранжевого цвета, по толщине достигают 1 – 2 мм	Цвет блекло-серый. Трахеиды имеют размеры 0,01 – 0,04 мм и густо примыкают друг к другу. Сокопроводящие каналы отсутствуют. Годовые кольца достигают по своей толщине 1,5 мм	Размеры трахеид совпадают, как и толщина годовых колец. Направление сердцевидных лучей четко прослеживается. Отсутствие сокопроводящих каналов в образце указывает на группу хвойных деревьев
<b>ДУБ</b>		
Цвет светло-желтый. Присутствуют сокопроводящие каналы размерами 0,9 – 1,2 мм. Трахеиды неправильной формы величиной 0,1 мм. Годовые кольца по толщине 0,5 мм. Сердцевидные лучи по толщине – 0,04 мм	Цвет образца блекло-серый. Сокопроводящие каналы размерами 0,7 – 1,2 мм. Трахеиды неправильной формы небольшого размера 0,05-0,1 мм. Годовые кольца не прослеживаются. Сердцевидные лучи по толщине – 0,03 мм	Размеры трахеид и их форма совпадают у обоих образцов. Но размеры сокопроводящих несколько отличаются. Толщина сердцевидных лучей и расстояние между ними совпадает. Размер сокопроводящих каналов может зависеть от палеоклиматических условий
<b>ЛИПА</b>		
Цвет желтый. Сокопроводящие каналы овальной формы, их размеры составляют приблизительно 0,4 – 1 мм. Трахеиды овальные, размером от 0,1 до 0,25 мм. Толщина годовых колец – 0,5 мм. Присутствуют сердцевидные лучи размером от 0,03 до 0,2 мм	Цвет блекло-желтый. Сокопроводящие каналы овальные, размерами от 0,3 до 1 мм. Размер трахеид составляет 0,09 – 0,18 мм. Форма трахеид овальная Сердцевидные лучи не прослеживаются. Годовые кольца не наблюдаются	Размеры сокопроводящих каналов и трахеид совпадают. Форма сокопроводящих каналов совпадает. В окаменелом образце не просматриваются годовые кольца и сердцевидные лучи, а трахеиды расположены хаотично. Это могло быть вызвано процессами метасоматоза
<b>ВЯЗ</b>		
Цвет желтый. Сокопроводящие каналы округлой и овальной формы по размеру составляют 0,2 – 0,4 мм. Трахеиды округлые, Их размер – 0,08 мм. Сердцевидные лучи по толщине – 0,05 – 0,06 мм. Годовые кольца – 0,3 – 0,8 мм	Цвет блекло-серый. Сокопроводящие каналы овальной формы, их размер составляет 0,3 – 0,6 мм. Размер трахеид составляет около 0,07 – 0,09 мм. Сердцевидные лучи по толщине 0,04 мм. Годовые кольца не прослеживаются	Размер сокопроводящих каналов и трахеид частично совпадают. По форме сокопроводящие имеют овальную форму, вытянутую по направлению сердцевидных лучей, которые по своему интервалу также совпадают
<b>ТОПОЛЬ</b>		
Цвет желтовато коричневый. Сокопроводящие каналы округлые, размер – 0,1 мм. Трахеиды также округлые, размерами более 0,025 мм. Сердцевидные лучи по толщине – 0,07 мм. Годовые кольца по толщине достигают от 0,7 до 1 мм	Цвет образца серый. Сокопроводящие каналы присутствуют не повсеместно и размерами около 0,1 мм. Трахеиды не заметны, вероятно, в виду небольших размеров. Сердцевидные лучи по толщине немногим меньше 0,05 мм	Размер трахеид чрезвычайно мал в обоих случаях. Также прослеживается сходство в расположении и толщине сердцевидных лучей. Сокопроводящие каналы присутствуют в обоих случаях, однако их выявление весьма затруднительно

Экспериментальное исследование, проведенное пятью японскими учеными, проходило на горячих источниках Татейяма центральной Японии. Горячий источник занимает один из кратеров вулкана, который в настоящее время проявляет себя как гейзер. Десять кусков свежей древесины ольхи были обвязаны проволокой из нержавеющей стали и погружены в горячий источник 28 августа 1990 года. Образцы вынимали из источника с интервалом один год в течение семи лет. Вода в месте эксперимента имела температуру 50 – 52°C и pH 2,95 – 3,0. Экспериментальные куски древесины были подвергнуты химическому анализу. Сравнение полученных с помощью электронного микроскопа фотографий окаменевшего и экспериментального деревьев показало, что силицификация происходила путем отложения кремниевых шариков на поверхности древесины и достигла 38%. При этом структура дерева совершенно не изменилась.



Выводы. Таким образом, в ходе сопоставления современного и окаменелого деревьев было установлено, что структура дерева хорошо сохраняется даже после замещения исходного вещества и прохождения геологических процессов. Форма трахеид и сокопроводящих каналов, а также их размеры и закономерности их размещения могут служить идеальным критерием для генетической классификации различных сортов окаменелого дерева, а положение годовых колец и сердцевидных лучей может трактоваться как уточняющий фактор. Изменения в структуре окаменелого дерева также могут быть свидетельством прохождения метасоматоза.

### Литература

1. Akahane, H. Rapid wood silicification in hot spring water: An explanation of silicification of wood during the Earth's history, *Sedimentary Geology* / [Akahane, H., T. Furuno, H. Miyajima, T. Yoshikawa, and S. Yamamoto] – 2004, vol. 169, pp.219-228.

2. Баранов П.Н., Фоций Н.Н. Геммологическая характеристика окаменелого дерева восточной части Украинского щита // Дорогоцінні виробні облицювані. Мінерально-сировинна база та перспективи її розвитку матеріали і науково-практичної наради. Снт Гурзуф. АР Крим.-2007 - с. 16-21.

**А.В. САДОВОЙ, Г.В. МАКСИМЕНКО**

*Днепродзержинский государственный технический университет*

**В.А. ЛАРИН, А.В. ТИЩЕНКО**

*Днепропетровский национальный университет им. О. Гончара*

## УПРАВЛЕНИЕ УГЛОВОЙ ОРИЕНТАЦИЕЙ МАЛЫХ КОСМИЧЕСКИХ АППАРАТОВ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ СПУТНИКОВОЙ ГЕОДЕЗИИ И ПОИСКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### Введение

Для решения отдельных задач геодезии и поиска полезных ископаемых достаточно широко используются малые космические аппараты (КА) вследствие относительно низкой стоимости их разработки, изготовления и вывода на орбиту. На практике для управления ориентацией КА преимущественно используют двигатели-маховики, которые располагаются вдоль главных осей инерции аппарата и создают моменты, обеспечивающие вращение его относительно этих осей. Такие двигатели-маховики отличаются большим энергопотреблением, значительной стоимостью и низкой надежностью. Поэтому перспективным является ориентация КА посредством взаимодействия магнитных полей, а именно магнитного поля Земли (МПЗ) и поля, созданного электромагнитами (ЭМ), установленными на борту малого КА. По сравнению с двигателями-маховиками такие ЭМ обладают низким энергопотреблением, меньше весят и относительно недорого стоят.

### Постановка задачи исследования

Данная работа посвящена разработке и исследованию системы управления ЭМ для угловой ориентацией и стабилизации малого КА.

### Материалы исследования

Для решения задач угловой ориентации и стабилизации проектируемого КА [1] предлагается система, функциональная схема которой приведена на рисунке 1. Система угловой ориентации и стабилизации (СУОС) включает в себя фотоэлектрические преобразователи (ФЭП), трёхосевой магнитометр (ТМ), GPS, бортовой цифровой вычислительный комплекс (БЦВК) с программным обеспечением (ПО), блок управления (БУ) и три ЭМ, расположенные вдоль главных осей инерции аппарата.

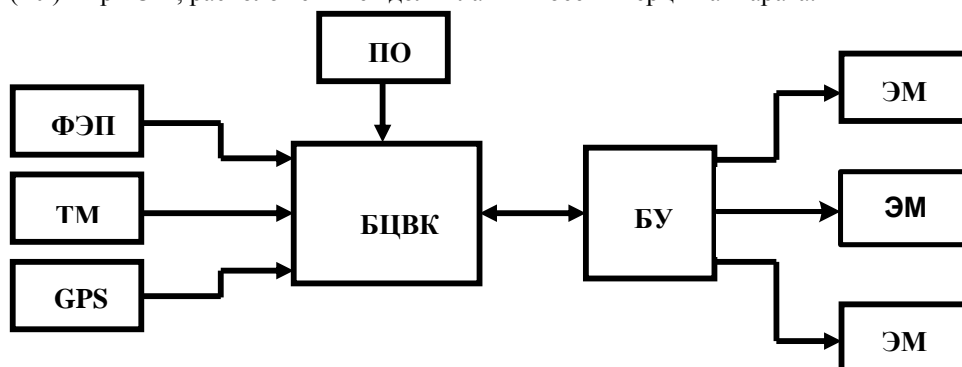


Рис. 1. Функциональная схема СУОС

При построении СУОС космический аппарат как объект управления (ОУ) рассматривается в двух системах координат (СК): связанной с КА, оси которой направлены вдоль главных осей инерции аппарата  $\xi, \eta, \zeta$  (ССК), и связанной с вектором МПЗ -  $X, Y, Z$  (МПСК).

Принцип действия электромагнитной системы ориентации основан на взаимодействии магнитного момента КА с МПЗ. Момент этого взаимодействия [1]:

$$\mathbf{M}_{\text{упр}} = \mathbf{L} \times \mathbf{B}, \quad (1)$$

где  $\mathbf{L}$  - вектор магнитного момента КА;  $\mathbf{B}$  - вектор индукции МПЗ.

Динамика КА описывается с помощью параметров Родрига - Гамильтона или кватернионов поворота. Уравнение, связывающее параметры Родрига - Гамильтона и их производные по времени с вектором угловой скорости тела  $\boldsymbol{\omega}$ , имеет вид [2]:

$$2 \frac{d\boldsymbol{\lambda}}{dt} = \boldsymbol{\lambda} \circ \boldsymbol{\omega}(t), \quad (2)$$

где  $\boldsymbol{\lambda} = \lambda_0 + \lambda_1 \mathbf{i}_1 + \lambda_2 \mathbf{i}_2 + \lambda_3 \mathbf{i}_3$  кватернион, составленный из параметров Родрига-Гамильтона.

В скалярном виде выражение (2) представляет собой систему уравнений:

$$\left\{ \begin{array}{l} 2 \frac{d\lambda_0}{dt} = -\omega_1(t)\lambda_1 - \omega_2(t)\lambda_2 - \omega_3(t)\lambda_3 \\ 2 \frac{d\lambda_1}{dt} = \omega_1(t)\lambda_0 + \omega_3(t)\lambda_2 - \omega_2(t)\lambda_3 \\ 2 \frac{d\lambda_2}{dt} = \omega_2(t)\lambda_0 - \omega_3(t)\lambda_1 + \omega_1(t)\lambda_3 \\ 2 \frac{d\lambda_3}{dt} = \omega_3(t)\lambda_0 + \omega_2(t)\lambda_1 - \omega_1(t)\lambda_2 \end{array} \right. \quad (3)$$

Управление угловой ориентацией осуществляется по двум углам поворота КА вокруг осей вращения  $X$  и  $Y$  в МПСК. Для ориентации относительно каждой из этих осей используется три ПД регулятора: угла поворота  $\alpha$ , угловой скорости  $\boldsymbol{\omega}$  и углового ускорения  $\dot{\boldsymbol{\omega}}$ , включенные по схеме подчиненного управления [3]. Сигналы  $S_1$  и  $S_2$ , формируемые каналами управления угловым положением относительно осей  $X$  и  $Y$ , представляют собой компоненты вектора управляющего воздействия в МПСК, который преобразуется в вектор управляющих воздействий в ССК с помощью матрицы перехода

$$\mathbf{M}(p, q) = \mathbf{M}(p_0, p_1, p_2, p_3)^{-1} \cdot \mathbf{M}(q_0, q_1, q_2, q_3) \cdot \mathbf{K}_{\text{EM}}, \quad (4)$$

где  $q_0, q_1, q_2, q_3$  - кватернионы положения МПСК,  $p_0, p_1, p_2, p_3$  - кватернионы ориентации ССК,  $\mathbf{K}_{\text{EM}}$  - коэффициент передачи ЭМ

в соответствии с выражением:

$$\begin{pmatrix} L_\xi \\ L_\eta \\ L_\zeta \end{pmatrix} = \mathbf{M}(p_0, p_1, p_2, p_3)^{-1} \cdot \mathbf{M}(q_0, q_1, q_2, q_3) \cdot \mathbf{K}_{\text{EM}} \cdot \begin{pmatrix} S_1 \\ S_2 \\ 0 \end{pmatrix}. \quad (5)$$

В результате получается три воздействия  $L_\xi, L_\eta, L_\zeta$ , каждое из которых управляет соответствующим электромагнитом (рисунок 2).

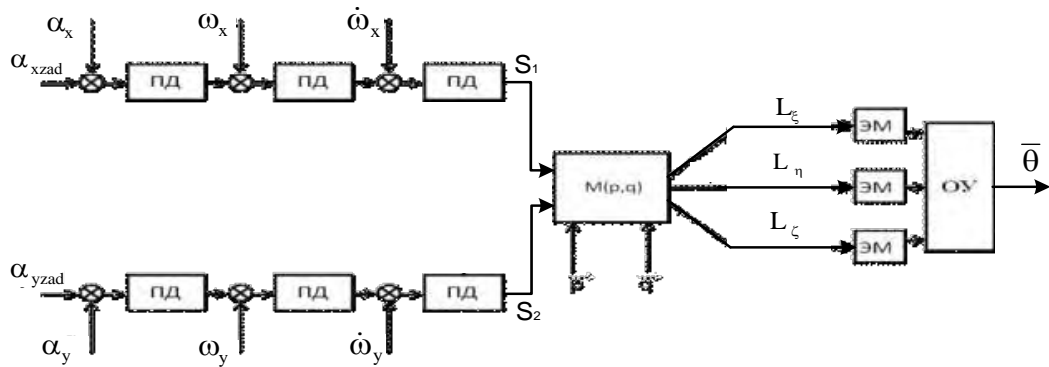


Рис. 2. Структурная схема системы управления угловой ориентацией КА

Управление построено таким образом, чтобы тремя электромагнитами создать вектор магнитного момента  $L$  космического аппарата, формирующий момент  $M_{упр}$ , направленный против угловой скорости КА, которую нужно погасить, и привести его в заданное пространственное положение  $\bar{\theta}$ .

При математическом моделировании СУОС космический аппарат представлен твердым телом с заданным моментом инерции, которое вращается в пространстве без трения [4] при следующих начальных условиях:

$$\alpha_{x0} = 20^\circ, \alpha_{y0} = -47^\circ, \alpha_{xzad} = 14.5^\circ, \alpha_{yzad} = 13^\circ, \quad \omega_x = 5 \frac{\text{град}}{\text{с}}, \omega_y = 3 \frac{\text{град}}{\text{с}}.$$

Моделирование производилось при случайной ошибке по угловому положению, распределённой по нормальному закону распределения с дисперсией 10 градусов и нулевым математическим ожиданием. В результате получены графики переходных процессов угловой ориентации КА, приведенные на рисунках 3, 4.

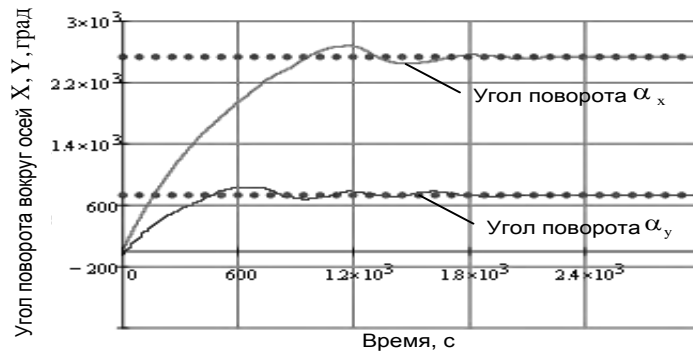


Рис. 3. Переходные процессы изменения углового положения

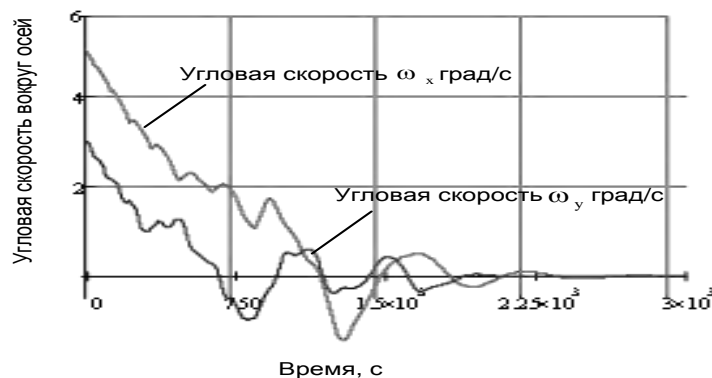


Рис. 4. Переходные процессы изменение угловых скоростей

Согласно рисунку 3 угол  $\alpha_x$  принял значение 2534,47 град, а  $\alpha_y$  - 732,98 град. Это значит, что прежде чем застabilizироваться в заданном положении КА совершил семь полных оборотов вокруг оси X и два - вокруг оси Y. Следовательно, достигнута угловая ориентация аппарата с координатами  $\alpha_x = 2534,47 - 7 \cdot 360 = 14,47$  град.,  $\alpha_y = 732,98 - 2 \cdot 360 = 12,98$  град., откуда видно, что разработанная

СУОС обеспечила угловую ориентацию аппарата с погрешностью, не превышающей 0,03град. Рисунок 4 свидетельствует, что после завершения ориентации угловые скорости вращения  $\omega_x$  и  $\omega_y$  стали равными нулю.

#### Выводы

Разработанная система управления угловой ориентацией обеспечивает стабилизацию углового положения объекта управления относительно вектора магнитного поля Земли с достаточной степенью точности и приемлемым качеством и может быть рекомендована для внедрения на разрабатываемых малых космических аппаратах.

#### Литература

1. Коваленко А. П. Магнитные системы управления космическими летательными аппаратами: Учебник для ВУЗов. – «Машиностроение»: Москва, 1975. – 248 с.
2. Markley, F. L. (March-April 2002). Fast quaternion attitude estimation from two vector measurements. Journal of Guidance, Control and Dynamics.
3. Садовой А. В., Сухинин Б. В., Сохина Ю. В. Системы оптимального управления прецизионными электроприводами, - Киев: ИСИМО 1996-298с.
4. Kristian Svartveit (June, 2003). Attitude determination of the NCUBE satellite. Norgesteknost – naturvitenskapelige universitet.

**А.Я. СМЕРНОВ**

*Криворожский национальный университет, Украина*

## **ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ И МИНЕРАЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ГЕМАТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ КАК ПЕРСПЕКТИВНОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ КРИВОРОЖСКОГО БАССЕЙНА (НА ПРИМЕРЕ ВАЛЯВКИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ)**

Основным видом железорудного сырья государств СНГ и других регионов планеты являются богатые гематитовые и бедные магнетитовые руды железисто-кремнистой формации докембрия. Разведанные запасы большинства месторождений близки к исчерпанию. Компенсировать их уменьшение возможно путем вовлечения в отработку залежей бедных гематитовых руд – гематитовых кварцитов, которые являются продуктом выветривания магнетитовых кварцитов [1]. Результаты изучения их распределения в границах горных отводов действующих предприятий Криворожского бассейна показали, что ресурсы руд этого вида в расчете до глубины 1000 метров составляют около 50 млрд. т.

Для Валявкинского месторождения, расположенного в Южном железорудном районе Криворожского бассейна, были проведены детальная разведка залежей гематитовых кварцитов, оконтуривание рудных тел, подсчет запасов руд, которые до глубины 500 метров составили около 1 млрд. т.

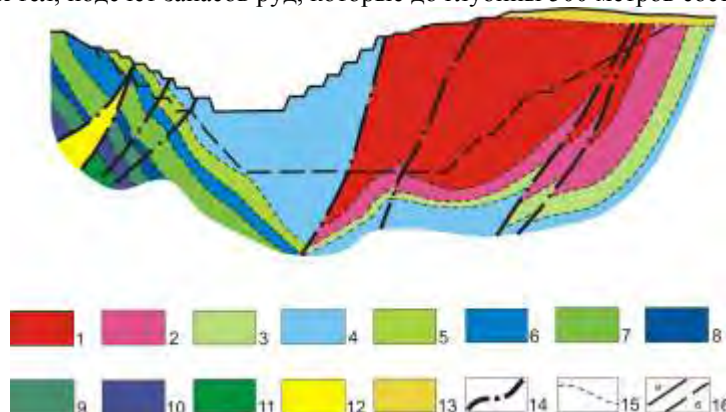


Рис. 1. Схематический геологический разрез центральной части Валявкинского месторождения : 1-11 – породы железистых и сланцевых горизонтов саксаганской свиты: 1, 2 – кварциты гематитовые шестого (1) и пятого (2) железистых горизонтов; 3, 5, 7, 9, 11 – сланцы хлорит-куммингтонит-кварц-биотитовые пятого (3), четвертого (5), третьего (7), второго (9) и первого (11) сланцевых горизонтов; 4 – кварциты магнетитовые четвертого железистого горизонта; 6, 8, 10 – кварциты магнетит-силикатные третьего (6), второго (8) и первого (10) железистых горизонтов; 12 – тальковые сланцы скелеватской свиты; 13 – рыхлые породы осадочного чехла; 14 – разрывные нарушения; 15 – линии стратиграфических контактов толщ; 16 – контуры карьера: современный (а) и проектный (б).

Результаты геологических исследований показали, что одной из основных особенностей залежей гематитовых кварцитов месторождения является ее четко проявленная вертикальная зональность, которая сформировалась в процессе выветривания залежи первичных магнетитовых кварцитов четвертого, пятого и шестого железистых горизонтов [3] саксаганской свиты месторождения (рис. 1).

По результатам выполнявшегося с участием автора геологического и минералогического картирования Валявкинского месторождения, в вертикальном разрезе коры выветривания его продуктивной толщи, выделяются четыре минералогические зоны (сверху вниз по разрезу): гетит-мартитовая, мартитовая, магнетит-мартитовая, мартит-магнетитовая.

Зона гетит-мартитовая является зоной максимальных гипергенных изменений первичных магнетитовых кварцитов, занимает верхнее положение в разрезе их коры выветривания. В ее границах железистые силикаты и карбонаты полностью, а магнетит, железная слюдка и кварц частично замещены гетитом и более редкими лепидокрокитом, дисперсным гетитом. В связи с практически полным разложением в условиях выветривания в рудах этой зоны отмечается очень низкое содержание сульфидов. Влияние щелочных гипергенных растворов обусловило активное проявление в границах гетит-мартитовой зоны процессов маршалитизации и гипергенного окварцевания вмещающих гематитовых кварцитов. Верхняя граница этой зоны совпадает с поверхностью выхода залежей железистых кварцитов под перекрывающие рудную толщу осадочные породы кайнозойского чехла. Контакт этой зоны с ниже расположенной мартитовой зоной постепенный, фиксируется по общему содержанию в составе железистых кварцитов гетита и дисперсного гетита более 5 мас.%. Вертикальная мощность гетит-гематитовой зоны от 30 до 60 м, локально вдоль зон разлома до 120 м. Сложность контуров подошвы и кровли этой зоны обусловлена вариативностью минерального состава исходных магнетитовых кварцитов, степенью их тектонической подготовки и, как следствие, неравномерностью воздействия на них агентов выветривания.

Зона мартитовая – вторая сверху зона коры выветривания магнетитовых кварцитов – является зоной их интенсивных гипергенных изменений. Сложена мартит-железнослюдковыми, железнослюдко-мартитовыми, мартитовыми, дисперсногематит-мартитовыми, мартит-дисперсногематитовыми кварцитами и их маршалитизированными, окварцованными разновидностями. Поверхность ее контакта с выше расположенной гетит-мартитовой зоной сложная по форме, плащеобразная. Переход между зонами фиксируется по уменьшению в пределах мартитовой зоны общего содержания гидроксидов железа (гетита, лепидокрокита, дисперсного гетита) до значений менее 5 мас.%. Поверхность контакта этой зоны и ниже расположенной магнетит-мартитовой зоны постепенный, фиксируется по увеличению в границах последней содержания реликтового магнетита до значений более 5 мас.%. Вертикальная мощность мартитовой зоны наибольшая из всех зон коры выветривания, составляет около 100 м.

Магнетит-мартитовая зона является зоной слабых гипергенных изменений первичных магнетитовых кварцитов. В строении ее разреза присутствуют магнетит-мартит-железнослюдковые, железнослюдко-магнетит-мартитовые, магнетит-мартитовые, дисперсногематит-магнетит-мартитовые, и магнетит-мартит-дисперсногематитовые кварциты. Значительно более низкое содержание гидроксидов железа, мартита, дисперсного гематита в составе руд этой зоны по сравнению с выше расположенными связано с ослабеванием с глубиной активности гипергенных процессов. Поверхности ее контактов с выше и ниже расположенными зонами относительно простые. Контакт с мартитовой зоной проводится по значению содержания магнетита: в рудах магнетит-мартитовой зоны этот показатель выше 5 мас.%. Нижняя граница зоны соответствует содержанию магнетита в составе железистых кварцитов 15 мас.%. Вертикальная мощность магнетит-мартитовой зоны около 30 м. Особенностью железистых кварцитов этой зоны является присутствие реликтового магнетита в количестве более 5 мас.%.

Мартит-магнетитовая зона является зоной начальных гипергенных изменений первичных магнетитовых кварцитов. Вертикальная ее мощность от 15 до 45 м, в среднем составляет около 30 м. Нижняя граница этой зоны характеризуется постепенным переходом к гипергенно неизменным магнетитовым кварцитам. Содержание магнетита в рудах этой зоны более 15 мас.%, что соответствует кондиционным требованиям к магнетитовым руд месторождения. В связи с этим руды мартит-магнетитовой зоны в настоящее время добываются совместно с коренными магнетитовыми кварцитами как исходное сырье для действующих обогатительных фабрик ГОКа комбината «АрселорМиттал Кривой Рог».

Общее содержание железа в составе гематитовых кварцитов в вертикальном разрезе рудных залежей изменяется относительно слабо. Для руд гетит-мартитовой зоны этот показатель составляет 36,42 мас.%, для мартитовой – 37,01 мас.%, для магнетит-мартитовой – 37,56 мас.% и для мартит-магнетитовой – 38,96 мас.%. Среднее содержание железа в составе неизмененных магнетитовых кварцитов несколько ниже – 37,83 мас.%. Таким образом, отмечается частичное растворение железа в верхней зоне коры выветривания железистых кварцитов и перееотложение его (обычно в виде железной слюдки) в железистых кварцитах мартит-магнетитовой зоны.

По результатам геологических и минералогических исследований, были выделены сорок рядовых минеральных разновидностей гематитовых кварцитов, которые по близости их характеристик объединены в семь укрупненных минеральных разновидностей бедных гематитовых руд [3]. Изучение их обогатимости позволило разработать минералого-технологическую классификацию руд и составить методику геологического, минералогического и технологического картирования рудных залежей. Полученные данные используются при разработке проекта горно-обогатительного комплекса.

## Литература

1. Белевцев Я.Н., Тохтуев Г.В., Стрыгин А.И. и др. Геология Криворожских железорудных месторождений // Киев: Изд. АН УССР, 1962.– Т. 1 – 484 с., т. 2 – 567 с.
2. Пирогов Б.И., Поротов Г.С., Холошин И.В., Тарасенко В.Н. Технологическая минералогия железных руд // Ленинград: Наука, 1988.– 302 с.
3. Смирнов А.Я., Евтехов Е.В., Евтехов В.Д. Минералогическое обоснование оптимальной технологии обогащения гематитовых кварцитов Валявкинского месторождения // Геолого-минералогический вестник Криворожского национального университета.– 2011.– №1 (25).– С. 38-50.

**М. СЫДЫКБЕКОВ, К.А. КОЖАХМЕТ**

*Каспийского государственного университета технологии и инжиниринга им.Ш.Есенова*

## НЕФТЕГАЗОНОСНЫЕ КОМПЛЕКСЫ АРАЛО-КАСПИЙСКОГО РЕГИОНА

Наряду с современной тектонической обстановкой, которая фактически определяет распределение разнообразных скоплений в различных структурных условиях и литолого-фациальных комплексах, решающее значение имеют литолого-фациальные и геохимические предпосылки развития нефтегазоносного региона. С этой точки зрения, в Арало-Каспийском регионе к таким факторам можно отнести особенности формирования нефтегазоносных литолого-фациальных комплексов и формаций, их геохимической обстановки в геисторическом аспекте, развитие флюидодинамических систем и их латеральное и вертикальное взаимоотношение между собой.

Изучение минералогического состава нефтегазоносных толщ региона оказывает, что источниками сноса наряду с кислыми магматическими породами, частично служили осадочные образования верхнего палеозоя, частью триаса приблоковых зон крупных антиклиналей. Однако общее направление развития бассейнов седиментации в основном сохранились до конца палеогена как результат общей направленности развития регионального геотектонического фона. Подобное устойчивое погружение в крупных седиментационных бассейнах, начиная с перми и до конца мела явилось весьма благоприятным фактором для образования мощной толщи осадочных пород [1].

Триасовые, особенно юрские отложения по сравнению как с выше-лежавшими, так и подстилающими комплексами, наиболее обогащены рассеянным органическим веществом. В них органические соединения присутствуют в нескольких видах. По всему разрезу, особенно в юрских отложениях, преобладает тонкодисперсное углисто-битуминозное вещество, придающее породе в большей части темно-серый, нередко черный цвет. В общем составе юрских пород нами выделяются прослои под названием углистых сланцев (мощностью 10-20 см и более), которые характеризуются заметно низким удельным весом, по сравнению с другими темно- и черноцветными аргиллитами, ярко выраженный жирным блеском, весьма слабой крепостью. Такие прослои больше всего присутствуют в келловее и среднем отделе юры, где содержание их достигает 2-5 % на всю мощность разреза. Особое положение занимают тонкие, 5-10 см, очень редкие прослои глинистого угля в верхней части отложений средней юры. В юрских, частью в триасовых отложениях, почти по всему разрезу наблюдаются обуглившиеся растительные остатки (в основном листья). При этом следует отметить, что остатки эти так же, как и вмещающая их порода, характеризуются отсутствием ожелезнения. Как песчаники и алевролиты, так и глинистые породы в целом имеют темно-серый, отчасти светло-серый облик. Эта особенность дает нам возможность оценить как обстановку седиментации, так и обстановку дальнейшего преобразования осадка в целом как положительного фактора для накопления и сохранения органического вещества. Об этом же свидетельствует наличие большого количества глауконита в песчаниках и алевролитах, мелких сидеритовых стяжений в аргиллитах, а также тонкие зерна пирита, что является показателями восстановительных условий седиментации и диагенеза осадков. Об этом же свидетельствует высокое содержание сульфатной серы (до 3,5-5,0 %) и записного железа в черных углистых аргиллитах и пониженное содержание их сульфатной и окислой форм [2].

В изучаемом регионе как из триасовых, так и особенно из юрских отложений в разрезах всех опосредованных структур Северо-Западного Туркменистана, Устюрта, Северного Прикарабагазья и Южного Мангышлака получены газо- и отчасти нефтепроявления. Причем воды обычно недонасыщены газом, обнаруживается высокая упругость (до 180 атм.), что растет вверх по разрезу. Вверх обычно уменьшается азот, растет содержание горючих газов. Состав водно-растворенных газов в основном метановый, причем характерно уменьшение от низших к высшим соединениям, инертные газы присутствуют в подчиненном количестве. Юрско-триасовые воды обычно характеризуются благоприятным ионно-солевым составом (растворенное органическое вещество, величина аммония, йода, брома, недонасыщенность вод сульфатами, содержание бензола и нафтеновых кислот, фенолов). Весьма благоприятные показатели - отсутствие или отдаленность очагов разгрузки, невысокие пластовые температуры, низкая сульфатность (безсульфатность) вод, высокая общая минерализация, восстановительные условия, низкие гидравлические уклоны. Для целей

поисков и разведки нефти и газа особый интерес представляют рассеянное битуминозное вещество, насыщенные углеводороды. По результатам анализов юрские и нижнемеловые отложения характеризуются аномальными значениями рассеянного битуминозного вещества по сравнению с другими породами. Содержание битума в целом небольшое (от 0,01 до 0,5 %). Юрские отложения характеризуются более повышенными значениями, чем нижнемеловые.

Особо следует отметить фациально-генетический тип триасовых, юрских и отчасти нижнемеловых отложений. Некоторые исследователи, исходя из наличия в них углистых сланцев, прослоев углей, а также обуглившихся растительных остатков, склонны относить мощную глинисто-песчаную толщу к континентальным, прибрежно-континентальным образованиям. Однако детальное изучение характера распределения органических остатков, (в том числе фаунистических остатков) дает основание весь триасово-юрско-нижнемеловой регионально нефтегазоносный комплекс (за исключением нижней части неокома и триаса) относить к мелководно-морским типам осадков стабильных и умеренных режимов седиментации. Важным выводом из вышеизложенного, на наш взгляд, должно являться наличие в самих же триасовых, юрских и нижнемеловых отложениях достаточно мощных нефтегазопроводящих свит и нефтегазоносных коллекторских пластов и пачек. Степень нефтегазоносности описываемых формаций определяется объемом, особенностями строения и степенью уплотненности пластов-коллекторов. Анализ результатов изучения фильтрационно-емкостных свойств пород-коллекторов показывает, что в большинстве случаев, как результат высокой структурной неоднородности осадков (тонкое чередование глин, алевролитов, песчаников), коллекторские свойства многослойных терригенно-глинистых формаций выражены слабо, особенно в глубоководных зонах. Коллекторы обычно зажаты в виде маломощных пластов в огромной неколлекторской толще пород [4,5].

Таким образом, для оценки перспектив нефтегазоносности важное значение имеет детальное изучение нефтегазоносных формаций, региональные закономерности их распределения в осадочном чехле Арало-Каспийского региона. Для Северо-Устьюртской нефтегазоносной области характерен следующий ряд формаций:

1. Континентальная красно-пестро-сероцветная формация, охватывающая ритмически построенную лимническую глинисто-песчаную толщу осадочных образований, включая красноцветный (аргиллиты, алевролиты и песчаники средней перми - нижнего триаса), пестроцветный (песчано-глинистые породы в западных районах с пластами известняков и мергелей среднего триаса) и сероцветный (терригенно-глинистые породы верхнего триаса - ааленского яруса средней юры) литолого - фациальные нефтегазоносные комплексы пород. Эта мощная нефтегазоносная формация характеризуется, во-первых, широким развитием в глубоко погруженных зонах Северо-Устьюртской системы прогибов, во-вторых, наличием внутриформационных размывов и несогласий в приподнятых зонах валобразных поднятий и сводов в доюрской части разрезов формаций, чем объясняются небольшие и неповсеместные скопления углеводородов в триасовых отложениях, вскрытых на единичных площадях в основном бортовых зон Северного Устьюрта. Мощность отложений формаций колеблется по комплексам, свитам и разведочным площадям в пределах 3500-5300 м.

2. Континентально-морская сероцветная субугленосная многослойная терригенная формация байоса, бата и келловей мощностью 1500-2000 м.

3. Верхнеюрская глинисто-карбонатная формация оксфордского, кимеридж-титонского ярусов. Вследствие преднеокомского постседиментационного размыва повсеместно присутствует на Бузачинском своде и Токубайском выступе. Незначительные мощности (до 50-80 м) она имеет в Южно-Бузачинском прогибе, а максимальные (свыше 300-350 м) отмечаются в разрезах Северо-Бузачинской впадины, Колтыкской структурной переемычки и в депрессиях и мульдах Северо-Устьюртской системы прогибов и на их бортах.

4. Морская карбонатно-терригенная формация берриас – валанжина и готерива.

5. Континентально-морская пестроцветная терригенная формация баррема.

6. Морская удаленная глинистая (Бузачи, Тюбкараган и др.) терригенная глауконитовая формация аптского и альбского ярусов нижнего мела (Сев. Устьюрт, Тюбкараган и др.). Нижнемеловые альбские формации на рассматриваемой территории имеют повсеместное развитие. Мощность каждой из них изменяется обычно от нескольких десятков до 700-800 м.

В южной части Арало-Каспийского региона в составе осадочного чехла можно выделить следующие нефтегазоносные формации (табл.1):

1. Мощная терригенно-глинисто-карбонатно-глинистая нефтегазоносная, состоящая из нижнетриасового красноцветного терригенно-глинистого, среднетриасового карбонатно-глинистого и верхнетриасового серо-пестроцветного песчано-глинистого комплексов пород. В Южно-Мангышлакской впадине нефтегазоносны все отделы триаса. Основные запасы нефти в триасовых отложениях приурочены к среднетриасовым карбонатно-глинистым и отчасти верхнетриасовым сероцветным песчано-алевролитовым толщам.

2. Нижне-среднеюрско-келловейская песчано-глинистая субугленосная регионально нефтегазоносная формация, состоящая в основном из сильно обогащенных органическим веществом темно-серых и черных аргиллитов, серых песчаников и алевролитов с линзами углей и углистых веществ. Основные ресурсы нефти и газа в регионе приурочены к этой формации.



3. Глинисто-карбонатно-хемогенная формация оксфорд-кимериджа мощностью 70-300 м, характеризуется широким развитием за исключением территории Карабогазского свода и отдельных участков Красноводского плато. Она нефтегазонасна на Юж.Устюрте, Тюбкарагане, Центр. Сарыкамыше и Сев.Прикарабогазье.

4. Терригенно-глинисто-карбонатная формация неокома развита повсеместно, за исключением Карабогазского свода и нефтегазонасна на Тюбкараганском валу, Сев.Прикарабогазье, на Юж.Устюрте, в Жетыбай-Узенской зоне и др.

5. Глинисто-терригенная апт-альбская формация; нефть и газ получены на Тюбкараганском валу.

6. Верхнекеловая песчано-глинистая карбонатная формация.

7. Палеогеновая карбонатно-глинистая формация.

8. Неогеновая (плиоценовая) песчано-глинистая формация (Западно-Туркменская нефтегазонасная впадина).

Таким образом, в результате анализа геолого-геофизической информации можно отметить:

1. Основные перспективы триасовых, юрских и отчасти нижнемеловых отложений на нефть и газ в регионе связаны с зонами глубоких погружений, в частности западной частью Южно-Мангышлакской впадины, включая Северное Прикарабогазье, а также морской шельф Каспия. Эта зона погружений в целом представляет восточную центриклиналь крупнейшего Среднекаспийского седиментационного и нефтегазонасного бассейна, выделенного в свое время И.О.Бродом в качестве региональных геотектонических структурно-фациальных нефтегазонасных элементов. Эти отложения перспективны также в пределах погруженных зон Ассакеауданской, Дарьялык-Дауданской, Верхнеузбойской впадин. Они мало-или неперспективны на огромной территории Красноводского плато, Юго-Восточного Прикарабогазья, Шорджа-Сарыкамышской и Центрально-Устюртской зон дислокаций,

2. В связи с переходом на изучение глубоко погруженных зон с залеганием перспективных на нефть и газ отложений на глубинах от 2500-3000 до 8000-9000 м необходимо обратить особое внимание на совершенствование научно-методической и технологической обеспеченности изучения зон глубоких погружений в области полевой геофизики и параметрическо-поискового бурения. С этой точки зрения важнейшими задачами являются повышение геолого-промысловой информативности исследований, увеличение глубины освещения разрезов, улучшение качества прослеживания спорных горизонтов, решения задач по прогнозированию горно-геологических разрезов, глубин структурно-формационных комплексов.

Несмотря на большой объем параметрического, поисково-разведочного бурения, научно-технических и других исследований, изученность перспективных отложений и территорий довольно слабая. Одна из серьезных причин этого - межведомственная, межотраслевая рассредоточенность выполняемых работ, рассредоточенность получаемой информации при ее невысоких качествах.

С целью повышения результативности и эффективности поисково-разведочного комплекса исследований, на наш взгляд, решение проблемы поиска и разведки нефти и газа в мезозое Арало-Каспийского региона необходимо в дальнейшем проводить по единой межотраслевой, межведомственной программе с оценкой хода выполнения работ по этапам, конечным результатам.

## Литература

1. Аманниязов К.Н., Ахметов А.С., Кожамет К.А. Нефтяные и газовые месторождения Казахстана. Алматы. 2003.

2. Поземова Л.С., Романовская Г.М., Виноградова К.В. и др. Комплексы миоспор из триаса Южного Мангышлака и Северного Устюрта и их стратиграфическое значение. Стратиграфия и палеонтология триасовых отложений Мангышлака и Устюрта. М. 1984.

3. Чакабаев С.Е., Кононов Ю.С. и др. Стратиграфия и коллекторские свойства юрских отложений Южного Мангышлака в связи с их нефтегазонасностью. Тр. Ин-та геологии и геофизики (г.Гурьев) Мингео КазССР. М.: Вып. 4. 1971.

4. Ибрагимов З.С., Саманов Ж.С. и др. 1973. Коллекторы нефти и газа юрских отложений Устюрта. Ташкент: Фан.

5. Нефтегазонасность Прикаспийской впадины и сопредельных районов. М.: Наука, 1987.

## ОСОБЕННОСТИ СВОЙСТВ КОЛЛЕКТОРОВ И ПОКРЫШЕК ЮЖНО-МАНГЫШЛАКСКОГО ПРОГИБА

Открытие на Южном Мангышлаке крупных многопластовых нефтегазовых месторождений Узень и Жетыбай способствовало интенсивному развитию поисково-разведочных работ в этом районе. Открытие таких крупных месторождений привело также открытию более мелких, а также не мало продуктивных месторождений таких, как Северный Аккар, Северное Карагие, Ащиагар, Южный Жетыбай, Оймаша, Атамбай-Сартобе и т.д.

На месторождениях поисковыми скважинами были вскрыты разрез мезо-кайнозойских отложений максимальной толщиной (Северный Аккар 3570 м), (Северное Карагие 4450 м), представленных породами триасовой, юрской, меловой, палеоген-неогеновой и четвертичной систем.

Литолого-стратиграфической характеристике триасового продуктивного комплекса, которая основана на данных биостратиграфических и литолого-петрографических исследований, выполненных в ИГиРГИ, КазНИПИнефть, КазНИГРИ, уделено особое внимание. Стратиграфическая схема триасовых отложений Южного Мангышлака, утверждена КазРМСК (Алматы, 1986 г.) и принята в качестве рабочей в научно-производственных организациях АО «ММГ».

Триасовый разрез месторождения представлен отложениями всех трех отделов. Повсеместное распространение получили отложения нижнего, среднего отдела и верхнетриасового.

По условиям образования нижне- и верхнетриасовые породы сформировались преимущественно в континентальных условиях и сложены вулканогенно-терригенными породами, среднетриасовые же отложения образовались в условиях морского бассейна и сложены вулканогенно-карбонатными породами.

Нижнетриасовые оленекские отложения в разрезах скважин имеют четко выраженное двучленное строение. Возраст отложений подтверждается данными палинологического анализа. К.В. Виноградовой определены характерные для нижнетриасовых (оленекских) отложений Южного Мангышлака представители микрофлоры: *Densoisporites ex gr. plaifordi* (Balme) Dett.

Вскрытая толщина нижнетриасовых отложений составляет (пл. Северный Аккар) около 131 м, на (пл. Атамбай-Сартобе) 17-25 м. и на (пл. Северное Карагие) 15-26 м.

Среднетриасовые отложения представлены двумя различными по литологическому составу толщами (снизу вверх): вулканогенно-карбонатной и вулканогенно-аргиллитовой. В разрезе вулканогенно-карбонатной толщи выделяются две пачки: вулканогенно- доломитовая и вулканогенно-известняковая, к которым приурочены, соответственно, продуктивные горизонты Т<sub>2</sub>Б и Т<sub>2</sub>А. (пл. Северное Карагие в скв. 1 (интервал 3811-3821 м) и 2 (интервал 3847-3853 м) С.Н. Жидовиным (ВНИГНИ) определены среднетриасовые пеллециподы: *Astartopis arbalensis* Tkach, *Neoschizodus laevirgatus* Zeit, а из интервала 3787-3797 м в скв. 2 - *Modiolus mathildus* Assm. В скважине 2 в интервалах 3750-3787 м и 3853-3859 м Т.В. Бабичевой определен характерный комплекс остракод: *Pulviella (Laeviegthere) lubimovae* Schl., *P. (L.) obola* Schl., *P. (L.) vulgaris* Beut. Et grund., *P. (L.) pirivormis* Beut. Et grund., *Darwiula miserauda* Schl., *Triassinella* sp. и другие, указывающие на среднетриасовый возраст пород, вулканогенно-аргиллитовая пачка, является их региональной крышкой.

Толщина отложений Т<sub>2</sub> изменяется в пределах (пл. Северный Аккар) 275- 467 м., на (пл. Атамбай-Сартобе) 769-808 м. и на (пл. Северное Карагие) 201-236 м.

Отложения верхнего триаса с разрывом залегают на среднетриасовых породах и отличаются от подстилающих пород отсутствием в разрезе карбонатных разностей и подчиненной роли вулканогенно-осадочных образований. Верхнетриасовые отложения на (пл. Северный Аккар) характерно неравномерное распространение в пределах структуры и резкое колебание толщин, увеличивающихся в западном направлении до 225-248 м (скв. 6) и сокращающихся до 19-65 м (в скважинах 12, 2), вплоть до полного вылинивания верхнетриасовых отложений на основном полуосводе.

Наиболее полный разрез верхнетриасовых отложений вскрыт в скв.5, 6, пробуренных на Западном полуосводе площади Северный Аккар.

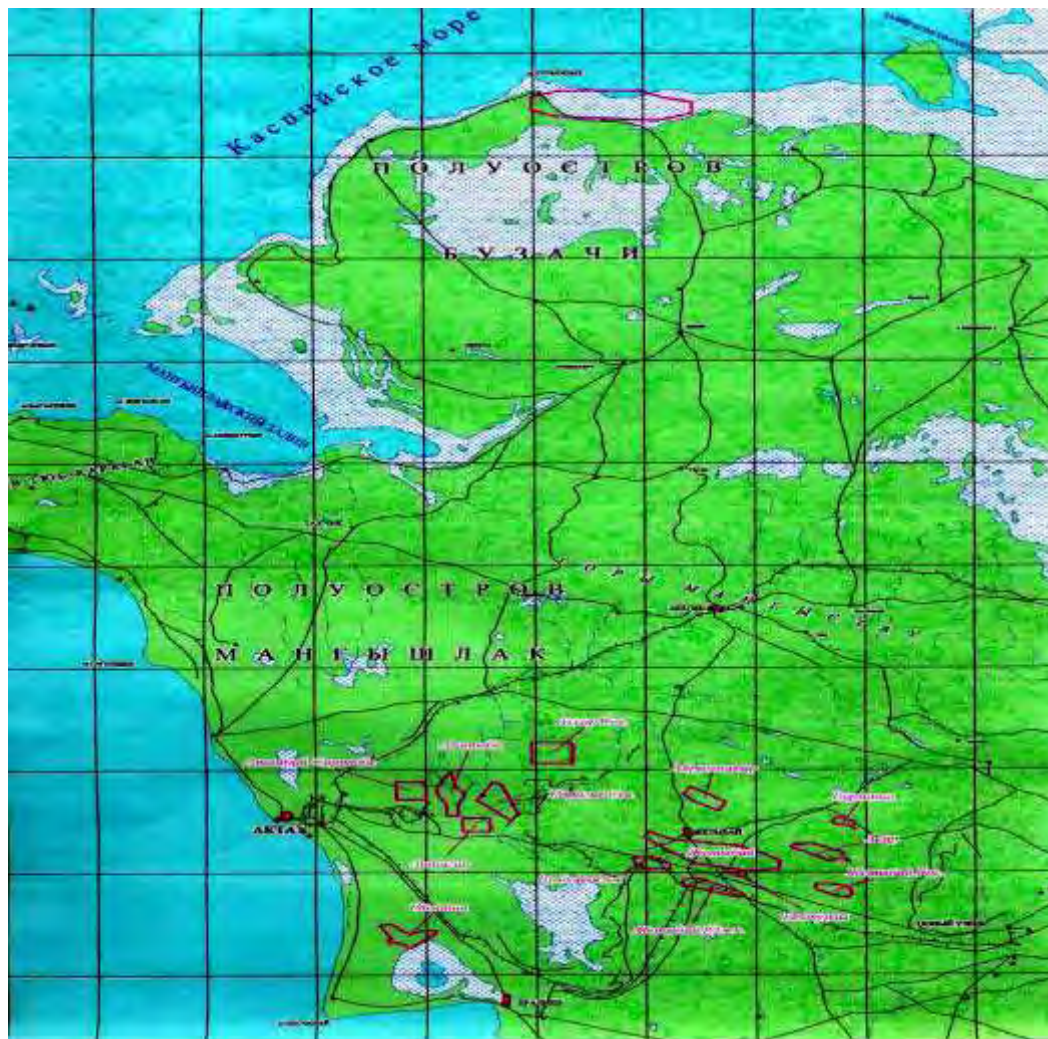


Рис. 1. Обзорная карта района

Верхнетриасовый возраст пород на пл.Северное Карагие подтверждается находками миоспор в скв. 2 из интервала 3148-3227 м, определенных К.В. Виноградовой: *Kyrtomsporites speciosus* Madl., *Duplexisporites gyratus* (Rog) Nilss., *Anapiculisporites telephorus* (Pautsch) Kl., *Camarozonotriletes rudis* (Lesch) Kl и другие.

К западной части Южно-Мангышлакского прогиба в тектоническом отношении приурочены Карагийнская седловина и Жетыбай-Узеньская ступень, где находятся главные исследуемые пл.Атамбай-Сартобе, Сев.Карагие и Сев.Аккар.

В результате опробовательских работ на пл.Сев.Аккар были установлены три залежи нефти в отложениях среднего триаса и одна залежь нефти в отложениях верхнего триаса.

Нефтяная залежь в отложениях верхнего триаса ( $T_3$ ) пл. Северный Аккар установлена только в пределах Западного полуосвода, когда при опробовании в скв.6 был получен приток нефти дебитом 19,13 м<sup>3</sup>/сут при среднединамическом уровне 863 м, а также вулканогенно-доломитовая толща среднего триаса, к которой приурочена нефтяная залежь  $T_2$  на площади Северное Карагие.

Отбор керна из верхнетриасовых отложений на пл. Северное Карагие производился во всех пробуренных скважинах. Проходка колонковым долотом составляла от 6,9 % - 42,5 % по всей верхнетриасовой толще. Более высокий вынос керна – 77,3 % осуществлен по залежи  $T_3$  и 73,9 % по залежи  $T_2$ , а в некоторых скважинах он достигал 100 %.

По разрезу верхнетриасовых отложений на пл. Северное Карагие в среднем триасе проанализировано 388 из них 51 образец приурочен к залежи  $T_2$ . Образцов, имеющих проницаемость более 0,1 10<sup>-3</sup> мкм<sup>2</sup> и пористость более 9 % оказалось всего 6, которые характеризуют каверново-поровый коллектор на соседнем месторождении Алатюбе.

Общая толщина пластового резервуара на площади Северный Аккар изменяется от 22 - 36,4 м. В разрезе скважин выделено по 3 пласта-коллектора. Нефтенасыщенные пласты установлены только в скв. 6. Пласты-коллекторы в скв. 5 определены как водонасыщенные по ГИС. Нижний предел проницаемости

поровых коллекторов верхнетриасовой залежи равен  $0,5 \cdot 10^{-3}$  мкм<sup>2</sup>, нижний предел пористости равен 7-9 %]. Покрышкой залежи является толща вулканогенно-терригенных отложений верхнего триаса.

Коэффициент расчлененности для залежи Т<sub>2</sub>Б Основного полусвода составляет 9. В пределах залежи количество каверново-поровых коллекторов изменяется от 5 - 11 пропластков.

На пл. Северное Карагие опробованием установлена нефтяная залежь в октябре 1984 года в отложениях верхнего триаса. В скважине 1 при опробовании интервалов 3656-3664 м, 3671-3676 м (абсолютные отметки -3715-3723 м; -3730-3735 м) на 5 мм штуцере был получен фонтан нефти с газом. В дальнейшем скважинами 3, 5, 6, 8, 14, 16 нефтеносность залежи была подтверждена в пределах восточного блока.

Результаты исследования показывают, что карбонатные и терригенные коллекторы с соответствующими флюидоупорами, широко развитые в среднем триасе Южного Мангышлака, вполне могут служить потенциальными резервуарами для скопления промышленных запасов нефти и газа

Приведенные конкретные данные еще раз подтверждают широкое развитие триасовых отложений в пределах Южного Мангышлака и указывает на наличие мощных потенциальных коллекторов с соответствующими покрышками. В разрезах Южного Мангышлака встречаются терригенные и карбонатные коллектора, что указывает на перспективность этой области, для дальнейшей разведки.

### Литература

1. Титов Б.И. Комплексное изучение литолого-петрографических, коллекторских свойств пород доюрского разреза по разведочным площадям Мангышлака и Бузачей. Тема № 12/88-91. – Актау: ИГРиГИ, 1991.
2. Бененсон В.А., Гофман Е.А. и др. Мезозойские отложения Южного Мангышлака. – М.: Наука, 1970.
3. Краснов С.В., Лыков В.А., Масатова Ж. Отчет о работах сейсморазведочной партии, проводившей в 1984-85 гг. поисковые сейсмические исследования МОГТ на площади Тортобе в Мангышлакской области Казахской ССР. - Шевченко: МНГФ, 1985 г.
4. К.А.Кожамет. Физические параметры пород-коллекторов доюрского комплекса в пределах Южного Мангышлака и Северного Устюрта, Вестник РАН отд.Науки и Земли, 2012/4.

**Е.С. ТАСБУЛАТОВ, К.А. КОЖАХМЕТ**

*Каспийского государственного университета технологии и инжиниринга им.Ш.Есенова.*

## ПЕРСПЕКТИВЫ НЕФТЕГАЗОНОСНОСТИ МЕЗОЗОЯ ЮЖНОГО МАНГЫШЛАКА

Южно-Мангышлакская впадина, составляет восточную центриклиналь крупнейшего Среднекаспийского бассейна седиментации. Глубина погружения фундамента до 5 км и более при длине около 250 км, ширине 50-60 км. В пределах впадины с запада на восток располагаются Сегендыкская, Жазгурлинская и Ушкудукская мульды (депрессии). Впадина от Ассакесуданской отделяется Биринжикской структурной перемычкой. На западе Южно-Мангышлакская впадина раскрывается в Среднекаспийский седиментационный бассейн, Ассакесуданская впадина имеет глубину 9 км (по кровле фундамента), амплитуду порядка 2 км по юрским отложениям [2].

В Южно-Мангышлакской впадине из кристаллических пород получен приток нефти 200 т/сутки на пл. Оймаша и газа на пл. Жиланды. Различные нефтегазобитумопроявления из палеозойских осадочных образований имели место на ряде поисково-разведочных площадей Южного Мангышлака. Тем не менее нефтегазоносность палеозойских образований региона изучена весьма слабо. До настоящего времени малоизученными остаются перспективные территории - зона сочленения Прикаспийской и Северо-Устюртской впадин, зона карбонатного уступа, области глубоких погружений Устюрта и Южного Мангышлака.

Триасовые отложения характеризуются широким развитием и региональной нефтегазоносностью. На всех месторождениях Жетыбай-Узеньской ступени (за исключением некоторых северо-западных площадей) все отделы триаса нефтегазоносны. На Песчаномыско-Ракушечном сводовом поднятии основные залежи приурочены к отложениям среднего отдела [3].

Верхний отдел нефтегазоносности на пл. Жага, Оймаша, Сев.Ракушечная. В нижнем триасе притоков не получено. Отдельные небольшие притоки нефти и газа получены из триаса на площади Жангельды, Бегеш, Жоласкан и др. На Северном Прикарабозье из среднего триаса получены притоки нефти на площадях Аксу-Кендырли, нефти и газа на Темирбаба, газа на Джанаорпа.

Юрские отложения, особенно среднеюрские и келловейские, отчасти нижнеюрские терригенно-глинистые породы повсеместно нефтегазоносны на всех структурах Жетыбай-Узеньской ступени, Песчаномыско-Ракушечного свода. Верхняя часть отложений и келловей, частично и низ отложений

средней юры нефтегазоносны в пределах Беке-Башкудукского вала и частично в Тюбкараганской зоне. Из карбонатно-сульфатных отложений Оксфорд-кимериджа получены притоки нефти и газа на площадях Дунга, Жетыбай, Пионер, Жага и др.

Нижнемеловые отложения по сравнению с юрскими и триасовыми территориально характеризуются ограниченной нефтегазоносностью. Весь нижнемеловой разрез нефтегазоносен в пределах большинства структур Беке-Башкудукского вала, Тюб-Карагана. На Южном Мангышлаке весь разрез нижнего мела газоносен только на площади Узень и частично Южный Кансу; притоки газа получены на площади Кариман, Карамандыбас, Восточный Жетыбай, Жетыбай, Аксу, Кендырли, Тамды [4].

На Южном Мангышлаке в палеогеновых отложениях нефть получена на площади Кусайник (Тюб-Караган), Тарлы, также газа на площади Южный Кансу, Прибрежная.

Палеозойские отложения как цикл осадкообразования в основном завершается в верхнем карбоне и пермские красноцветы залегают на размытую поверхность сильно дислоцированного комплекса пород. Образования пермо-триасового возраста развиты только в пределах глубоких погружений и они полностью отсутствуют на палеоподнятиях конца палеозоя. Перекрывающие их юрские отложения развиты почти повсеместно и залегают с резким несогласием на всех доюрских образованиях палеозоя и триаса включительно. Исходя из особенностей развития осадков пермтриаса в пределах глубоких погружений в отличии как от подстилающего палеозойского, так и от, перекрывающих юрско-меловых комплексов пород, некоторые авторы рассматривают их как промежуточный между комплексами осадочного чехла и платформенного ложе. Однако, анализ геотектонического развития региона и общий закономерный ход осадконакопления показывает, что пермские образования в пределах мезозойских платформ фактически являются базальными образованиями осадочного чехла. В таком подходе пермские отложения рассматриваются как типичные разрезы начального этапа развития осадков чехла. Именно поэтому перспективы нефтегазоносности отложений триаса, которые имеют в основном осадочный состав, в пределах мезозойской платформы весьма высоки.

Пермские отложения почти повсюду представлены красноцветными терригенно-глинистыми породами с большим содержанием грубообломочных и гравелитовых, а также сильно ожелезненных разностей. В то же время пермские отложения широко развиты в виде мощных нефтеносных карбонатных толщ с соляным перекрытием [5].

Триасовые отложения как и пермские в основном присутствуют в пределах глубоких погружений и отсутствуют на Карабогазском своде. Они широко развиты в погруженных зонах Южно-Мангышлакской впадины в виде мощных терригенно-глинистых пород.

Разрез триасовых отложений в наиболее полном виде представлен в пределах Южно-Мангышлакского прогиба, где они сложены в основной части мощной толщей терригенно-глинистых и отчасти карбонатно-глинистых пород. Здесь принято выделять три отдела триаса. Нижний отдел в основном представлен базальными красноцветными образованиями долнапинской свиты мощностью до 1200 м. Выше залегают сероцветные породы шетпинской и узеньской свит. Средний отдел сложен карбонатно-глинистыми породами Южно-Жетыбайской свиты. Верхний отдел также сложен серо- и темноцветными образованиями. Мощность колеблется в пределах от 190 до 690 м верхнего отдела и от 450 до 534 м среднего отдела. Глубины залегания отложений триаса колеблются от 2500 до 2800 м, причем наиболее погруженными оказываются от востока к западу в районе площади Сегенды, Западный Кетык и др. Отложения нижнего триаса в основном развиты в Горном Мангышлаке, к югу и юго-западу они частично или полностью размыты. По поверхности триасовых отложений наиболее приподнятым оказался Западный Кетык, а наиболее опущенным Жангельды (784 м). На площади Сегенды и Саура глубины близки между собой (разница около 10 км). По поверхности среднего триаса такая закономерность в целом сохраняется [6].

В пределах Южного Мангышлака в юрской системе принято выделять 2 литологических регионально нефтегазоносных комплекса пород:

1. Нижнесреднеюрский темноцветных глинисто-песчано-алевролитный комплекс пород, обогащенных нередко углистым веществом и пропластками и линзами углей. Мощность 880-1380 м.

2. Верхнеюрский сероцветный глинисто-карбонатный (известняки, доломиты, мергели, глины) комплекс пород. Мощность их 750-815 м.

Юрские отложения как и триасовые характеризуются большой изменчивостью состава как по вертикали, так и по латерали. Имеются многочисленные размывы, стратиграфические, угловые и азимутальные несогласия, литолого-фациальные замещения, выклинивания и др. Приводимые выше мощности свойственны наиболее полным разрезом погруженных зон (депрессий, впадин и др.). Недостаточно выдержанный по составу и строению характер этих отложений значительно затрудняет их изучение, получение уверенной информации, выяснение некоторых локальных и межплощадных закономерностей. Тем не менее известно, что указанные выше литологические комплексы представляют собой крупные элементы макроритмов циклов седиментогенеза, которые в основании характеризуются присутствием базальной гравийно-песчаной толщи с включением нередко обломков, линз и прослоев эффузивных пород. В теле макроритмов также встречаются ритмы более мелких порядков.

Как указывали выше сопоставление юрских и триасовых отложений Южного Мангышлака показывает, что поверхности верхнеюрских отложений на площадях Западный Кетык, Жангельды залегают практически на близких глубинах. На площади Сегенды она выше около 200-230 м, на площади Саура -

ниже, порядка 10-110 м. Эти разницы значительно увеличиваются по поверхности отложений средней юры. Например, если глубина залегания кровли средней юры на площади Сегенды около 2200 м, тогда как на Западном Кетыке 2307 м, Сауре - 2454 м, Жангельды - 2673 м. Причем мощность верхнеюрских отложений в направлении Западный Кетык - Жангельды изменяется в 1,86 раз. Следует отметить, что как по макрофауне, так и по микрофауне в разрезе скважины 1 - Жангельды граница верхней и средней юры возможно проходит ниже, чем 2673 м (более 2900 м). В таком случае рост мощности будет еще больше, чем указывалось выше. Юрские отложения на площади Шапахты имеют мощность порядка 1000 м, на площади Кошоба около 126 м, на Карабогазинском своде они отсутствуют. На северном Прикарабогазе на площади Тамды, Аксу-Букбаш порядка 900-1100 м и при глубинах залегания около 2000 м. В тоже время на площадях, расположенных южнее, их мощности и глубина соответственно несколько уменьшается (на Южный Аламурын 712 м, при глубине 1409 м; Джанорпа - 692 м при 1917м).

Территориально в Арало-Каспийском регионе основные месторождения нефти и отчасти газа приурочены к Жетыбай-Узеньской ступени северного борта Южно-Мангышлакской впадины. Много небольших месторождений нефти и газа приурочены к Песчаномыс-Ракушечной зоне сводовых поднятий и Аксу-Кендерлинской ступени, которые составляют южный борт впадины. В то же время Аксу-Кендерлинская ступень является северной моноклиалью Карабогазского свода. Такой же геотектонической закономерности подчиняются все известные месторождения Тюбеджик, Жангурши, Дунга-Еспелисай и др. в северо-западной части Южно-Мангышлакской впадины. По результатам поисково-разведочного бурения получены много новых данных [7].

На площади Джангельды при испытании в скважине 1 в пяти случаях получены признаки и притоки нефти.

При бурении скважины 2 - Джангельды с глубины 4230 м (триас) до глубины 4706 м бурение сопровождалось разгазированием раствора и понижением удельного его веса до 1,10 г/см<sup>3</sup>. Разгазирование наблюдалось и при бурении скважин 6, 4. На площади Жангурши, Тюбеджик и др. значительный приток нефти получен из альбских и неокомских отложений. На площади Бугурджи получена нефть, а на площади Тюб-Караган слабый газ из отложений средней юры.

Таким образом, по результатам проведенного анализа имеющихся материалов возможно сделать следующие выводы:

1. Группы месторождений Жетыбай-Узеньской ступени и Песчаномыс-Ракушечного сводового поднятия, расположенные близко к глубоко погруженной зоне Жазгурлинской депрессии характеризуются практически полным насыщением всего разреза от палеозоя до юры отчасти нижнего мела. Здесь месторождения крупные, часто характеризуются наличием АВПД.

2. Группа месторождений Аксу-Кендерлинской ступени с довольно широким и пологим погружением характеризуется обычно не очень большими притоками газовых флюидов. К этой же категории относятся месторождения Карагинской седловины и западной части Жетыбай-Узеньской ступени (Баскумак, Кариман, Бурмаша и др.).

3. Месторождения Беке-Башкудукского вала (Жоласкан, Дунга, Еспелисай, Караманата, Беке и др.) характеризуются подъемом поверхности юрских отложений до глубины 1700 м и менее. Содержат залежи и в юрских и в нижнемеловых отложениях. Где же глубина порядка 2000 м и более в меловых отложениях залежей углеводородов не обнаруживается.

4. На Тюбкараганском валу, где поверхность юрских отложений поднимается до глубин 500-600 м (Кусайник, Жангурши, Бугуражи и др.) залежи нефти приурочены к апт-альбским, отчасти к готерив-барремским отложениям. Только месторождение Тюбеджик содержит залежи газа и в юрских горизонтах (Ю-I-II-III). Месторождение Кусайник содержит залежи нефти в верхнем мелу и палеогене.

На Южном Мангышлаке промышленно-нефтегазоносные земли расположены в пределах западной переклинали Беке-Башкудукской мегантиклинали. Зона, расположенная южнее этих земель, может уверенно рассматриваться как перспективная, в первую очередь, на триасовые отложения.

Изложенный материал показывает, что несмотря на резкое падение в последние годы эффективности геологоразведочных работ имеется еще достаточно перспективных участков, где в ближайшие годы можно ожидать открытия новых месторождений нефти и газа.

## Литература

1. Аманниязов К.Н., Ахметов А.С., Кожамет К.А. Нефтяные и газовые месторождения Казахстана. Алматы. 2003.
2. Чакабаев С.Е., Кононов Ю.С. и др. Стратиграфия и коллекторские свойства юрских отложений Южного Мангышлака в связи с их нефтегазоносностью. Тр. Ин-та геологии и геофизики (г.Гурьев) Мингео КазССР. М.: Вып. 4. 1971.
3. Алиев М.М. и др. Стратиграфия триасовых отложений Южного Мангышлака. Пробл. геол. нефти. М.: Недра, №11. 1977.
4. Ибрагимов З.С., Саманов Ж.С. и др. Коллекторы нефти и газа юрских отложений Устюрта. Ташкент: Фан. 1973.
5. Нефтегазоносность Прикаспийской впадины и сопредельных районов. М.: Наука, 1987.



6. Поземовал.С., Романовская Г.М., Виноградова К.В. и др. Комплексы миоспор из триаса Южного Мангышлака и Северного Устриурта и их стратиграфическое значение. Стратиграфия и палеонтология триасовых отложений Мангышлака и Устриурта. М. 1984.

7. Волож Ю.А., Липатова В.В., Арбузов В.Б. и др.. Триас Южного Мангышлака. Тр., ВНИГРИ, М., вып.224. 1981

**Е.В. ХИЛЬКЕВИЧ, М.Е. КОМАРОВСКИЙ**  
*Белорусский государственный университет*

## ПЕТРОГРАФИЧЕСКИЙ СОСТАВ РАЗНОВОЗРАСТНЫХ МОРЕН И ЕГО ИЗМЕНЕНИЕ ПО ТРАССЕ БАЛТИЙСКОГО ЛЕДНИКОВОГО ПОТОКА (ЗАПАДНАЯ БЕЛАРУСЬ)

В настоящее время актуальным является изучение вещественного состава грубообломочного материала моренных отложений с целью их стратиграфического расчленения и палеогляциологических реконструкций покровных оледенений. Формирование состава ледниковых отложений также представляет значительный интерес для практического использования заключенных в них полезных ископаемых. Сектор Балтийского ледникового потока, охватывающий всю западную Беларусь, служит предпочтительным для выяснения изменения и особенностей формирования вещественного состава ледниковых отложений. Здесь Балтийский ледниковый поток обособлялся в динамической структуре днепровского, сожского (московского) и поозерского (валдайского) оледенений, более полно и широко представлены разновозрастные основные и конечные морены.

Данные по петрографическим свойствам морен территории западной Беларуси собирались и анализировались многочисленными исследователями [1, 4]. А. В. Матвеевым выполнены наиболее детальные палеогляциологические реконструкции с установлением основных стадий, потоков и лопастей [2]. Все же целенаправленной сравнительной характеристики грубообломочного материала разновозрастных морен вдоль трассы Балтийского ледникового потока не предпринималось до настоящего времени.

Анализ петрографического состава гравийно-галечных фракций (крупнее 5 мм) проб днепровской, сожской и поозерской морены ( $0,5 \text{ м}^3$ ) с выделением руководящих галек и валунов в зоне Балтийского ледникового потока выполнялся по известной методике [3]. Для воссоздания более детальной картины движения льдов приходилось учитывать векторы направления, реконструированные по замерам ориентировки галек, плитчатости основных морен, глядиодислокаций, ледниковых ложбин и конечных морен.

Балтийский ледниковый поток во время припятского и поозерского оледенений зарождался на территории средней Швеции и

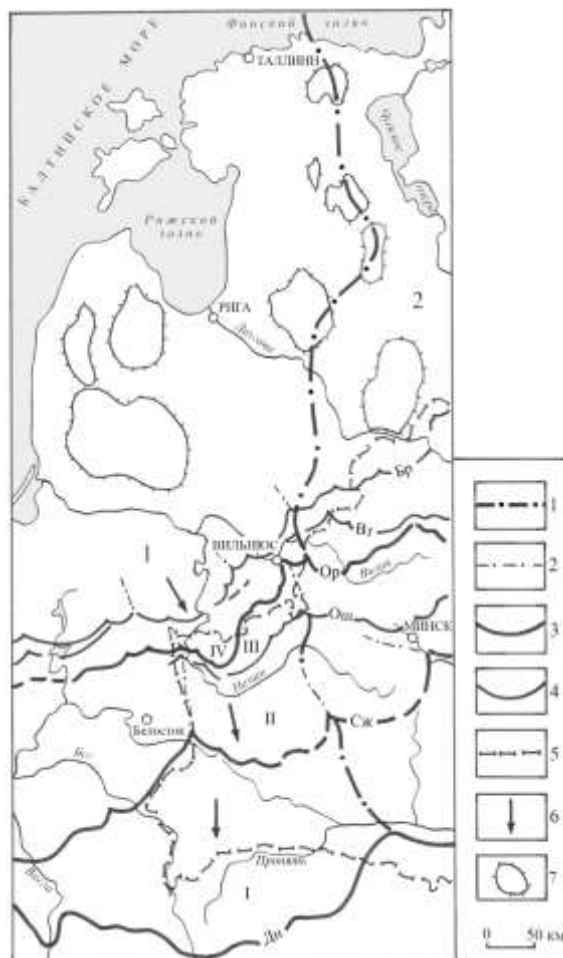


Рис. 1. Схема динамики Балтийского ледникового потока в припятское и поозерское оледенения на территории Беларуси. Границы: 1 – Балтийского потока, 2 – лопасти, 3 – оледенения, 4 – стадии и фазы, 5 – территории Беларуси; 6 – направление движения льдов, 7 – островная возвышенность. Цифрами обозначены ледниковые потоки и лопасти. Ледниковые потоки: 1 – Балтийский, 2 – Чудский; лопасти: I – Западно-Полесская, II – Средне-Неманская, III – Мяркисская, IV – Озерская. Дн – днепровская максимальная стадия припятского оледенения, Сж – сожская, Ош – ошмянская, Ор – оршанская максимальная стадия поозерского оледенения, Вт – витебская фаза, Бр – браславская стадия



юго-западной Финляндии, имел близкое к субмеридиональному направлению движения и был довольно широким. Для своего продвижения он использовал крупные понижения в рельефе (котловины Балтийского моря и Рижского залива, Елгавская низина). Во время днепровского оледенения Балтийский ледниковый поток на Верхне-Припятской низине формировал Западно-Полесскую лопасть и заканчивался на Украине. В сожское и поозерское оледенения проявилось сдерживающее влияние возвышенностей западной Беларуси и максимальные границы ледникового потока отмечались Средне-Неманской и Озерской лопастями. Восточная граница с Чудским ледниковым потоком проходила по Эстонско-Латвийской полосе островных возвышенностей, Буйвиджайскому, Мядинкайскому моренным массивам и Новогрудской межлопастной возвышенности (рисунок 1).

На территории распространения Балтийского ледникового потока наиболее широко представлены основные морены мощностью от 1 до 5–12 м. Разновозрастные основные морены залегают с небольшим уклоном и погружаются к северу. При этом более молодые морены

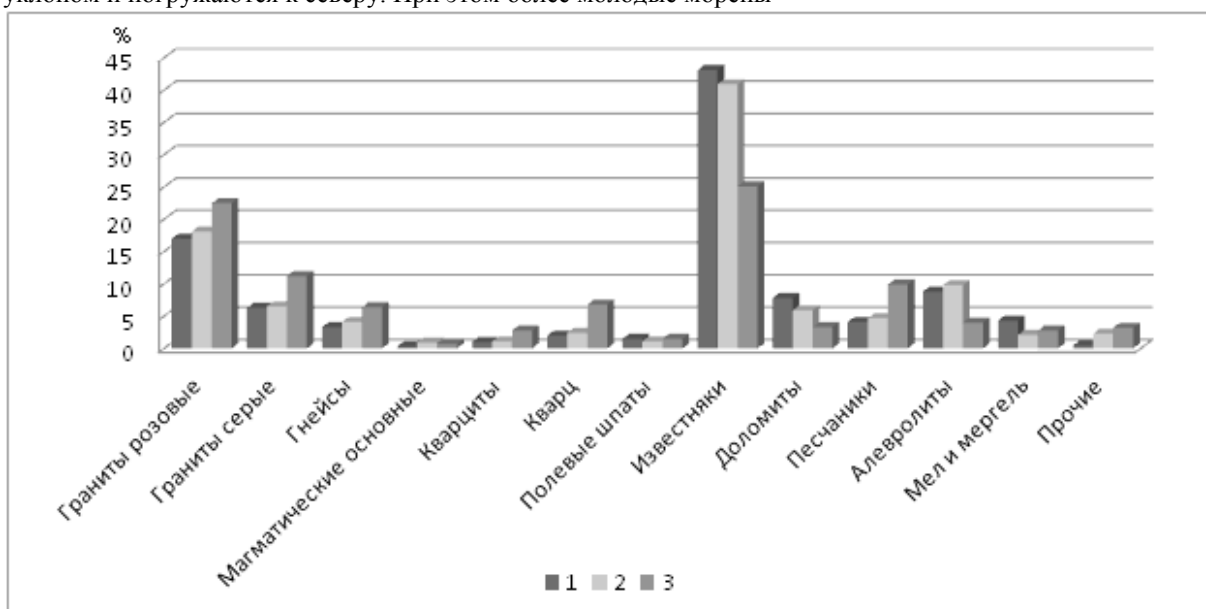


Рис. 2. Соотношение состава обломочного материала в разновозрастных моренах Балтийского потока: 1 – поозерская морена, 2 – сожская морена, 3 – днепровская морена

перекрывают древние и нередко срезают их и подморенные четвертичные отложения, заглубляясь в коренные породы. Днепровская морена выходит на дневную поверхность в южной части Балтийского ледникового потока, подстилается флювиогляциальными отложениями и нередко озерно-болотными аккумуляциями александрийского межледниковья. Сожская морена является первым от поверхности горизонтом в районе Средне-Неманской лопасти Балтийского ледникового потока. В пределах ледниковых ложбин и вдоль их бортов морена сильно дислоцирована, содержит отторженцы меловых и палеогеновых пород. В основании поозерской морены развита толща сожских образований и только в Литве и севернее в подошву выходят коренные породы.

Основным поставщиком обломочного материала для Балтийского ледникового потока служили очаги экзарации в средней части Фенноскандии, Ботнического залива, на Аландских островах и прилежащих участках дна Балтийского моря, в Рижском заливе и низинах юго-восточной Литвы и западной Беларуси. Расположение верховья трассы ледникового потока отражают кристаллические породы средней Швеции, юго-западной Финляндии, Аландских островов и дна северной части Балтийского моря. Это граниты, гнейсы, диориты, габбро, диабазы, порфиры, кристаллические сланцы, кварциты и т. д. На участке потока между южной Балтикой и южной Литвой сносу подвергались вендские песчаники и алевролиты, ордовикские и силурийские известняки, мергели и девонские песчано-глинистые и карбонатные породы транзитной группы. В западной Беларуси в моренах Балтийского ледникового потока важное место занимают обломки местных пород меловой системы: мел, мергели, конкреции кремней и фосфоритов.

Морены Балтийского ледникового потока, относящиеся к разным оледенениям, довольно отличаются друг от друга по разным петрографическим показателям гравия и гальки. В составе проб днепровской морены содержится максимальное количество скандинавских пород (граниты, гнейсы, кварциты) – до 51,9 %. Доля транзитных пород – известняков, доломитов, алевролитов – минимальная (42,3 %). На местные породы приходится 2,8 % (рис. 2). Коэффициент соотношения кристаллических галек к осадочным галькам равен 1,1; а известняков к доломитам – 7,6 %.

В сожской морене уменьшается количество скандинавских горных пород, кристаллов кварца и полевых шпатов до 34,2 %. Значительно увеличивается содержание транзитных пород – известняков, доломитов и алевролитов и уменьшается – песчаников. В количественном отношении лидируют известняки

(40,9 %). Доля местных осадочных пород – 2,3 %. Коэффициент соотношения кристаллических пород к осадочным породам равен 0,5; а известняков к доломитам – 6,9 % .

В поозерской морене Озерской лопасти Балтийского ледникового потока несколько уменьшилась доля скандинавских горных пород и северной части Балтийского моря до 31,4 %. Максимального содержания достигают породы транзитной группы (известняки и доломиты) – до 50,9 %. Количество местных осадочных пород возросло до 4,3 %. В остальном поозерская морена схожа с сожской.

Установленные особенности петрографического состава моренных обломков связаны с тем, что направление движения Балтийского ледникового потока изменялось в разные оледенения. В днепровское оледенение Балтийский ледниковый поток на значительном протяжении контактировал с коренными породами девона, обогащался доломитами и песчаниками и трансгрессировал с севера на юг. Во время сожской стадии он насыщался карбонатными и терригенными нижнепалеозойскими породами западной Эстонии и Балтики выдвигался на юго-юго-восток. В поозерское оледенение региональные понижения в пределах Литвы обусловили юго-восточную ориентировку Балтийского ледникового потока.

#### Литература

1. Астапова С. Д. Литолого-палеогеографическое районирование ледниковых отложений Беларуси // Докл. АН БССР. 1993. Т. 37. № 4. – С. 105–108.
2. Палеогеография кайнозоя Беларуси / Под. ред. А. В. Матвеева. – Минск: Институт геологических наук НАН Беларуси, 2002. – 164 с.
3. Górska, M. Wibrane właściwości petrograficzne vistuliańskich moren dennych środkowej i zachodniej Wielkopolski oraz ich znaczenie dla oceny dynamiki ostatniego lądolodu. – Poznań, 2000. – 147 p.
4. Гайгалас А. И. Отражение гляциодинамики в составе и строении морен // Комплексное изучение опорных разрезов нижнего и среднего плейстоцена Европейской части СССР. – М., 1981. – С. 82–92.

**И.В. АЛЕКСЕЕВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА ЯКОВЛЕВСКОМ РУДНИКЕ БОГАТЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ПРИ АКТИВИЗАЦИИ МИКРОБНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ**

В работе подчеркнута важность учета микробной деятельности в подземных выработках Яковлевского рудника для полноты оценки ситуации с развитием на месторождении инженерно-геологических процессов, активизирующихся по мере расширения фронта очистных работ и увеличения объемов добычи полезного ископаемого. Необходимость учета связана с влиянием микробиоты на изменение прочности и деформационной способности богатых железных руд (БЖР), рассматриваемых как дисперсные элювиальные коры химического выветривания, на биокоррозию конструкционных материалов, а также на снижение прочности закладочных смесей. Подобные процессы во многом определяют безопасность эксплуатации рудника, и потому не могут быть оставлены без внимания.

Описаны условия развития микроорганизмов и источники их поступления в рудное тело богатых железных руд. Отмечено, что под воздействием увлажнения и контаминации БЖР происходит рост бактериальной массы, снижение их прочности и устойчивости. Кроме того, за счет развития биопленок микроорганизмов рыхлые разности БЖР с низким трением и невысоким сцеплением способны переходить в плавунное состояние, что приводит к локальным нарушениям устойчивости кровли и боков выработок.

Проанализировано воздействие микроорганизмов, выявленных в подземном пространстве рудника, на разрушение конструкционных материалов, применяемых для крепления выработок. Поскольку отработка месторождения ведется камерно-слоевой системой с полной закладкой выработанного пространства, особое внимание уделяется влиянию биокоррозии на прочность закладочных смесей.

Подчеркнута важность обеспечения устойчивости рудной толщи над горизонтом -370 м, рассматриваемой как водозащитный целик и имеющей первоочередное значение для безопасности эксплуатации рудника.

Научный руководитель: д.г.-м.н., профессор Р.Э. Дашко

## **ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И КОНТАМИНАЦИОННЫЕ ПРОБЛЕМЫ ОСВОЕНИЯ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА НОВОЙ ГОЛЛАНДИИ**

Планируемая реконструкция памятника индустриальной архитектуры 18-го века – Новой Голландии, расположенного в исторической части Санкт-Петербурга на низкой Литориновой террасе, будет сопровождаться строительством новых сооружений, которые должны соответствовать архитектурной стилистике острова. При этом обязательной является проходка глубоких котлованов для устройства трех и более этажей. Основная проблема – обеспечение устойчивости существующих старинных конструкций Новой Голландии в зоне влияния открытого котлована, что зависит от инженерно-геологических условий рассматриваемой территории, а также технологии проходки глубокой выработки.

Оценка последствий освоения подземного пространства в пределах территории строительства второй сцены Мариинского театра, которая находится в 250 м к юго-востоку, дает возможность утверждать, что некорректное определение состояния и физико-механических свойств грунтов создает предпосылки для ошибочного прогнозирования влияния глубокого котлована на устойчивость соседних зданий. Контаминация песков микробиотой и соединениями хозяйственно-бытовых стоков в верхней части разреза Новой Голландии способствует их переходу в состояние истинных пльвунов. Глинистые грунты при высокой микробной пораженности рассматриваются как квазипластичные разности ( $\varphi \rightarrow 0$ ) с пониженными показателями сцепления. Содержание клеток микроорганизмов в разрезе Новой Голландии достигает  $10^6$ - $10^7$  в 1 г грунта. Грунты без трения и с малой связностью формируют высокое давление на ограждающие конструкции котлована, нарушение целостности которых приводит к оседанию земной поверхности и развитию осадок эксплуатируемых зданий. Во избежание повторения аварийной ситуации при строительстве второй сцены Мариинского театра необходимо провести корректировку расчетных показателей прочности с учетом степени их контаминации и пльвунных свойств, что даст возможность предусмотреть необходимость дополнительных мер по обеспечению безопасности освоения подземного пространства острова.

Научный руководитель: д.г.-м.н., профессор Р.Э. Дашко

**И. Ю. ЛАНГЕ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **О ВОЗМОЖНОСТИ И ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ УРОВНЯ ВОДОХРАНИЛИЩА ЧЕБОКСАРСКОЙ ГЭС: ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ**

Чебоксарская ГЭС входит в состав Волжско-Камского каскада гидроэлектростанций и расположена в среднем течении реки Волги. Ввод в эксплуатацию Чебоксарского гидроузла произошел в 1981 г., при этом уровень водохранилища в верхнем бьефе не достиг проектной отметки +68,0 м и составил +63,0 м из-за неподготовленности систем инженерной защиты прилегающей территории от затопления и подтопления. В настоящее время ОАО «Русгидро» анализирует возможность подъема уровня до +68,0 м. Участок расположения гидроузла характеризуется асимметричным строением долины реки Волги: низким, пологим левым берегом, сложенным четвертичными песчаными отложениями и высоким, крутым правым, с преобладанием в разрезе коренных пород верхней перми, которые служат основанием бетонных сооружений ГЭС и определяют устойчивость откосов правобережья водохранилища. При подъеме уровня Чебоксарской ГЭС до проектной отметки +68,0 м, следует рассмотреть развитие таких негативных процессов как дополнительное затопление и подтопление территории, переработку берегов и активизацию оползневых смещений правобережья р. Волги. Расчеты показывают, что площадь затапливаемых и подтапливаемых земель, низкого левобережья Чебоксарской ГЭС будет составлять 96 и 30 км<sup>2</sup> соответственно. Была выполнена сравнительная оценка объемов пород, поступающих в водохранилище при переработке берегов (по Е.Г. Качугину) и формировании оползней на правом берегу. Расчеты устойчивости природных склонов, выполнены с использованием VII схемы ВНИМИ (неоднородный откос с наличием слабого слоя в его основании). Дополнительный привнос оползневых масс в водохранилище на порядок превышает объем размытой горной породы при переработке берегов, что приведет к интенсификации процесса заиления водохранилища и снизит энергетические функции ГЭС. Тем самым целесообразность подъема уровня Чебоксарской ГЭС до +68,0 м, с учетом инженерно-геологического фактора ставится под сомнение. Следует принять во внимание также стоимость реализации этого проекта, составляющего почти 1,5 трлн. руб.

Научный руководитель: д.г.- м.н., профессор Р.Э. Дашко

**С.Ю. СТЕПАНОВ, Я.А. МАТВЕЕВ, А.А. РАССОЛОВ**  
*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ТИПИЗАЦИЯ ХРОМИТИТОВ НИЖНЕТАГИЛЬСКОГО МАССИВА УЛЬТРАОСНОВНЫХ ПОРОД**

При исследованиях каменного материала, отобранного в ходе полевых работах 2012 года была произведена типизация хромититовых тел, залегающих в породах Нижнетагильского массива. Основными критериями для выделения типов хромититов послужили: геологическая позиция, текстурно-структурные особенности, морфология хромшпинелидов, наличие в хромититах таких постмагматических минералов, как клинохлор и гранат, данные по химическому составу минералов, особенностям распределения в них элементов-примесей.

С учётом морфологии рудных тел и текстурно-структурных особенностей минеральных агрегатов выделены жильные хромититы, в том числе прожилково-вкрапленные и массивные, а также сегрегационные. При дальнейших исследованиях было установлено, что по содержанию главных минералообразующих элементов очень близки массивные жильные хромититы и прожилково-вкрапленные. В отличие от них, для хромитов из сегрегационного типа устанавливается повышенное содержание алюминия. По характеру распределения некоторых элементов-примесей очень близки сегрегационные и прожилково-вкрапленные хромититы. Массивные жильные имеют иной характер распределения элементов-примесей. Так, именно этот тип хромититов в наибольшей степени обогащен благородными металлами и прежде всего платиной.

Для пород Нижнетагильского массива до глубины 500 м величина прогнозных ресурсов платины составляет 2200 тонн при средних содержаниях 0,16-0,45 г/т [О.К. Иванов, 1986]. В связи с открытием промышленно-перспективных платиноносных рудных зон в дунитах Гальмознанского и Светлоборского массивов, изучение особенностей распределения платиновых металлов в породах других зональных комплексов, в частности, хромит-платиновое оруденение Нижнетагильского массива представляет значительный интерес.

Научный руководитель: д. г.-м. н., профессор В.Г. Лазаренков

**А.А. ШТЫРЛЯЕВА**  
*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ПАЛЕОГЕОГРАФИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ ПЛАСТОВ Ю1-1 И Ю1-2 СРЕДНЕ-ВЕРХНЕЮРСКОЙ ВАСЮГАНСКОЙ СВИТЫ ВАТЬ-ЕГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ СРЕДНЕОБСКОЙ НЕФТЕГАЗОНОСНОЙ ОБЛАСТИ (ЗАПАДНО- СИБИРСКАЯ НГП)**

Цель работы: реконструировать палеогеографические обстановки образования пластов Ю1-1 и Ю1-2 для дальнейшего прогноза направлений однородности их коллекторских свойств.

Исследование основано на описании керна скважин Вать-Еганского месторождения и интерпретации ПС каротажа. В ходе описания керна были выделены отдельные типы слоев, сформированные в определенных обстановках осадконакопления.

Построены литологические колонки, где выделенные слои были объединены в трансгрессивно-регрессивные последовательности. В составе изучаемых отложений прослежены одна регрессивная и одна трансгрессивно-регрессивная последовательности слоев.

Палеогеографические обстановки определялись для выделенных трансгрессивных и регрессивных максимумов.

По результатам исследования, пласты Ю 1-1 и Ю 1-2 сформировались в условиях вытянутых баровых комплексов, простирающихся на северо-восток. В юго-восточной части они отделены друг от друга глинистыми отложениями лагун, в северо-западной – отложениями открытой шельфовой зоны. Пласт Ю 1-2 выклинивается в северо-западном направлении.

Соответственно, по фильтрационно-емкостным свойствам пласты будут более однородными в северо-восточном направлении, и наименее однородными в юго-восточном направлении.

Научный руководитель: д. г.-м. н., профессор С.Б. Шишлов

# ПРОБЛЕМЫ РАЗВЕДКИ И ОСВОЕНИЯ НЕФТЯНЫХ И ГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

D. JANIGA, P. WOJNAROWSKI

AGH University Of Science And Technology, Poland

## EVALUATION OF POSSIBILITY TO REACH GAS FLOW FROM TIGHT GAS RESERVOIR

### Abstract:

Tight gas reservoir cannot be produced at economic flow rates or recover economic volumes of natural gas unless the well is stimulated by a large hydraulic fracture treatment or other stimulation method. Tight gas captured in low permeability sandstones belong to the unconventional gas fields. In order to exploit tight gas reservoir special reservoir stimulation is mandatory. This project aims to simulate hydraulic fracturing and then evaluation of possibility to reach gas flow. Gas flow simulation will be perform in Eclipse reservoir simulation software.

An unconventional reservoir is one that cannot be produced at economic flow rate or does not produced economic volumes of oil and gas without assistance from massive stimulation treatments or special recovery proces such as hydraulic fracturing.

Unlike convencional reservoir, which are small in volume but easy to develop, unconventional reservoir are large but difficult to develop. Increasing price and the improved technology are the key to their development.

Tight gas lacks a formal definitione, and usage of terms varies considerably. Tight gas defined low-permeability reservoirs as having permeabilities less than 0.1 millidarcies. Tight gas reservoir is often defined as a gas bearing sandstone or carbonate matrix which exhibits an in-situ permeability to gas of less than 0.1 mD. The most signficiant differences between conventioanl reservoir and low-permeability reservoir lie in the low – permeability structure itself, the response to overburden stress, and the impact that the low-permeability structure has on effective permeability relationship under conditions of multiphase saturation. In low-permeability reservoir, there is a broad range of water saturation in which neither gas or water can flow.

Over several years they developed a new concept for low-permeability reservoirs like those in the Piceance Basin, and determined that most fields are not part of a continuous-type gas accumulation or a basin center gas system in which productivity is dependent on the development of "sweet spots." Rather, most gas fields there occur in low-permeability, poor-quality reservoir rocks in conventional structural, stratigraphic or combination traps ("sweet spots"). The basin is neither regionally gas-saturated nor near irreducible water saturation, and that water production is both common and widespread. (G.C.Naik)

This project aims to simulate hydraulic fracturing and then evaluation of possibility to reach gas flow. First of all, we need build geomechanical model of our reservoir and design a hydraulic fracturing. Results of treatment shows below. I used a GOHFER

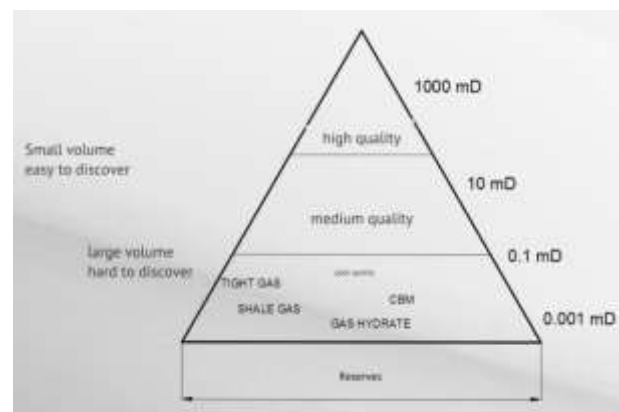


Figure 1. The resource triangle

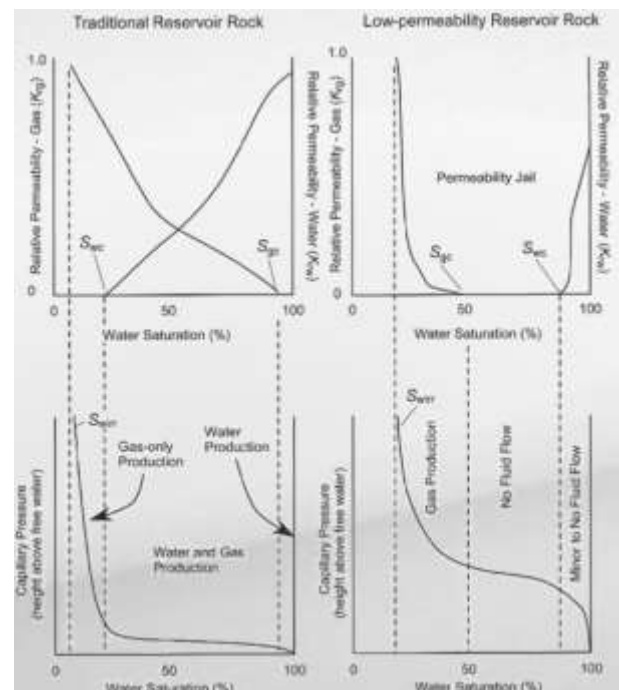


Figure 2. Schematic illustration of capillary pressure and relative permeability relationships in traditional and low-permeability reservoirs rocks

software to design hydraulic fracturing. GOHFER is a robust simulator that is used extensively in the petroleum industry to model complex hydraulic fractures, particularly in tight gas reservoirs. It is a 3D geometry, finite difference HF modeling software with a fully coupled fluid/solid transport simulator. ( GOHFER website)

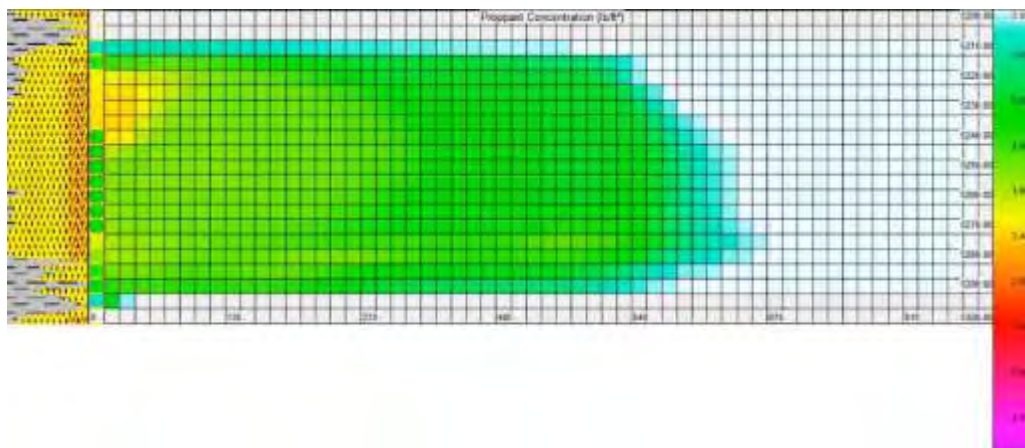


Figure 3. Proppant concentration in fracture

Next step describe implementation grid of fracture into field model. In many subsurface flow applications, the number of fracture grid exceeds the capabilities of the flow simulator by a substantial margin. For this reason, some type of coarsening or upscaling procedure must be applied to render the grid suitable for flow simulation (Mohamed Hamed El-Ahmady)

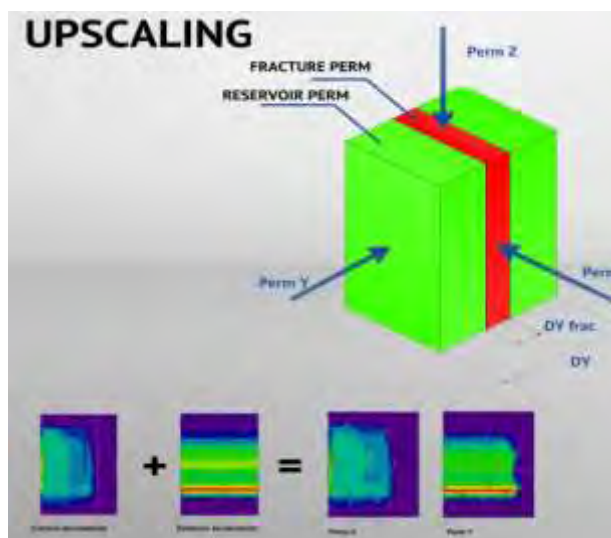


Figure 4. Grid Upscaling

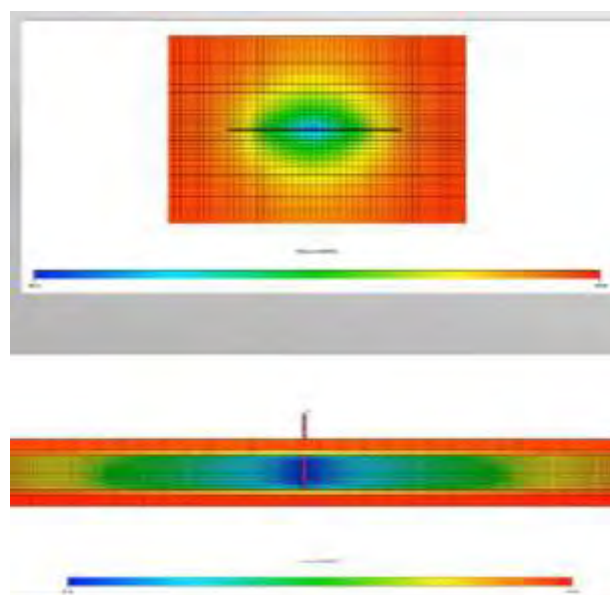


Figure 5. Pressure schedule

Conclusion:

- Tight gas reservoirs have a huge future potential for production.
- Past tight gas sands production was fueled by both technology and gas price incentives, primarily price incentives
- tight gas reservoirs hold huge potential, simply praying to the gods of fracture stimulation, drilling fluids and strong prices to make gas come out of the ground

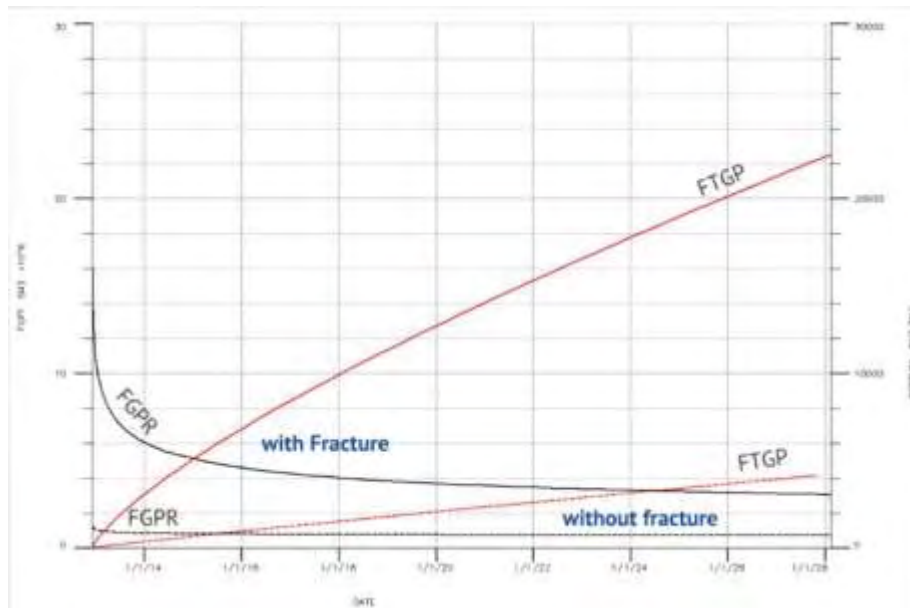


Figure 6. Field gas rate

### References

1. Tight Gas Reservoirs – An Unconventional Natural Energy Source for the Future G.C.Naik.
2. Coarse scale simulation of tight gas reservoirs - Mohamed Hamed El-Ahmady.
3. [http://discovery-group.com/projects\\_doe\\_piceance.htm](http://discovery-group.com/projects_doe_piceance.htm)
4. <http://www.gohfer.com>

**T. GRAINGER**

*The University of Western Ontario, Canada*

## ASSESSING THE STATE OF NORTH AMERICAN HYDRAULIC FRACTURING

An unprecedented increase in the use of hydraulic fracturing to optimize fossil fuel recovery promises both astounding economic growth and divisive environmental controversy. Despite the present growth and projected preponderance of the practice, there is little consistency in both regulation of the hydraulic fracturing process and the public’s understanding of its benefits and risks. Therefore, a comprehensive review of the process is necessary. Based on the study of available literature, recent advances in extraction techniques that reduce the risks and costs of fuel recovery have facilitated the expansion of the hydraulic fracturing industry in North America. There is insufficient evidence of environmental harm to justify an outright ban of the practice. Future studies will focus on what affect, if any, regulation on the hydrocarbon industry’s environmental and social responsibilities will have on production, profit, and practices.

### Introduction

The skyrocketing global need for fossil fuels stands in stark contrast to our rapidly dwindling accessible reserves. The impact of this disparity between supply and demand is astounding: the average price of gasoline has doubled in the last decade [4]; wars have been fought and governments toppled in efforts to secure access to foreign oil sources; and the race to find alternative energy sources or the means to extract traditional hydrocarbon-based fuels has driven technology forward at a breakneck pace. Among the technologies being employed to optimize fossil fuel recovery is hydraulic fracturing or “fracking”, as it is colloquially referred to. While hydraulic fracturing has proven extremely effective for extracting tight gas and shale gas from geological formations common throughout North America, it has also generated a maelstrom of controversy regarding the ethicality of industry practices and the potential environmental fallout of the fracking process.

### Discussion

The recent increase in the use of hydraulic fracturing is largely due to advancements in boring technology that allow for large-scale horizontal drilling to be carried out. Horizontal wells not only grant access to previously unusable reserves, they also facilitate the effectiveness of hydraulic fracturing so more reserves can be profitably developed [2]. To garner a full appreciation for the advancements in and activity surrounding hydraulic fracturing, one must first acquire an understanding of the technological processes that are characteristic of the practice and the reasons for its use.



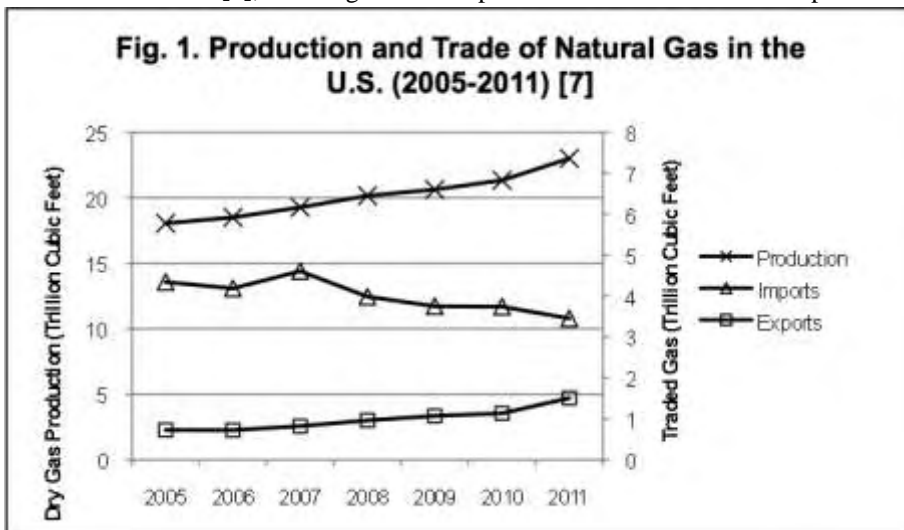
Oil and gas are found primarily in porous rock. In formations suitable for traditional extraction, the permeability of the rock is such that the oil and gas can move through the rock to the wellbore at a rate sufficient for profitable recovery. Some rocks, such as shale, do not have the porosity necessary for economical hydrocarbon extraction using only traditional drilling techniques [1]. Shale beds rich in natural gas exist throughout North America. While the layers of shale often extend for depths as minimal as 100 metres, making them extremely poor candidates for vertical drilling, they can span hundreds of kilometers horizontally [2]. For this reason, horizontal drilling is effective in maximizing the yield of a drilling operation.

When a well is drilled, the bore initially burrows vertically downward to depths between 500 and 2500 meters, traversing the water table in the process [1]. Upon reaching these depths, horizontal drilling is carried out generating the “L-shaped” well that is characteristic of fracking operations. The well is cased and each annulus cemented, with additional reinforcement within the water table [1]. The casing in the horizontal segment of the well is punctured to allow pressurized fracking fluid and the porous rock to interact.

Fracking fluid composition varies between operations, but is typically 95% water, 4% proppant, and 1% additives [1]. Proppant is particulate matter, usually sand, that holds open the miniscule fractures induced in the rock. Which specific chemical additives are included in the mixture is dependent on the operation, but the roles the additives play are consistent throughout the industry. Additive roles include lubrication to reduce the pressure necessary to fracture the well and the promotion of viscosity for proppant suspension [1]. This fluid is injected into the well at pressures that facilitate the fracturing of the surrounding rock formation, opening channels for the natural gas held therein to flow to the well for recovery.

The economic effect of hydraulic fracturing in North America has been colossal. The search for a domestic source of energy has been made increasingly important by political instabilities in the Middle East, where the majority of the world’s accessible liquid petroleum reserves are located. Gas-containing shale formations, however, are relatively plentiful in the United States and Canada [3], resulting in notable political interest in their development.

The significance of this opportunity for development has been compounded by the recent period of economic recession. It is estimated that, in 2010 alone, the American shale gas industry employed approximately 600 000 individuals and paid a total of over \$18 billion dollars in taxes to various levels of government [5]. Domestic gas production is increasing and predictions have it tripling within 25 years [5][7]. The U.S. is becoming a net exporter of natural gas, rather than the importer it is today (See Figure 1).



There are environmental risks associated with hydraulic fracturing that have resulted in public outcry and, in some regions, a moratorium of the practice [3]. A single fracking operation requires upwards of 3 million gallons of water to be injected into the well [5]. This draw on local water resources is one of the intrinsic environmental stresses of hydraulic fracturing. Processes to recycle have been developed, but they are far from perfected and only 60% of operations make use of them [2]. Two thirds of the injected water returns to the surface as flowback. This flowback contains all the chemical agents that were added to the fracking fluid, many of which are known carcinogens, as well as salts and radionuclides that are found in the earth at these drilling depths [8]. Local water processing plants are rarely equipped to deal with such contamination. As a result, flowback is often stored onsite, but the containment, transportation, and disposal of the hazardous fluid is the source of much controversy.

The greatest alarm has been over the purported risk of water table contamination as a result of fracking activities. Two types of contamination are possible: fracking fluid contamination and gaseous hydrocarbon contamination. Studies have confirmed that contamination of local water sources by fracking fluid is not an inherent result of the fracturing process and occurs only in cases where an accident has occurred, such as a failure in the well casing [8]. Fortunately, regulations for responsible practice and knowledge garnered from past mistakes are making these accidents less frequent. Hydrocarbon contamination occurs when gases leak into the local water table. Research has revealed direct correlations between a well’s proximity to a drill site and its methane concentration [6]. Wells in active drilling areas averaged methane concentrations 17 times higher than those in inactive areas [6]. Methane is both an explosive and an asphyxiant, making these elevated concentrations a danger to those dependent on well water in drilling areas.

#### Results And Future Studies

Analysis of the hydraulic fracturing has led me to conclude that, regardless of debate, the future of this

practice in North America has already been decided. With regards to the technology involved in hydraulic fracturing, there is little to be done other than perfect what is already in place. Refinements to these technological systems are unlikely to significantly mitigate any of the environmental risks that are inherent of the fracking process, though they will likely minimize the risk of accidents that jeopardize the environment from occurring.

It is not the prospect of technological innovation that has secured the future of the practice; it is the promise of economic growth and political power. The benefits of a domestic source of fossil fuel include job generation, cheap energy for industry, and economic insulation from global political instabilities. Additionally, the government and petroleum companies, those with the most to gain from the expansion of fracking, have the most influence on its regulation. While there is evidence confirming the detrimental environmental effects of hydraulic fracturing, these issues will not dissuade the continuation of practice.

Future research will focus on the management of contaminated flowback, as this poses the greatest immediate threat to the environment. Research will also focus on how regulations regarding hydraulic fracturing affect its practice, its environmental footprint, and the growth of the industry.

### References

1. FracFocus (2013). Hydraulic Fracturing: The Process. [online] [Accessed: 25 Feb 2013].
2. Hall, K. (2011). Hydraulic fracturing--a primer. *The Enterprise*, 41 (11).
3. Hydraulic Fracturing of Shale Beds: Ensuring Regulatory Approaches that will Help Protect Jobs and Domestic Energy Production, 112th Cong. (2012).
3. McMahan, T. (2012). Annual Average Gasoline Prices. [online] [Accessed: 24 Feb 2013].
4. National Conference of State Legislatures (2012). Natural Gas Development and Hydraulic Fracturing. [online] [Accessed: 25 Feb 2013].
5. Osborn, S. et al. (2011). Methane contamination of drinking water accompanying gas-well drilling and hydraulic fracturing. *Proceedings of the National Academy of Sciences of the United States of America*, 108 (20), pp.8172-8176.
6. U.S. Energy Information Administration (2012). Annual Energy Review. [report].
7. Warner, N. et al. (2011). Geochemical evidence for possible natural migration of Marcellus Formation brine to shallow aquifers in Pennsylvania. *Proceedings of the National Academy of Sciences of the United States of America*, 109 (30), pp.11961–11966.

**M. MÜLLER**

*TU Bergakademie Freiberg, Germany*

## **NUMERICAL MODELING OF THE DEPLETION OF A LOW PRESSURE CAVERN WITH THE AIR LIFT METHOD**

Abstract:

For safe operation of a gas storage cavern it is necessary to determine the maximum permissible operation ure. It is determined by the fracture gradient of the rock and the depth of the last cemented casing shoe. To avoid leakages or cracks around the casing shoe the operating pressure has to be below the permissible limit during any kind of operations. This also applies for the gas first fill of the cavern, where the fully saturated brine in the cavern is displaced by the injection of natural gas.

During this operation the gas is injected through the annulus between the production and depletion string. Due to the pressure increase in the cavern the brine will be lifted up through the depletion string up to the surface.

Under conventional gas first fill conditions the maximum permissible pressure is high enough to completely remove the brine by this method.

However, under certain conditions the maximum permissible pressure is too low for a complete debrining by the conventional gas injection method. Due to this a certain amount of brine would be remain in the cavern, which leads to a loss of storage capacity.

This problem occurs especially when the geometry and the position of the cavern is unfavorable, such as when the last cemented casing shoe is relatively low and the cavern height is in comparison quite large. This demands a particularly high pressure to achieve full debrining.

One promising technique for a complete debrining could be the gas lift method. This involves the injection of nitrogen into the brine stream which reduces the specific gravity of the brine and therefore also lowers the required gas injection pressure. This allows for a full debrining without reaching the maximum permissible pressure.

This paper presents the theoretical background of the gas first fill and the gas lift method. Based on this, a numerical computer program was developed to simulate this process and predict the debrining time and the required nitrogen gas volume under different boundary conditions. Results for two model caverns are presented as well.

## THE INFLUENCE OF TOC ON SHALE GAS DEPOSITS

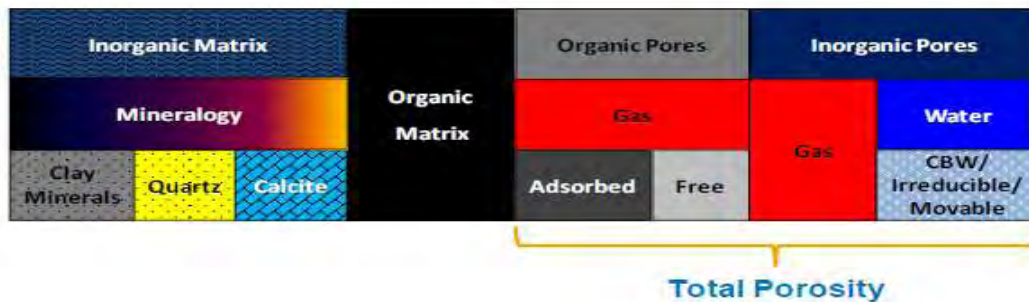
Shale gas reservoirs show a complex and highly variable mineralogy as quartzitic or calcareous silts and clay, clay minerals such as chlorite, illite and smectite, and larger detritus that includes pyrite and siderite.

Another important mineral contained in shale gas is vitrinite common in sedimentary rocks that are rich in organic matter. Conversely, carbonates, evaporites and well-sorted sandstones have very low vitrinite contents. Vitrinite is absent in pre-Silurian rocks because land plants had not yet evolved. The standard crushing of shale gas core samples may cause some underestimations of permeability because it cannot take account of microfractures and interconnectivity between organic components of the rock.

Core calibration has almost the more important role in gas evolution so engineers studying the problem have reached to the conclusion that core calibrations is compounded relative to conventional reservoirs in that the measurement of basic core parameters as porosity and permeability is not governed to any standards. The problem of pore calibration is aggravated because of difficulty of making measurements at reservoir conditions, until this kind of standard are established the petrophysical interpretations of shale gas will have to move forward without them. In our days core data estimations of hydrocarbon volumes in shale gas reservoirs are of two types:

- Data that helps in the understanding of the architecture associated with mineralogy
- Data that deal with the storage of the hydrocarbons

Fig. 2 Petrophysical model for shale gas reservoirs



### Total Organic Carbon (TOC)

TOC is the value of carbons contained within kerogen which is congenial with the sedimentary system, in fine if the sedimentary rocks it contains kerogen that means there is a source rock within the shale system. From the statement above we understand that TOC is the most important parameter. There are methods developed for source-rock evaluation, but the major challenges are to identify the concentrations and distributions of total organic carbon as well as its effectiveness as a source. From the beginning brings in thermal maturity which is always measured by the Vitrinite Reflectance (%Ro) method and also gives an evaluation of thermogenic gas.

### Estimations of TOC

TOC is expressed as a function of the difference between a reference density log response in the absence of kerogen and the density log response. The problem is in accepted constancy of total porosity over the reference interval also in the sensitivity of the density tool to borehole rugosity. TOC usually is calculated from geochemical data in key wells, first allocated part of the measured carbon gathered to the inorganic carbon components within the shale formation. The result of the geochemical log analysis can be verified using acoustic and resistivity image log and also through NMR-derived TOC. The calibration of this technique with the calibration factor are very important, this factor is used to take account of the different maturity levels of kerogen. Because of the variations the water salinity and mineralogy different baselines needed to zone the reservoirs. Because baselines can be established over extended intervals was made a scenario for shale gas evaluation. Both of the methods are based on pulsed-neutron and they should be investigated in key wells. An important requirement is to identify the relationships between TOC and solid kerogen volume so that an appropriate porosity model can be developed.

### Porosity

There are three types of porosity:

a) The total porosity within natural fractures-provides flow conduit to a wellbore also in the direction of induced fractures:

$$m = \frac{V_p}{V_b}$$

b) Intergranular porosity (effective porosity)-contains capillary-bound water, and free fluids that mostly are supposed to comprise gas, this porosity is non-zero if the shale is not perfect in terms of composition and electrochemically, but usually in total porosity system is always non-zero.

$$m = \frac{V_{pc}}{V_b}$$

c) Organic porosity is associated with the organic content (dynamic porosity):

$$m = \frac{V_{pcc}}{V_b}$$

$$S_g + S_o + S_w = 1$$

Kerogen porosity varies with thermal maturity and because of that any model that takes account of will have to define his properties in the light of the degree of maturity. Because of the model that discriminates between intrakerogen pores and the kerogen itself we must consider organic porosity a potentially part of interconnected porosity.

This problem occurs when within kerogen are mostly within intergranular pore space in others. Gas storage in shale gas .

## References

1. "The petrophysics of Shale Gas Reservoirs: Technical challenges and pragmatic solutions" – Vivian K. Bust, SPE, Azlan A. Majid, SPE, Joshua U. Oletu and Paul F. Worthington, Gaffrey, Celine & Associates.
2. M. Cristescu. "Well Stimulation", UPG Ploiesti, 2007.

**T. GUMA**

*Ploiesti Petroleum and Gas University, Romania*

## АСПЕКТЫ, КАСАЮЩИЕСЯ ГРП, В ДОБЫЧЕ СЛАНЦЕВОГО ГАЗА

### Введение

Гидравлический разрыв пласта является процессом, который применяется для увеличения притока жидкости из резервуаров в скважины (где пористость и проницаемость породы низкая).

### Гидравлический разрыв пласта

Гидравлический разрыв был имплементирован более 40 лет назад для того чтобы увеличить добычу нефти и газа из подземных резервуаров. Жидкость для гидроразрыва пласта ГРП закачивают под землю под высоким давлением - до 70 МПа, напор которого должен повышать прочность грунта. Давление воды вызывает появление трещин, а песчинки, которые загоняются в эти трещины потоком жидкости, препятствуют их последующему схлопыванию. К слову, под словом "песчинки" подразумевается не только обычный песок, но и песок с полимерным покрытием (resin-coated sand) и частицы спеченного боксита. Этот процесс обеспечивает увеличение притока жидкости из пластов.

### Определение

Жидкость для гидроразрыва открывает и расширяет гидравлический разрыв, транспортирует и распределяет пропант (песок) вдоль трещин. Свойства этой жидкости также очень важны.

Хорошая жидкость должна:

- ✓ быть устойчивой к изменениям температуры и давления;
- ✓ быть адекватной вязкости - необходимой для транспортировки материалов поддержки трещины;
- ✓ не взаимодействовать с другими минералами или жидкостями;
- ✓ не образовывать водонефтяных эмульсий;
- ✓ плотность - 1020-1180 кг/м<sup>3</sup>;
- ✓ не изменять своих свойств при контакте с породой и пластовыми флюидами;
- ✓ пескоудерживающая способность при концентрации песка в жидкости до 700 кг/м<sup>3</sup> при 20°C - не менее 8 час, при 80°C - не менее 6 час;
- ✓ показатель фильтрации, см<sup>3</sup>/30 мин. при 0,7 МПа, - 0;

### Состав

От 98 до 99% раствора – это вода и песок, остальные 1, 2 % химические добавки – формальдегид, хлорид аммония (т.е. нашатырь), уксусный ангидрид, метиловый и пропаргиловый спирты, а также соляная кислота.

- ✓ соляная кислота - которая помогает растворять минералы;
- ✓ этиленгликоль - который борется с появлением отложений на стенках труб;
- ✓ изопропиловый спирт - который используется для увеличения вязкости жидкости;
- ✓ глутаральдегид - который борется с коррозией;
- ✓ легкие фракции нефти - которые используются для минимизации трения;
- ✓ гуаровая камедь - которая увеличивает вязкость раствора;
- ✓ пероксодисульфат аммония - который препятствует распаду гуаровой камеди;
- ✓ формамид - также препятствующий коррозии;

- ✓ борная кислота - поддерживающая вязкость жидкости при высоких температурах;
- ✓ лимонная кислота - используется для предотвращения осаждения металла;
- ✓ хлорид калия - препятствующий прохождению химических реакций между грунтом и жидкостью;
- ✓ карбонат натрия или калия – используется для поддержания баланса кислот.

#### Критерии отбора

Выбирая правильный тип жидкости, ГРП зависит от литологической конституции и качества обработанного формирования месторождений углеводородов.

Основные критерии при выборе жидкости для гидроразрыва:

- ✓ Тип пробы;
- ✓ температура и давление продуктивного пласта;
- ✓ чувствительность к воде сбора пород.

#### Тематическое исследование

С помощью программного обеспечения FracCADE от компании Schlumberger, я смоделировала трещины по всей длине скважины в сланцевом газе.

На рисунке ниже указаны результаты количества пропанта, профиль трещины, и проводимость трещины.

Вследствие анализа снижения продукции и кумулятивной продукции, мы обнаружили, что скважина без ГРП имеет очень низкую производительность, но тогда, когда пласт был подвергнут гидроразрыву - производительность выросла, особенно после операции.

Со временем скорость потока снижается, поэтому мы должны сделать новую трещину, ГРП производится один раз в два года.

Данные о скважине

Используемая жидкость ГРП YF1400

Давление в кусте скважины 1046 бар

Максимальное давление на поверхности 14022,9 кПа

Шламовый объём 7 ... 8,7 минуты

Максимальная длина трещины 124 м

Эффективность 0,8

Эффективная проводимость 74 мД · м

Статическое давление 18089 кПа

Температура 71 ° C

Для ГРП моделирования мы использовали модель PKN

Fractures	Propped Fracture Half-Length	Max Hydraulic Fracture Half-Length	Propped Width at Well	Effective Conductivity	Efficiency	Total Fluid Volume	Total Proppant Mass
-	m	m	mm	md.m	-	m <sup>3</sup>	kg
1 <sup>st</sup>	126,5	143,0	7,2	1751	0,778	16,2	12856
2 <sup>st</sup>	107,6	118,6	6,4	1611	0,742	10,5	8213
3 <sup>st</sup>	157,5	175,8	9,3	2477	0,794	16,3	13043

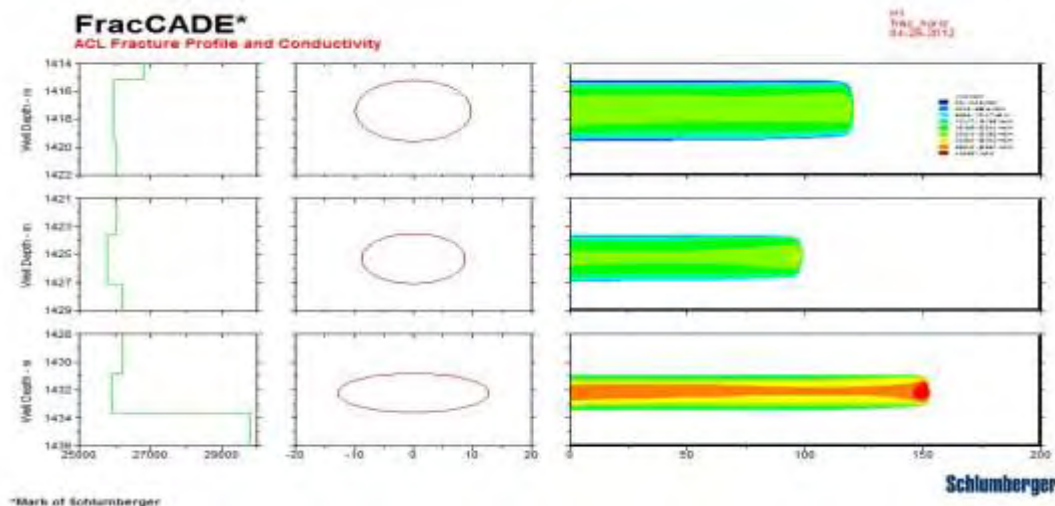


Рис. 1. Профиль и проводимости трещины

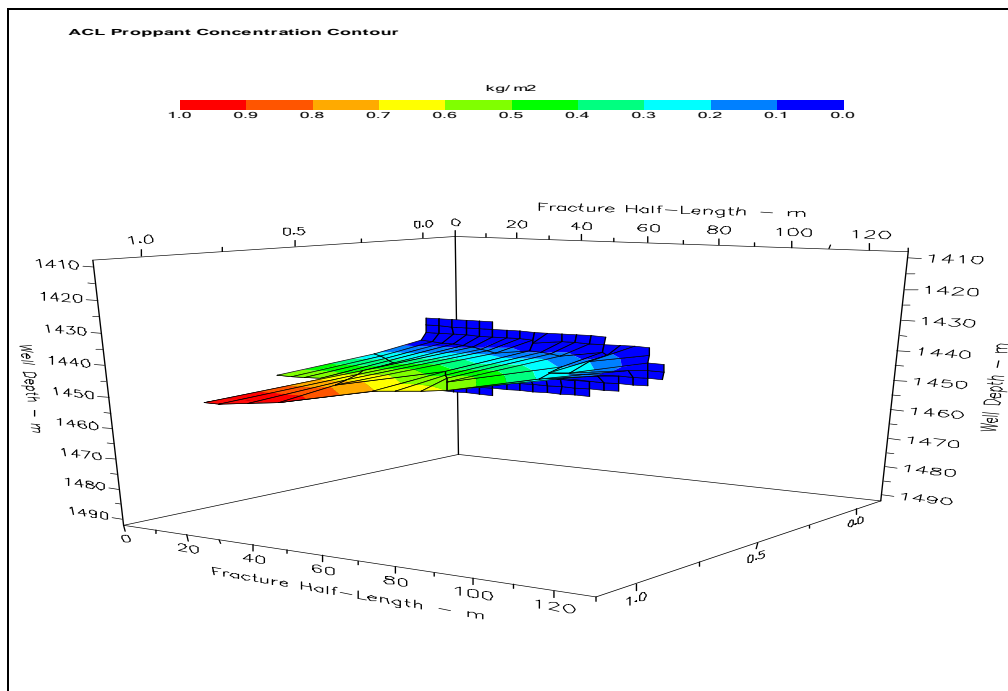


Рис. 2. Концентрация пропанта

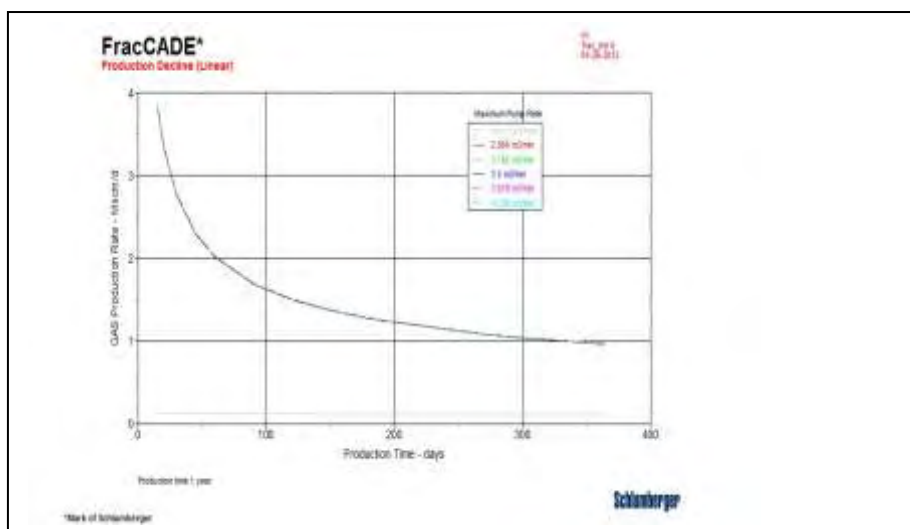


Рис. 3 Падение добычи

### Выводы

- ГРП является методом, при котором стимулируются скважины с целью получения газа, по большей части, стимуляция скважин применяется в случае горизонтальных скважин большой длины.
- ГРП осуществляется с использованием многоступенчатого гидроразрыва;
- многоступенчатые ГРП означают создание более одной трещины в конкретных зонах интереса
- эта операция должна быть повторяться раз в 2-3 года для поддержания добычи газа.

### Литература

1. “Modeling of interaction of Hydraulic Fractures in complex Fracture networks” –R.Wu,O. Kresses, X. Weng, C. Cohen and H. Gu, Schlumberger.
2. Hydraulic Fracturing Technology,1993,Technology evaluation report ,University of Cincinnati,Risc reduction engineering laboratory Cincinnati,Ohio.
3. M.Cristescu:Well Stimulation ,UPG Ploiesti, 2007.
4. <http://cosmopolitanreview.com/articles/39-feature/326-king-coal>
5. <http://blog.propurchaser.com/?s=energy>

## РАЗРАБОТКА ГИДРОДИНАМИЧЕСКОГО ПУЛЬСАТОРА ДЛЯ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПЛАСТ НА ОСНОВЕ ВИХРЕВЫХ ФОРСУНОК

Интенсификация добычи и обеспечение более полного извлечения из недр УВ – сложная задача, решение которой требует принципиально новых подходов.

Из последних следует выделить метод наложения волнового поля на зону, подверженную практически любому другому методу воздействия. Достигнуто это может быть возбуждением колебаний давления в потоках агентов, нагнетаемых в пласт.

Из всего многообразия устройств генерирования упругих колебаний наиболее предпочтительны для виброволновых обработок ПЗП скважинные ГДГ упругих колебаний, основанные на использовании энергии потока жидкости или газа.

В этой работе делается попытка разработки ГДГ применительно к нефтяным месторождениям РБ. На основе трёхмерной гидродинамической модели пульсатора предполагается оптимизировать его конструкцию и технологические режимы работы с последующим проведением стендовых и промысловых испытаний.

Обратимся к физическим основам виброволнового воздействия. При работе в скважинах ГДГ происходит поличастотное действие на пласт с созданием импульсных дилатаций, инициирующих расклинивание микротрещин и их развитие в глубь пласта. В поле упругих колебаний инициируются и ускоряются движение загрязняющих частиц в пористой и порово-трещиноватой среде пластов, а также вынос их в скважину и затем на поверхность, снижается эффективная вязкость флюидов, изменяются фазовые проницаемости, устраняется блокирующее влияние остаточных фаз, инициируются вытеснение нефти из мелких пор и другие эффекты.

По данным разных исследователей, диапазон частот, при котором достигается максимальный эффект от применения пульсаторов, варьирует от 1 до 50 000 Гц. Авторами [1] сделан вывод, что гидроимпульсное воздействие частотой свыше 30 Гц улучшает проницаемость пористой среды на небольших расстояниях: 0,1...0,2 м. Для обработки на глубину порядка 0,5...1,0 м эффективнее диапазон частот 10...30 Гц. Для более глубокой обработки – 1...5 Гц.

Наше внимание привлекли ГДГ колебаний давления, использующие колебательные эффекты затопленных струй в режиме развитой кавитации. Их, как правило, отличают малые габариты, отсутствие подвижных частей, широкий диапазон режимов работы по расходу, противодействию и соотношению фаз потока.

Кавитация – явление разрыва капельной жидкости под действием растягивающих напряжений, возникающих при разрежении в рассматриваемой точке жидкости. В результате образуются каверны, заполненные паром, газом или их смесью. Разрыв жидкости обусловлен изменением характеристик поля скоростей и давлений и может возникать при обтекании диска или пластины потоком, направленным перпендикулярно их плоскостям, протекании жидкости через различные препятствия: конфузоры, диффузоры, острые кромки и т. п.

Моделирование кавитации в этих условиях целесообразно в рамках численного метода.

Наиболее отработанным и хорошо согласующимся с опытными данными является метод, основанный на совместном решении уравнений переноса импульса, кинетической энергии турбулентности и скорости диссипации. Для описания структуры турбулентного движения жидкой среды в скважине использовалась концепция коэффициента турбулентной вязкости и осреднённые уравнения неразрывности и Навье-Стокса, которые позволяют вычислить среднее давление  $p$  и компоненты вектора средней скорости

$$v = \{v_x, v_y, v_z\}.$$

Для расчёта многофазного течения использовалась модель Эйлера и математическая модель динамики сферической каверны Релея-Плессета с учётом вязкости, сил поверхностного натяжения, влияния газа в каверне, близости границ твёрдой стенки и давления соседних пузырьков. Определяющие уравнения записывались в трёхмерной форме, позволяющей реализовать метод одновременного расчёта полей давлений и компонент вектора скорости. Для численного решения системы уравнений, описывающих турбулентное движение вязкой несжимаемой жидкости, применялся метод конечных объёмов.

Основные уравнения сформулированной модели приведены в работах [2], [3].

Расчёт проводился для трёх конструкций ГДГ. Первая конструкция – прямоточный ГДГ с кольцевым соплом и ступенчатым препятствием (рисунок 1а). Из кругового щелевого сопла 1 с регулируемой скоростью вытекает кольцевая струя. Ступенчатое препятствие 2 способствует формированию из струи осесимметричной упругой «оболочки». Накопителем энергии является неустойчивый первичный кавитационный вихрь в форме тороида, пульсации которого возбуждают изгибные колебания в струйной оболочке. Вырывающийся наружу поток с кавернами создаёт вторичную тороидальную область с развитой кавитацией. При этом в рабочей зоне излучателя образуется своеобразная



резонансная система, состоящая из внутренней упругой кавитирующей среды, струйной оболочки и присоединённой массы внешней жидкости.

Основное отличие второй конструкции – наличие тангенциально-расположенных отверстий 1, соединяющих камеру завихрения 2, представляющую собой цилиндрическую область, с напорной магистралью (рисунок 1б). При таком расположении входных отверстий в камере завихрения происходит закручивание потока и увеличение скорости подаваемой жидкости.

В третьей конструкции повышение скорости потока в камере завихрения 1, куда жидкость поступает по отверстиям 2, достигается за счёт конфузора 3 с углом раскрытия 6...10° (рисунок 1в), обоснование которого приводится в работе [4]. Для защиты камеры от разрушения предусмотрен шпиль-отражатель 4, который крепится к её головке. За конфузуром следует съёмная гидродинамическая насадка 5 в виде диффузора. При такой конструкции в камере завихрения происходит закручивание потока и значительное увеличение его скорости на выходе из ГДГ.

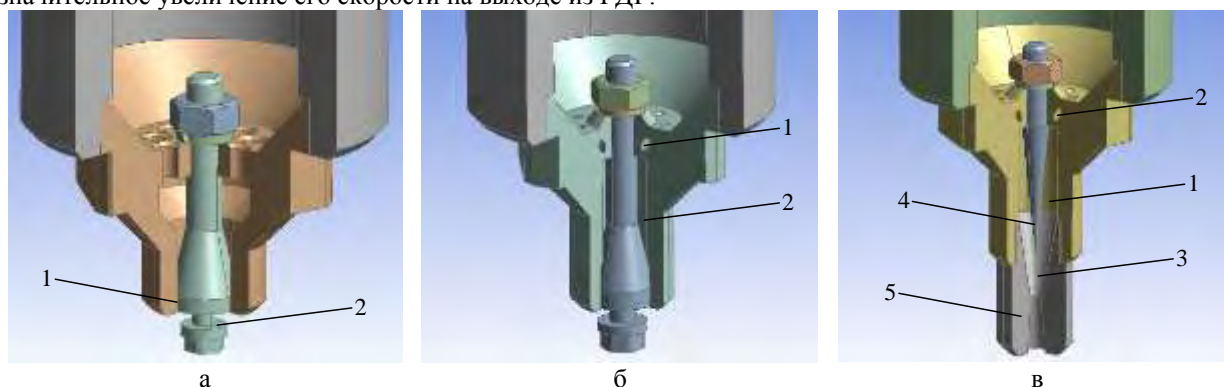


Рис. 1. Физические модели ГДГ

По составленным расчётным схемам ГДГ исследовали установившееся течение двухфазной среды. В качестве рабочей жидкости была использована вода при температуре 25° С, в качестве газообразной фазы – водяной пар. Давление насыщения – 3 574 Па. Размер пузырька – 10<sup>-6</sup> м. Расчётная сетка состояла из 1,2...1,5 млн элементов.

Течение рассчитывалось с физическим масштаб времени при неизменных параметрах потока со следующими допущениями: оно являлось изотермическим, шероховатость поверхностей не учитывалась. В качестве граничных условий были использованы следующие параметры: на входе – расход, на выходе – гидростатическое давление.

В результате было получено распределение коэффициента метастабильности потока при условии кавитации. Соответствующие режимы обозначены в таблице 1.

Также были построены графики зависимости давления на входе в генератор  $p_{вх}$  от расхода жидкости и гидростатического давления  $p_c$ , приведённые на рисунке 2.

Из полученных данных следует, что для обеспечения кавитации необходимо обеспечить расход жидкости не менее 3 кг/с при противодавлении не более 0,5...1 МПа. Применение ГДГ третьей конструкции обеспечивает образование кавитации при расходе 3...6 кг/с, но для этого необходимо давление на входе 40...130 МПа, что технически затруднено.

Таким образом, для обеспечения кавитации в глубоких скважинах (глубиной более 2000 м) целесообразно применять tandemные установки, чтобы снизить воздействие гидростатического давления, а также проводить аэрацию жидкости для улучшения образования (выделения) газовой фазы.

По результатам стендовых испытаний ГДГ, изготовленного в соответствии с третьей конструкцией, с помощью алгоритма БПФ были построены графики АЧХ колебаний давления жидкости в потоке рабочего объёма испытательной ёмкости. В спектре сигнала прослеживалась высокоамплитудная гармоника, амплитуда которой нелинейно зависит от  $p_{вх}$  при неизменной частоте 50 Гц. Предполагается, что последняя обусловлена работой ГДГ.

Таблица 1

Гидростатич. давление, МПа	Минимальное количество водной фазы								
	Модель 1			Модель 2			Модель 3		
	расход, кг/с								
	1	3	6	1	3	6	1	3	6
0,5	–	–	0,067	–	0,212	0,117	0,154	0,100	0,096
1	–	–	0,140	–	0,731	0,148	0,387	0,105	0,097
5	–	–	–	–	–	–	–	0,157	0,102
10	–	–	–	–	–	–	–	0,414	0,110
16,5	–	–	–	–	–	–	–	0,736	0,132



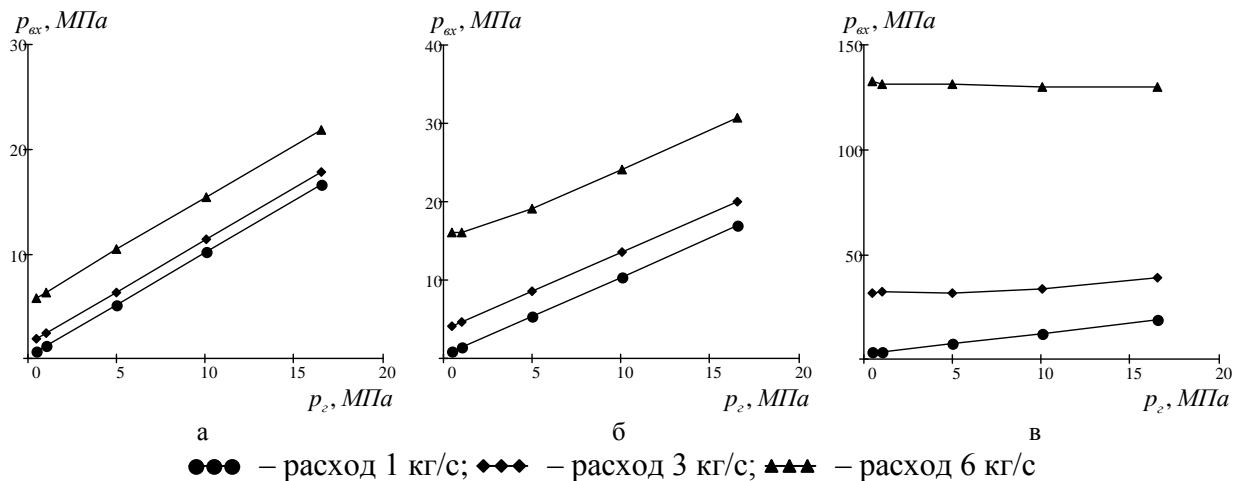


Рис. 2. Графики зависимости давления на входе в ГДГ от гидростатического давления для конструкций 1, 2, 3 (рисунки а, б и в соответственно)

### Литература

1. Результаты экспериментальных исследований по оценке влияния гидроимпульсного воздействия на эффективность ремонтно-изоляционных работ в скважинах / Р.А. Гасумов [и др.] // Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. – 2011. – № 5. – С. 36-40.
2. Bai, H. Two Phase Flow in Tundish Nozzles During Continuous Casting of Steel / H. Bai, B.G. Thomas // Materials Processing in the Computer Age III, Nashville, TN, March 12-16, 2000 / TMS Annual Meeting ; eds. : V. Voller [etc.]. – Nashville, 2000. – P. 85-99.
3. Исследование гидродинамических и термодинамических процессов высоконапорного многофазного вихревого течения жидкости / Ю.М. Ахметов [и др.] // Вестник УГАТУ. Машиностроение. – 2012. – № 47. – С. 163-168.
4. Иоффе, М.Д. Моделирование кавитационных процессов при обработке скважин гидродинамическими пульсаторами / М.Д. Иоффе // Исследования и разработки в области машиностроения, энергетики и управления : материалы XII Междунар. науч.-техн. конф. студентов, магистрантов и молодых учёных, Гомель, 26-27 апр. 2012 г. / М-во образования Респ. Беларусь, Гомел. гос. техн. ун-т им. П.О. Сухого. – Гомель : ГГТУ им. П.О. Сухого, 2012. – С. 25-28.

**И.Ю. МАРМЫЛЁВ**

*Гомельский государственный технический университет имени Павла Осиповича Сухого*

## ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ЭЛЕКТРОПРИВОДА СТАНКА-КАЧАЛКИ

Основной целью любого предприятия является получение прибыли и поэтому снижение себестоимости является одним из главных направлений.

Целью данной работы является оценка эффективности работы электропривода станка-качалки. Конструкция его представляет собой балансирный привод штанговых насосов, состоящий из редуктора и сдвоенного четырехзвенного шарнирного механизма. В действие станок приводится асинхронным двигателем [6].

Важнейшим моментом в работе станка - качалки является его уравнивание. Если не снабдить его соответствующими приспособлениями, то нагрузки приводного электродвигателя при ходе плунжера вверх и вниз будут резко отличаться друг от друга, что сильно ухудшит энергетические показатели привода. Но даже при идеальном уравнивании станка-качалки, график нагрузки двигателя остается неравномерным, что можно увидеть на рис.1, так как не уничтожаются её пульсации, определяемые законом изменения скорости точки подвеса штанг [2].

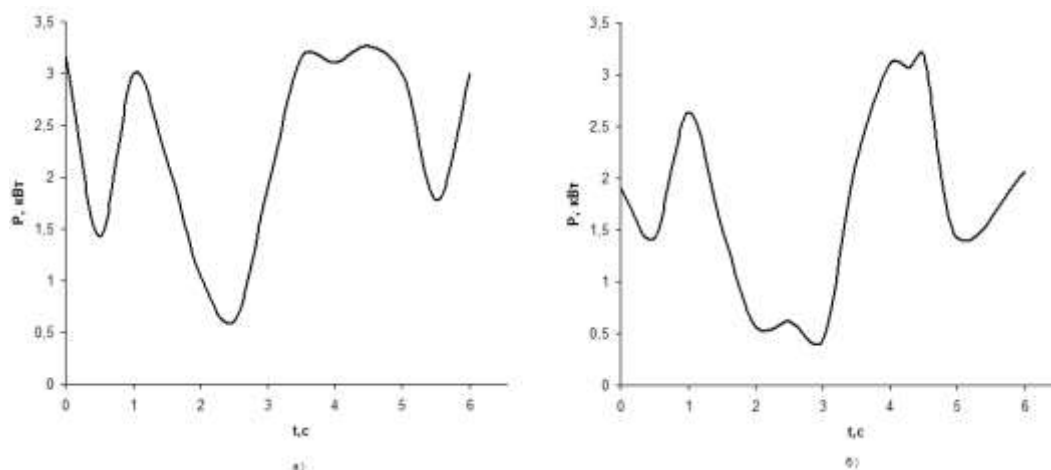


Рис. 1. График зависимости мощности на валу электродвигателя с течением времени: а) уравновешенный, б) неуравновешенный [2]

То есть, при ухудшении уравновешивания, увеличивается коэффициент формы нагрузочной кривой  $K_{\phi}$ , что в свою очередь снижает его КПД и  $\cos\phi$ , а работа асинхронного двигателя при малых нагрузках, когда  $\cos\phi$  мал ( $\cos\phi$  редко достигает значения 0,6 [2]), в энергетическом отношении невыгодна.

Пользуясь формулами, представленными в источниках [2] и [3], Г-образной схемой замещения электродвигателя [5], получим формулу:

$$M = \frac{U^2 D}{\omega}, \quad (1)$$

где  $M$  – момент на валу электродвигателя;

$D$  – параметр, объединяющий в себе ряд данных, которые являются константами (число фаз статора, коэффициент скольжения, активные и реактивные сопротивления по схеме замещения);

$\omega$  – угловая скорость электродвигателя.

Делаем допущение, что угловая скорость в интересующих нас зонах изменяться не будет, то есть является константой. Поместим её в параметр  $D$  (2).

$$M = U^2 D, \quad (2)$$

Из (2) видно, что момент ( $M$ ) прямо пропорционален квадрату напряжения питания электродвигателя. При снижении напряжения на 10% момент уменьшается на 19%, а при снижении на 20% - уменьшается на 36%. [1]. На рис.2 видны значения активной и реактивной мощностей:

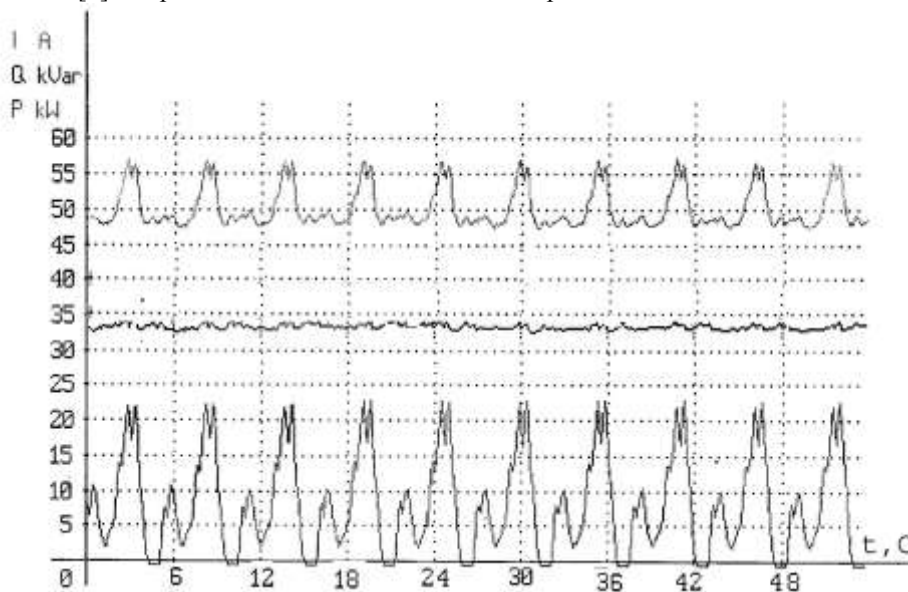


Рис. 2. График нагрузки агрегата нефтедобычи типа ШГН с двигателем марки Asle ( $P_H = 50$  кВт,  $\cos\phi_H = 0,85$ )

Предлагается использование устройства, которое будет снижать напряжение питания

электродвигателя в моменты падения нагрузки на валу. При нагрузке много меньшей номинальной нет угрозы нарушения устойчивости электродвигателя и уменьшение напряжения будет положительным, так как пропорционально напряжению уменьшаются: магнитный поток  $\Phi_m$ , ток холостого хода и магнитные потери в стали магнитопровода, вследствие чего КПД и  $\cos \varphi_1$  могут возрасти (сохраниться на максимально возможном уровне) [3]. Снижение напряжения возможно только в определённом промежутке значений, так как при неравномерной нагрузке с периодическими пиками момента сопротивления могут возникать перегревы обмоток, что приведёт к срабатыванию защиты двигателя и, как следствие, его остановке [5].

Эффективность предлагаемого устройства в частности видна на графике, приведённом на рис.2. При снижении напряжения, снизится и значение реактивной мощности, а значение активной сохранится, то есть полная мощность (она находится как корень из суммы квадратов активной и реактивной мощностей) будет меньше, а, следовательно, меньше и энергозатраты, чем при работе двигателя без предлагаемого управляющего устройства. В общем случае расчёт эффективности можно провести с помощью «треугольника мощностей». На них отчётливо видно, что при большем значении  $\cos \varphi$  (а значит, меньше угол  $\varphi$ ) потери будут меньше [4].

Пользуясь формулами мощности (для нахождения её потери) и «треугольником токов», экономические затраты можно выразить:

$$\Delta P_{\Sigma} = R_{\Sigma} I_a^2 \left[ \left( \frac{1}{\cos \varphi_{св}} \right)^2 - \left( \frac{1}{\cos \varphi_n} \right)^2 \right], \quad (3)$$

где  $\Delta P_{\Sigma}$  – потери мощности;

$R_{\Sigma}$  – сопротивление линии;

$I_a$  – активный ток;

$\cos \varphi_{св}$  и  $\cos \varphi_n$  – косинус без использования предлагаемого устройства и с его использованием [4].

Вывод:

Предлагается устройство позволяющее управлять напряжением питания электродвигателя станка-качалки в зависимости от нагрузки на валу. При снижении нагрузки оно будет снижать напряжение питания электродвигателя, для выработки меньшей реактивной мощности. Учитывая то, что при большом моменте нагрузки при снижении напряжения может произойти нарушение устойчивости двигателя, надо отметить, что использование данного устройства предполагает снижение напряжения только в случае падения нагрузки, в этот момент нет угрозы нарушения устойчивости и уменьшение напряжения будет положительным, так как пропорционально напряжению уменьшаются магнитный поток  $\Phi_m$ , ток холостого хода и магнитные потери в стали магнитопровода, вследствие чего КПД и  $\cos \varphi_1$  возрастут. Однако, снижение напряжения возможно только в определённом промежутке значений, так как при неравномерной нагрузке с периодическими пиками момента сопротивления могут возникать перегревы обмоток, что может привести к срабатыванию защиты двигателя и, как следствие, его остановке.

### Литература

1. Архипцева Ю.Ф. Котеленец Н.Ф. Асинхронные электродвигатели.-2-е изд.,перераб. и доп.- М.:Энергоатомиздат, 1986 – 104 с.
2. Блантер С.Г., Суд И.И. Электрооборудование нефтяной и газовой промышленности.- Учебник для вузов. Изд.2-е, перераб. и доп. - М.: Недра, 1980 – 478 с.
3. Брускин Д.Э., Зорохович А.Е., Хвостов В.С. Электрические машины.- Учебник для электротехн. спец. вузов. В 2-х ч., Ч. 1. Изд. 2-е, - М.: Высшая школа., 1987. - 335 с.
4. Иванов И.И. Равдоник В.С. Электротехника.- М.: Высшая школа, 375
5. Мусин А. М. Аварийные режимы асинхронных электродвигателей и способы их защиты. — М: Колос, 1979.— 112 с.
6. Мищенко И.Т. Учебное пособие для вузов. — М: ФГУП Изд-во «Нефть и газ» РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина, 2003. — 816 с.

**Ю.А. РАДЧЕНКО**

*Гомельский государственный технический университет им.П.О.Сухого*

## **ИСКЛЮЧЕНИЕ ОСЕДАНИЯ ШЛАМА, И ЗАКЛИНИВАНИЯ ИНСТРУМЕНТА ПРИ ПРЕКРАЩЕНИИ ЦИРКУЛЯЦИИ БУРОВОГО РАСТВОРА**

Эффективность бурения скважин, особенно это касается крепких горных пород, в очень большой степени определяется эксплуатационными показателями, качественными характеристиками породоразрушающего инструмента, а так же рациональными технологическими режимами. Недостаточный ресурс, отсутствие скоординированных режимных параметров, инноваций в значительной степени

ограничивают рост производительности и снижение стоимости буровых работ.

В наше время конкурентоспособность геологического предприятия во многом определяется качеством, стоимостью и сроками выполнения всевозможных работ, именно поэтому вопросы улучшения указанных показателей путем постоянного совершенствования технологии бурения имеют высокую актуальность.

Если рассматривать ситуацию в Республике Беларусь, то, в настоящее время, такие осложнения как прихваты бурильного инструмента возникают довольно часто. Из 22 новых скважин и 19 восстановленных ЗБС, пробуренных в 2012 году, в 3 произошел прихват бурильного инструмента из-за оседания шлама на забое, что составляет 7,3% от всего фонда пробуренных скважин. Ликвидация каждого прихвата обходится предприятию в 300 000 долларов. Как видно из вышеизложенного, это большие экономические затраты. В связи с этим остается актуальным вопрос по устранению таких осложнений и, соответственно, снижению экономических затрат.

Предлагаемая компоновка предназначена для избегания прихвата бурильного инструмента при прекращении циркуляции бурового раствора.

Известные бурильные трубы с гладкой внешней поверхностью, предназначенные исключительно для связи между буровым оборудованием, расположенным на дневной поверхности, и скважинным инструментом, в том числе и циркуляции бурового раствора.

Однако, при прекращении циркуляции по каким-либо причинам, частицы шлама начинают оседать на забое, что вызывает прихват, и такая компоновка не позволяет предотвратить этот процесс. [1]

Предлагаемая рабочая компоновка исключает возможность заклинивания рабочего инструмента при остановке циркуляции бурового раствора. Использование предлагаемого типа труб позволит останавливать механизм без возможности прихвата бурильного инструмента. Для этого внешний диаметр бурильной трубы увеличивается до диаметра долота за счет желобов спиралевидной формы. Угол наклона спиральной составляющей трубы  $\alpha_{кр} = 30^\circ$ , а так же односторонняя шлифовка с коэффициентом трения  $\mu = 0,6$ , предотвращает смещение частиц шлама к забою при прекращении циркуляции. А односторонняя шлифовка позволяет увеличить угол подъема спирали, что существенно снижает нагрузку на трубы.

На рис. 1 представлена предлагаемая компоновка.

Компоновка бурильных труб включает в себя: бурильная труба (БТ2) 3 с нарезанными на ней спиралевидными желобами; переходного элемента 4, бурильной трубы (БТ1) 5 с нарезанными на ней спиралевидными желобами, и долота 6.

Компоновка работает следующим образом. При прекращении циркуляции, благодаря подобранному углу наклона спиральной составляющей трубы, а так же односторонней шлифовке, частицы шлама, оседающие в желобах бурильных труб, не смещаясь к забою, что предотвращает риск скопления шлама в призабойной зоне и соответственно прихвата бурового инструмента.

Данная компоновка может использоваться только при роторном способе бурения.

Расчет критического угла наклона витков спирали  $\alpha_{кр}$ .

Пользуясь рис.2, выводим формулу. [2]

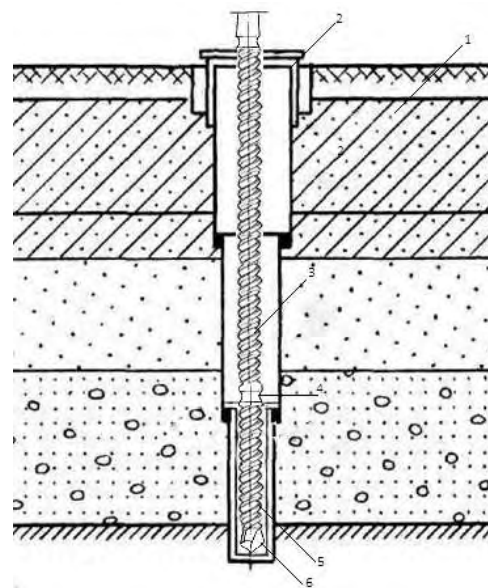


Рис. 1. Конструкция буровой установки: 1 – разбуриваемая порода; 2 – обсадная колонна; 3 – элемент выносящий шлам на поверхность; 4 – переходной элемент; 5 – вращающийся элемент; 6 – долото

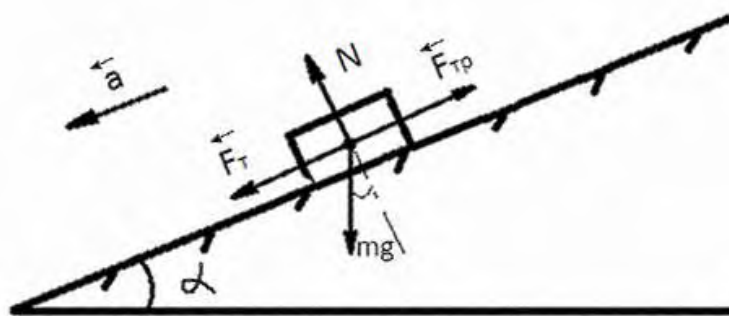


Рис. 2.  $F_T$  - сила тяги;  $F_{Tp}$  - сила трения; N – реакция опорной поверхности; m – масса частицы шлама; a – ускорение;  $\alpha$  - угол наклона плоскости  $\mu$  - коэффициент трения; g - ускорение свободного падения,  $g=9,8$  м/с

$$\begin{aligned}
\vec{F}_T + \vec{N} + \vec{F}_{TP} &= ma \\
F_{TX} + N_x + F_{TPX} &= ma_x \\
F_{TX} &= m g \sin \alpha \\
N_x &= 0 \\
F_{TPX} &= -F_{TP} = -\mu N \\
ma_x &= m g \sin \alpha - \mu N \\
a_x &= \frac{(m g \sin \alpha - \mu N)}{m}
\end{aligned}$$

$a = 0 \text{ м/с}^2$  так как частицы шлама, находящиеся на наклонной поверхности должны оставаться в покое. Следовательно:

$$0 = (m g \sin \alpha - \mu N) \quad (1)$$

$$0 = N - m g \cos \alpha \quad (2)$$

Подставим уравнение (2) в уравнение (1). Получим:

$$0 = g(\sin \alpha - \mu \cos \alpha) \quad (3)$$

$$\sin \alpha = \mu \cos \alpha$$

$$\operatorname{tg} \alpha = \mu$$

После проведенных преобразований, получаем прямую зависимость (3) угла наклона витков спирали  $\alpha$ , от коэффициента трения частиц шлама о породу  $\mu$ .

Коэффициент трения бурильной трубы о породу  $\mu = (0,3 \div 0,5)$ . Так как нужно рассчитать критический угол наклона витков спирали, то выбираем максимальное значение  $\mu = 0,5$ . Тогда:

$$\alpha_{кр} = \operatorname{arctg} \mu$$

$$\alpha_{кр} = \operatorname{arctg} 0,5$$

$$\alpha_{кр} = 26,5^\circ$$

Угол  $26,5^\circ$  слишком мал т.к. чем меньше угол наклона витков спирали, тем больше шлама и бурового раствора будет находиться в трубе, и тем самым будет увеличиваться нагрузка, как на саму трубу, так и на долото. Следовательно, необходимо увеличить критический угол наклона. Для этого наносим на бурильную трубу одностороннюю шлифовку (Рис.3). И тем самым увеличиваем коэффициент трения  $\mu$  на 0,1.



Рисунок 3 – Профиль односторонней шлифовки

На основании вышеизложенного, можно утверждать, что приведенная компоновка бурильных труб с добавочными желобами спиралевидной формы, уменьшает вероятность заклинивания рабочего инструмента при остановке циркуляции бурового раствора. Использование предлагаемого типа труб позволит останавливать механизм без возможности прихвата бурового инструмента. Что дает реальную возможность повышения эффективности бурения и снижения экономических затрат.

#### Литература

1. Технология бурения нефтяных и газовых скважин: Учебник для вузов / А.Н. Попов, А.И. Спивак, Т.О. Акбулатов и др.; Под общ. Ред. А.И. Спивака и Л.А. Алексеева. – 3-е изд., испр. И доп. – М.: ООО «НедраБизнесцентр», 2007. – 508 с.
2. Савченко Н.Е. Физика: учеб. пособие /Н.Е. Савченко. – 8-е изд. – Минск: Выш. Шк., 2007. – 479с.
3. <http://www.mining-enc.ru/p/plotnost-gornyx-porod/>

## ПЕРСПЕКТИВЫ ВНЕДРЕНИЯ ОДНОВРЕМЕННО-РАЗДЕЛЬНОЙ ЗАКАЧКИ НА МЕЖСОЛЕВОЙ ЗАЛЕЖИ ОСТАШКОВИЧСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Во всем мире наблюдается ухудшение качества остаточных извлекаемых запасов нефти. Республика Беларусь не исключение. Большую часть остаточных извлекаемых запасов можно отнести к категории трудноизвлекаемые. В Республике Беларусь к трудноизвлекаемым запасам относят 22,6 млн. усл. ед (44% от всех запасов) и к сложноразрабатываемым запасам 10,2 млн. усл. ед (20% от всех запасов). Такие запасы сосредоточены в основном в гидродинамически, литологически экранированных участках залежей.

Закачка воды позволяет повысить охват залежи процессом вытеснения (дренирования), повысить пластовое давление. Такой способ разработки позволяет увеличить конечный коэффициент нефтеизвлечения на 0,15-0,25, по сравнению с естественными режимами эксплуатации. При разработке месторождений с поддержанием пластового давления наблюдается ряд негативных факторов, влияющих на полноту извлечения нефти. Основные из них следующие:

- неоднородность фильтрационно-емкостных свойств пород коллекторов по площади и по разрезу;
- невыдержанность мощности коллектора (сбросы, выклинивание, уменьшение мощности к крыльям структур);
- неравномерность выработки запасов нефти;
- многопластовое строение залежи.

Вышеперечисленные факторы приводят к тому, что профиль приёмистости в нагнетательных скважинах неравномерен, происходит прорыв закачиваемых вод в добывающих скважинах по проницаемым каналам, в низкопроницаемых слоях наблюдается недостаток пластового давления, следовательно, большие объёмы запасов нефти в этих зонах остаются невыработанными («захороненными»). Так же существует проблема учета закачиваемой воды по разным слоям (горизонтам), что в свою очередь не дает возможности объективно рассчитать компенсацию.

Одним из путей решения данных проблем является применение особой компоновки насосно-компрессорных труб (НКТ) и пакеров, позволяющих вести одновременно-раздельную закачку жидкости в различные пласты. Основные достоинства такой технологии:

- способность регулирования объёмов закачки по слоям (пластам, горизонтам);
- точный учёт закачиваемой жидкости в различные объекты и точный расчёт компенсации;
- закачка жидкости при различных давлениях нагнетания по различным объектам;
- регулирование объёмов жидкости и давления нагнетания во времени.

Предприятия, занимающиеся выпуском оборудования для одновременно-раздельной закачки, предлагают в основном 3 варианта компоновок:

- однопакерную компоновку с закачкой жидкости в НКТ и в затрубное пространство;
- двухпакерную компоновку с двухрядным лифтом НКТ;
- двухпакерную компоновку со скважинными камерами (или штуцерами).

Основным недостатком всех компоновок является сложность проведения исследований. Выходом из данной ситуации может быть выполнение поинтервальных исследований в скважине перед спуском компоновки для одновременно-раздельной закачки.

Представленная технология с 2012 года внедряется на месторождениях РУП «Производственное объединение «Белоруснефть». Впервые эта технология была применена на межсолевой залежи Осташковичского месторождения на новопробуренной нагнетательной скважине 285 в июле 2012 года. В дальнейшем работы продолжились на скважине 83 Осташковичской.

Можно выделить следующие проблемы разработки межсолевой залежи:

- высокая обводнённость добываемой продукции (90%) и ее рост;

- необходимость совершенствования существующей системы ППД (организация закачки в верхнюю часть разреза; в перспективе – перенос фронта нагнетания за контур нефтеносности);

- снижение пластового давления (отмечаются зоны со сниженным пластовым давлением);

- АСПО и солеотложения.

Для решения проблем с системой ППД и для увеличения давления в верхней части разреза было принято решение организовать одновременно-раздельную закачку в ряде нагнетательных скважин (285, 83, 289, 247, 44). На 2013 год составлена Программа «по внедрению технологии одновременно-раздельной закачки на скважинах РУП «Производственное объединение «Белоруснефть»», в которой запланировано внедрение данной технологии на скважинах 44, 247 и 289 Осташковичских (примерная схема компоновки подземного оборудования представлена на рисунке 1).

В июле 2012 года введена из бурения нагнетательная скважина 285. По данным ГИС средняя открытая пористость по дроздовским слоям елецкого горизонта 8,1%, по туровским слоям елецкого горизонта 10,1 %. Средневзвешенная открытая пористость по дроздовским слоям елецкого горизонта 4,3 %, по туровским слоям елецкого горизонта 7,3%. По данным исследований по определению принимающих интервалов 20% закачиваемой воды поступает в дроздовские слои, а 80% в туровские слои елецкого горизонта. При анализе данных видно, что туровские слои обладают лучшими коллекторскими свойствами, чем дроздовские. Следовательно, при традиционной технологии закачки верхняя часть разреза практически бы не принимала закачиваемую воду. В скважине применили технологию закачки по НКТ и по затрубе с одним пакером. Внедрение одновременно-раздельной закачки позволило разграничить нагнетание воды по объектам (50 м<sup>3</sup>/сут в дроздовские слои, 100 м<sup>3</sup>/сут в туровские слои) и вести точный её учёт. На модели были просчитаны 2 варианта (традиционный и новый), расчёты показали, что внедрения данной технологии может позволить повысить пластовое давление в дроздовских слоях елецкого горизонта, снизить темп роста обводнённости, вовлечь в разработку ранее не дренируемые пропластки. По расчётам специалистов отдела техники и технологии добычи нефти и исследования скважин БелНИПИнефть прогнозируемое значение скорости коррозии эксплуатационной колонны скважины 285 Осташковичская при закачке воды по эксплуатационной колонне составит 0,33-0,51 мм/год, а допустимое снижение толщины стенки будет достигнуто за 1,6 - 2,4 года. Для решения этой проблемы внедрились двухрядный лифт НКТ.

В 2012 году следующей скважиной, на которой внедрились данную технологию, стала скважина 83 Осташковичская. По данным ГИС средняя открытая пористость по дроздовским слоям елецкого горизонта 5%, по туровским слоям елецкого горизонта 11%. Средневзвешенная открытая пористость по дроздовским слоям елецкого горизонта 4,4%, по туровским слоям елецкого горизонта 10%. По данным исследований по определению принимающих интервалов практически вся закачиваемая вода поступает в нижнюю часть разреза. Можно сделать вывод, что скважина не оказывает влияния на дроздовские слои елецкого горизонта, что в свою очередь не позволяет эффективно разрабатывать залежь. На скважине применена технология с закачкой по двухрядному лифту (колонна диаметром 102 мм, НКТ диаметром 60 мм, герметизирующее устройство выполнено соединением штока ГУК с ПМЗ). Закачка ведётся с одного водовода с применением штуцеров (диаметр 4 и 6 мм). Внедрение одновременно-раздельной закачки позволило разграничить нагнетание воды по объектам (100 м<sup>3</sup>/сут в дроздовские слои, 400 м<sup>3</sup>/сут в туровские слои). На модели были просчитаны 2 варианта (традиционный и новый), расчёты показали, что дополнительная добыча нефти за счёт внедрения данной технологии за 3 года может составить 3,2 тыс.т.

Делая вывод, хотелось бы отметить, что технология одновременно раздельной закачки позволяет избирательно воздействовать на различные объекты разработки (особенно с различными коллекторскими

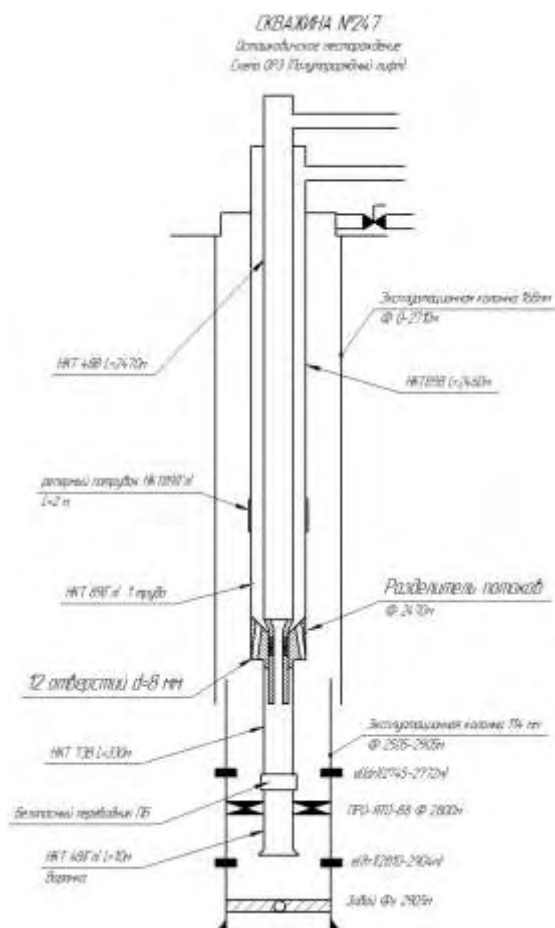


Рис. 1. Компоновка подземного оборудования для ОРЗ на скважине №247 Осташковичского месторождения

свойствами), контролировать и вести точный учет по закачке воды и давлению по различным объектам, увеличить конечный коэффициент нефтеотдачи путем увеличения охвата залежи процессом вытеснения. За счёт внедрения данной технологии на двух скважинах межсолоевой залежи Осташковичского месторождения дополнительная добыча нефти за 3 года может составить 4 тыс.т. В дальнейшем планируется внедрить данную технологию ещё на 3 скважинах данного месторождения (по расчетам на модели дополнительная добыча за 3 года может составить 3 тыс.т нефти). В перспективе внедрение технологии на других залежах Республики Беларусь и разработка компоновки для одновременно-раздельной закачки с высокими давлениями нагнетания.

**В.М. СЛИДЕНКО, М.П. КАЛЮШ, Р.В. ГРАНКИН**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

## **МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА РЕЗОНАНСНЫХ КОЛЕБАНИЙ ГЕНЕРАТОРА, ВОЗДЕЙСТВУЮЩЕГО НА КОЛЛЕКТОР НЕФТЯНОЙ СКВАЖИНЫ**

Одним из перспективных направлений очистки коллектора нефтяной скважины является воздействие на коллектор волнового давления жидкости с возможностью достижения резонансных режимов колебаний.

В НТУУ «КПИ» (Украина), в рамках международного договора с ЗАО «Ренфорс» (Россия), разработан комплекс оборудования «Импульс РФ» включающий генератор резонансного действия (рис.1) для повышения дебита нефтяных скважин [1]. Конструкция элементов комплекса защищена патентами Украины и России.

При проведении восстановительных работ на нефтяной скважине генератор резонансного действия на насосно-компрессорных трубах (НКТ) опускают до уровня перфорационных отверстий в обсадной колонне скважины. После подключают насосный агрегат и подают рабочую жидкость через НКТ на вход вихревого модуля 6 и гармонизатора 7. Взаимодействие двух потоков –  $Q_1$ , через вихревой модуль 6 и инжекционного  $Q_2$ , через клапанный гармонизатор колебаний 7, вызывает колебательный процесс, который усиливается резонатором 2 (рис.1). При этом соотношение расходов составляет  $Q_2 = (0,25...0,35) \cdot Q_1$  и  $Q = Q_1 + Q_2 = 6...10 \text{ л/с}$ .

Частота собственных колебаний подпружиненного клапана гармонизатора определяется зависимостью  $\omega_1 = \sqrt{c_2 / m_2}$ , где  $c_2$   $m_2$  - соответственно жесткость упругих элементов и масса клапана гармонизатора. Частота колебаний  $\omega_1$  клапана гармонизатора определяет частоту внешнего воздействия пульсирующего потока рабочей жидкости на резонатор.

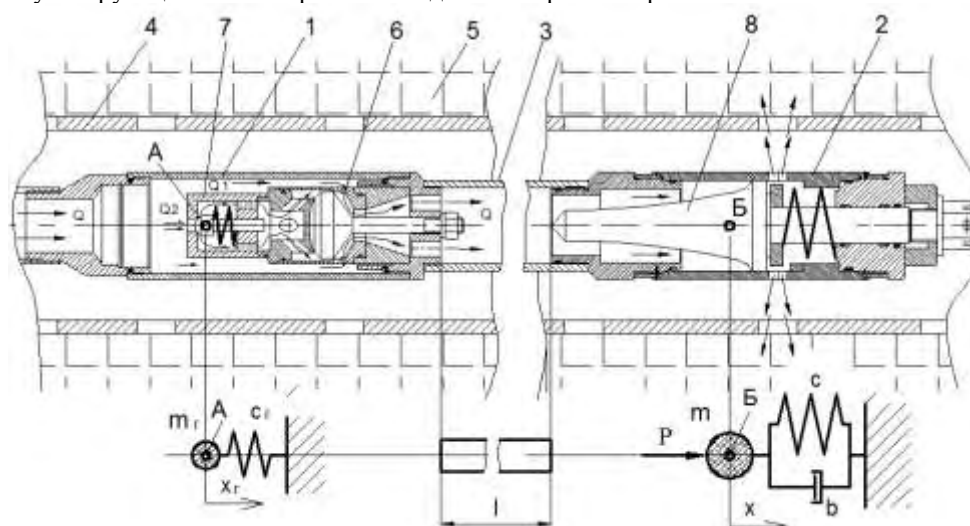


Рис. 1. Генератор колебаний резонансного действия: 1 – вихревой генератор, 2 – резонатор, 3 – волновод, 4 – обсадная колонна, 5 – коллектор, 6 – вихревой модуль, 7 – клапанный гармонизатор колебаний, 8 – золотник резонатора

Движение эквивалентной массы системы "вихревой модуль - волновод (длиной  $l$ ) -резонатор" приведенной к золотнику резонатора (рис.1), описывается дифференциальным уравнением с правой частью



$$x'' + 2kx' + \omega^2 x = a \cdot \sin \omega_1 t, \quad (1)$$

где  $x$  - перемещение золотника резонатора,  $k$  - коэффициент диссипации,  $\omega$  - частота собственных колебаний золотника резонатора. Ускорение  $a = P/m$ , где  $m$  - масса золотника резонатора. Сила  $P = p \cdot S$ , где  $p$  - пульсирующее давление,  $S$  - максимальная площадь поперечного сечения золотника резонатора. Частное решение (1) определяется методом неопределенных коэффициентов [2] и имеет форму

$$x = A_1 \cdot \sin(\omega_1 t + \varphi_1), \text{ где } A_1 = \sqrt{M^2 + N^2}, \quad \text{tg } \varphi_1 = \frac{M}{N}, \text{ при этом } M = -\frac{2ka\omega_1}{(\omega^2 - \omega_1^2)^2 + 4k^2\omega_1^2};$$

$$N = \frac{a(\omega^2 - \omega_1^2)}{(\omega^2 - \omega_1^2)^2 + 4k^2\omega_1^2}. \text{ Тогда } \text{tg } \varphi_1 = -\frac{2k\omega_1}{\omega^2 - \omega_1^2}. \text{ Значение амплитуды}$$

$$A_1 = \frac{a}{\frac{\omega^2}{\omega^2} \sqrt{4k^2\omega_1^2 + (\omega^2 - \omega_1^2)^2}} = \frac{a}{\omega^2 \sqrt{\left(\frac{2k}{\omega}\right)^2 \left(\frac{\omega_1}{\omega}\right)^2 + \left[1 - \left(\frac{\omega_1}{\omega}\right)^2\right]^2}}.$$

Вводом параметров  $\alpha = \frac{2k}{\omega}$  и  $q = \frac{\omega_1}{\omega}$  определяется амплитуда

$$A_1 = \frac{a}{\omega^2 \sqrt{\alpha^2 q^2 + (1 - q^2)^2}}. \quad (2)$$

При этом

$$\text{tg } \varphi_1 = -\frac{2k\omega_1}{\omega^2 \left(1 - \frac{\omega_1^2}{\omega^2}\right)} = -\frac{2k}{\omega \cdot q(1 - q^2)} = -\frac{\alpha}{q(1 - q^2)}. \text{ Откуда } \varphi_1 = \text{arctg} \left[ -\frac{\alpha}{q(1 - q^2)} \right].$$

Тогда

$$x = \frac{a}{\omega^2 \sqrt{\alpha^2 q^2 + (1 - q^2)^2}} \cdot \sin \left\{ q \cdot \omega \cdot t + \text{arctg} \left[ -\frac{\alpha}{q(1 - q^2)} \right] \right\}. \quad (3)$$

Максимальное значение амплитуды  $A_1$  достигается при уменьшении знаменателя (2) до минимума. Тогда производная по частотному параметру  $q$  будет [2]

$$\frac{d}{dq} \left[ \alpha^2 q^2 + (1 - q^2)^2 \right] = 0.$$

Проведем преобразования

$$\alpha^2 2q + 2(1 - q^2) \cdot (-2q) = 0; \quad \alpha^2 - 2 + 2q^2 = 0.$$

Откуда

$$\alpha^2 = 2 - 2q^2. \quad (4)$$

Подставив (4) в (2), после алгебраических преобразований, получим функцию максимумов амплитуд резонансных кривых для различных значений коэффициентов диссипации выраженных через частотный параметр  $q$

$$A_1 = \frac{a}{\omega^2 \sqrt{1 - q^4}} \quad (5)$$

Исходя из выражений (2) и (5) построены графики зависимостей амплитуды колебаний  $A_1$  золотника резонатора от частотного параметра  $q$  для различных значений коэффициента диссипации  $k$  через параметр  $\alpha$  (рис.2).

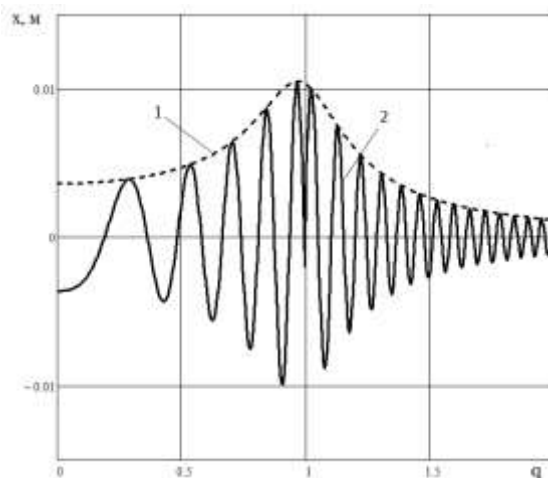


Рис. 3. Характеристики колебания золотника резонатора: 1 – резонансная кривая при  $\alpha=0,45$ ; 2 - кривая колебаний золотника резонатора

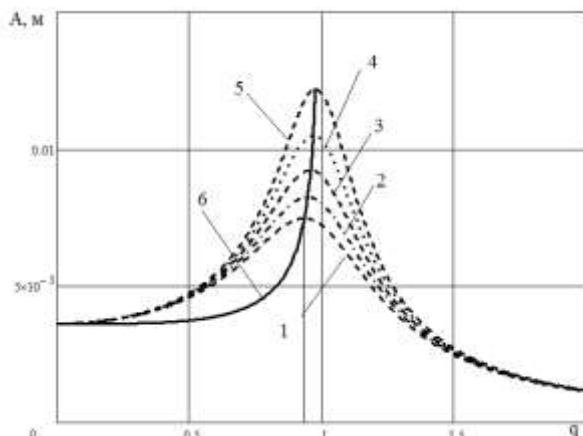


Рис. 2. Резонансные кривые: 1, 2, 3, 4, 5 – для значений  $\alpha$  соответственно 0,5; 0,45; 0,4; 0,45; 0,5. 6 – кривая функции максимумов амплитуд

колебательный процесс частотного параметра  $q$  и снижением влияния параметра  $\alpha$ . Увеличение размаха колебаний при увеличении частоты приводит к усилению импульсного воздействия на обсадную колонну, перфорационные каналы и, далее, на коллектор пластовой системы скважины, способствуя очистке коллектора от кальматационных отложений, что в последствии приводит к повышению производительности скважины.

Диапазон собственных частот резонатора регулируется выбором упругих элементов как резонатора так и гармонизатора и находится в пределах 40...70 Гц, что значительно увеличивает энергию импульсно-струйного воздействия на пластовую систему и позволяет повысить эффективность комплекса "Импульс РФ" в целом. Внедрение комплекса "Импульс РФ" в производство позволяет повысить дебит нефтяных скважин на 20...35 %.

#### Литература

1. Калюш М.П., Слиденко В.М. Генератор колебаний резонансного действия на горный массив//Проблемы недропользования: Сборник научных трудов. Часть 1/ Национальный минерально-сырьевой университет "Горный".- Санкт-Петербург, 2012. - С. 40-42.
2. Пискунов Н.С. Дифференциальное и интегральное исчисления. Для вузов, том второй.- М.: Наука, 1978 г. - 576 с.

**С.П. ШЕВЧУК, В.М. СЛИДЕНКО, Р.В. ГРАНКИН, В.М. САНДУЛ**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

## КОМПЬЮТЕРНОЕ ДИАГНОСТИРОВАНИЕ УСТРОЙСТВ ИНТЕНСИФИКАЦИИ НЕФТЕДОБЫЧИ

Одним из направлений интенсификации нефтедобычи является использование устройств импульсно-волнового воздействия на нефтяную скважину без остановки процесса добычи. При этом важным является проведение непрерывного диагностирования динамических устройств интенсификации нефтедобычи с целью определения их технического состояния, что позволяет решать проблему предотвращения внезапных аварийных ситуаций и снижения уровня добычи.

НГУУ «КПИ» (Украина) и ЗАО «Ренфорс» (Россия) для повышения добычи нефти разработали и опробовали устройство депрессионно-волнового воздействия на призабойную зону пласта на добывающих и нагнетательных скважинах с использованием как кислотных, так и углеводородных растворов поверхностно-активных веществ [1]. Устройство депрессионно-волнового воздействия располагается на поверхности и оборудовано компьютерной системой технического диагностирования (КСТД), которая в реальном масштабе времени проводит измерения и анализ параметров при помощи разработанного в НГУУ "КПИ" программируемого логического контроллера с возможностью структурной и параметрической адаптации к условиям и параметрам диагностируемого объекта (рис.1).

При диагностировании устройства депрессионно-волнового воздействия основная задача КСТД сводилась к реализации алгоритмов диагностирования на основе структурно-следственного анализа [2] и к минимизации проверяющей совокупности контролируемых параметров, позволяющих оценить техническое состояние объекта.

В процессе функционирования КСТД производится непрерывное измерение давления и температуры жидкости в гидроприводе устройства депрессионно-волнового воздействия и в буровой скважине с целью обеспечения оптимального функционирования резонансной системы "устройство интенсификации - буровая скважина". В программном режиме ПЛК осуществляет согласования частотных и амплитудных характеристик для поддержания стабильного резонансного режима и обеспечения максимального воздействия на пластовую систему.

В результате работы устройства интенсификации и КСТД с призабойной зоны скважины удаляются вредные эмульсии и кальматанты, а также увеличивается проницаемость пористой среды нефтяного коллектора.

Определение эффективности обработки буровой скважины с помощью КСТД базируется на методе определения м анализа кривой восстановления давления (КВД). Исследование методом КВД состоит в регистрации давления в остановленной буровой скважине (отбор жидкости прекращен), которая закрывается путем герметизации устья после кратковременной работы с известным дебитом (тест Хорнера) или после установленного отбора (метод касательной).

Для настройки системы "устройство депрессионно-волнового воздействия - буровая скважина" на резонансный режим,

устройство, с управлением от электрогидравлического распределителя, генерирует пробные импульсы давления, а КСТД регистрирует фазовые, частотные и амплитудные параметры волнового процесса, как отклик буровой скважины на пробные импульсы и передает полученную информацию на ПЛК.

После обработки информации и определения в общем частотном спектре собственной частоты колебаний столба жидкости в буровой скважине, ПЛК принимает решение о переводе устройства депрессионно-волнового воздействия в режим генерации волнового процесса с частотой приближенной к частоте собственных колебаний столба жидкости в буровой скважине и передает сигнал на управление электрогидравлическим распределителем. В процессе ввода колебаний в резонансный режим проводится коррекция частотных параметров устройства по критерию максимального приращения амплитуды колебаний давления в буровой скважине по информации КСТД.

Таким образом, компьютерная система технического диагностирования определяет текущее состояние устройства интенсификации и нефтяной буровой скважины, позволяет корректировать параметры интенсификации в резонансном режиме и прогнозировать эффективность обработки буровой скважины, определяя приток флюидов из нефтяного коллектора буровой скважины.

При необходимости КСТД может быть перепрограммирована и настроена на работу с другими устройствами интенсификации нефтедобычи. КСТД рекомендуется к промышленной апробации и к внедрению в промышленность Украины и России.

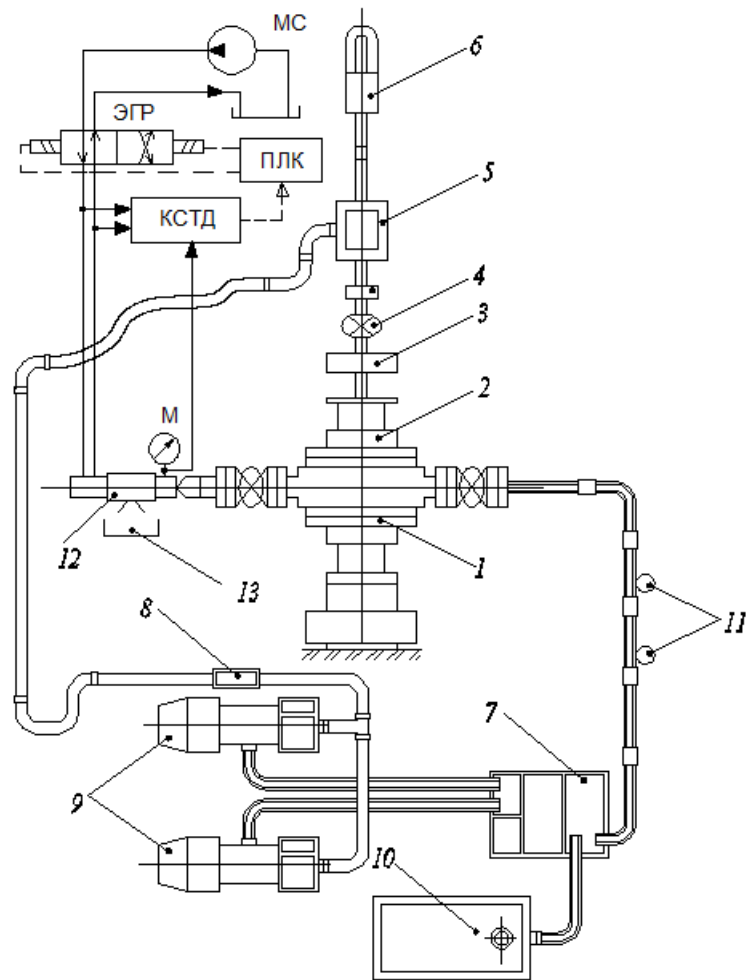


Рис. 1. Технологическая схема расположения оборудования, устройства депрессионно-волнового воздействия и элементов КСТД: 1 – колонна главная, 2 – промывочная головка, 3 – планшайба, 4 – центральная задвижка, 5 – вертлюг, 6 – элеватор для подъемной установки А-50, 7 – буровая емкость, 8 – фильтр, 9 – насосные установки ЦА-320, 10 – бак долива, 11 – якорь, 12 – депрессионно-волновое устройство, 13 – желобная емкость, ЭГР – электрогидравлический распределитель, ПЛК – программируемый логический контроллер, КСТД – компьютерная система технического диагностирования, М – манометр, МС – маслостанция

## Литература

1. Патент Российской Федерации № 2275495 С1, МПК Е 21 В 37/06, Е 21 В 28/00 27.04.2006.
2. Диагностирования забойного оборудования А.А. Бойцов, И.А. Левитес, Л.Л. Лейко, С.В. Шумейко. М.:, 1984. - 157с.

**В.Н. ДУРЯГИН**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СЕЛЕКТИВНОСТИ ВОЗДЕЙСТВИЯ НЕОРГАНИЧЕСКОГО ВОДОИЗОЛЯЦИОННОГО СОСТАВА**

Значительная часть нефтяных месторождений Российской Федерации характеризуется высокой обводненностью добываемой продукции. Основные причины обводнения скважин следующие: нарушение герметичности эксплуатационной колонны, подтягивание конуса подошвенной воды, поступление контурной и нагнетаемой воды, нарушение цементного камня, заколонная циркуляция в интервале продуктивного пласта.

По воздействию на продуктивный пласт методы ограничения водопритока делятся на селективные и неселективные. Неселективные методы изоляции – методы, образуют водонепроницаемый экран по всей толщине перфорационного интервала. Селективные – методы, которые увеличивают фильтрационное сопротивление только в водонасыщенной части пласта, а закупорки нефтяной части пласта не происходит.

В данной работе исследуется неорганический гелеобразующий водоизоляционный состав на основе силиката натрия. Составы оценивались по таким критериям как пластическая прочность, начальное напряжение сдвига и время сшивки.

Наибольшей пластической прочностью (1646 Па) обладает состав с 10% содержанием силиката натрия и 5,9% сшивателя. Пластическая прочность определялась после выдержки состава в течение 24 часов с момента его приготовления. Время гелеобразования данного состава 108 минут, начальное напряжение сдвига составляет 120 Па, что позволяет делать вывод о высоких прочностных свойствах разрабатываемого состава.

Для проверки селективности водоизоляционного состава были подготовлены две насыпные модели с коэффициентом пористости 24%, и коэффициентом фазовой проницаемости по воздуху 703 мД и 804 мД соответственно и смоделированы условия слоисто-неоднородного пласта. Насыпная модель с проницаемостью 804 мД, предварительно насыщалась нефтью, модель с проницаемостью 703 мД – водой. Далее в осуществлялась закачка водоизоляционного состава. После выдержки в течение 24 часов фазовая проницаемость нефтенасыщенной модели по снизилась в 2,8 раза до значения 151 мД (с первоначальных 427 мД), проницаемость водонасыщенной модели снизилась до значения 0,6 мД по нефти (с первоначальных 118 мД).

По результатам проведенных исследований можно сделать вывод, что данный состав имеет высокие прочностные характеристики и время гелеобразования, достаточное, для закачки в пласт. Кроме того, по результатам фильтрационных экспериментов установлена способность водоизоляционного состава в большей степени снижать проницаемость водонасыщенных прослоев, чем нефтяных, что позволяет говорить о его селективности.

Научный руководитель: д.т.н., профессор К.В. Стрижнев

**А.О. КОНДРАШЕВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ВНУТРИПЛАСТОВАЯ ВОДОИЗОЛЯЦИЯ НЕОДНОРОДНЫХ НИЗКОПРОНИЦАЕМЫХ НЕФТЯНЫХ КОЛЛЕКТОРОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОЛИМЕРНЫХ СОСТАВОВ**

Современное состояние нефтедобычи в Российской Федерации характеризуется вводом в разработку низкопроницаемых и неоднородных коллекторов. Для водоизоляционных работ в таких коллекторах рекомендуется использовать полимерные составы, однако их применение зачастую неэффективно, поэтому возникает необходимость в разработке новых водоизоляционных материалов, более подходящих для таких условий применения.

В качестве основы разрабатываемого водоизоляционного состава был выбран полимерный состав под условным названием ГПС, с добавлением неионогенного ПАВ.

Эксперименты по определению реологических характеристик исследуемых составов показали, что

во всем диапазоне температур (5-80 С<sup>0</sup>) добавление ПАВ в концентрации до 5% обеспечивает снижение критического напряжения сдвига (в 7 раз при концентрации ПАВ 5%), не влияя при этом на эффективную вязкость состава. При концентрации ПАВ в 10% и 15% критическое напряжение сдвига возрастает (до уровня в 50% от начального), при этом происходит снижение эффективной вязкости состава.

Фильтрационные эксперименты с исследуемыми составами показали, что добавление ПАВ позволяет на 50% понизить давление закачки полимерного состава в пористую среду и на 11% повысить остаточный фактор сопротивления для воды.

В результате проведенных исследований разработан новый водоизоляционный полимерный состав, обладающий улучшенными фильтрационными и водоизоляционными характеристиками. Добавление ПАВ к исходному полимерному составу позволяет улучшить его фильтрационные характеристики, снижая тем самым давление закачки состава в пористую среду, и повышая эффективность водоизоляционных работ.

Научный руководитель: д.т.н., профессор М.К. Рогачев

**Г.Н. ЛЕДОВСКИЙ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ ЗАЩИТЫ ОБОРУДОВАНИЯ НЕФТЕПЕРЕКАЧИВАЮЩИХ СТАНЦИЙ ОТ ВОЛН ДАВЛЕНИЯ**

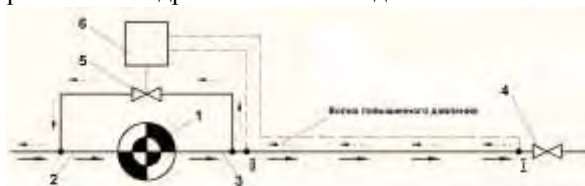
Работа посвящена исследованию волновых процессов, возникающих при транспорте нефти по трубопроводам, вследствие аварийного закрытия трубопроводной арматуры, и способам повышения эффективности работы систем защиты от волн давления. Актуальность вопроса связана с постоянным ужесточением требований к технической и экологической безопасности эксплуатации трубопроводных систем.

С целью разработки наиболее рационального и эффективного способа защиты оборудования насосных станций от волн давления проведен анализ современных устройств гашения и сглаживания пульсаций давления, а также приведена математическая модель, описывающая волновые процессы в трубопроводе с учетом газовыделения и изменения коэффициента трения при нестационарном режиме.

Моделирование волновых процессов в реальном трубопроводе производилось с помощью программы «Flowmaster V7». По результатам моделирования были построены графики процессов распространения волн давления. Расчетные значения величин сравнивались с экспериментальными данными, полученными в лаборатории Горного университета на гидравлическом стенде «Festo».

В результате проведенных исследований была разработана система защиты от волн давления, расположенная на выходе станции и имеющая в своем составе специальную систему автоматики. Принцип действия системы основан на создании упреждающего воздействия и возможности регулирования количества сбрасываемой нефти в зависимости от разности расходов в двух сечениях трубопровода. Данная технология позволяет своевременно начать сброс нефти во всасывающий трубопровод. Таким образом, предлагаемая система за счет своевременного срабатывания сбросного клапана препятствует прохождению первого, наиболее разрушительного скачка давления.

Научный руководитель: к.т.н., доцент О.В. Кабанов



1 – насосная станция; 2 – линия питания станций; 3 – линия нагнетания станций; 4 – задвижка на линейной части трубопровода; 5 – быстродействующий клапан сброса; 6 – система автоматизации и управления клапаном; I, II – датчики расхода.

**И.А. ЛЯГОВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РАБОТЫ ДВУХСЕКЦИОННОГО ДВИГАТЕЛЯ 2Д-43 ПРИ ВСКРЫТИИ ПРОДУКТИНОГО ПЛАСТА СЕТЬЮ КАНАЛОВ МАЛОГО ДИАМЕТРА И РАДИУСА КРИВИЗНЫ**

Исследования по изучению работы малогабаритных винтовых забойных двигателей проводились в основном для вертикальных скважин или скважин с небольшой кривизной, а поведение их в сильно искривленных и горизонтальных каналах не проводились, тем более в двухсекционной компоновке.

При применении перфобура, рассматривается работа двухсекционного малогабаритного забойного двигателя типа 2Д-43, обобщенная схема сил действующая на ротор двигателя представлена на рисунке 1, в настоящей задаче величина радиуса кривизны будет задаваться как желаемая величина из прогнозируемых

профилей каналов полученных по результатам стендовых испытаний,  $R_k = 5,5$  м и 12 м, общей длиной 14 м.

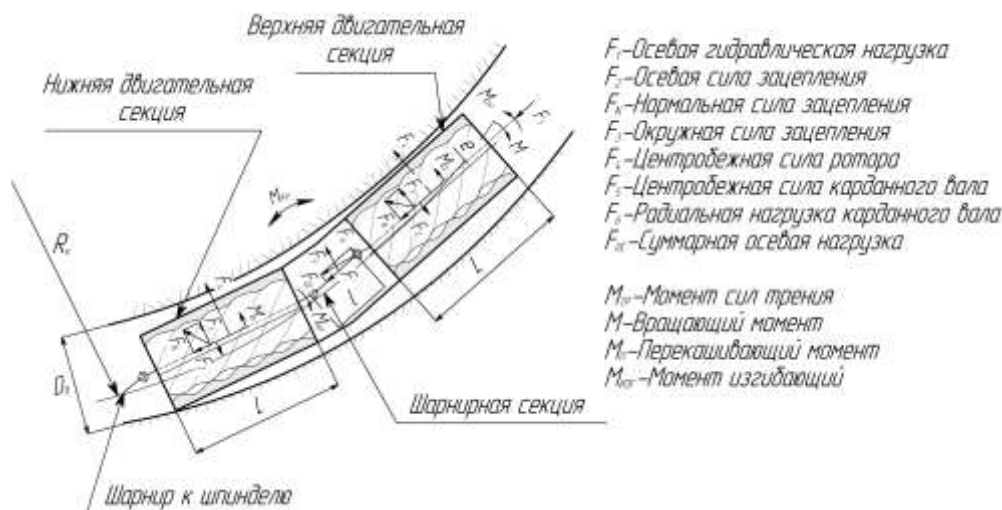


Рис. 1. Обобщенная схема действующих сил

Как показали исследования ВНИИБТ, наибольшее влияние на динамику ротора в вертикальном канале оказывают  $M_{кр}$ ,  $M_n$ ,  $F_4$  и  $F_{ос}$ , при работе в криволинейном канале кроме перечисленных моментов и сил на забойный двигатель будет действовать и изгибающий момент, исследованный в работе.

Аналитически установлено, что для обеспечения работоспособности разработанных компоновок необходимо, чтобы крутящий момент винтового забойного двигателя типа Д-43 был больше момента сопротивления, равного сумме изгибающего момента, действующего в КНБК и перекашивающего момента, действующего на ротор двигателя при бурении долотами истирающе-режущего типа диаметром  $D_d = 56 \dots 58$  мм в режиме максимальном КПД двигателя, в каналах с минимальными радиусами кривизны  $R_c = 5,6 \dots 12$  м, при этом в двух секционной компоновке двигателя шаг винтовой линии ротора каждой секции должен составлять не более 400 мм.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Васильев Н. И.

Д.А. СУЛТАНОВА

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНГИБИТОРОВ КОРРОЗИИ ДЛЯ ЗАЩИТЫ ВНУТРИСКВАЖИННОГО ОБОРУДОВАНИЯ

В работе представлены результаты исследований ингибиторов коррозии с целью создания единой линейки тестируемых реагентов, для дальнейшего применения ее при подборе ингибиторов к другим эксплуатационным объектам с аналогичными геолого-физическими условиями эксплуатации.

На сегодняшний день одной из основных причин сокращения межремонтного периода нефтегазопромыслового оборудования является коррозия. Коррозия - представляет собой процесс, в результате которого происходит разрушение материалов из-за взаимодействия с агрессивной средой. Коррозионные процессы отличаются широким распространением и разнообразием условий и сред, в которых они протекают. Основными способами защиты от коррозии являются: химические, физические, технологические воздействия.

Химический метод осуществляется посредством применения ингибиторов коррозии нефтегазопромыслового оборудования нефтяных скважин. Ингибиторную защиту применяют в основном как предупреждающую меру до внедрения более радикальных способов поддержания работоспособности эксплуатационных скважин. За счет адсорбции ингибитора или образования с катионами металла труднорастворимых соединений происходит изменение состояния поверхности металла, в результате чего уменьшается площадь активной поверхности или изменяется энергия активации коррозионного процесса. При этом скорость коррозии значительно понижается и ингибитор не оказывает негативного воздействия на сам металл.

В работе тестировались более 20 ингибиторов коррозии нефтегазопромыслового оборудования для определенных геолого-физических и промыслово-технологических условий разработки нефтяных месторождений Ноябрьского региона Западной Сибири. Исследования проводились в два этапа:

- на первом проводилась оценка технологических и эксплуатационных свойств образцов

ингибиторов коррозии нефтегазопромыслового оборудования.

- на втором этапе выполнена оценка защитного действия ингибиторов коррозии нефтегазопромыслового оборудования.

Основным результатом данной работы является определение эффективности применения реагентов при различных дозировках и их физико-химических показателей. В результате была получена единая линейка сравнительной эффективности ингибиторов коррозии (ЕЛЭИС) для условий эксплуатации исследуемых нефтяных месторождений.

Научные руководители: к.т.н., доцент А.В. Максютин, аспирант Р.Р. Хусаинов

**А.М. ШАГИАХМЕТОВ, Д.С. ТАНАНЫХИН**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ЛАБОРАТОРНЫЙ АНАЛИЗ ПРИМЕНЕНИЯ ХИМИЧЕСКИХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ПЕСКОПРОЯВЛЕНИЙ В НЕФТЯНЫХ И ГАЗОВЫХ СКВАЖИНАХ**

Вынос песка из скважины – одно из наиболее актуальных осложнений, возникающих в процессе эксплуатации нефтяных и газовых месторождений. В мировой практике существуют два основных метода предупреждения выноса песка из продуктивных пластов: механический и химический. Химические способы, в силу своей простоты и надежности, являются наиболее предпочтительными.

В результате анализа научно-технической литературы были выбраны химические способы по креплению слабосцементированных песчаников на основе водных растворов хлорида кальция и гидрокарбоната натрия. С целью выбора более эффективной химической композиции были проведены фильтрационные лабораторные исследования на насыпных моделях пласта при моделировании как нефтяных, так и газовых скважин.

Проведением фильтрационных исследований на насыпных моделях пласта подтверждена способность химической композиции эффективно скреплять слабосцементированные терригенные породы с различными фильтрационно-емкостными свойствами. Фильтрационный эксперимент по определению селективной способности химической композиции показал более высокие изолирующие свойства в водонасыщенных интервалах, чем в нефтенасыщенных, что подтверждает селективное воздействие предлагаемой композиции на продуктивные пласты.

В итоге, разработан химический способ крепления слабосцементированных пород-коллекторов на основе водных растворов хлористого кальция и гидрокарбоната натрия.

Научный руководитель: д.г.-м.н., профессор А. В. Петухов

**П.А. ЯБЛУЧАНСКИЙ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ОЦЕНКА КОРРОЗИОННОГО ВЛИЯНИЯ ЛИНИЙ ЭЛЕКТРОПЕРЕДАЧИ ПЕРЕМЕННОГО ТОКА НА МАГИСТРАЛЬНЫЙ ТРУБОПРОВОД ПРИ ИХ ПЕРЕСЕЧЕНИИ**

Установленные нормы коррозионной опасности для подземных трубопроводов под влиянием высоковольтных линий электропередачи переменного тока (ЛЭП) требуют выделения зон потенциально опасных в плане возможных коррозионных повреждений на существующих трубопроводах и включения их в план первоочередных обследований. Решение этой задачи в самые короткие сроки трудно выполнимо в связи с большой протяженностью трубопроводных систем и, самое главное, отсутствием доступных методик прогнозирования таких зон.

С целью повышения надежности противокоррозионной защиты подземных газонефтепроводов был выполнен анализ влияния ЛЭП (110 кВ и выше) на пересечении с подземным трубопроводом в зависимости от их физико-технических характеристик и определены основные факторы, влияющие на степень опасности коррозионного повреждения трубопровода. Выполненный анализ позволил наметить принципы разработки доступной методики экспресс-оценки влияния ЛЭП на коррозионное состояние подземного трубопровода в месте их пересечения.

Построены простые в использования номограммы для расчета плотностей токов утечки с дефектов в защитном покрытии трубопровода, как одного из основных факторов, приводящих к коррозионным повреждениям трубопровода, в зависимости от угла пересечения ЛЭП и с учетом различных параметров: диаметра трубопровода, электрического сопротивления защитного покрытия, диаметра дефекта в защитном покрытии, электрического сопротивления грунтов для различных наиболее часто встречающихся типов опор ЛЭП.

Предлагаемые к использованию номограммы позволят инженерно-техническим работникам нефтегазовой промышленности, столкнувшимся с проблемой оценки коррозионного влияния ЛЭП на пересекаемый подземный трубопроводы оценить степень риска такого влияния, организовать, при необходимости, мероприятия по его снижению и, как следствие, повысить надежность трубопроводной системы.

Научный руководитель: д.г.-м.н., профессор Е.И. Крапивский



# ПРОБЛЕМЫ ДОБЫЧИ РУДНОГО И НЕРУДНОГО СЫРЬЯ

D. DIXON-HARDY  
University of Leeds

## DETERMINATION OF OPTIMAL UNDERGROUND PANEL LAYOUTS AT A ROOM AND PILLAR COAL MINE

### Abstract

The Furlong mine is situated approximately 5 miles west of Doncaster, South Yorkshire. The site has historically been mined for coal with areas unable to mine and surrounding properties determining the mining limits. The Shafton coal seam is 1.7m thick and the proposed mining method is room and pillar with seven entry for each panel.

Following a review of the literature available focus was placed on the subject of the mining method, optimal pillar sizes could be determined using a graph relating to depth and seam thickness, published in 'Handbook on Ground Control at Small Coal Mines' by Hurt and MacAndrew (2000). The room and pillar method follows a scenario where the pillars were left stable after the main mining method is completed.

A continuous miner was selected for the room and pillar method due several features as opposed to cyclical mining techniques. A conveyor system is suitable for the transport of the mineral to the surface with shuttle cars transferring the material from continuous miner to the conveyors.

The research and design activity includes the determination of pillar sizes throughout the mine related to the depth of the seam. There are 28 panels, the pillar sizes throughout the mine vary from 10m × 10m in the deepest part (150m) to 6m × 6m in the shallowest (60m). Barrier pillars also range from 20m width to 14m in the shallowest areas. The total coal reserves without pillar extraction for the entire Furlong mine are calculated to be 953,000m<sup>3</sup>. This volume equates to a total coal mass of 1,268,000 tonnes.

Future proposal of work includes designing the scenario of pillar extraction and comparing a second scenario in which the pillars are extracted following the main mining method.

### Introduction

The Furlong Mine is situated approximately 5 miles west of Doncaster in South Yorkshire, an area where coal measures are found outcropping at the surface. The underground mining operation will involve the extraction of coal from the Shafton seam from which the product has historically been used for industrial purposes and brick making but with increasing energy demands it may become necessary to utilise coal for energy production with nearby power stations accessible by existing rail and road networks. Similar to many other coal seams in the Yorkshire area, the Shafton seam has historically been mined previously underground and by surface mining with an old colliery leaving old workings situated directly at the centre of the proposed mine site which therefore requires avoidance of coal extraction.

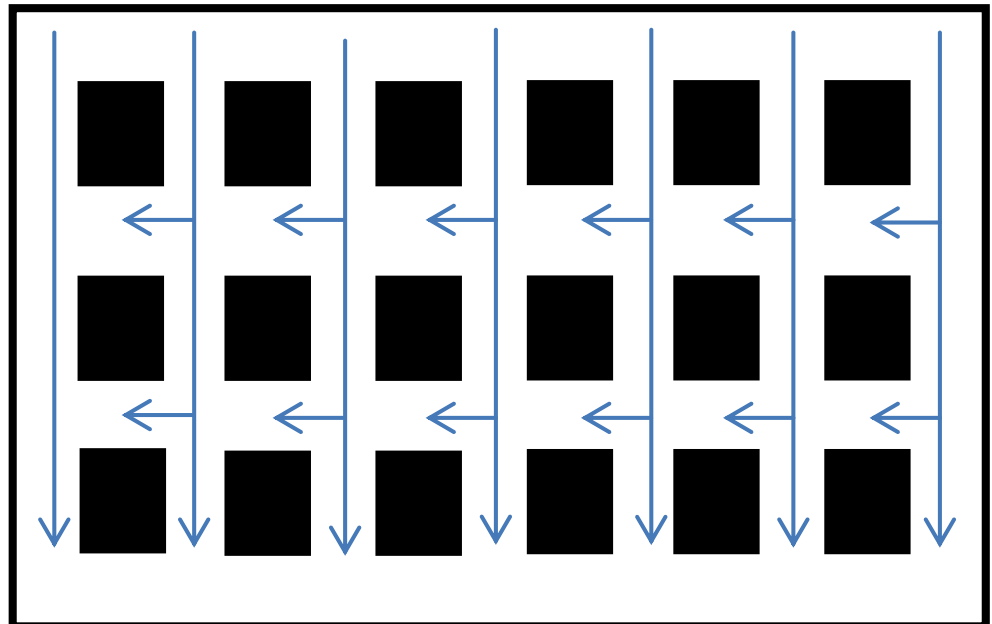


Figure 1. Diagram of basic room and pillar method concept with seven entry illustrated  
(Produced by L. Frieslick, 2012)

Room and Pillar mining method has been a commonly used method of extraction of mineral deposits

including underground coal deposits, with the method competing with the longwall mining method. It is a common method used in coal mining due to its versatility during operations and involves the recovery of coal in open stopes, leaving the pillars for support as shown in Figure 1. In terms of design it's paramount to leave the smallest pillars possible for the roof to remain intact. Roof bolting is usually implemented in order to support the overlying strata. In order for optimising production it is important to keep a consistent pattern of pillars with pillars commonly being square or rectangular in shape.

A previous study of the site was undertaken and deemed to be uneconomical however with current energy demands increasing within the UK; it is potentially feasible if design modifications are made to the mining method. Firstly the access roads will be increased from 5.5. to 6m, this will increase extraction and manoeuvrability of machinery. Seven entries will be adopted as opposed to the ten entry design implemented by A. Tordoir (2003). The reduction in number of entries will produce a narrower district and therefore each panel will be more suitable to depth below the surface and therefore allow for optimum pillar sizes. Also, the number of panels will be increased with panels being narrower by three pillars, if in the unfortunate circumstances a district has to be abandoned then the amount of coal lost will be reduced as the barrier pillars separate each panel.

### Research Activity

As the dip of the coal seam is approximately 2.5°, the classic form of the room and pillar method will be adopted, this will also be of significance in terms of conveyor systems. Pillar orientation is a fundamental consideration upon planning the room and pillars, this is particularly stressed in 'Underground Mining Methods Handbook' (Hustrulid and Bullock, 2001) where any in situ stress of within the rock prior to mining should be considered and in cases of a significant magnitude of horizontal stress, room orientation and pillar direction are important to maintain a stable roof. Behaviour of pillars is heavily influenced by the width to height ratio of the pillar itself and failure can occur at a small width to height ratio as stated in the 'Handbook of Ground Control at Small Coal Mines' (Hurt and MacAndrew, 2000). As load on a pillar increases until peak strength results, the pillar will no longer behave elastically and the central core of the pillar will take this load causing fracturing to extend through the pillar causing a roof collapse, this is shown in the diagram in Figure 2.

In order to increase coal production, room widths should be as large as possible but this is extremely dependant on the strength of the ore body and its rock mass strength. Reinforcement of the rock and pillars can also increase the rock mass strength in order for the rooms to be larger in size.

In order to determine optimum pillar sizes, pillar stability must be understood and upon a review of a paper published by Lane et al (2001) using numerical modelling, a relatively good approximation of predicting pillar strength stability as a mine progresses was established based loosely on Hedley's formula (1972). The formula produced results which had reasonable confidence:



Figure 2. Typical Pillar Loading Behaviour Diagram (Hurt and MacAndrew, 2000)

Where:	Strength	= $K \times UCS \times (W^{1/2} / H^{3/4})$
	K	= ultimate pillar strength
	UCS	= constant
	W	= uniaxial compressive strength
	H	= pillar width
		= pillar height

Another method of measuring pillar stability is the tributary area theory and following this applying the Salamon formula (1967) for strength of pillars as cited by Erçelebi and Nasuf (2000). The tributary area theory is best described with the aid of Figure 3:

The tributary area theory consists of the following formula:

		$\sigma_p = \sigma_v ((W_0 + W_p) / W_p)$
Where:	$\sigma_p$	= stress on pillar
	$\sigma_v$	= vertical stress (depth $\times$ specific weight)

$W_0$  = width of room  
 $W_p$  = width of pillar

Once the stress on the pillar is calculated the Salamon formula (1967) can be applied in order to calculate the pillar strength:

$$\sigma_s = K \times h^\alpha \times W_p^\beta$$

Where:  $\sigma_s$  = pillar strength  
 $K$  = 6.2MPa (strength of coal in England)  
 $h$  = seam thickness  
 $\alpha$  = -0.66,  $\beta$  = 0.46

The factor of safety is determined as a result of the stress on the pillar strength as follows:

$$\text{Factor of Safety} = \sigma_s / \sigma_p$$

In essence if the pillar load exceeds its strength, pillar failure will occur, which in turn will increase load on the surrounding pillars causing a potential cascade of pillars within a panel. Therefore factors considered include: approximated load on the pillars, an estimation of pillar strength and the effect of width to height ratio of the pillars (Hurt and MacAndrew, 2000). Width to height ratios have been found to be between 2 and 10, any less than 2 results in thin pillars that are vulnerable to structural failure whereas a ratio over 10 can be overly cautious with optimisation not achieved therefore it can be a fine balance between safe practice and economic feasibility.

Optimal panel layouts and pillar sizes are required for the mine to be economically feasible whilst maintaining the utmost safe conditions therefore literature produced by the Health and Safety Executive should be utilised. The 'Handbook on Ground Control at Small Coal Mines' (Hurt, MacAndrew and Bigby, 2000) contains regulations and information on underground coal mines including the estimation of pillar sizes in room and pillar mining as well as monitoring and risk assessment adhering to various safety regulations. The most significant of data, exhibits the most suitable pillar size without pillar removal for various fixed roadways. The extraction height for the coal is 1.7 metres, correlated with the depth of the seam determines the pillar width for that particular panel. As the deepest part of the mine is approximately 150m the largest pillar size will be 10m<sup>2</sup> with sizes reduced to approximately 6m<sup>2</sup> in more shallow parts. This means that the largest and smallest pillar width to height ratio will be 5.9 and 3.5 respectively, with the values directly relating to differences in load on the pillars due to varying depths.

Barrier pillars are essential but in terms of optimising the coal removal they cannot be too large in size. General guidelines as stated by Hurt and MacAndrew (2000) for these protective pillars have been established with firstly the requirement for them to be left on both sides of a panel. Minimum sizes for the pillars should be at least eight times the height of mining or depending on the greater value, twice the pillar width within that district. Cutting in to the barrier pillars should be avoided with only minimal access roads being cut into the pillar.

### Mapping and Underground Infrastructure

In order for pillar sizes to be determined the depth, dip and thickness of the coal was to be determined using existing data, geological maps and Ordnance Survey maps of the area. The coal underground limit determined the size of the mine to depths with the opening to the mine from the old surface workings to the west of the mine. Fig. 4 shows the underground limits of the coal (highlighted in red) with a detailed map of the properties surrounding the area.

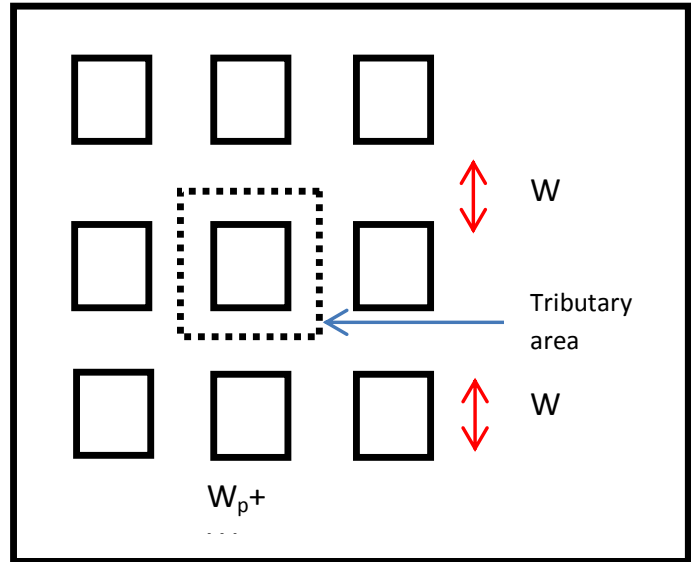


Figure 3. Tributary Area Theory (Produced by L. Frieslick)

The inner red shape shows the limits from the old workings at the colliery which cannot be mined for fear of failure and collapse. Using a detailed map of properties it is possible to extend the mine up to properties but no mining can take place directly below any properties, therefore to the east of the old colliery little mining can take place with a notable row of properties situated to the west of the colliery site which also cannot be extracted.

Having considered the total mine area, suitable main roadways have been determined.

After consideration of 'Furlong Room and Pillar Mine Design' by A. Tordoir (2003), a roadway design was implemented on to the Vulcan software with a chosen straight roadway system in order for suitable conveyor systems to be implemented and simple entry into each panel. The use of contours (Ordnance Survey, 2012) along with data regarding thickness and depth of seam pillar sizes could begin to be determined. The thickness of the seam is deemed to be approximately 1.70m with areas of the mine showing a thickness of approximately 1.50m; therefore in order for no coal to be lost during extraction, thickness was set at 1.7m for all panels. With the roadway width of 6 metres and using the reference pillar size graph, the optimum pillar size for each panel was calculated (Hurt and MacAndrew, 2000). The variance of depth within the mine was accounted for and is shown in Fig. 5 for seam depth across the entire mine plan.

As illustrated in Figure 5, the depth of the coal varies from a maximum of 150m at the far North-East to approximately 45m at its shallowest at the South-West end. Therefore, using the maximum value of depth per panel and accurate assessment of pillar size for each district was undertaken.

**Pillar Sizes and Estimation of Coal Reserves**

With the reserves calculated in each panel in each area of the mine and separated in to four districts, total reserves for the whole mine can be calculated and is shown in Table 1.



Figure 4. Underground coal limits drawn over mapped local area (Birch, 2012)

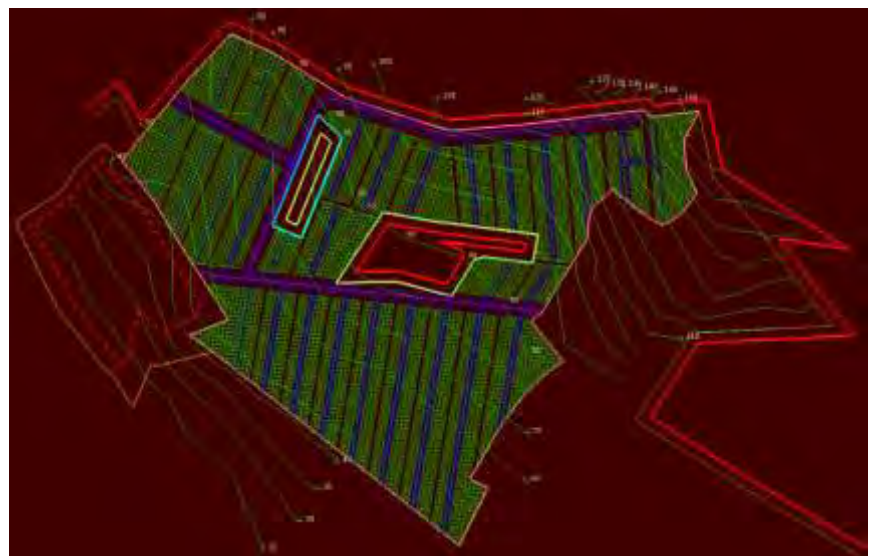


Figure 5. Coal depth contours over entire mine plan (L. Frieslick, 2012)

Table 1

Approximation of total volume of coal (L. Frieslick, 2012)	
Panel	Approximation of Volume of Coal (m <sup>3</sup> )
1 to 7	196257
8 to 16	411809
17 to 21	136180
22 to 28	208799
TOTAL	<b>953,045</b>

With total reserves of 953,045m<sup>3</sup> and estimate of tonnage can be calculated using a general density value



for coal found in the UK. This density value is 1.33 which when multiplied with a value for volume will give a tonnage:

$$\text{Mass} = \text{Volume} \times \text{Density}$$

$$1267550 = 953045 \times 1.33$$

### Conclusions

The total reserves available for room and pillar mining with no pillar extraction are 1,267,550 tonnes. There is no basis for comparison with the 'Furlong Mine Design Project' as this focused only on room and pillar method with full pillar removal of which the total reserves were calculated to be 2,116,000 tonnes, a large increase to that of no pillar removal. However due to the stable nature of the site post restoration compared to potential subsidence caused by full pillar removal it must be considered with properties surrounding the limits of the site. Further study is to be undertaken for the estimated volume of coal available if pillar extraction was the method adopted for Furlong Mine and in depth economic consideration will take place in order to determine the most suitable method of extraction.

### References

1. COLIJN, H. 1985. Mechanical Conveyors for Bulk Solids. Elsevier Science Publishers: The Netherlands
2. EDINA, 2012. Geology Roam: Geological Map of Furlong Mine Area. [online]
3. Source: <http://digimap.edina.ac.uk/geologyroam/mapper>
4. ERÇELEBI, S.G. and E. NASUF. 2000. Room and pillar design of Istanbul-Yenikoy coal field using finite element method. Dept. of Mining Engineering Istanbul Technical University, Turkey
5. HEDLEY, D.G.F and F. GRANT, 1972. Stope and Pillar Design for the Elliot Lake Uranium Mines. CIM Bulletin
6. HOEK, E., P.K. KAISER, W.F. BAWDEN. 2006. Support of Underground Excavations in Hard Rock. Taylor and Francis: USA
7. HUSTRULID, W.A. and R.L. BULLOCK. Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies. SME: USA
8. HURT, K.G, K. MACANDREW and D.N. BIGBY. 2000. Handbook on Ground Control at Small Coal Mines. Rock Mechanics Technology Limited for Health and Safety Executive, UK
9. LANE, W.L, T.R YANSKE, L.M CLARK and D.P. ROBERTS. 2001. Pillar Extraction and Rock Mechanics at the Doe Run Company in Missouri 1991 to 2000.
10. ORDNANCE SURVEY. 2012. EDINA DIGIMAP Roam: Map of Area Surrounding Furlong Mine. [online]
11. Source: <http://digimap.edina.ac.uk/roam/mapper>
12. SALAMON, M.D.G. and A.H. MUNRO. 1967. A Study of the Strength of Coal Pillars. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy
13. TORDOIR, A. 2003. Furlong Room and Pillar Mine Design. University of Leeds, UK
14. VIRGINIA POLYTECHNIC INSTITUTE AND STATE UNIVERSITY. 1981. Design Optimisation in Underground Coal System: Final Technical Report: Volume 9. US Department of Energy

**M. DREWNIAK, M. SZCZUREK**

*Technical University of Silesia, Gliwice, Poland*

## **TECHNICAL PROJECT OF A LONGWALL SYSTEM OPERATION IN A HARD COAL MINE**

### Summary

The paper presents a structure of a technical project of a longwall system in a hard coal mine. The example of such a project described in further part of this paper is the basis for graduate the engineering studies at the Faculty of Mining and Geology at Silesian University of Technology.

### Introduction

In every Polish coal mine there are documents exist such as technical projects of longwall operations. Technical project is elaborated to determine a safe and economical way of extraction of minerals. Each one of such documents is being prepared on the basis of existing legislation, accordingly to other existing documents Mine Operation Plan, Regulation of the Minister of Economy on the occupational health and safety, mine operation, and special fire protection measures in underground mines, Geological and Mining Law and other. Technical projects of longwall operations were elaborated during the last 3 semesters of engineering studies. It was the basis for getting the first professional degree - the engineer title.

In the technical project should be included information regarding following issues:

- Mine-geological conditions and tectonics,
- Natural hazards associated with mining extraction,

- Location and identification of shaft protective pillars,
- Parameters of the designed longwall,
- Technical equipment of the longwall,
- Mining technology,
- Organization of work and control in the area of the longwall,
- Ventilation of the area.

#### **Maps of the coal seams**

In first stage, on the basis of initially given assumptions, localization of exploration drills and mining area surface have been determined. On the basis of the drill logs capacity of the coal beds has been determined, what made a foundation for preparation of coal seams maps. On the basis of diagrams: "Minimization of the access workings length" and "Minimizing the transport costs" the location of the main shafts and the peripheral shaft have been determined. Accordingly to given instruction, geometry of the protection pillars for the shafts has been determined. The graphic method of pillar design consists on drawing of two lines at the angle of 58° from the surface of the ground nearly to the edge of a shaft down to the coal beds. The points of intersection of these lines with the coal seams define the lengths the radiuses of the protections pillars at each mining level. Due to tectonic structure of the coal bed, there are faults exist, which influence the dimensions of the pillars.

During locating of the shafts within the mining area, there are two important factors to be considered: the distance of haulage and the costs directly related to the transport. The calculations and results obtained by determination of the protection shafts have been collected in tables. In this way a set of information about area protected against extraction works has been obtained.

The next stage of preparation for the elaboration of the technical project was design of the general mine structure by main access workings. On three coal seam maps prospective extraction fields have been planned in respect to the mine levels, obtained from the depth-coal resources graphical relation. It was assumed to keep running four active longwalls, at least one in each of accessed coal seams, with another one longwall being in preparation stage. A parcel of the coal bed obtained n result of access workings arrangement, became subject of further design activities. In this way a set of three maps has been obtained, which was the basis for further design phase.

#### **Natural hazards considerations**

An important part of every technical project is correct recognition of the natural hazards that affect the safety and comfort of the work. To these hazards must be included: methane hazard, coal dust explosion, rock burst, fire, water, methane and rock outbursts, radiation, expected geological disturbances.

For each of the above-mentioned hazards a prevention method has been elaborated, aimed on reduction on its impact on the safety of the work. Hazards determine the way of ventilation, flow rate of air directed to the longwall, and then the cross-sectional areas of the head- and tailgates in longwall panels.

In this particular project it was necessary to specially consider seismic and rock burst hazards. Factors which influence the potential rock burst hazard, as large depth of the coal bed the ability of the rock strata close to the coal seams for accumulation of the elastic energy, presence of the edges of extraction in other seams, and occurrence of faults have been analyzed. The range of influence has been calculated, what allowed to determine high rock bursting hazard zones. With the use of analytical methods, maximal energies of shocks induced in undermined sandstone layers have been estimated.

Based on the data of already conducted extraction works and geological profile, made on the basis of a exploration drill in the area of considered longwall, its parameters have been determined: longwall height and length, length of the longwall panel, longitudinal and cross-sectional inclinations.

#### **Technical equipment**

In the last semester, works on the correct form of the project have been conducted. All necessary information, calculation and analysis of conditions of mine operations in the longwall have been included to the project. It started with a short characteristic of the coal mine, which contains information about its location, area, the neighborhood of other mines and data of the mineral resource being subject of mine extraction.

The information includes:

- Participation of each geological formations in the overburden,
- Roof and floor conditions in the coal seam (strength, thickness),
- The location of mining levels,
- The number of active longwalls in the coal mine,
- The way of the access to the bed for analyzed longwall,
- Tectonics in the area of considered longwall.

The next step was selection of a variant of the technical equipment for the proposed longwall. Several equipment options have been considered. All necessary calculations have been conducted, then appropriate proposals have been formulated. From the three proposed options, the most favorable one has been selected in terms of efficiency and economy. Step by step further parameters have been determined: daily advance of the longwall, number of cycles, the way of a shearer within a single cycle, the optimum cutting speed, the required efficiency of the face conveyor and of the conveyor in the tailgate.

After selection of the option, details of longwall machinery and devices have been considered. The dominant mining system in the Polish coal mining industry is the longwall system in various forms. In considered

case along-strike, retreat longwall system with caving has been adopted. It was necessary to choose properly the powered roof shield support sections.

The basic parameters which should be considered by selection of the longwall support are: its range of operation, maximal transversal and longitudinal inclination and the step of the support. Step of the movement of the support should be no less than the cutting slice of the shearer. Similarly as in case of longwall support, selection of a shearer must be focused on a number of parameters: height of cutting, cutting slice, maximal velocity of movement. In aim to haul the coal from the longwall face, appropriate face conveyor and tail-gate conveyor. For these machines the transport efficiency is a critical factor, which should be equal to the previously determined efficiency of the cutting machine. The last machine being present in the longwall is lump crusher, which is needed to crush oversized coal blocks.

Optimal selection of the equipment is a very important part of the project. Also important role is playing the way of extraction works – extraction technology. First step is equipping of the longwall that means a range of operations including transport and installment of the hydraulic shields, coal shearer and face conveyor, installation of the tail-gate conveyor and crusher. When the longwall is already being fully equipped, starting procedure of the longwall takes place. The starting procedure covers the time from the first cut up to the moment when full collapse of the roof strata occurs at the whole length of the longwall. From this point the longwall is being considered as regularly operational. When the front of the longwall is approaching to the end of the longwall panel, the longwall must be prepared for liquidation. Preparation for liquidation is an intermediate period in the late phase of its operation up to completion of the extraction. This phase has been distinguished, while during this time changes in the organization of works may be implemented, mainly in form of change of number of work shifts and number of the longwall crew. After completion of extraction, the longwall undergoes liquidation. Technical project of a longwall does not cover its liquidation. For this purpose, separately longwall liquidation project is being prepared and executed.

The next step of the project is selection of the work system and coverage of work positions with required number of qualified staff.

Another section of the project has been dedicated to the support and protection of the head- and tailgates. Due to increased rock mass pressures convergence occurs and the gates support should be adequately reinforced. There is a wide range of methods exist to maintain the proper dimension of gates at the entrances to the longwall. Implementation of still stringers and props allows improving the performance conditions of the support.

To the project must be also included crew access coal haulage, and material delivery routes schemes.

Ventilation of the longwall is divided into two sub-categories. First part related to the design of the fresh air delivery and used air removal routes. In the second one required amount of the air must be determined. The calculations are conducted with regard to the number of the crew in the longwall, methane hazard, and maximal/minimal air flow velocities being allowed in longwalls.

In final point a schedule of control measures has been determined, with regard to the current stage of operation, namely who and how frequent will check the correctness of operations on the longwall.

#### **Conclusion**

The technical project significantly facilitates the work of mine management personnel. It allows gathering all most important information in one place, what is necessary for properly management of mining works. In case of geological disturbances occurrence in a form of faults, corrective measures might to be applied to the project. Such a document should be elaborated on the basis on reliable data, while the health and safety of the mine personnel is the most important issue in mining industry.

Elaboration of the technical project of the longwall allows the students to learn how such documentation is being prepared, and analyze commonly occurring problems, which an engineer may face in practice performing his future job in a coal mine.

**M. DREWNIAK, M. SZCZUREK**

*Technical University of Silesia, Gliwice, Poland*

## **THE ACTIVITIES OF STUDENT SCIENTIFIC GROUPS AT THE FACULTY OF MINING AND GEOLOGY AT THE SILESIAN UNIVERSITY OF TECHNOLOGY IN GLIWICE**

#### **Summary**

This paper presents the structure of the Faculty of Mining and Geology at the Silesian University of Technology in Gliwice, fields of study, specializations and organizational units. The further part of the paper provides details of the student scientific „groups being active at the Faculty of Mining and Geology and scientific achievements of their participants.

#### **Introduction**

Faculty of Mining and Geology of the Silesian University of Technology offers education in 13 specialties on 2 fields of study: Mining & Geology and Safety Engineering. After completing three common for each direction

semesters, students can continue their education on specialties such as: Electrical Engineering & Automation in Mining, Underground Construction & Surface Protection, Mining Engineering & Waste Management, Mine Survey, Mining Geology & Exploration, Environment Protection on Mining Areas, Mining, Building & Road Construction Machinery, Processing of Solid Minerals & Marketing, Geotourism, Management in the Mining Industry being managed on the direction Mining & Geology. The Safety Engineering direction manages following studying specialties: Technology and the Organization of Occupational Health and Safety, Protection Engineering & Crisis Management, Water Management and Flood Risks.

Specialties are provided by following internal structures: Department of Electrical Engineering and Automation in Mining, Institute of Mining Mechanisation, Department of Mining Management and Safety Engineering, Department of Geomechanics, Underground Construction and Surface Protection, Department of Mineral Processing and Waste Management, Institute of Mining Engineering, and in the Institute of Applied Geology. A separate unit is the Museum of Deposit Geology in Memorial of Czesław Poborski.

The most of these structures host student scientific groups such as: "Agrimensor", "Safe Longwall" (tutor: assistant professor Aneta Grodzicka), "The Fuse" – occupational health and safety area range (tutor: assistant professor Adam Duda), "Geotourist", "Gwarek" (old fashioned – a miner), "Machinery Construction and Engineering" and "Silesian".

Attending to the student research groups is not obligatory. They are opened for ambitious students from different specialties and directions, who want to extend their knowledge in the different aspects of mining.

### **The activities of the student scientific groups at the Faculty of Mining and Geology of the Silesian University of Technology in the year 2012**

Participants of the student scientific groups from the Faculty of Mining and Geology participated in many conferences, seminars and research trips in order to develop their knowledge.

Students from the "Agrimensor" student scientific group took a part in the VII National Conference of Geodesy of Students' Research Groups under the patronage of the Dean of the Faculty of Mining and Geology assoc. prof. eng. Marian Dolipski, where the papers presented by the members of this group, won the third place and honorable mention in the competition for the best paper. The conference was held on 12-13 April 2012. Students also participated in the seminar of the Local Group of Polish Surveyors in Gliwice on 7 December 2012.

Members of the „Agrimensor” group attended also in trips to Coal Mine „Pokój” in Ruda Śląska, where they were taught how to make inventory surveys with use of the laser scanner in an underground gallery, they also took a part in the survey related to the study of the high voltage pylons deviations resulted from the mining activities under the areas of the village Chudów, and inventory of the shaft bottom in the coal mine "Bobrek - Center" in Bytom, with a use of the laser scanning method.

Students from "The Fuse" student scientific group participated in the Faculty Student Scientific Groups Conference, where students Dawid Malek and Tomasz Hansel gave presentations about institutions of supervision and control of working conditions in mining companies, student Piotr Czajkowski about pPersonality and temperament in terms of delegating tasks to workers and their professional adaptation, and students Magdalena Kwok and Barbara Gawenda on the safety and health during mountain hiking on the example of the Tatra mountains. On 22 – 24 November 2012 there was also a seminar in Cisiec near Węgierska Górka, during which were discussed solutions for safety management in industrial plants. Examples for this were Żywiec brewery and pumped storage power plant located on the top of the Żar Mountain, which have been visited by the same time.

On 10 March 2012 the students have also visited mechanical plant Bumar Łabędy” where they get acquaintance with the solutions for the safety of work issues used in this plant and the methods of the organization of work.

Members of the "Silesian" student scientific group took a part in the organization of Exchange Minerals held at the Faculty of Mining and Geology, and the third Students International Geological Conference in Lvov, Ukraine (27-30 April 2012), where students Rafał Przybyłok and Przemysław Zalewski gave a lecture about selected micro-fauna of Barbara level of Upper Silesian Coal Basin, and students Barbara Kubacka and Ewelina Janiga about perspectives of shale gas extraction in Poland.

They also attended some trips for example to St. Anna Mountain in Lisowice (10 May 2012), where they learned a lot about Triassic formations and reptiles' fossils in Opole area, especially in Głuchołazy, Złate Hory, Zlatorudne Młyny, Rejviz, Žulova, Sławniowice, and Pokrzywna (26-27.05.2012), on 2 June to Racibórz, where they conducted seismic probing and also to coal mine „Borynia” in Jastrzębie-Zdrój on 30 November 2012.

Students from the scientific group „Safe longwall” participated in the Scientific Workshops on 1-3 March 2012 in Sól – Laliki, where they presented following lectures: "Mining systems in methane hazard conditions", "Selected problems of the occupational risk assessment", "Analysis of the selected accidents on the example the coal mine X", "Overview of the ventilation systems in excavation longwalls", "Statistics of accidents in the Upper Silesian Coal Basin in 2005-2011" and "Overview of occupational diseases".

They also took a part in a lot of scientific trips:

– To the Central Mine Rescue Station (CSRG) in Bytom (9 March 2012), where students learned about the technical and organizational capabilities and the range of assistance in mine rescue during rescue operations in mining and visited an accredited chemical laboratories,



- To the Local Mine Rescue Station (OSRG) in Bytom too (17 April 2012), where they learned about machinery and exercise chamber for the rescue teams members training, as well as individual rescue equipment being used during the rescue operations,
- To the coal mine „Staszic”(27 April 2012), where students learned about the technology of the longwall with caving mine system,
- To the quarry PROMAG in Żeliszewice (13 November 2012), where experienced the whole dolomite extraction process from the blasting works in the open-pit, through processing plant, up to the sale-ready product storage area.
- To the steel-mill factory „Łabędy” (23 November 2012), in aim to get acquainted with its technology cycle, principles of work of the rolling machines and mine arch support elements production, successively filled with visiting of its modern laboratories,
- To experimental mine site „Barbara” (10.12.2012), where there was held a lecture about natural hazards in the Polish and worldwide mines, they also get acquainted with explosives and blasting materials used in Polish coal mines, also there was a rare occasion to see a coal dust explosion being shown in real conditions of a mining tunnel,
- To coal mine „Marcel” (13.12.2012), where students learned about the work of the underground and surface infrastructures of the mine, and also with the whole processes involved in the extraction of the minerals on to the surface, together with the issues concerning natural hazards and occupational safety of work.

Furthermore, the "Safe Longwall" scientific group took a part in the preparation and participation in the Seventh Mining Knowledge Tournament, which was an accompanying event to the XXI School of Underground Mining, with the following successes: student Mateusz Mikołajczyk took fourth place and student Justyna Bujok took 5th place in the final classification.

Members of the “Machinery Construction and Engineering” were also actively involved in research trips, they have visited following sites:

- Lignite open-pit mine and power plant Bełchatów, which belongs to the Polish Energy Group, Conventional Mining and Energy plc, on 13/04/2012 and 11/05/2012, where students learned about the technology of electricity production, especially with the new 858 MW power generation block and CCS demonstration plant,
- coal mine „Kazimierz Juliusz” on 15 April 2012, where they learned about mine machines used in coal mine technology of extraction and transportation of coal,
- Polish Ropes (23 March 2012) where they learned about technology of production of steel ropes for shaft hoisting,
- Central Mine Rescue Station (CSRG) in Bytom (30 March 2012) to learn about the activities of CSRG and its equipment,
- Silesian mining equipment factory "MONTANA" (20 April 2012), to learn about the technological process of production of mining and transport machines, passenger transport units, and belt feeders,
- Becker – Warkop Company in Świerklany on 27 April 2012, where a lecture and presentation of movies took place about construction and technology of machines for accessory transport issues in coal mines.

#### **Summary**

Membership in the student scientific and research groups creates an opportunity to increase knowledge in the field of different mining aspects. It gives also a chance to take a part in various competitions of knowledge, conferences and seminars. Participants take also an active part in many research trips and represent the university in prestigious competitions. Participation in the organization of students’ life is also a way to gain a lot of favorable personal contacts, experiences, and exchange of views and knowledge in the field of widely understood mining engineering.

**P. HRBÁČOVÁ**

*Institute of Environmental Engineering , VŠB – Technical University, Czech Republic*

## **MINE WATER FROM THE MINING OF COAL IN THE CZECH REPUBLIC**

The aim of this work is to research the mining water from mining coal and lignite in the Czech Republic and then evaluate the possibility of using this water. The theoretical part is devoted to the characteristics of mine water from the extraction of coal and lignite and the potential for usage of these waters. The practical part is focused on mine water samples from active and inactive mines in the Czech Republic, especially in areas with a greater flow of mine water, which could be suitable for treatment and subsequent use in case of drought as a result of climate change. Mine water samples were subjected to chemical analysis and the results were processed and compared with the Decree of the Ministry of Health n.187/2005 which in turn amends the ordinance n.252/2004 which specifies the health requirements for drinking water and hot water and the frequency and scope for control of drinking water.

The Czech Republic has a relatively small area, with a large number of mining areas. Some mining areas reached by European or global standards. Today, however, with a few exceptions (mainly northern Bohemia

region), most of the mines are closed and liquidated.

Mine waters are found in all mines' areas and are a complication in mining. Mine waters are deliberately released into the sewers or they are adjusted in mine water sewers..



Figure 1. Map showing the sampling locations

Areas in this thesis are divided: 1. Důl ČSM (OKD, a. s.); 2. Důl Karviná (OKD, a. s.); 3. Důl Darkov (OKD, a. s.); 4. Důl Paskov (OKD, a. s.); 5. Vodní jáma Jeremenko (DIAMO, s. p.); 6. Vodní jáma Žofie (DIAMO, s. p.); 7. Rosické uhelné doly – ÚDV Rosice (DIAMO, s. p.); 8. Sokolovská uhelná, právní nástupce, a. s., Sokolov - ÚDV Svatava; 9. Severočeské doly a. s. - ÚDV Březno, ÚDV Emerán; 10. Czech Coal a. s. (Vršanská uhelná a.s., Litvínovská uhelná a.s.) – Vršanská ÚDV, Litvínovská ÚDV.

Table 1

Physical, chemical and organoleptic parameters of drinking water

PARAMETER	UNIT	LIMIT	TYPE OF LIMIT
Color	mgPt.l <sup>-1</sup>	20	MH
Turbidity	ZF	5	MH
conductivity	mS.m <sup>-1</sup>	125	MH
pH		6,5-9,5	MH
Cod Mn	mg.l <sup>-1</sup>	3	MH
Hardness (vápník+hořčík)	mmol.l <sup>-1</sup>	2-3,5	DH
Calcium	mg.l <sup>-1</sup>	40-80	DH
Magnesium	mg.l <sup>-1</sup>	20-30	MH
Chlorides	mg.l <sup>-1</sup>	100	MH
Sulphates	mg.l <sup>-1</sup>	250	MH
Fluorides	mg.l <sup>-1</sup>	1,5	NMH
Nitrate	mg.l <sup>-1</sup>	50	NMH
Ammonium	mg.l <sup>-1</sup>	0,5	NMH
TOC	mg.l <sup>-1</sup>	5	MH
Iron	mg.l <sup>-1</sup>	0,2	MH
Manganese	mg.l <sup>-1</sup>	0,05	MH
Aluminum	mg.l <sup>-1</sup>	0,2	MH
Copper	mg.l <sup>-1</sup>	1	NMH
Lead	mg.l <sup>-1</sup>	0,01	NMH
Cadmium	mg.l <sup>-1</sup>	0,005	NMH
Arsenic	mg.l <sup>-1</sup>	0,01	NMH
Mercury	mg.l <sup>-1</sup>	0,001	NMH
PAU	mg.l <sup>-1</sup>	0,0001	NMH
Temperature	0C	55	

DH ... recommended value

MH ... limit

NMH ... highest limit

According to Policy 252/2004 Coll., Laying down the health requirements for drinking and hot water and the frequency and scope of control of drinking water, with amendments: 187/2005 Coll. 293/2006 Coll. is a table with selected limits of physical, chemical and organoleptic parameters for drinking water, which will be compared with the values resulting from the sampling of mine water [6].

In the period of climate change may occur the dry season, and it is necessary to look for other potentially useful sources of water. Such sources may be mine water. Based on available data, provided by the companies DIAMO, OKD, as, Sokolov uhelna, the legal successor, as Sokolov; Severočeské doly, as, Czech Coal as locations were selected for sampling mine waters.

The criteria for locality selection were:

- Flow in m<sup>3</sup>/year-1 (at least 450,000 m<sup>3</sup>/year-1)
- Acceptable quality of mine water
- Preferably presence of mine water treatment plant

In some localities the companies allowed mine water sampling (Rosické uhelné doly, Sokolovská uhelna, legal successor, as Sokolov; Severočeské doly, as, Czech Coal as).

According to the results it can be assessed that the highest concentration of sulphates are present. Their removal can be performed using membrane processes or ion exchange, etc. The high representation of iron and manganese. Reducing the concentration of these inorganic compounds may be through ion exchange, oxidation, sand filtration preparovaným etc. The biggest problem may pose chlorides. Cause salinity mine water. Removal of chloride is a highly complex process of technological and economically demand. Currently in The Czech Republic no desalination plant is in operation.

Mine Water selected sites would have to go through several complex technological processes to be used in future as a suitable source of drinking water in the climate change. Treatment of mine water around Ostrava should be directed at reducing the concentration of chloride membrane processes, whereas water from Northern Bohemia and locations Rosic is loaded with its high sulphate concentrations, and therefore the mine water treatment technology should consist of nodes precipitation or ion exchange or membrane processes.

**M. MOSKWA**

*AGH University of Science and Technology, Poland*

## **DEEP SEABED MINING – MINING OF THE FUTURE, EXPLOITATION OF THE PACIFIC OCEAN FLOOR, PLACE OF POLAND**

### **Introduction**

Nowadays, despite huge technological development in the mining industry it is more difficult to find huge mineral land deposits. Recently explored deposit, which can be classified as a world-class deposits, is the Turquoise Hill – a copper and gold deposit located in Mongolia.

Daily, on the earth are born approximately 210.000 children. During one year our population increases about 1,2%. There are estimates which say that in 2050 on the earth will live more than 10 billion people. The obvious thing is that with the increase in population increases the demand for mineral resources. An example of it is the growing global demand for energy, which is increasing every year by about 2%. This growth will gradually consume the available resources of mineral resources. Fortunately, despite many problems associated with the possible lack of the resources, humankind does not have to be afraid of rapid exploitation of all deposits. However, regardless of the reliability of predictions for metallic resources, it is clear that some of them we can start running out after the year 2020.

### **Solution to the problems of land - the seas and the oceans**

Planet Earth has a surface area of approximately 510 billion sq. km. Most of this area is covered by water. The surface of water has about 70%, while the total area of land is about 30% of the Earth. The world biggest reservoirs of water - oceans conceal the enormous mineral resources. It is estimated that at the bottom of the ocean, there are reserves of mineral resources amounting to 159 billion cubic meters of oil and 187,1 trillion cubic meters of gas. Furthermore, giant areas of the floor of oceans are covered with great amounts of other resources, like manganese nodules. It is estimated that the bottoms of the oceans in arrears of about 3 trillion tons of manganese nodules. They are the source of iron, manganese, nickel, copper, cobalt and other elements. Polymetallic nodule deposits are found on the seabed in many areas, and have been comparatively well studied because of their potential economic importance.

Deposits of oceans can significantly extend the safety period associated with access to mineral resources. However, their production involves a number of difficulties, with which tries to cope well developing field of industry - deep seabed mining.

### Marine mining

One of the first Polish scientists who began to deal with marine mining, Professor Stanislaw Karlic proposed division of marine mining into three groups, they include: borehole mining, underwater surface mining and finally underground marine mining.

Borehole marine mining is well known branch of marine industry connected with offshore platforms which recover oil and gas deposits from the seabed. Borehole marine mining has a significant contribution in the world exploitation of fossil fuels resources. This technique provides 40% of world production of oil and gas. Longtime offshore technology development led to a significant increase in the possibilities of this type of equipment. Modern technology allows us to drill boreholes to a depth of over 9.000 meters under the seabed.

Underground marine mining is actually a little known and rarely used method of mining. This kind of mining uses the underground systems and methods of exploitation in the recovery of deposits, which are under the seabed. One of the examples of this method could be already closed tin mine Geevor, located in Cornwall, England. This mine used the system of underground workings for the extraction of residual tin beneath the Atlantic ocean.

The last group of marine mining methods is the underwater surface mining. This method allows the exploitation of depositing on the bottom surface using techniques comparable to the classic surface mining. Project, which may serve as an example of this method, and at the same time is in an advanced stage of development is the Solwara project. Corporation Nautilus Minerals Ltd. has prospected Seafloor Massive Sulfide in the Bismarck Sea. The prospect contains a substantial resource of massive base metal sulphides, gold and silver. The average depth of the deposit is about 1.550 m below sea level. Resource extraction comprises three main components, which are Seafloor Production Tools (fig. 1), Riser and Lifting System and finally Production Support Vessel. In this process rock is disaggregated on the seafloor by two large robotic machines that excavate material by a continuous cutting process. The Auxiliary Cutter is a preparatory machine that deals with rough terrain and creates benches for other machines to work. The second machine, the Bulk Cutter, has a higher cutting capacity but is limited to working benches which were created by Auxiliary Cutter. The material, which was left on the seafloor by those two machines is then collected by Collecting Machine. This machine draws cut material as seawater slurry with internal pumps and pushing it through a flexible pipe to Riser and Lifting System. In the second stage system uses a large pump and rigid riser pipe hanging from the vessel which delivers the slurry to the surface. Finally on the deck of the production support vessel, the slurry is dewatered. Then the transportation barges haul the material to a stockpile location.



Figure 1. Seafloor Production Tools, source: <http://www.nautilusminerals.com>

### Clarion-Clipperton Fracture Zone – exploitation of the Pacific ocean seabed

Submarine ferromanganese concretions were first discovered in the Kara Sea off Siberia in 1862. In the source of its round-the-world expedition from 1872 to 1876, the HMS Challenger collected many small dark-brown balls, rich in manganese and iron, which were named manganese nodules.

The Clarion-Clipperton Fracture Zone, the study area for this project, has been the focus of much international attention for many years. Poland is also involved in the study of this area. Poland, next to such countries as Bulgaria, Cuba, Czech Republic, Slovakia and Russia belongs to the Interoceanmetal Joint Organization. This organization, along with the other eight contractors with the International Seabed Authority contract is exploring for polymetallic nodule deposits.

The Clarion-Clipperton Fracture Zone is located in the north-eastern basin of the Pacific ocean – the oldest of the world oceans. It lies between two faults, the Clarion fault and the Clipperton fault. The whole zone lies on the surface of about 5 mln sq. km. The parcel, which belongs to the Interoceanmetal Joint Organization has an area of about 75.000 sq. km.

Polymetallic nodules (fig. 2) are small golf-ball sized concentrations that sit on the sediment surface on deep-water (4,500 – 6,500 meters) abyssal plains of the global ocean. They are composed predominantly of manganese and iron oxides with much lesser amounts of copper, nickel, cobalt, REEs, lithium, molybdenum and many more elements. The main metals are derived from cold ambient seawater and from pore-waters in the sediment. The minor iron metals are adsorbed onto the major iron and manganese phases.



Figure 2 Polymetallic Nodule, source: <http://www.isa.org.jm>

Based on the study it can be concluded that The Clarion-Clipperton Fracture Zone is unique in terms of

material resources compared to other ocean polymetallic deposits. Predicted resources of this area are 7,5 million tons of manganese, 265 million tons of copper, 78 million tons of cobalt and 340 million tons of nickel.

#### References

1. Abramowski, T. i Kotliński, R. A. (2011). Współczesne wyzwania eksploatacji oceanicznych kopalni polimetalicznych. *Górnictwo i Geoinżynieria, Zeszyt 4.1*.
2. Abramowski, T. i Szelangiewicz, T. (2011). Eksploatacja złóż polimetalicznych konkrecji z dna oceanu. *Górnictwo i Geoinżynieria Zeszyt 4/1* (strony 63-72). Kraków: Górnictwo i Geoinżynieria.
3. Hein, J. (May 2012). Prospects for Rare Earth Elements From Marine Minerals. Briefing Papers 02.12. [www.isa.org.jm](http://www.isa.org.jm).
4. Mazurkiewicz, B. (2011). Wydobywanie zasobów surowcowych dna mórz i oceanów naczelnym zadaniem morskiej polityki gospodarczej państwa. *Górnictwo i Geoinżynieria, Zeszyt 4/1*.
5. Morgan, C. (March 2012). A Geological Model of Polymetallic Nodule Deposits in the Clarion-Clipperton Fracture Zone. Briefing Paper 01/12. [www.isa.org.jm](http://www.isa.org.jm).
6. Piestrzyński, A. (2011). Surowce mineralne oceanów. *Górnictwo i Geoinżynieria, Zeszyt 4/1*.

**M. PFÜTZE**

*Technische Universität Bergakademie Freiberg, Germany*

## **APPROACHES FOR THE USE OF GEORADAR AT A BUCKET WHEEL EXCAVATOR FOR A QUALITY-CONTROLLED SELECTIVE MINING IN OPENCAST LIGNITE MINES**

### **Introduction**

Only a small part of the German lignite is used for material applications. Therefore the Technical University Bergakademie Freiberg is working with partners from the industry at a project called "ibi" (innovative brown-coal integration). The aim of the project is the interdisciplinary research on the material use of lignite. The main development goals are an operating diagram for selective mining of quality lignite as well as the development of sensor technology for material and boundary layer detection. The article gives an introduction how georadar at a bucket wheel excavator can be used to achieve these goals. Therefore the main working principles of the georadar will be explained as well as the idea how to attach the measuring device for the georadar directly at the boom of the excavator parallel to the bucket-wheel to measure and recognize the underneath lying surfaces or guiding layers. The consideration how the technology could work as an aid and the dividing layer recognition should occur is also further examined.

### **Actual state in selective mining**

The mining technology in the current situation is designed for a high output, in which the selectivity plays a minor role. But only selective mining guarantees a material application with a maximum product yield. Selective mining yet again is dependent on a precise material and boundary detection, which sets high level of sensory detection ahead. Furthermore in case of the actual production technology used in German opencast mines, like bucket-wheel excavators, bucket-chain excavators, Continuous Surface Miners and Mobile Technology, it is to mention that the machines with a high selective digging height own only a low dividing sharpness. Nevertheless primarily for reasons of the economic efficiency and the demanded performances, the consideration of selective mining by bucket-wheel excavator was made as a result of suitable consultations. Therefore the bucket-wheel excavator should be used as basic production technology in the project [1, 2].

A selective mining of horizontally stored layers can be carried out with the bucket-wheel excavator in the side block cutting effectively. Thereby the excavator will proceed beside the opencast mining-sided embankment of the passageway and can remove so bigger bench parts in slices. Condition for this is that the thickness of the single layers to be separated of each other is largely enough to get still a sufficient production amount with the bucket-wheel. The separation of the layers can be carried out in the terrace cut in best when the bucket-wheel proceed after a slewing process (cut) several times in cutting direction and the height position of the bucket-wheel is only reasonable changed.

With the terrace cut the dividing surface can be laid between the single terraces in such a way that they correspond to the dividing surface between the single layers. However, the uppermost dividing surface may not lie higher than the lower edge of the bucket-wheel in his highest position. This is the selective digging height of the excavator ( $h_a$ , figure 1). For the operation of the excavator it is important that the maximum height position of the bucket-wheel can be reached in every position of the excavator, so also under a certain excavator slope [3, 4].



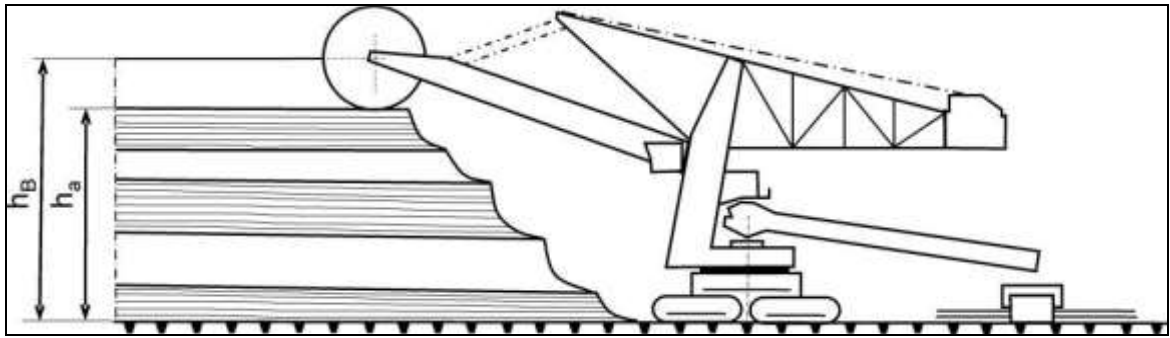


Figure 1. Selective mining with bucket-wheel excavator ( $h_B$ -cutting height,  $h_a$ -selective digging height) [3].

### Optimization approaches

Since selective mining sets high level of sensory detection ahead, the important fact here is that it needs to be sensors suitable for mining technology. In the case of the application of georadar the measuring instrument sends out electromagnetic waves which are reflected of heterogeneities in the ground and in the loose rock (areas in which the electric conductivity and the relative permittivity change by leaps and bounds). Transitions are mostly geologic border layers, changes of the mineralogical composition or the moist salary. The reflected waves will be conceived with an aerial and the term, the phase and the amplitude will be taped (figure 2), whereby the water content of the ground or loose rock influences the measuring result substantially.

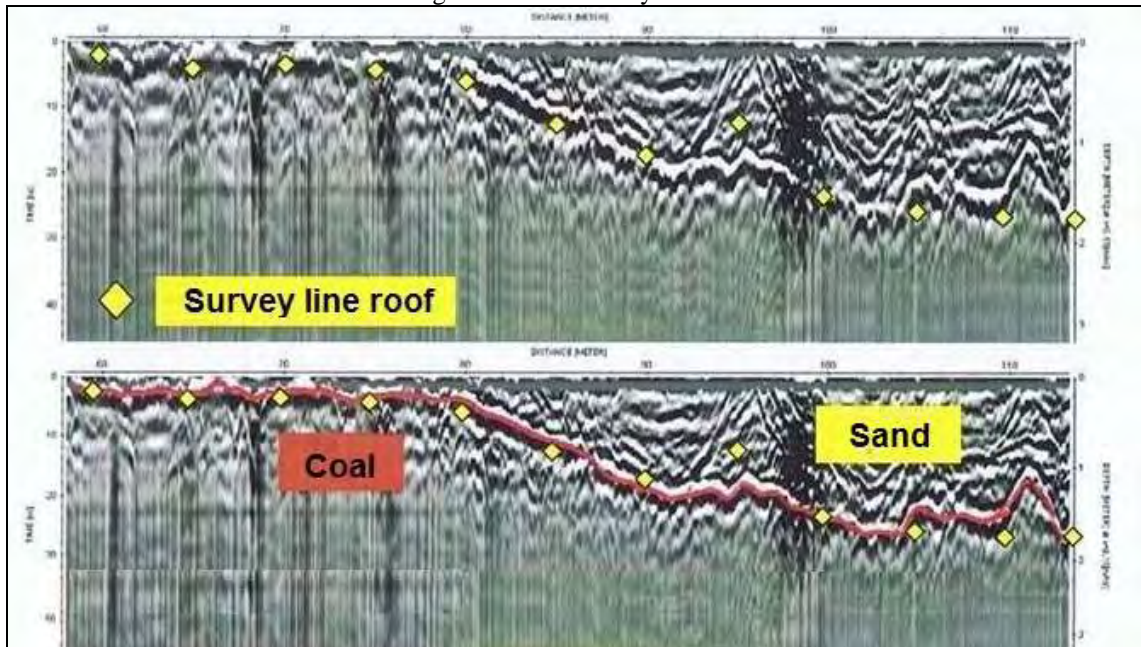


Figure 2. Example for the operation of georadar (The red line will be produced through the evaluation-software and simulates the boundary layer progress) [5]

Specific experiments which were carried out on freely accessible seam surfaces as well as directly at a bucket-wheel excavator proceeded very promisingly. Thus it was possible to recognize clay layers as well as other distinguishable layers. Furthermore the idea exists to attach the measuring device for the georadar directly at the boom of the excavator parallel to the bucket-wheel to measure and recognize the underneath lying surfaces or layers (figure 3).

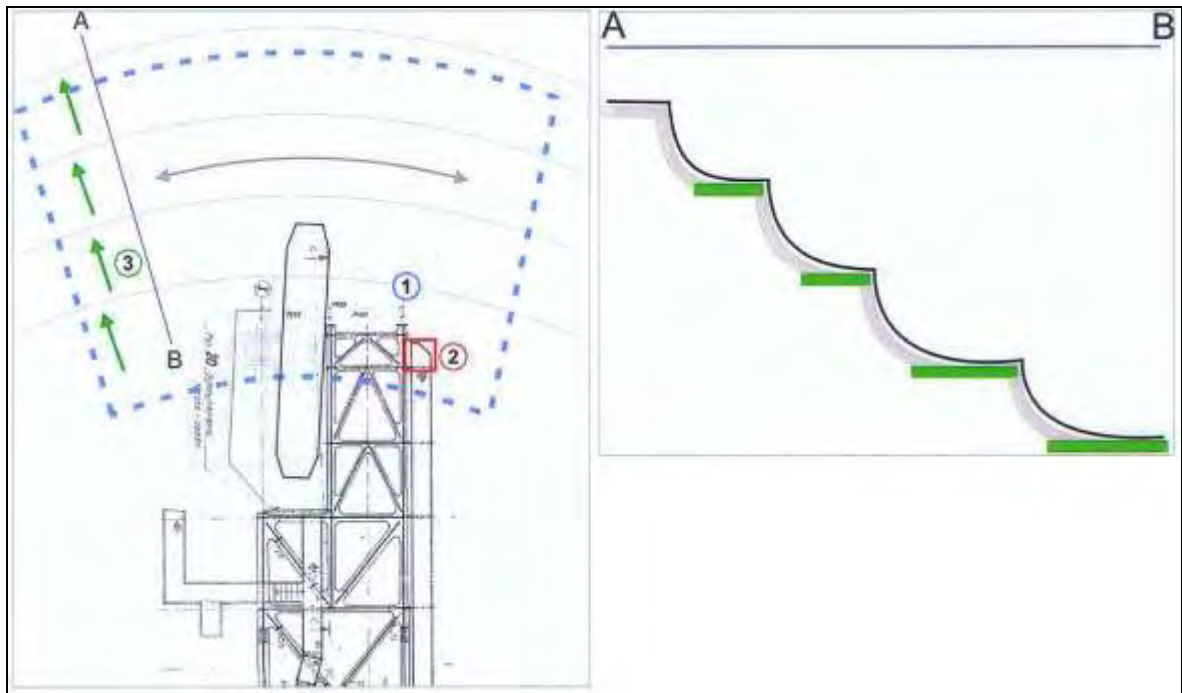


Figure 3. Image of the position of the georadar (2) at the end of the boom of the excavator and the measuring field (1) which consists of smaller subareas based on the terrace cut (3)

Thus in particular the consideration how the sensor technology with georadar could work as an aid and the dividing layer recognition should occur is further examined. Besides it is a matter of analyzing also which dividing sharpness and exactness is accessible according to today's state and which dividing sharpness is necessary now for a selective production and should be transformed by the sensor technology with georadar. This is also valid for the technical transformation on the machine (figure 4) [6].

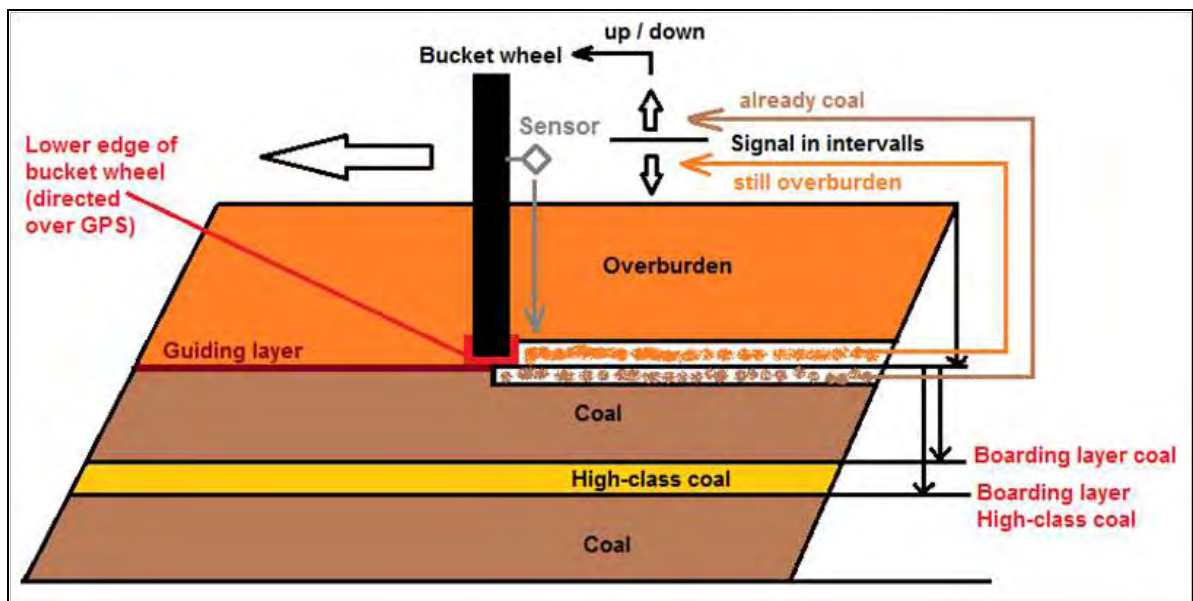


Figure 4. Control of the bucket-wheel by sensor technology with recognition of the guiding layer

### Summary and Outlook

During appropriate measurement tests in the field work the aim was to characterize the sensor technology of georadar as well as to recognize the relevant border dimensions and the adaptation to the working conditions. The technology of georadar has given first promising results to define different layers in the coal seam. Here the technical implementation on the bucket-wheel excavator will play a great role, because the production equipment with the sensor will be used for tracking the deposit model and the determination of the distribution of the coal quality in the open pit [7].

## References

1. Pfützte Martin, Drebenstedt Carsten: Actual state of technique for selective mining and materials identification. In: Continuous Surface Mining – Latest Developments in Mine Planning, Equipment, and Environmental Protection, TU Bergakademie Freiberg, 2010, page 158 – 164 (ISBN 978-3-86012-406-2).
2. Päßler Steffen, Drebenstedt Carsten: Berechnungsmethodik für Surface Miner (in Russisch: Методика расчета для горных комбайнов). In: Bergbau-Forum, Dnepropetrovsk, 2006, S. 26 – 33 (ISBN 966-350-050-6).
3. Rolf Dieter Stoll, Christian Niemann-Delius, Carsten Drebenstedt, Klaus Müllensiefen: Der Braunkohlentagebau – Bedeutung, Planung, Betrieb, Technik, Umwelt, Springer-Verlag Berlin Heidelberg, 2009, 605 Seiten (ISBN 978-3-540-78400-5).
4. Durst W., Vogt W.: Schaufelradbagger, Trans Tech Publications, Clausthal-Zellerfeld, 1986, 391 Seiten (ISBN 0-87849-057-4).
5. Overmeyer; Kesting: SEMT – Sensorische Erkennung der Materialarten und Erfassung der Trennflächen, Logistics Journal, 2007 (ISSN 1860-5923).
6. Pfützte Martin, Drebenstedt Carsten: Sensor based selective mining concepts in coal mining. In: Continuous Surface Mining – Latest Developments in Mine Planning, Equipment and Environmental Protection, University of Miskolc, Hungary, 2012, page 201 – 208 (ISBN 978-615-5216-09-1).
7. Pfützte Martin, Drebenstedt Carsten: Approaches of sensor based selective mining. In: IUR – Scientific Reports on Resource Issues 2012, Volume 1, page 196 – 206 (ISSN 2190-555X).

**P. SONTAMINO**

*Faculty of Engineering, Prince of Songkla University, Thailand*

**C. DREBENSTEDT**

*TU Bergakademie Freiberg, Germany*

## **A PROTOTYPE DYNAMICS DECISION MAKING MODEL OF MINING FEASIBILITY STUDY ON INVESTMENT**

### **Introduction**

Decision on investment in mining is the first important step of profit or loss the money in the mining business. Normally, the most famous tools in the economic decision on investment are the analyses of discount cash flow along period of mining by using Net Present Value (NPV) [1] and Internal Rate of Return (IRR) [2]. However, it's quite hard and take a lot of time to use a calculator for Solving equations of NPV and IRR in many conditions. Thus, the computer softwares are used to solve the problems. The one of a popular Software to calculate NPV and IRR is Spreadsheet Software, such as MS Excel. On one hand, the Excel quite useful because it has batch functions of NPV and IRR to help the user. On the other hand, the batch calculations accepts a value a time. Thus, in the general case of complex and continuously changing variables like in mining investment, the Excel is not the best way. Therefore, the system dynamics model [4] is a good alternative choice to solve the problems in the case of able to continually changing multiple variables.

A prototype dynamics decision making model of mining feasibility study on investment was created to be a decision making tool. It was developed by using Vensim software [5]. The result of calculation can be used to decide on investment in mining project.

### **Literature Reviews**

#### **The Decision Making on Investment Theory**

The analysis of discount cash flow is a way to decide on investment in mining business. In case of the value of money changed all the time, the money tomorrow is not as valuable as money today [6], so the money in the future need to be calculated the value back to present for the same rule of comparison. The equations of PV and NPV show below [1].

PV Equation: [1]

$$PV = \frac{R_t}{(1+i)^t}$$

where

$t$  = the time of the cash flow

$i$  = the discount rate (the rate of return that could be earned on an investment in the financial markets with similar risk.)

$R_t$  = the net cash flow (the amount of cash: inflow - outflow) at time  $t$ . For educational purposes,  $R_0$  is commonly placed to the left of the sum to emphasize its role as (minus) the investment. Sometime, the name, future value (FV) is used.

NPV Equation: [1]



$$NPV = \sum_{t=0}^N \frac{R_t}{(1+i)^t}$$

NPV is an indicator of how much value an investment or project adds to the firm. With a particular project, if  $R_t$  is a positive value, the project is in the status of discounted cash inflow in the time ( $t$ ). If  $R_t$  is a negative value, the project is in the status of discounted cash outflow at the time ( $t$ ). Appropriately risked projects with a positive NPV could be accepted. This does not necessarily mean that they should be undertaken since NPV at the cost of capital may not account for opportunity cost, i.e. compares with other available investments. In financial theory, if there is a choice between two mutually exclusive alternatives, the one yielding the higher NPV should be selected [1].

The internal rate of return (IRR) on an investment is the "annualized effective compounded return rate" or discount rate that makes the net present value (NPV) of all cash flows (both positive and negative) from a particular investment equal to zero [2].

IRR Equation: [2]

$$NPV = \sum_{t=0}^N \frac{R_t}{(1+i)^t} = 0$$

Because the internal rate of return is a rate quantity, it is an indicator of the efficiency, quality, or yield of an investment. This is in contrast to the net present value, which is an indicator of the value or magnitude of an investment [2].

An investment is considered acceptable if its internal rate of return is greater than an established minimum acceptable rate of return or cost of capital [2].

### The System Dynamics Theory and Application

System Dynamics (SD) which founded by Prof. J.W. Forrester in 1950 [4], is a theory of system structure and a set of tools for representing the structure of complex systems and analyzing their dynamic behavior by computer modelling. It has many commercial softwares supported an SD model. Vensim software [5] is one of the most popular software used to develop the SD model. Moreover, Vensim software also has a free version for the user. In Figure 1 shows the generic structure of an SD model created by Vensim software.

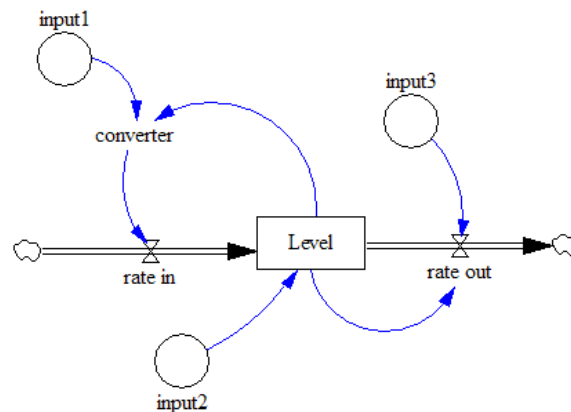


Figure 1. Simple SD Model structure

### Research Methodology

#### Simple Flow Diagram of the Model Processing

This prototype SD model was developed without the costs of royalty and tax, then a simple processing diagram of the prototype SD model is shown in Figure 2.

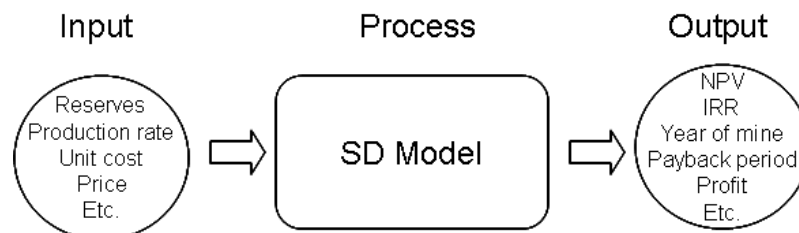


Figure 2. Processing diagram of the prototype dynamics decision making model of mining feasibility study on investment

### Case Study Condition

The south of Thailand has a lignite reserve around 324,000,000 tons, Assume the rate of return equal 0.15

(15%), the unit cost of investment per production planning around 100 dollars/ton, the unit operating costs around 5 dollars/ton, and the price of lignite around 17 dollars/ton.

**Scenario Simulation**

There are 3 variables were varied for calculating NPV in the case study, including (1) Production Rate, (2) Price of Ore, and (3) Unit Operating Cost. Then, the 27 scenarios were calculated. Moreover, an average condition for IRR is the price of ore steady at 17 dollars/ton, production rate 17.5 million tons, and unit operating cost 5 dollars/ton. The metrics input variable conditions are shown in Table 1.

Table 1

The metrics input variable conditions

Items	Value 1	Value 2	Value 3	IRR conditions
Price of Ore (\$/ton) [symbol : P]	Decline trend (0.5\$/year) [symbol: Pd0.5]	Steady (17\$/ton) [symbol: Ps0]	Incline trend (0.5\$/year) [symbol: Pi0.5]	17 [symbol: Ps0]
Production Rate (Mi.ton/year) [symbol : Q]	15 [symbol: Q15]	17 [symbol: Q17]	20 [symbol: Q20]	17.5 [symbol: Q17.5]
Unit Operating Cost (\$/ton) [symbol : Oc]	3 [symbol: Oc3]	5 [symbol: Oc5]	7 [symbol: Oc7]	5 [symbol: Oc5]

Note: Example scenario of IRR condition is Ps0\_Q17.5\_Oc5, it means the price of ore 17 dollars/ton (Ps0), production rate 17.5 million tons (Q15), and unit operating cost 5 dollars/ton (Oc5).

**Results**

**Model Structure**

The SD model structure of a prototype dynamics decision making model of mining feasibility study on investment shows in Figure 3.

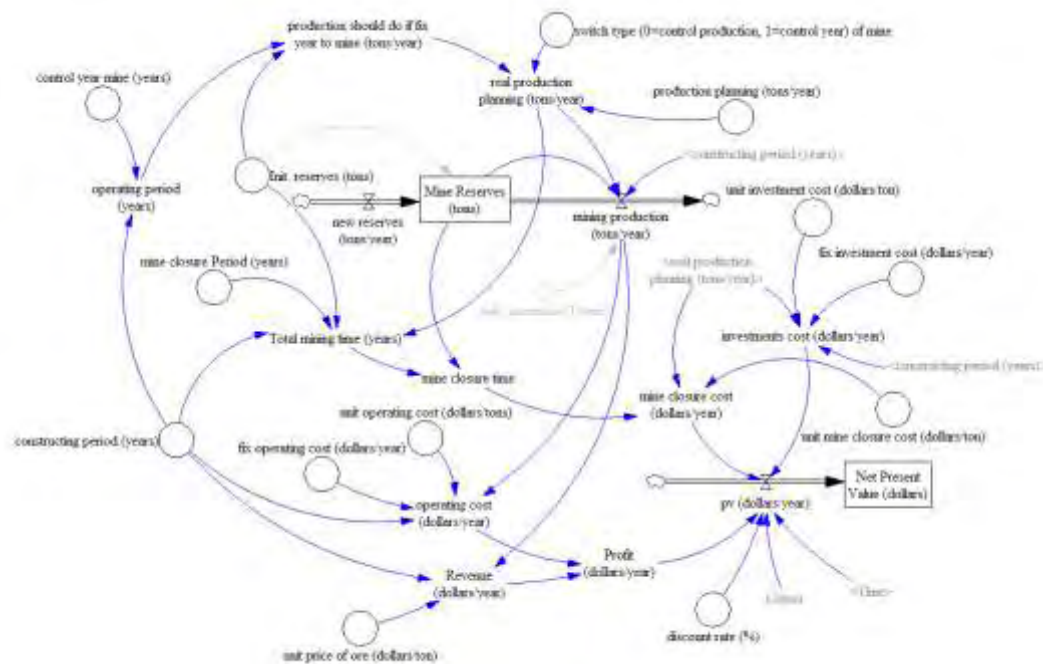


Figure 3. The SD model structure of a prototype dynamics decision making model of mining feasibility study on investment

**Simulation Results**

The prototype SD model can show the calculation result when changed the values of input variables. In the case of the trend of lignite price goes down with the rate 0.5 dollars/year (scenarios No. 1 to 9), we found that 6 cases of NPV results are negative. In contrast, if the price of lignite is steady at 17 dollars/ton, or has an inclined trend with the rate 0.5 dollars/year (scenarios No. 10 to 27). The NPV results show positive in all cases. Moreover, the average NPV of all scenarios is around  $29.6 \times 10^7$  dollars, see details in Table 3.

Table 2

Summary result of IRR in average condition

No.	Scenarios symbol	NPV ( $\$ \times 10^7$ )	IRR (%)
28	Ps0_Q17.5_Oc5	0	21.05

In the case of IRR value, the average scenario condition makes the positive result of IRR of investment around 21%, the result shows in Table 2.

**Conclusion and Discussion**

The prototype dynamics decision making model of mining feasibility study on investment can help to decide on investment by calculating discount cash flow along period of a project rapidly. So, it's a faster and more flexible alternative tool. Furthermore; in the case study conditions, the average NPV results around  $29.6 \times 10^7$  dollars,

and IRR of this case study was around 21%.

For the further development, this prototype model will verify with more case studies and add more sub-systems, etc. Therefore, the prototype dynamics decision making model of mining feasibility study on investment will apply to be a decision making tool on the mine planning system in the future.

Table 3

Summary Result of NPV in 27 Scenarios

No.	Scenarios symbol	NPV (\$x10 <sup>7</sup> )	No.	Scenarios symbol	NPV (\$x10 <sup>7</sup> )
1	Pd0.5_Q15_Oc3	13.87	15	Ps0_Q17_Oc7	11.59
2	Pd0.5_Q15_Oc5	-2.66	16	Ps0_Q20_Oc3	51.01
3	Pd0.5_Q15_Oc7	-19.2	17	Ps0_Q20_Oc5	30.23
4	Pd0.5_Q17_Oc3	15.08	18	Ps0_Q20_Oc7	9.46
5	Pd0.5_Q17_Oc5	-3.25	19	Pi0.5_Q15_Oc3	76.36
6	Pd0.5_Q17_Oc7	-21.59	20	Pi0.5_Q15_Oc5	59.82
7	Pd0.5_Q20_Oc3	15.76	21	Pi0.5_Q15_Oc7	43.28
8	Pd0.5_Q20_Oc5	-5.02	22	Pi0.5_Q17_Oc3	81.44
9	Pd0.5_Q20_Oc7	-25.79	23	Pi0.5_Q17_Oc5	63.11
10	Ps0_Q15_Oc3	45.12	24	Pi0.5_Q17_Oc7	44.77
11	Ps0_Q15_Oc5	28.58	25	Pi0.5_Q20_Oc3	86.26
12	Ps0_Q15_Oc7	12.04	26	Pi0.5_Q20_Oc5	65.49
13	Ps0_Q17_Oc3	48.26	27	Pi0.5_Q20_Oc7	44.71
14	Ps0_Q17_Oc5	29.93	<b>Average</b>		29.58

#### References

1. Wikipedia.org. *Net present value*. 2011 24 May 2011 [cited 2011 28 February]; Available from: [http://en.wikipedia.org/wiki/Net\\_present\\_value](http://en.wikipedia.org/wiki/Net_present_value).
2. Wikipedia.org. *Internal rate of return*. 2011 24 May 2011 [cited 2011 28 February]; Available from: [http://en.wikipedia.org/wiki/Internal\\_rate\\_of\\_return](http://en.wikipedia.org/wiki/Internal_rate_of_return).
3. Hustrulid, W.A. and M. Kuchta, *Open pit mining planning & design*. 1998, Rotterdam ; Brookfield, VT: A.A. Balkema. 2 v. (xv, 836 p.).
4. Wikipedia.org. *System dynamics*. 2011 14 February 2011 [cited 2011 15 February]; Available from: [http://en.wikipedia.org/wiki/System\\_dynamics](http://en.wikipedia.org/wiki/System_dynamics).
5. Ventana System, I. *Vensim Software*. 2011 24 May 2011 [cited 2011 28 May]; Available from: <http://www.vensim.com/software.html>.
6. Darling, P. and Society for Mining Metallurgy and Exploration (U.S.), *SME mining engineering handbook*. 3rd ed. 2011, Englewood, Colo.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. 2 v. (xxiv, 1840, I-46 p.).

**P. SCHIMEK, F. OUCHTERLONY, P. MOSER**  
*Chair of Mining Engineering, Montanuniversitaet Leoben*

## **EXPERIMENTAL FRAGMENTATION RESEARCH IN MODEL-SCALE BENCH BLASTS**

### **Abstract**

This paper summarizes model-scale bench blasts, which were done in 2011 and 2012 at the Erzberg blasting site of the Montanuniversitaet Leoben in Austria. The aim of the project was to investigate the influence of the delay-timing of shots-in-a-row with regard to the fragmentation and the crack-development. The analysis of the fragmentation was done by sieving and the evaluation of the sieving curves and parameters. The verification of the crack development, which is still in progress, was done by taking thin sections out of drill-cores from areas behind the blast holes.

### **Introduction**

During the last few years several small scale blasting tests have been done at the Chair of Mining Engineering (Moser et al. 2003, Reichholf 2003, Grasedieck 2006 and Wimmer 2007 e.g.). These tests, which were carried out as cylinder-shots or cube-shots with different types of rocks and specimen sizes mainly were done to study the fragmentation or the crack development. The common factor of all these tests was that the specimen was freestanding, i.e. unconfined on all sides, and therefore they were not comparable with bench-blasts as the blasting waves weren't transmitted to the surrounding rock.

In order to get comparable results with ordinary bench-blasts this project, which investigates the influence

of delay-timing on the fragmentation and the crack development, was initiated.

The first part of the project was a comparison of shots in a sequence (shots-in-a-row with finite delay in a block with several rows of holes) to shots with infinite delay (single-hole-shots in one row). Both types of shots were done in virgin material (first row) and in already damaged material (second row).

The second part of the project was to investigate the influence of delay-timing in already cracked material. These cracks were induced in a defined, comparable and repeatable way.

#### **Test Set-up**

The blasting tests were carried out at the blasting site of the Chair of Mining Engineering at the Styrian Erzberg. Therefore a yoke inside the walls of the blasting site was used (see Figure 1).



Figure 1. Blasting site at the Styrian Erzberg

The gap between the yoke and the walls was filled with compacted sand, which transmitted about 70 % of the blasting waves into the surrounding rock. The yoke also has a space where the smaller testing blocks fit into. These testing blocks ( $L \times H \times W = 660 \times 280 \times 210$  mm), which were made of magnetic mortar, were placed on a mat cut out from a used conveyor belt. At the sides and at the back the block is grouted into the yoke.

The tests for the first part of the project were carried out with 2 rows per testing block with a burden of 70 mm for each row. The shots-in-a-row with finite delay were done as 5 respectively 7 holes per row with a delay of 140  $\mu$ s. This delay corresponds to a delay of 2 milliseconds per meter of burden. The blasting was done by using a 20 g/m detonating cord, while the delay was achieved by using 5 g/m detonating cord of different lengths. For the shots with infinite delay the arrangement with 5 holes per row was chosen. During several single-hole-shots in the middle of the rows the influence of blasting to the neighbouring holes of the row was investigated (see Figure 2). These investigations were done with different filling materials of the neighbouring holes of the row.



Figure 2. Front view after blasting of a single hole in the middle of the second row

Due to the fact that the shots in the second row have shown a more even fragmentation compared to the fragmentation of the first row it was decided, that the tests for the second part of the project are carried out with 3 rows per testing block. Therefore the axes of the blocks were changed and the blocks were now lying in the yoke

(instead of standing). The first row of every testing block was blasted with the same inter-hole delay. With this procedure it was guaranteed, that defined and comparable cracks were induced into the testing blocks. The next (already cracked) rows were blasted with different delays.

The blasted material was collected after each blast and a sieving analysis was done. As a result of the sieving analysis the particle size distribution was computed. Out of this the local inclinations as well as several k-values were calculated.

The investigations of differences between the crack development was done by taking drill-cores for production of thin sections.

#### **Results / Conclusions**

Summing up the results of the investigations of the first part of this project (see also Schimek et al. 2013) the following conclusions can be drawn:

- An initiation in the middle of the row works for shots in the same sequence but doesn't work for holes shot one by one due to the damage to the neighbouring holes of the row.
- Blasting of single-holes showed a breakout angle, which is larger than 90°.
- Blasting of 7 holes per row gives a finer fragmentation than blasting of 5 holes per row (same size of specimen but higher specific charge).
- If the blasts in the 1<sup>st</sup> row are done in virgin material then the fragmentation in the 2<sup>nd</sup> row is always finer than in the 1<sup>st</sup> row.
- The fragmentation of blasts in the 2<sup>nd</sup> row is heavily influenced by the number of blasted holes in the 1<sup>st</sup> row.
- There is just a minimal effect on the fragmentation comparing holes shot in the same sequence and the sum of holes shot one by one. This is the case even if one hole out of five couldn't be shot in some cases of the single-hole shots.
- The results of the second part of this project are still under investigation.

#### **References**

1. Grasedieck, A. 2006. Die natürliche Bruchcharakteristik (NBC) von Gesteinen in der Sprengtechnik. Doctoral Thesis, Montanuniversität Leoben, Chair of Mining Engineering and Mineral Economics.
2. Johansson, C. H. & Persson, P. A. 1970. Detonics of High Explosives. Academic Press Inc. (London) Ltd.; Berkeley Square, London.
3. Moser, P., Olsson, M., Ouchterlony, F. & Grasedieck, A. 2003. Comparison of the blast fragmentation from lab-scale and full-scale tests at Bårarp. In R. Holmberg (ed.), Proc. EFEE 2nd World Conf. on Explosives & Blasting Techn, pp 449-458. Balkema, Rotterdam.
4. Reichholf, G. 2003. Experimental investigation into the characteristic of particle size distributions of blasted material; Doctoral Thesis, Montanuniversität Leoben, Chair of Mining Engineering and Mineral Economics.
5. Schimek, P., Ouchterlony, F. & Moser, P. 2013. Experimental blast fragmentation research in model-scale bench blasts. In Sanchidrián & Singh (Eds), Measurement and Analysis of Blast Fragmentation, pp 51-60. Balkema, Rotterdam.
6. Wimmer, M. 2007. An experimental investigation of blastability. Swebrec rpt 2007:1. Lulea: Swedish Blasting Research Centre at Lulea Univ. Techn.

**С.С. АЛЕКСАНДРОВ**

*МакНИИ, Макеевка, Украина*

**А.В. ПОЛОЖИЙ, Е.О. КОВАЛЕВ**

*Донецкий национальный технический университет, Украина*

## **О СОЗДАНИИ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ТРУДА ПРИ РАЗРАБОТКЕ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

На современных глубинах разработка угольных пластов Донбасса осложняется ухудшающимися с глубиной горно-геологическими условиями. К последним следует относить, прежде всего, наличие неустойчивых вмещающих пород и изменение интенсивности смещений, а так же формы их проявлений. В результате этого имеют место случаи расслоений, обрушений пород кровли и сползаний пород почвы горных выработок, что впоследствии сопровождается травматизмом как в очистных забоях, так и на протяжении горных выработок.

Опыт работы шахт Центрального района Донбасса показывает, что с ростом глубины разработки обрушения боковых пород происходят в зоне расслоения. Изменение устойчивости пород и их прочности в направлении простирания пласта и по высоте этажа приводит к такому положению, что хаотическое чередование подбученных и неподбученных участков в очистном забое создает попеременные нагрузки на

угольный пласт, что реализуется трещинообразованием в породах кровли и почвы еще до подхода очистного забоя. При этом у пород почвы возрастает вероятность сползаний [1].

Применяемые в настоящее время способы охраны пластовых откаточных штреков различного рода конструкциями из дерева не обеспечивают удовлетворительного состояния поддерживаемых горных выработок, что требует проведения большого объема ремонтных работ, которые не поддаются механизации.

Анализ 84 случаев завалов штреков на шахтах Центрального района Донбасса за период с 1978 по 2012 г.г. свидетельствует о том, что наибольшее число завалов приходится на сопряжении штрека с лавой, именно в том месте, где расслоение пород наиболее интенсивно (табл.1).

Значительное число завалов приходится на участок позади лавы. Однако это завалы, связанные, прежде всего с ремонтом выработок.

Таблица 1

Случаи завалов штреков на шахтах Центрального района Донбасса (1978-2012 г.г.)

Обрушения	Количество завалов			Всего
	впереди лавы (0-20) м	на сопряжении	позади лавы (20-40) м	
Кровля	4	30	16	50
Почва	2	18	14	34
Итого:	6	48	30	84

Следует отметить, что в большинстве случаев причиной травматизма от обрушений являются расслоения вмещающих пород, возникающие и развивающиеся во времени после разгрузки углепородного массива [2]. В области расслоения массив представляет собой систему параллельных пластин разделенных трещинами, превращающими его в высокопроницаемый. Предотвращение обрушений в таких условиях может быть особенно успешным за счет выполнения специальных мероприятий.

Считается [3], что с увеличением глубины разработки, т.е. ростом напряженного состояния пород, увеличивается их смещение. Вокруг выработок образуется обширная область пород, перешедших в стадию неупругих деформаций. При этом породы смещаются к центру выработки, вытесняя ее стенки, почву и кровлю.

Опыт ведения горных работ показывает, что степень влияния многих факторов может регулироваться и активно управляться человеком, однако эта возможность используется недостаточно. Смещения пород, вызванные процессом восстановления равновесного состояния массива, направлены в сторону искусственно образованной полости – выработки и, в большинстве случаев сопровождаются деформацией породных обнажений и крепи, что приводит к нарушению режима работы выработки.

В результате выполненных исследований на моделях из оптически чувствительных материалов было установлено, что изменение геометрических параметров обнажений боковых пород существенно снижает степень вредного влияния в них касательных напряжений. Наиболее благоприятная геомеханическая обстановка в нижней части лавы отмечается при наличии в выработанном пространстве широкой податливой опоры с конечной величиной усадки до 30%. Вообще, общий характер распределения касательных напряжений в массиве пород определяется именно усадкой опоры. Однако степень поддержания боковых пород такими опорами недостаточна для восстановления первичного напряженного состояния, в результате чего и происходят перераспределения напряжений.

Для условий разработки крутых пластов Центрального района Донбасса, с учетом ярко выраженной слоистости осадочных пород, в зонах разгрузки деформации глинистых пород развиваясь и увеличиваясь в объеме во времени, отрывают слой пород ближайший к выработанному пространству. В пределах разрабатываемого этажа происходит обрушение и сползание деформированных пород, увеличивается вероятность травматизма.

В результате проведенных исследований [4] установлено, что при разработке крутых пластов в таких условиях наиболее опасной считается нижняя и средняя части лавы (зона протяженностью 50-60 м). Разгрузка в этой зоне некоторых разновидностей боковых пород способствует их расслоению, что может привести к сползанию пород и завалу подготовительной выработки. В этих зонах необходимо выполнение дополнительных мероприятий, способствующих упрочнению пород или возведение искусственных охранных сооружений (в виде податливых опор), которые видоизменяют характер взаимодействия боковых пород. Такой подход способствует повышению устойчивости подготовительной выработки и, как следствие, снижению уровня травматизма при ведении очистных и подготовительных работ.

Экспериментальное изучение устойчивости подготовительных выработок крутых пластов было проведено в условиях шахты им. К. Маркса ГП «Орджоникидзеуголь» на горизонте 1000 м. Экспериментальные участки располагались на пласте  $m^3$  Толстый - восток.

В работе находились 3 замерные станции, оборудованы по контуру 4 реперами. По этим реперам определялись траектории смещений реперов 1,2 в направлении реперов 3 и 4 (рисунок 1). Смещение боковых пород на замерных станциях определялись по перемещениям этих реперов - так, чтобы фиксировать смещения пород со стороны кровли, боков и почвы выработок.



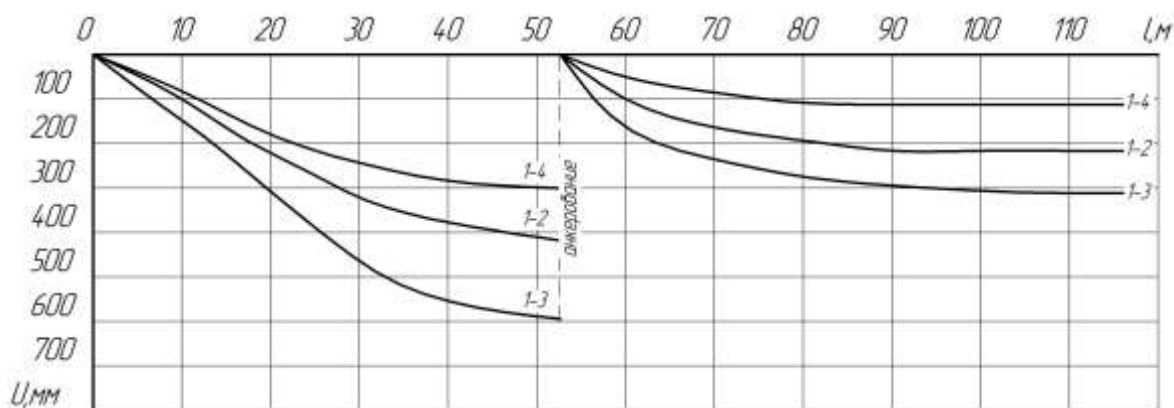


Рис. 1. Графики смещений пород в откаточном штреке пласта  $m^B_3$  Толстый: 1-4, 1-2, 1-3, смещения реперов 2,3,4 в направлении 1

Откаточный штрек по пласту  $m^B_3$  пройден с подрывной пород кровли и почвы. Мощность пласта  $m=0,8-0,95$  м, угол падения  $62^\circ$ . В кровле залегает глинистый сланец, в почве – глинистый сланец, склонный к сползанию. Площадь поперечного сечения штрека  $9,5\text{ м}^2$ , расстояние между рамами арочной формы крепи АП-3 с деревянной затяжкой 1,0 м. Штрек проводился с помощью БВР. Скорость проведения штрека 21 м/мес. Лава с потолкоуступным забоем.

В результате проведенных исследований было установлено, что максимальные величины смещений по контуру подготовительной выработки при ее охране накатными кострами из шпал были отмечены на расстоянии 45-55 м позади лавы. В этом месте деформирование крепи штрека привело к потере регламентированного ПБ сечения выработки, что в свою очередь, может приводить к увеличению травматизма на протяжении горных выработок.

Положение изменяется в лучшую сторону, когда выработку перекрепили и в почву выработки пробурили два анкера, согласно [5]. В этом случае смещения реперов уменьшились в 2,2 раза. Максимальные значения, в пределах податливости крепи,  $U=220-310$  мм, зафиксированы на расстоянии 112 м позади лавы (рис.1).

Таким образом, для эффективного поддержания подготовительных выработок и предотвращения травматизма от обрушений и сползаний боковых пород необходимо ориентироваться на выполнение специальных мероприятий. Выполнение последних (например, анкерование) позволит снизить вероятность травматизма от обвалов и обрушений на протяжении выработки и при производстве ремонтных работ по ее перекреплению.

Вывод. Главная задача охраны труда в угольной промышленности заключается в устранении причин травматизма на рабочих местах, в данном случае на протяжении горных выработок за счет осуществления научно-обоснованных профилактических мероприятий. К последним следует относить возведение в выработанном пространстве, позади лавы, широких податливых опор или анкерование пород почвы подготовительных выработок, что позволит существенно снизить уровень травматизма.

### Литература

1. Николин В.И., Подкопаев С.В., Малеев Н.В., Агафонов А.В., Снижение травматизма от проявлений горного давления. Донецк: Норд-Пресс.-2005.-332с.
2. Баклашов И.В. Деформируемость и разрушение горных пород и массивов. М.: Недра, 1981.-320с.
3. Селезень А.Л., Томасов А.Г., Андрушко В.Ф. Поддержание подготовительных выработок при разработке крутых пластов. М.: Недра, 1977. – 205с.
4. Александров С.С. Изучение склонности боковых пород к обрушениям на пластах крутого падения // Известия Донецкого горного института. – 2011, №2-с.178-181.
5. Спосіб кріплення підготовчої виробки при розробці крутих пластів з підшвами, схильними до сповзання. Україна, UA67858 E21D20/02. Подкопаев С.В., Голубев П.М., Александров С.М., Александров С.С. – Бюл.№5, 2012.-4с.

## ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ И ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ДИКАЛЬЦИЙФОСФАТА ДЛЯ КОСМЕТИЧЕСКИХ ПРОИЗВОДСТВ

Дикальцийфосфат ДКФ как известно, существует в двух формах: безводная соль  $\text{CaHPO}_4$  и дигидрат  $\text{CaHPO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ . Основные физико-химические свойства этих форм приведены по данным работ в таблице [1-4] в таблице 1

Таблица 1

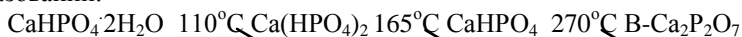
Показатели физико-химических свойств дикальцийфосфата		
Показатели	$\text{CaHPO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	$\text{CaHPO}_4$
Тривиальное название	брушит	монетит
Плотность, $\text{Fx}/\text{cm}^3$ (16°C)	2,306	2,892
Растворимость, г/л (25°C)	0,136	---
(100°C)	0,730	---
Произведение растворимости	$2,18 \cdot 10^{-7}$	---
Кристаллическая структура	моноклинная призматическая	триклинная пикоидальная
Твердость по Маосу	2-2,5	3,5
Абразивность*, в усл. ед	100	530

\*Для сравнения: абразивность  $\text{SiO}_2$ (осажденный) – 110-140, гидроксида алюминия – 260,  $\text{CaCO}_3$  – 120.

Установлено, что температура и скорость дегидратации брушита при сушке зависят от многих факторов: давления, величины кристаллов, способа получения, типа сушильного аппарата и др.

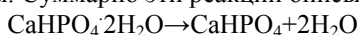
В системе  $\text{CaO}-\text{P}_2\text{O}_5-\text{H}_2\text{O}$  брушит стабилен до 36°C. Хотя уже при комнатной температуре ДКФ начинает терять кристаллизационную воду, однако полное обезвоживание затруднено даже при 100°C. Крупные кристаллы  $\text{CaHPO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  теряют воду при 40°C за 690 часов в количестве 0,3 моля, а при 120, 150 и 185°C соответственно 0,5, 1 и 2 моля  $\text{H}_2\text{O}$ . Нагревание дикальцийфосфата до 175°C и выше вызывает отщепление конституционной воды и образование пирофосфата [5].

Процесс дегидратации на воздухе можно представить в виде следующей схемы термических преобразований:



Дигидрат ДКФ кристаллизуется в виде моноклинных пластин. Под действием воды эта соль подвергается гидролизу с образованием моно – и трифосфата кальция. Однако при низких температурах 0-20°C скорость гидролиза крайне мала. При повышении температуры от 25° до 75°C скорость постепенно возрастает. При достижении 75°C (температура перехода дегидрата в безводную соль, кристаллизующуюся уже в триклинной системе) скачкообразно увеличивается скорость гидролиза. Необходимо отметить, что в присутствии трикальцийфосфата гидролиз протекает с заметной скоростью даже при 20°C.

Осложняющим фактором при использовании ДКФ (особенно дигидрата) в качестве наполнителя зубной пасты является его тенденция к образованию в водной среде гидроксилпатита и ортофосфорной кислоты. Суммарно эти реакции описываются следующим образом [6]:



Характерно, что в присутствии ионов F гидролиз ускоряется вследствие частичного образования фторапатита.

Следует отметить, что эта химическая реакция может привести к значительному изменению консистенции зубных паст из-за появления новой кристаллической фазы, вплоть до затвердевания вследствие образования кристаллизационных мостков между частицами.

Образование фазовых контактов сопровождается уменьшением pH. Поэтому в присутствии фторирующих веществ наблюдается ускоренное уменьшение растворенного (активного) фтора. Именно в этой связи применение ДКФ без соответствующих стабилизирующих веществ не практикуется.

Получение высокодисперсного дикальцийфосфата связано с использованием значительного более высокого пересыщения в системе, чем в технологии получения кормового ДКФ. При кристаллизации из растворов ДКФ из растворов суммарный объем выделяющейся твердой фазы определяется скоростями образования и роста кристаллов. Кинетико элементарных стадий кристаллизации постоянно изменяется во времени в соответствии постоянно изменяется во времени в соответствии с изменением пересыщения  $\rho=f(\tau)$  в системе [6]. Очевидно, что пересыщение в системе уменьшается пропорционально суммарной поверхности растущих кристаллов. Оценку общей поверхности кристаллов в рассматриваемой системе в данный момент времени можно произвести на основе мгновенного значения функции распределения частиц



по размерам  $x$  (e,r) [ ].

Более глубокое понимание явлений и процессов, происходящих в косметических композициях на основе дикальцийфосфата потребовало более детального изучения физико-химических свойств ДКФ, его гранулометрических свойств и структурообразующей способности.

Исследованию физикохимических свойств были подвергнуты усредненные образцы ДКФ, полученные в результате осаждения из предварительной очищенной от примеси экстракционной фосфорной кислоты (N1) и пересадения ДКФ из азотнофосфорных растворов, полученных после растворения дикальцийфосфата кормовой чистоты в азотной кислоте (N2). Для сравнения аналогичным исследованиям был подвергнут ДКФ, производимый фирмой «Хёхст» (N3). Физикохимические исследования образцов ДКФ проведены в научно-исследовательском центре транснациональной компании «ПроктерГэмбл» (США).

Исходные материалы были тщательно исследованы на предмет химической чистоты гранулометрического состава, определения их свойств качествеобразива, оценки его безопасности и совместимости с монофторфосфатом (МФФ). Для полной характеристики материала использовали несколько критериев. Во-первых, исходный материал ДКФ анализировался согласно рекомендациям USP (фармакопея США) на предмет определения его качества и безопасности. Во-вторых, материал протестирован радиоактивным методом истирания дентина (RDA) для определения абразивности материалов ДКФ, полученных по различным технологиям с использованием нового процесса дегидратации. В-третьих, материал был оценен на потенциальную совместимость с МФФ. При оценке материала использовали несколько аналитических технологий, включая твердотельную протонную ядерно-магнитно-резонансную спектроскопию (ЯМР), рентгеновскую дифракцию, инфракрасную спектроскопию (ИКС), термогравиметрический анализ, анализ размеров частиц и удельной площади поверхности.

Твердотельная спектроскопия использовалась для определения присутствия примеси трехосновного фосфата кальция. Примесь, по-видимому, является осадочным вариантом трехосновного кальция фосфата и имеет гидроксипатнто-подобную структуру  $Ca_5OH(PO_4)_3$ . Присутствие этого компонента в безводном ДКФ в купе с высокой площадью поверхности инициирует гидролиз МФФ в конечном продукте зубной пасты.

Таблица 2

Показатели безводного дикальцийфосфата.

Проба	% кислого фосфата	% примеси	Удельная поверхность м <sup>2</sup> /г
Дикальцийфосфат, осажденный из ЭФК (образец №1)	88,9	11,1	28,27
Дикальцийфосфат, полученный растворением кормового преципитата (образец №2)	91,1	8,9	18,25
ДКФ фирмы «Хёхст»	97,1	2,9	5,52

Как видно из данных таблицы образец №2 содержал примерно 9% примеси трехосновного кальция фосфата, указывая на достижение некоторого улучшения при использовании процесса пересадки кормового преципитата.

Д.И. БАБАК

Белорусский национальный технический университет, г.Минск

## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ И БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНЫХ РАБОТ В СЛОЖНЫХ ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ КАРЬЕРА «ГРАЛЕВО»

Длительное время развитие карьера «Гралево» месторождения доломитов «Руба» обеспечивалось значительным объемом вскрытых и готовых к выемке запасов доломитов, сформированных в период устойчивого финансирования комбината за счет государственной поддержки. В настоящее время эти ресурсы оказались исчерпаны и дальнейшая разработка участка «Гралево» сталкивается с необходимостью опережающего развития вскрышных работ на участках со значительной мощностью вскрыши. Одной из перспективных схем отработки высоких уступов, которая нашла широкое применение на практике, является схема с разделением вскрышного уступа на два подступа. При работе по этой схеме прямая лопата или драглайн производит сброс породы с верхнего подступа на рабочую площадку нижнего подступа, а экскаватор большей производительности или два экскаватора производят погрузку породы из забоя нижнего подступа и породы, сброшенной с верхнего подступа в средства автотранспорта. Применение указанной схемы позволяет обрабатывать уступы высотой до 23-38 метров (Рисунок. 1).

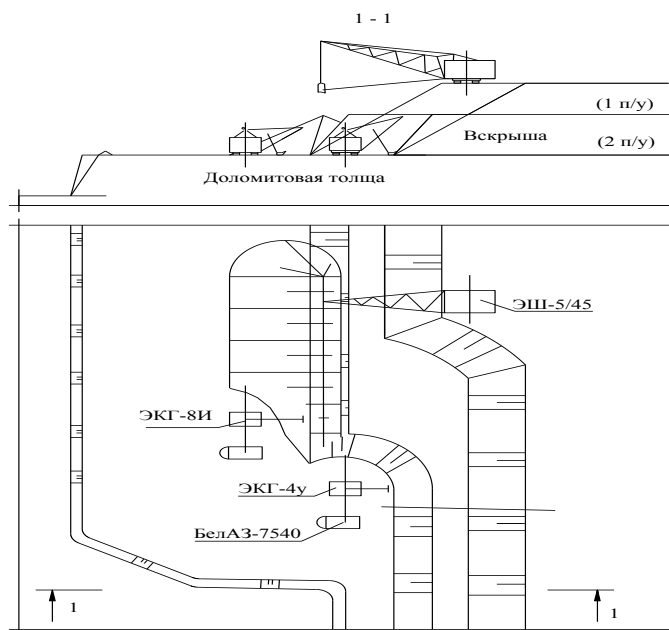


Рис. 1. Технологическая схема разработки вскрышного уступа (со сбросом породы с верхнего подступа экскаватором ЭШ-5/45) – вариант

Альтернативой рассмотренного варианта транспортной системы разработки является на наш взгляд бестранспортная схема перемещения вскрыши в выработанное пространство карьера.

Таблица 1

Валовые и максимальные разовые выбросы пыли при выполнении вскрышных работ на карьере «Гралево»

№ п/п	Оборудование для вскрышных работ	Валовые выбросы, т/год	Максимальные выбросы, г/с
Транспортная схема			
1	ЭШ- 5/45 в навал	0,45	0,22
2	ЭКГ-8И из навала в а/с	0,14	0,20
3	ЭКГ-4У(5У) в а/с	0,54	0,12
	Итого	1,13	0,53
Бестранспортная схема			
1	ЭШ-10/70	0,76	0,58

Для реализации данной схемы может быть задействован мощный шагающий экскаватор драглайн ЭШ – 10/70, который с переэкскавацией перемещает пустые породы во внутренний отвал. Данный вариант может быть осуществлен в соответствии с представленной на рис.2 технологической схемой. Несмотря на очевидные преимущества бестранспортной схемы вскрышных работ с точки зрения энергетической эффективности представляет несомненный интерес оценка технологических схем вскрышных работ в плане выбросов вредных веществ в атмосферу при осуществлении вскрышных работ. Аналогичные результаты получены нами и по выбросам ядовитых газов.

Таким образом, бестранспортная схема вскрышных работ выглядит более предпочтительной и в плане выбросов вредных веществ в атмосферу.

Во всех вариантах вскрышных работ рассматривается внутреннее отвалообразование, так как для его осуществления на карьере «Гралево» имеются благоприятные условия. В связи со сложными гидрогеологическими условиями залегания и эксплуатации месторождения представляет значительный интерес вопрос влияния внутреннего отвалообразования на приток воды в карьер. Основной вклад в приток воды в карьер вносят воды из доломитовой толщи. Притоки воды из четвертичных отложений и ливневые притоки в общем притоке воды в карьер незначительны и составляют порядка 2,3 % от современного притока из доломитовой

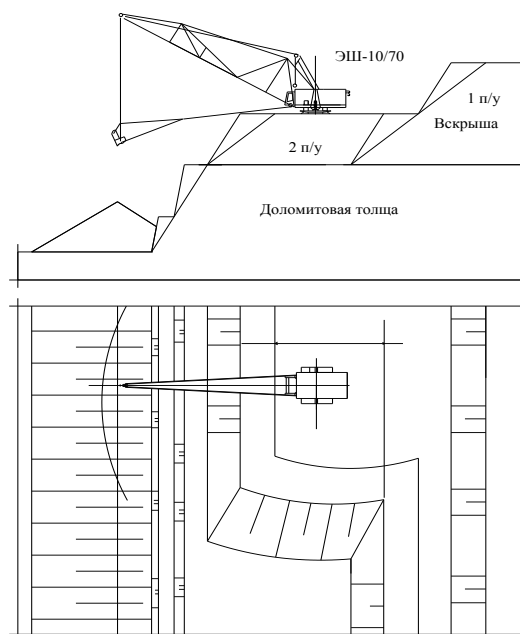


Рис. 2. Бестранспортная схема экскавации вскрыши в отвал

толщи.

Значения водопритока в карьер из доломитовой толщи при различных площадях водоприемной чаши и при отметке уреза воды в карьере 127-118 м определены гидрогеологическими расчетами и приведены на графике рисунок 3.

Приведенные данные показывают, что суточный водоприток увеличивается с ростом длины береговой линии т.е. длины линии высачивания воды в карьер. Зависимость водопритока от длины береговой линии представленная на рисунке может быть аппроксимирована формулой:

$$y=0,503+0,204L, \quad (1)$$

где  $L$  – длина береговой линии, м.

Длина береговой линии зависит от площади внутренних отвалов и их конфигурации. Увеличение площади внутренних отвалов сокращает длину береговой линии водоема. Следует, очевидно также стремиться к плавному изменению контуров внутренних отвалов, что будет способствовать сокращению длины береговой линии и, как следствие к сокращению водопритоков в карьер.

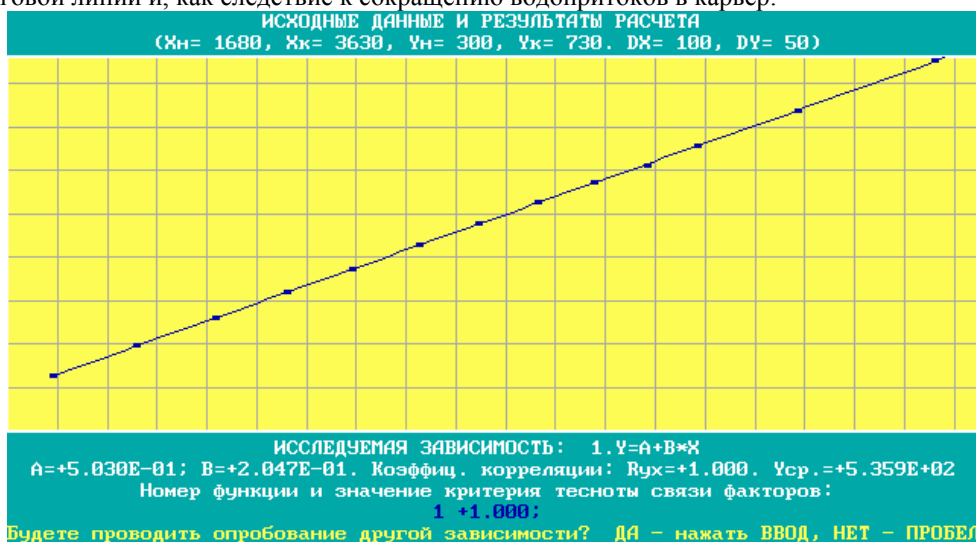


Рис. 3. Зависимость притока воды в карьер от длины береговой линии

Таким образом, эффект внутреннего отвалообразования проявляется не только в сокращении площади изымаемых земельных угодий, но и в снижении энергетических затрат связанных с организацией принудительного водоотлива в карьере.

Развитие карьера привело к приближению фронта добычных работ к объектам, требующим защиты от сейсмического действия взрывов и необходимости эффективной отработки в этих условиях обводненных уступов большой высоты. Обеспечение сейсмической безопасности взрывных работ в этих условиях усложнено, так как взрывание зарядов в условиях обводненного уступа усиливает сеймику, увеличивает сейсмически безопасное расстояние, что ограничивает массу взрываемого взрывчатого вещества.

Согласно приведенной в Единых правилах инструкции, при одновременном взрывании  $N$  зарядов ВВ общей массой  $Q$  со временем замедления между взрывами каждого заряда не менее 20 мс, определение безопасных расстояний производится по формуле:

$$r_c = K_r K_c \frac{\alpha}{N^{1/4}} Q^{1/3}, \quad (2)$$

где  $K_r$ ,  $K_c$  и  $\alpha$  – эмпирические коэффициенты;  $N$  – число групп зарядов;

$Q$  – общая масса взрываемого ВВ.

Учитывая, что в правой части формулы (1) содержатся зависимые величины, выразим  $Q = Q_{\text{ар}} N$ , где  $Q_{\text{ар}}$  – масса взрываемого ВВ на ступень замедления и представим (1) в виде равносильного выражения:

$$r_c = K_r K_c \alpha N^{0,08} Q_{\text{ар}}^{1/3}. \quad (3)$$

Из анализа формулы видно, что влияние на сейсмический эффект собственно общей массы взрываемого ВВ незначительно, так как с ростом  $N$  увеличение сейсмобезопасного расстояния происходит медленно. Учитывая эмпирическую природу рассматриваемых формул и точность сейсморегирующей аппаратуры, характеризующейся погрешностью измерений 10-15 %, можно с уверенностью признать излишность уточнений, связанных с учетом общей массы взрываемых зарядов. Из теории ошибок следует, что при относительной погрешности в определении сейсмобезопасного расстояния 10-15 %, показатель степени при  $N^{0,08}$  нельзя определить с точностью до 3-го знака и, учитывая порядок степени 0,08 ее можно

признать равной нулю, в этом случае  $N=1$ . Тогда сейсмобезопасное расстояние оказывается независимым от общей массы взрываемого заряда, что позволяет снять существующие ограничения на карьере «Гралево» по общей массе взрываемого взрывчатого вещества.

**А.С. БАРЫШНИКОВ**

*Национальный горный университет, Днепропетровск, Украина*

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КАНАТНЫХ АНКЕРОВ ДЛЯ ПОДДЕРЖАНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ ШТРЕКОВ**

Актуальность. Современной особенностью развития угольной промышленности Украины является интенсификация добычи угля. Отечественный и мировой опыт показывает, что именно это направление более всего обеспечивает повышение эффективности угледобывающего предприятия. Повторное использование выемочных штреков позволяет ускорить запуск лав и обеспечить эффективную систему проветривания, что приводит к снижению себестоимости добытого угля. Геомеханическим обоснованием повторного использования в условиях Западного Донбасса занимались такие ученые как Зборщик М.П., Халимендик Ю.М. Увеличение скоростей подвигания до 300 м/мес возможно при использовании струговых комплексов. Это в свою очередь влечет за собой неизбежную интенсификацию работ по выполнению концевых операций на штреке. Согласно [1], усиление выработки впереди очистного забоя рекомендуется проводить стойками усиления либо установкой промежуточных рам крепи. Считается, что использование специальной крепи сопряжения полностью механизмирует процесс крепления сопряжения, способствует повышению безопасности и производительности работ [2]. При высоких скоростях подвигания очистного забоя такие меры являются малоэффективными из-за высокой трудоемкости работ и загромождения полезного сечения выработки, из чего следует, что вопросы повышения эффективности поддержания штрека в зоне опорного давления и на сопряжении с лавой являются важной, актуальной народно-практической задачей. Перспективным решением указанных проблем является уход от применения стоек усиления впереди лавы и механизированных крепей сопряжения посредством установки канатных анкеров, что предупреждает расслоение пород кровли штрека и обеспечивает безопасность ведения работ.

Целью работы является опытно-промышленное обоснование целесообразности замены крепи усиления штрека впереди очистного забоя и сопряжения на канатные сталеполимерные анкеры в условиях 165-го сборного штрека ПСП «Шахта «Степная».

Основная часть. 165-й сборный штрек пройден с Восточного магистрального откаточного штрека гор. 300 м по падению угольного пласта  $C_6$  на гор. 490 м, средний уклон  $4^0$ . Угольный пласт  $C_6$  – простого строения, трещиноватый, сцепление с породами отсутствует, вынимаемая мощность – 1,04 м. Кровлей являлись переслаивающиеся алевролиты и аргиллиты с прочностью на одноосное сжатие до 25 МПа и со слабым сцеплением. Почва пласта представлена аргиллитом мощностью 1,2 – 2,0 м с прочностью на одноосное сжатие до 20 МПа. Выработка была закреплена рамно-анкерной крепью КШПУ-17,7 с замком АПЗ-030, шаг установки крепи 0,7 м. Кровля выработки усиливалась сталеполимерными анкерами длиной 2,2 м (5 шт. в ряду) под металлический подхват. Поддержание 165-го сборного штрека в зоне опорного давления и на сопряжении с лавой производилось за счет двух рядов канатных сталеполимерных анкеров АК01-21 длиной 6,0 м с несущей способностью 210 кН, устанавливаемых впереди зоны опорного давления, ширина которой составляла 60 м [3].

Испытания нетрадиционного способа усиления штрека и сопряжения с лавой при помощи канатных сталеполимерных анкеров произведены на трех смежных участках длиной 60 м. Для установления смещений пород на каждом из указанных участков было оборудовано по две наблюдательные станции. Процесс формирования зоны неупругих деформаций изучался с помощью глубинных реперов, заложенных с шагом 1,0 м в скважине диаметром 32 мм и глубиной до 9 м, пробуренной вертикально в кровлю на каждой станции. Деформации породного массива для середин интервалов между глубинными реперами вычислялись по формуле:

$$\varepsilon_{n-(n+1)} = \frac{n_{n'-(n+1)}' - n_{n-(n+1)}}{n_{n-(n+1)}} \cdot 10^{-3}, \quad (1)$$

где  $n_{n-(n+1)}$  – расстояние между соседними реперами в момент заложения;  $n_{n'-(n+1)}$  – расстояние между соседними реперами после подвигания лавы.

Помимо глубинных реперных станций в каждом сечении были заложены по две контурные станции. Для определения высотного положения точек контурной наблюдательной станции и наиболее глубокого репера прокладывался прямой и обратный нивелирный ход технической точности. Исходные реперы были закреплены за пределами зоны влияния очистной выработки. Точность нивелирования в соответствии с рабочей методикой – техническая. Погрешность определения высотных отметок составляла 10 мм.

На момент первого наблюдения наблюдательные станции находились на расстоянии 247 м от движущегося очистного забоя (скорость подвигания около 7 м/сут). Всего выполнено 18 серий наблюдений со средней периодичностью в 3 дня.

С момента заложения и до подхода лавы на расстояние около 60 метров смещений исследуемых элементов не наблюдалось. Реакция системы «крепь-массив» на опорное давление впереди лавы началась на расстоянии около 60 м (рис. 1). Было зафиксировано максимальное смещение устья канатных анкеров на величину 20 мм в непосредственной близости от створа лавы. Нивелирование концевых частей реперов глубинных станций позволило установить опускания реперов, закрепленных в массиве на глубину 8 – 9 м от контура выработки. Максимальные смещения глубинных реперов составили до 25 мм. Это свидетельствует о равномерном опускании как пород в заанкереной зоне, так и вышележащих слоев пород.



Рис. 1. Зависимости смещений устья канатных анкеров и глубинных реперов от расстояния до движущегося забоя

Анализ вертикальных деформаций пород кровли показал, что до подхода очистного забоя деформации массива в заанкереной зоне составили до 11 мм/м, что не превышает предела упругого деформирования анкеров (рис. 2,а). После прохода очистного забоя сталеполимерные анкера попали в зону расслоения пород, и произошел отрыв породной пачки на высоту около 4 м (рис. 2,б).

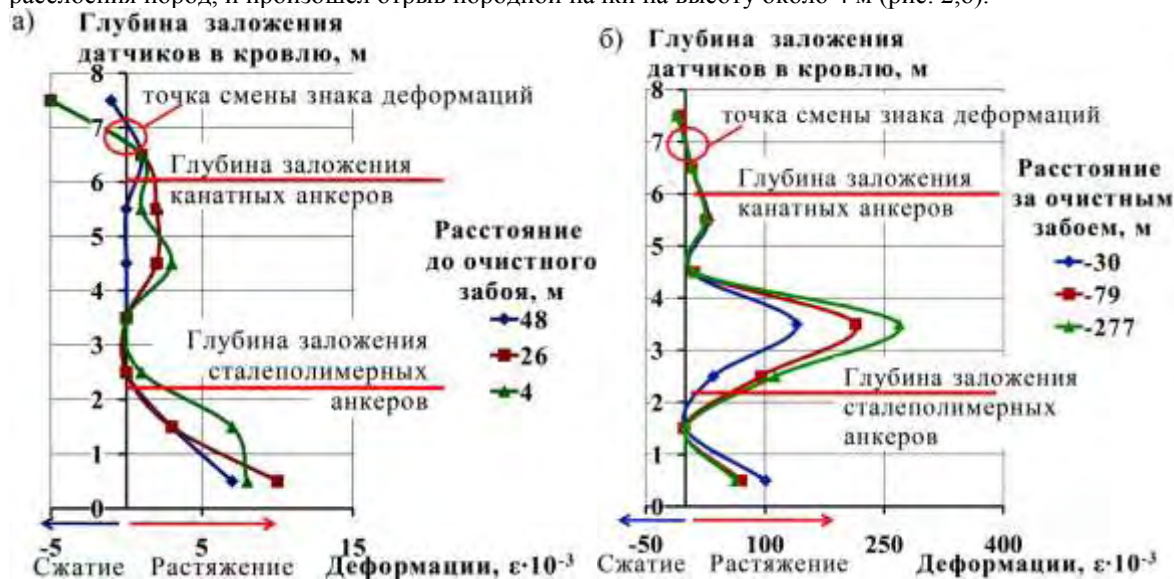


Рис. 2. Деформации пород кровли до очистного забоя (а) и после его прохода (б)

Установлены две зоны: растяжения до глубины 7,0 м и сжатия выше 7,0 м, что указывает на наличие нейтрального слоя, который не подвержен деформациям. При этом нейтральный слой (точка смены знака деформаций) сохраняет свое положение на интервале 6,5–7,5 м независимо от положения очистного забоя лавы (рис. 2,б). Репер, заложённый на глубине 7,0 м, не изменил своего положения относительно наиболее глубокого, принятого за исходный при определении смещений глубинных реперов.

Совместное использование геометрического нивелирования и наблюдений за смещениями глубинных реперов позволило установить равномерное опускание глубинных реперов выше 6,0 м на величину 0,2 м после прохода лавы (рис. 3). При этом опускаются как слои пород кровли, подверженные сжатию, так и нейтральный слой.

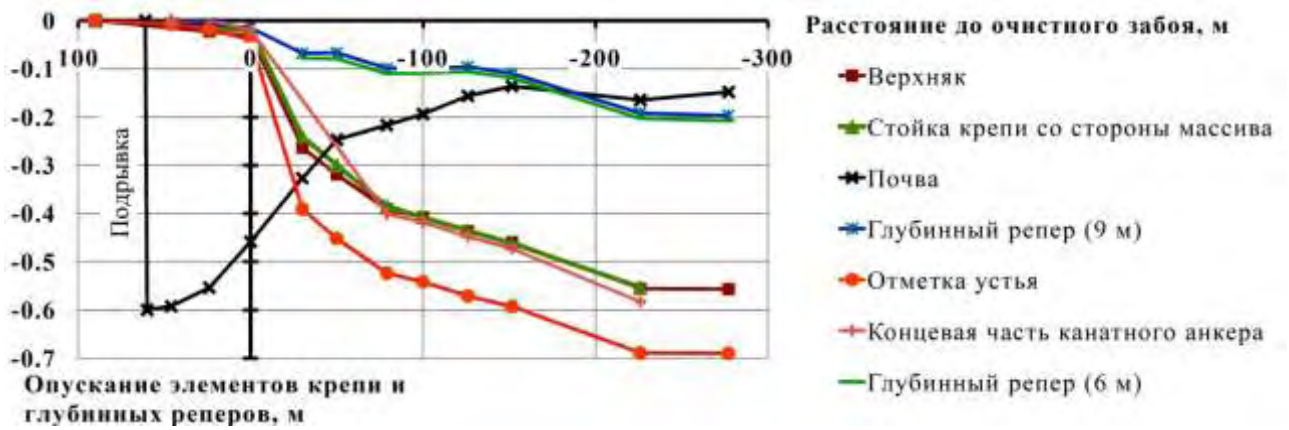


Рис. 3. Опускание элементов крепи и глубинных реперов в зависимости от положения очистного забоя

### Выводы

1. Впервые в условиях Западного Донбасса (слабые боковые породы  $\sigma_{сж} = 20 - 25$  МПа), проведена успешная замена крепи усиления штрека впереди очистного забоя и его сопряжения с лавой на канатные анкеры, что позволило обеспечить подвигание очистного забоя со скоростью 200 м/мес в течение года.
2. Установлены следующие закономерности деформирования массива пород кровли выработки:
  - в зоне опорного давления впереди лавы массив пород над выработкой в целом опускается с наличием зон сжатия и растяжения породных слоев. Канатные анкера работают в режиме упругих деформаций;
  - на глубине 7,0 м зафиксирована точка смены знака деформаций (нейтральный слой), которая сохраняет свое положение независимо от положения очистного забоя, однако после прохода очистного забоя вся толща пород выше 6 м подвержена равномерному опусканию.

### Литература

1. Инструкция по поддержанию горных выработок Западного Донбасса. – СПб – Павлоград, 1994. – 95 с.
2. Широков А.П. Крепление сопряжений лав / А.П. Широков, В.А. Лидер, А.И. Петров. – М.: Недра, 1987. – 135 с.
3. СОУ 10.1.00185790.011:2007 Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. – Мінвуглепром України. – Київ, 2007. – 113 с.

**Е.И. ГАНЦОВСКИЙ, М.В. СЕМЁНОВА**

*Белорусский национальный технический университет, г.Минск*

## ОПЕРАТИВНЫЙ АНАЛИЗ И ПРОГНОЗ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ

При добыче рудного и нерудного сырья немаловажную роль играют значения оперативное определение углов откосов уступов, отвалов и бортов карьеров. Степень устойчивости бортов карьеров характеризует безопасность работ и тесно связана с экономическими показателями отработки месторождения.

Решение таких задач является комплексным и трудоемким, поэтому очевидна необходимость в применении современных средств для оперативного анализа и прогноза устойчивости. Несомненным лидером в данной сфере является программный продукт GeoStudio, а в частности программный модуль GeoSlope.

Используя данную программу, был смоделирован ряд ситуаций, отражающих сложные горно-геологические условия.

Рассмотрим моделирование ситуации, которая отражает влияние высоты высачивания ( $H_v$ ) на коэффициент устойчивости ( $K_s$ ) обводненного уступа. Принцип исследования: зададимся фиксированным углом и высотой исследуемого откоса, а также мощностью водоносного горизонта и последовательно изменяя высоту высачивания, продолжим вычислительный эксперимент для других моделей уступов, исследуя при этом состояние устойчивости массива, характеризуемого коэффициентом устойчивости.

Получим значение коэффициента устойчивости и графическое отображение критической поверхности скольжения



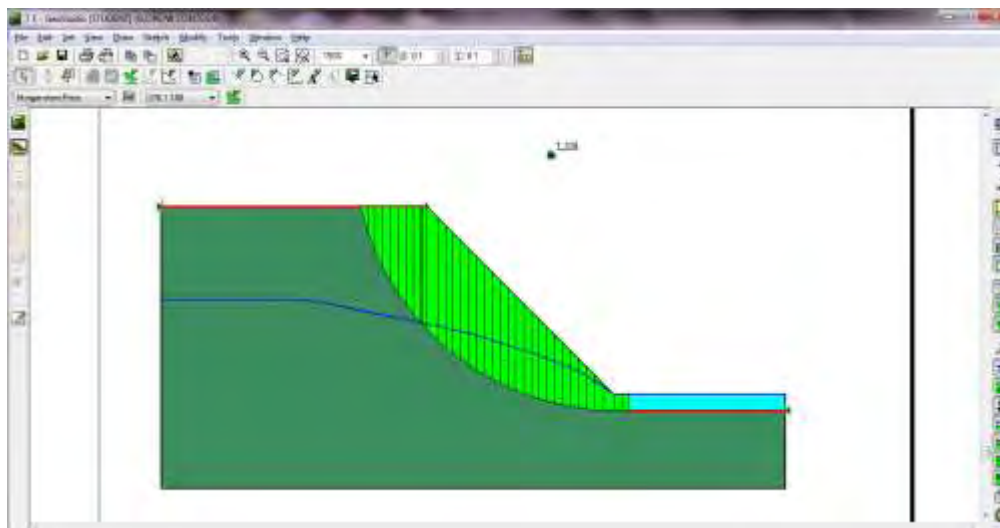


Рис. 1. Модель уступа в программной среде GeoStudio

Моделируя 3 профиля откоса, с высотой  $H_y = 13$  м,  $H_y = 15$  м,  $H_y = 17$  м и углом откоса уступа  $\alpha = 45^\circ$  получены соответствующие зависимости, отображенные на рисунке 2.

Из результатов вычислительных экспериментов исследования влияния высоты высачивания воды на коэффициент устойчивости обводненного уступа видно, что с увеличением высоты высачивания воды коэффициент устойчивости до определенного значения снижается, а затем увеличивается. Это означает, что при больших значениях высоты высачивания подземных вод вода действует как пригрузка, т.е. происходит смещение в сторону увеличения сил удерживающих призму возможного обрушения. Область на графике, где коэффициент устойчивости меньше единицы назовем «Опасная зона». В пределах этой области находятся значения угла и высоты уступа, соотношение которых дает коэффициент устойчивости меньше единицы, что небезопасно.

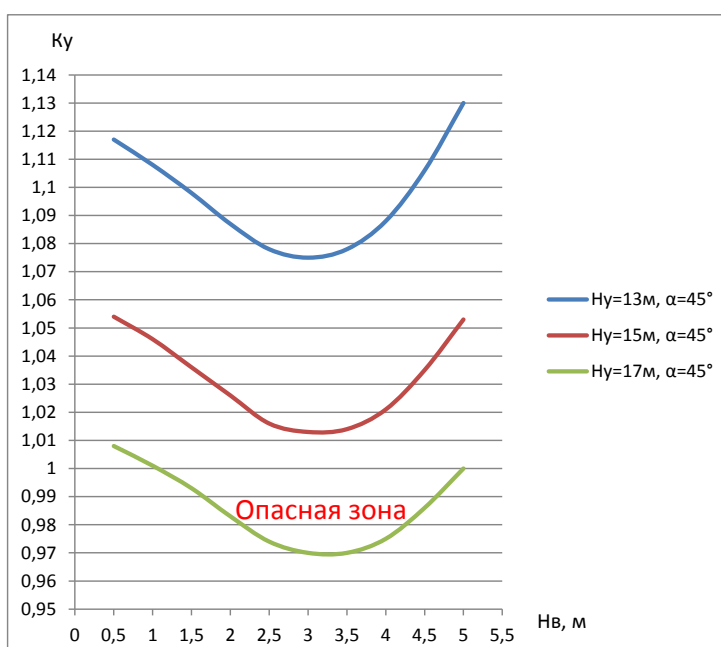


Рис. 2. Зависимость коэффициента устойчивости от влияния высоты высачивания воды обводненного уступа

Также с помощью программы GeoSlope были исследованы величины допустимых углов откосов для месторождения цементного сырья «Коммунарское» карьера «Высокое». Исследования проводились с учетом коэффициента структурного ослабления. В результате были рассчитаны величины допустимых углов откосов при заданных условиях.

Следует отметить, что расчет производился по методу плоского откоса, предложенному профессором Г.Л. Фисенко. В результате были определены допустимые углы откосов бортов в зависимости от категории пород по трещиноватости. Результаты расчетов допустимых углов были подтверждены программой GeoSlope.

С устойчивостью горных сооружений связаны вопросы безопасности ведения горных работ, а также экономические показатели. Завышение значений углов могут привести к возникновению различного рода аварийных ситуаций (оползней, обрушений и т.д.) и ситуаций, представляющих опасность для работы людей и механизмов, а уменьшение величины углов всего на несколько градусов приводит к увеличению объемов горных работ на миллионы кубических метров.

Таким образом, применение геоинформационных технологий и компьютерного моделирования способствует оптимизации геометрических и физико-механических параметров горных выработок, а также позволяет ускорить процесс определения наиболее подходящей конструкции борта карьера.



## ПОВЫШЕНИЕ ПРОДУКТИВНОСТИ ПРОЦЕССОВ ГРОХОЧЕНИЯ ВЛАЖНЫХ И МЕЛКОФРАКЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ОСНОВЕ ИХ ВИБРАЦИОННОГО ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ПО ПРОСЕИВАЮЩЕЙ ПОВЕРХНОСТИ

Одной из важнейших задач, стоящих перед металлургической и горнорудной промышленностью, является задача повышения качества продукции при минимальных энергетических затратах. Агломерационное, литейное, конверторное производство являются основными потребителями природного сырья в металлургии. Для достижения однородности по структуре и размерам частиц сыпучий материал подвергается тщательной классификации. По некоторым экспертным данным [1], затраты на классификацию исходного металлургического сырья в целом составляют до 5% от общих затрат на его подготовку.

Наиболее распространенным способом разделения сыпучих материалов на фракции по размерам частиц в металлургическом производстве является грохочение на устройствах различных, с точки зрения просеивающей поверхности, конструкций. Особый интерес при этом отводится грохотам с вибрирующей просеивающей поверхностью. При этом большое внимание уделяется исследованию неоднородности состава классифицируемых сыпучих материалов.

Экспериментальные и аналитические исследования разделения сыпучих материалов [2] позволили выявить три основных аспекта неоднородности состава материала:

- 1) неоднородность физико-механических свойств, размеров и формы частиц среды;
- 2) неоднородность среды, обусловленная примесью одного компонента к другому;
- 3) неравномерность свойств среды по ее объему вследствие неоднородного пространственного распределения компонентов и концентрации твердой фазы.

Целью настоящего исследования является улучшение качества классификации неоднородных материалов и повышение продуктивности процессов грохочения при обеспечении надежности используемого оборудования.

Технический результат состоит в том, что благодаря циклическому поступлению материала отдельными порциями на просеивающую поверхность, вибрационное перемещение материала по поверхности и получение подрешетчатого продукта осуществляется с переменной частотой, при этом, когда материал находится на просеивающей поверхности колебания проявляются в дорезонансном режиме, а при отсутствии материала на поверхности – в резонансном режиме.

Главной особенностью такого процесса разделения неоднородного материала является тот факт, что постоянно происходит процесс самоочистки просеивающей поверхности, что очень актуально для влажных материалов, а также период эффективного распределения мелкофракционного материала определяется априорно в зависимости от его физико-механических характеристик.

Поставленная задача достигается следующим образом. Сконструирована модель вибрационного грохота и изготовлен его опытный образец (рис.1). Продольное сечение короба такого грохота представлено на рис.2. Материал, который необходимо просеивать, поступает в грузовой приемник 1, где под действием собственной массы перемещается по каналу 2, который сформирован двумя вертикальными съемными секциями 3, каждая



Рис. 1. Эскиз опытного образца грохота

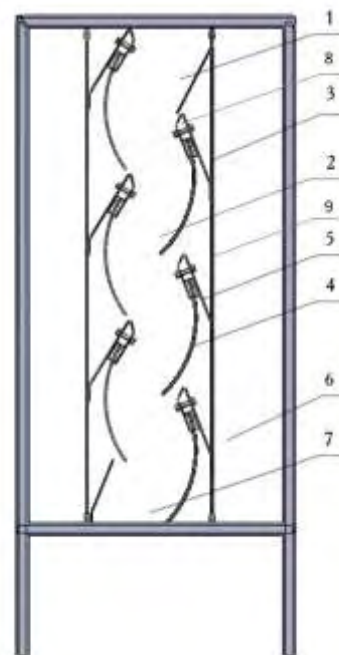


Рис. 2. Продольное сечение короба грохота

из которых состоит из двух, закрепленных по краям в нижней части рессор, связанных между собой наклонными дефлекторами 5. На дефлекторах располагаются колосниковые решетки 4, одна под другой, с определенным шагом в вертикальной плоскости. Секции 3 в средней части соединены с источниками вынужденных колебаний 9. Регулирование размеров грузового приемника осуществляется с помощью стабилизаторов 8. Частицы материала, которые меньше зазоров поверхности просеивания, проходят в каналы 6, а большие, чем зазоры, или те, которые не успели просеяться под собственным весом, перемещаются по каскадно расположенным решеткам, попутно рассеиваясь, вплоть до выхода распределенных фракций 7.

Помимо расширения щели между решетками предусмотрена установка дефлекторов по ходу движения материала. Колосники в решетке установлены таким образом, что по ходу движения материала образуются наклонные участки способствующие разрыхлению слоя.

Конструктивная система грохота дает возможность изменять частоту колебаний просеивающих поверхностей. В случае, когда материал находится на поверхности просеивания, колебания осуществляются в режиме 15-20 Гц, а при отсутствии материала на поверхности просеивания - 25-35 Гц. Самоочищение просеивающей поверхности грохота происходит в резонансном режиме колебания на протяжении 5-10 секунд, а период эффективного разделения материала на фракции выполняется в интервале времени 10-30 минут.

#### Выводы

Применение вибраций переменной частоты позволяет создавать высокопродуктивные грохоты, обеспечивающие эффективное разделение на фракции влажных и мелкофракционных материалов с содержанием подрешетчатых фракций более чем 90%.

В предложенных технологических схемах повышается продуктивность грохочения в 2-3 раза и уменьшается на 60% вероятность засорения просеивающей поверхности грохотов мелкими фракциями.

#### Литература

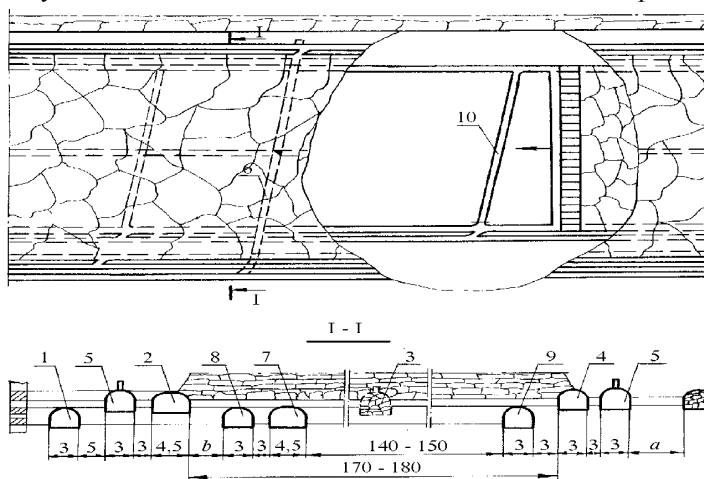
1. *Металлургические мини-заводы/ А.Н.Смирнов, В.М.Сафонов, Л.В.Дорохова, А.Ю. Цупрун.- Донецк: Норд-Пресс, 2005.- 469 с.*
2. *Загайнов Л.С. Плоское установившееся движение сыпучей среды. Автореф. дис. на соиск. учен. степ. канд. физ.-матем. наук.- М., 1972. МФТИ.- 15 с.*

**А.А. КАЗАКОВСКИЙ, А.В. ЛЕОНОВ**

*Филиал Белорусского национального технического университета, г.Солигорск, Беларусь*

## СПОСОБЫ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ОПАСНЫХ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В НИЖНИХ СЛОЕВЫХ ЛАВАХ КАЛИЙНЫХ РУДНИКОВ СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

При отработке Третьего калийного пласта Старобинского месторождения имеют место внезапные обрушения кровли в длинных очистных забоях. Причина этих явлений кроется в системе отработки Третьего пласта (рис. 1). При такой технологической схеме происходит зависание кровли на межпанельных целиках. При отработке нижних слоев Третьего пласта происходят обрушения зависшей кровли, которые могут иметь негативные последствия в виде вывалов породы и посадки крепи нижней лавы «нажестко»[1].



1 – панельный конвейерный штрек;

2, 3, 4 – конвейерный, вентиляционный и транспортный штреки верхней лавы;

5, 6, 10 – разгружающие и вспомогательные выработки для верхней и нижней лав;

7, 8, 9 – конвейерный, транспортный и вентиляционный штреки нижней лавы

Рис. 1. Принципиальная технологическая схема слоевой выемки третьего пласта с последовательной отработкой слоев

Для устранения динамических проявлений горного давления в нижних слоевых лавах необходимо стремиться к равномерному распределению нагрузки на пласт по длине лавы путем ликвидации пустот на участках, примыкающих к бортовым штрекам верхней лавы.

При отработке Старобинского месторождения калийных солей все способы предотвращения динамических проявлений в длинных очистных забоях можно условно разделить на две группы.

К первой группе относятся те варианты, которые применяются без изменения существующей технологии слоевой выемки и схемы подготовки шахтного поля, это:

- предварительное разупрочнение либо дообрушение налегающей толщи пород при помощи буровзрывных работ (БВР);
- создание по контуру выемочного столба зон дополнительного извлечения полезного ископаемого (зон «смягчения») после выемки верхнего продуктивного слоя.

Ко второй группе относятся варианты отработки продуктивных силвинитовых слоев с применением другой технологии. Для предотвращения динамических проявлений горного давления при слоевой выемке Третьего пласта можно рекомендовать следующие технологические схемы:

- комбинированная система разработки, когда верхний слой вынимается лавой, а на нижнем слое применяется камерная система разработки;
- одновременная селективная выемка всех продуктивных слоев (II, III, IV) Третьего пласта на полную мощность, без разделения на слои с закладкой выработанного пространства пустой породой;
- бесцеликовая схема подготовки и отработки шахтного поля, когда отработка верхнего слоя Третьего пласта ведется вприсечку к выработанному пространству;
- схема выемки слоев Третьего пласта с подработкой межстолбового целика нижней лавой;
- схема слоевой выемки Третьего пласта оставлением под центром верхней лавы жесткого целика между нижними лавами;
- схема слоевой выемки Третьего пласта лавами с переменной мощностью;
- отработка запасов полезного ископаемого длинными столбами с оставлением минимально возможных целиков между ними.

Существует также способ предотвращения динамических явлений путем управления скоростью подвигания лавы. Данный способ не применялся на Старобинском месторождении, однако его можно рекомендовать при любой технологической схеме отработки Третьего пласта. В основу данного способа положена прямая зависимость скорости нарастания сопротивления крепи от скорости подвигания лавы [2].

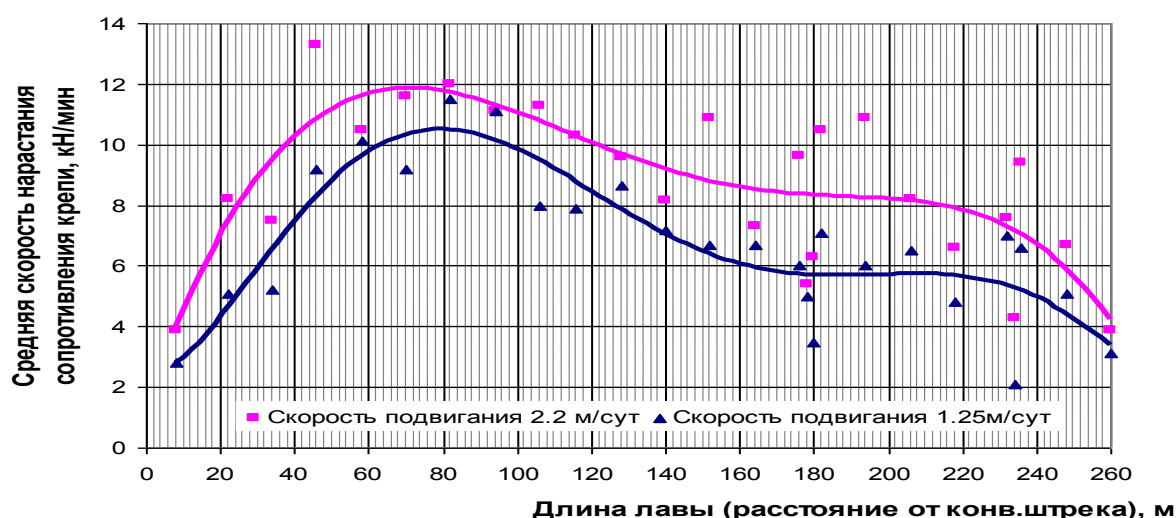


Рис. 2. Изменение средней скорости нарастания сопротивления крепи по длине лавы 9а-1 рудника 4 РУ

Для реализации данного способа предотвращения динамических явлений необходимо модернизировать систему прогноза обрушений кровли путем увеличения числа датчиков давления и совершенствования алгоритма прогноза. Осуществив данную модернизацию, мы сможем заблаговременно получать сигналы-предвестники обрушений и, управляя скоростью подвигания лавы, избегать динамических обрушений кровли.

#### Литература

1. Губанов В.А., Шерба В.Я., Поляков А.Л. О механизме обрушения пород кровли при слоевой выемке Третьего калийного пласта// Горный журнал. – 2003.
2. Леонов А.В., Мисников В.А. Механизмы формирования опорного давления лав калийных рудников// Процессы и средства добычи и переработки полезных ископаемых: Сб. труд. – Минск: БНТУ, 2012.

## ПРИМЕНЕНИЕ ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ПОДСЧЕТА ОБЪЕМОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

В современном мире все больше предприятий, которые занимаются вопросами геологической разведки и изысканий, используют в своей работе специальные программные средства и информационные системы. Использование подобных систем позволяет значительно ускорить процесс обработки и анализа информации, автоматизировать процессы обработки и интерпретации данных геологической разведки, а также использовать их для моделирования месторождений и выполнения всевозможных расчетов и оценок.

При проектировании горных работ и при выполнении исследований в области горного дела приходится выполнять значительный объем работ по составлению горно-геометрической модели месторождения.

Горно-геометрическое моделирование месторождения в качестве составной части включает в себя создание гипсометрических планов кровли и подошвы полезного ископаемого и вскрыши, планов изомощностей вскрыши и полезного ископаемого.

Выполнение этих работ вручную связано со значительными затратами труда, поэтому актуальным является внедрение и освоение инновационных технологий, связанных с созданием горно-геометрических моделей месторождений. Решение этих проблем современная горная общественность связывает с ГИС (географическая информационная система).

Построение изообъектов используется в специализированных задачах ГИС. Здесь представлена возможность построения изолиний распределения содержания компонента, моделирование поверхностей кровли и почвы залежи, анализ мощности пласта полезного ископаемого, построение изоклин на участках поверхности с уклоном и т.д.

В основе метода, который используется для построения изообъектов, положен метод разбиения поверхности с помощью триангуляционной сети.

Цель геометрического анализа — определение зависимости извлекаемых объёмов горной массы, вскрышных пород, полезных ископаемых, а также текущий коэффициент вскрыши от положений рабочей зоны карьера и времени. Установленные закономерности позволяют оценить изменение затрат, прибыли и других технико-экономических показателей в процессе разработки месторождения при различных вариантах проектируемого развития горных работ. С помощью геометрического анализа решаются вопросы проектирования: установление границ карьера и его конфигурации, выбора направления развития горных работ, схемы вскрытия, производственные мощности карьера, календарного плана горных работ.

В качестве исходного материала для геометрического анализа используем топографические план месторождения песков и песчано-гравийных смесей Лусковское с нанесенными изомощностями вскрышных пород и полезного ископаемого и границами карьера (рисунок 1).

По методу геометрического анализа академика В.В. Ржевского, основанного на теории векторных приращений сложных топографических

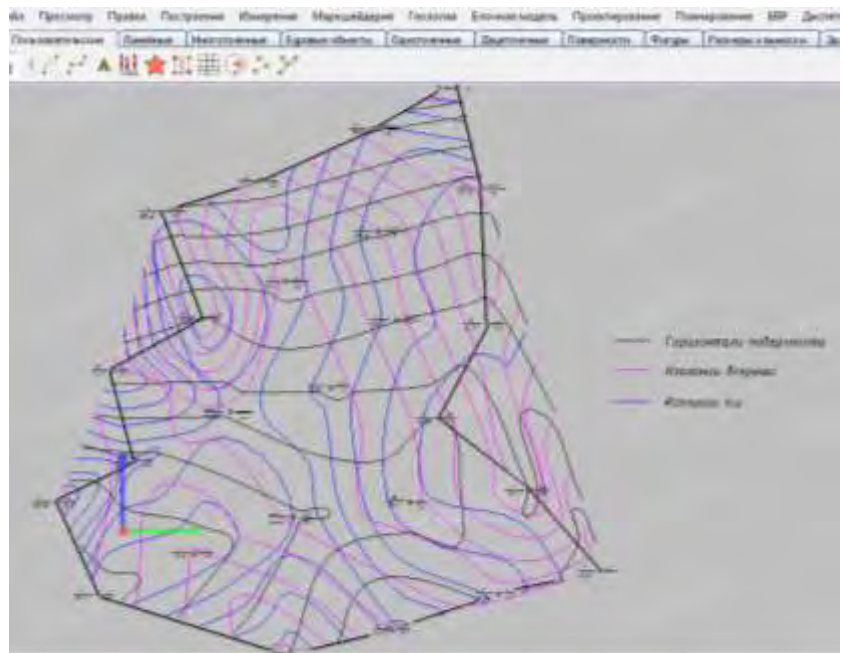


Рис. 1. Топографический план месторождения

поверхностей, строится и анализируется график режима горных работ, соответствующий исследуемым вариантам развития рабочей зоны карьера. Для этого для каждого положения фронта работ определяются



извлекаемые объемы вскрыши и полезного ископаемого при подвигании фронта на единицу длины, т.е. находят элементарные приращения объемов.

В настоящее время практически все крупные горноразведочные и горнодобывающие организации используют в своей работе компьютерные программы. Одной из таких программ является геоинформационная система K-Mine, с помощью которой можно выполнить автоматизированный подсчет объемов полезных ископаемых и вскрышных пород. ГИС K-Mine содержит большое количество подпрограмм для выполнения указанных вычислений. Модуль позволяет выполнять расчеты объемов разными методами (метод погоризонтных планов, метод поперечных разрезов, модифицированный метод поперечных разрезов с использованием триангуляционных сетей и т.п.).

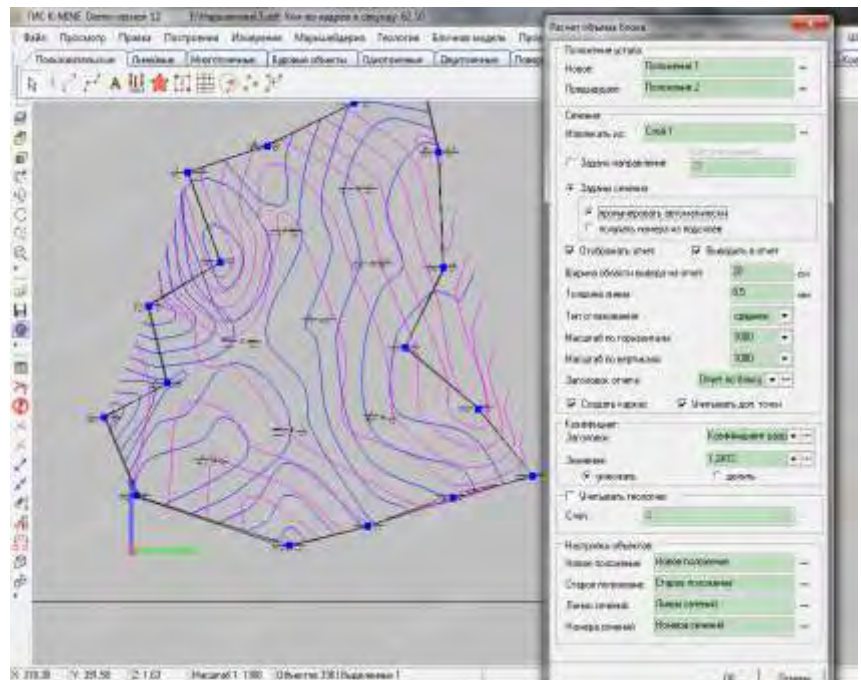


Рис.2. Задание параметров для расчета объема блока

Остановимся на методе вертикальных сечений. Данный метод используется для расчета объемов сложных блочных фигур, состоящих из объектов разного типа, которые могут находиться в нескольких разных слоях, уступах и имеют сложный профиль разреза.

Особенностью расчета объемов этим способом является то, что на первоначальном этапе выполняется построение двух триангуляционных поверхностей для нового и старого положений уступа, которые имеют в качестве линии разделения – контур расчета.

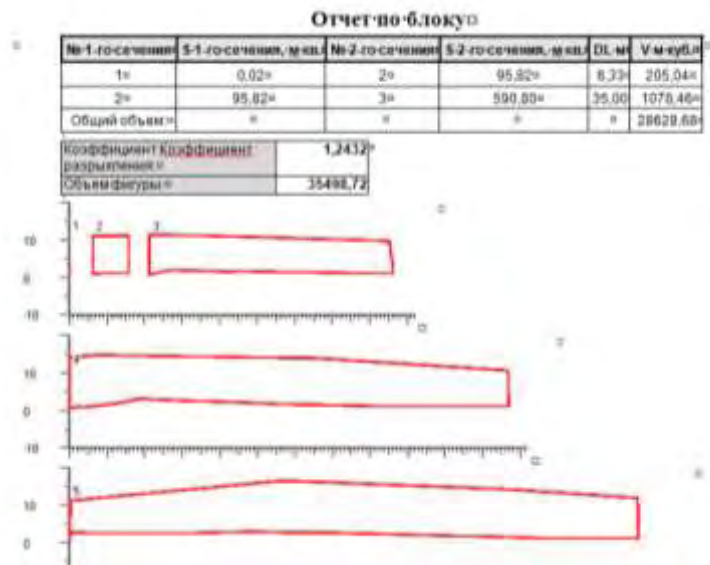
Триангуляционные поверхности строятся на основании данных всех объектов, входящих в каждую категорию слоев (положений). Далее по триангуляционным поверхностям выполняется операция пересечения их с вертикальными

плоскостями и определение контуров фигур, описывающих эти сечения. В дальнейшем решение задачи сводится к решению стандартной задачи подсчета объемов методом поперечных разрезов (рис. 2).

При этом формируется пакет отчетной документации ( расчетную таблицу с показателями расчета площадей и объема по каждому сечению, а также графическое представление каждого разреза в заданном масштабе) и выполняются все необходимые построения (построение сечений в 3D и их нумерация) (рис. 3).

По полученным данным строим график режима горных работ. Для этого по оси абсцисс графика откладываются этапы горных работ, а по оси ординат – приращения объёмов при единичном перемещении рабочей зоны карьера (рис. 4).

С помощью графиков режима оценивается возможная по горнотехническим условиям производительность карьера, объёмы горно-капитальных работ, производится регулирование текущих коэффициентов вскрыши, составляется календарный график горных работ (рис. 5).



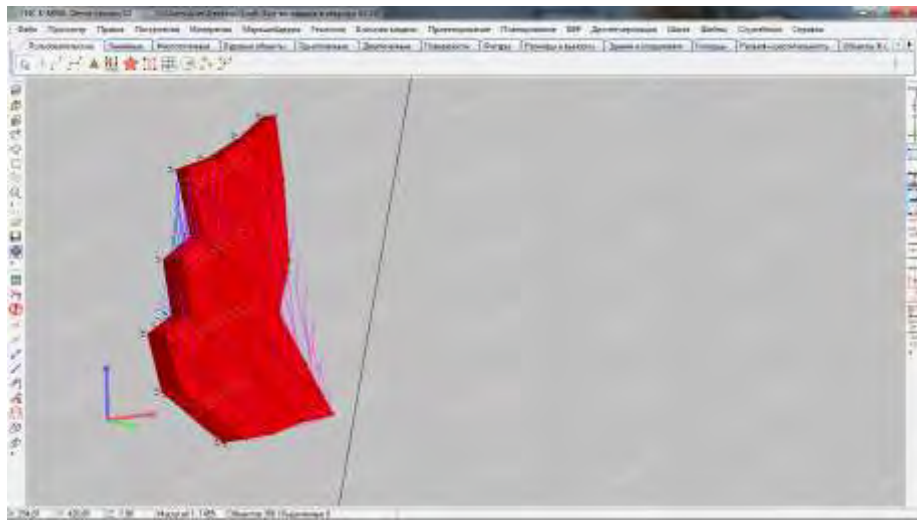


Рис. 2. Фрагмент отчета по блоку и графическое представление модели

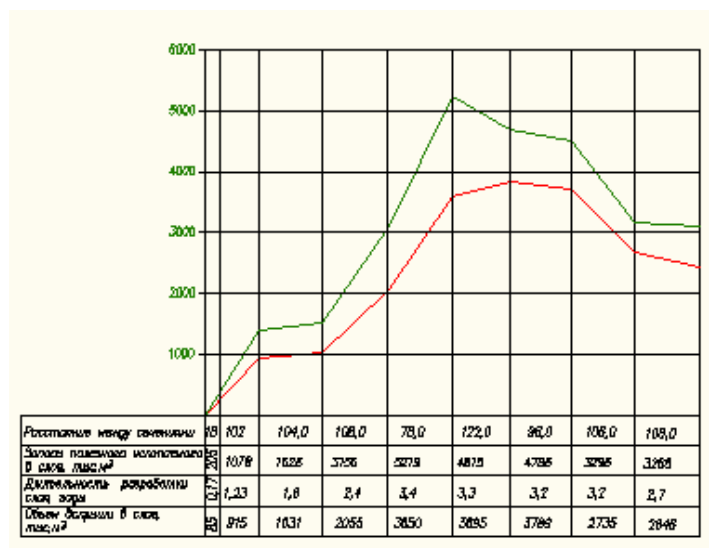


Рис. 3. График режима горных работ

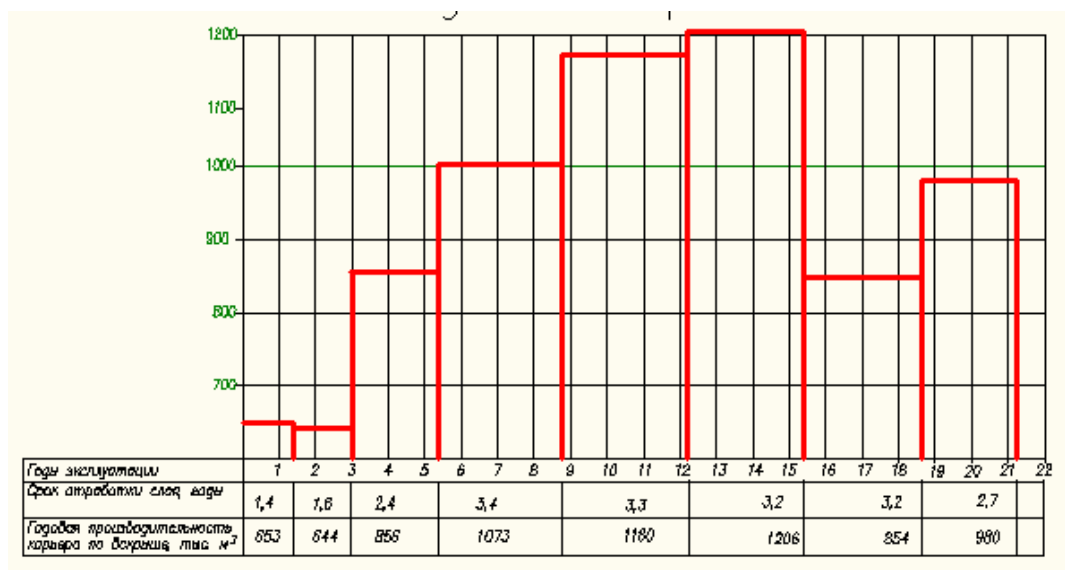


Рис. 4. Календарный график горных работ

При использовании современных компьютерных технологий (в частности геоинформационных систем) для геометрического анализа можно в несколько раз снизить трудоёмкость горно-геометрического моделирования, усовершенствовать методику создания горно-геометрической модели месторождения,

повысить точность, надежность и достоверность оценки запасов полезных ископаемых. Эти обстоятельства являются весьма актуальными в современных экономических условиях.

**С.Г. ОНИКА, Ф.Г. ХАЛЯВКИН, Д.И. БАБАК**  
*Белорусский национальный технический университет*

## **ВАРИАНТЫ ТЕХНОЛОГИИ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ ПРИ РАСШИРЕНИИ КАРЬЕРА ГРАЛЕВО И ИХ ОЦЕНКА**

### **Введение**

При разработке вскрыши значительной мощности в условиях горизонтально- или пологозалегающих месторождений во многих случаях необходимо применение высоких уступов. Применение высоких уступов в таких ситуациях позволяет упростить вскрытие рабочих горизонтов и улучшает технико-экономические показатели разработки месторождений. Сдерживающими факторами применения технологии разработки высокими уступами являются ограничение высоты уступа рабочими параметрами выемочно-погрузочного оборудования и, в частности, максимальной высоты или глубины черпания экскаваторов. Реализация технологии разработки месторождений высокими уступами требует применения специальных методов ведения вскрышных работ.

### **Результаты исследований**

Одной из перспективных схем отработки высоких уступов, которая нашла широкое применение на практике является схема с разделением вскрышного уступа на два подступа. При работе по этой схеме прямая лопата или драглайн производит сброс породы с верхнего подступа на рабочую площадку нижнего подступа, а экскаватор большей производительности или два экскаватора производят погрузку породы из забоя нижнего подступа и породы, сброшенной с верхнего подступа в средства автотранспорта. Применение указанной схемы позволяет обрабатывать уступы высотой до 23-38 метров в зависимости от применяемой модели экскаваторов, упростить грузотранспортный доступ на рабочий горизонт вследствие сокращения числа откаточных горизонтов, сократить ширину рабочих площадок на рабочем борту карьера и, тем самым, увеличить угол откоса рабочего борта.

Рассматриваемая схема разработки вскрыши предусмотрена проектом на расширение карьера Гралево и применяется при разработке вскрышных пород на месторождении. Верхний вскрышной подступ с опережением забоя по отношению к нижнему разрабатывается экскаватором ЭШ-5/45 путем перевалки вскрышных пород на кровлю доломитов на котором располагается откаточный горизонт. Нижний подступ из целика разрабатывается прямой лопатой ЭКГ-4у, которая располагается на доломитовой кровле. Экскаватор ЭКГ-8И, также располагаемый на кровле доломитов частично отгружает сброшенную вниз породу из навала, а оставшуюся часть породы из навала отгружает экскаватор ЭКГ-4у одновременно с выемкой породы из целика нижнего подступа.

Средняя мощность вскрышных пород по участку разработки составляет 29,3 м. Разработку вскрыши предусматривается проводить двумя подступами высотой: первый – 6,6-15,8 м, второй – 12,0-19,6 м. Эффективная схема разработки должна обеспечивать: высокую производительность вскрышного комплекса и снижение объемов выбросов в окружающую среду. По данным исследований для данного варианта технологической схемы предполагается получение следующих показателей.

Оборудование, задействованное на вскрышных работах, характеризуется высоким износом порядка 80-100 %. В этой связи низкий коэффициент использования в определенной степени компенсирует повышенные затраты времени на текущий и капитальный ремонт выемочно-погрузочного оборудования.

В качестве экскаватора, понижающего вскрышной уступ, путем перевалки пород верхней части вскрышной толщи в навал предусмотрено также использование прямой лопаты с удлиненной рукоятью и стрелой (ЭКГ-4у или ЭКГ-5у) для которых максимальная высота черпания составляет 20,4 м.

Технологические комплексы позволяют реализовать параметры системы разработки в соответствии с действующими "Правилами безопасности и охраны труда при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом". и "Нормами технологического проектирования предприятий нерудных строительных материалов. Параметры системы разработки сведены в таблицу 2.

Альтернативой рассмотренным вариантам транспортной системы разработки является бестранспортная схема перемещения вскрыши в выработанное пространство карьера, которая эффективна в условиях карьера «Гралево» при значительном сближении вскрышных и добычных уступов. Данный вариант системы разработки был первоначально предусмотрен в проекте института «Союзгипронеруд» и сохранен в проекте расширения карьера в настоящее время.

Для реализации данной схемы задействован мощный шагающий экскаватор драглайн ЭШ – 10/70, который с переэкскавацией перемещает пустые породы во внутренний отвал. Данный вариант может быть осуществлен в соответствии с представленной на технологической схемой. Несмотря на очевидные преимущества бестранспортной схемы вскрышных работ с точки зрения энергетической эффективности представляет несомненный интерес оценка технологических схем вскрышных работ в плане выбросов вредных веществ в атмосферу при осуществлении вскрышных работ.



Нами представлены результаты расчетов выбросов пыли при различных параметрах вскрышных работ по транспортной и бестранспортной схеме. Аналогичные результаты получены и по выбросам ядовитых газов.

Таким образом, бестранспортная схема вскрышных работ выглядит более предпочтительной и в плане выбросов вредных веществ в атмосферу.

Во всех вариантах вскрышных работ рассматривается внутреннее отвалообразование, так как для его осуществления на карьере «Гралево» имеются благоприятные условия. В связи со сложными гидрогеологическими условиями залегания и эксплуатации месторождения представляет значительный интерес вопрос влияния внутреннего отвалообразования на приток воды в карьер. Основной вклад в приток воды в карьер вносят воды из доломитовой толщи. Притоки воды из четвертичных отложений и ливневые притоки в общем притоке воды в карьер незначительны и составляют порядка 2,3 % от современного притока из доломитовой толщи.

Значения водопритока в карьер из доломитовой толщи при различных площадях водоприемной чаши и при отметке уреза воды в карьере 127-118 м определены гидрогеологическими расчетами и приведены на графике.

Приведенные данные показывают, что суточный водоприток увеличивается с ростом длины береговой линии т.е. длины линии высачивания воды в карьер. Зависимость водопритока от длины береговой линии представленная на рисунке может быть аппроксимирована формулой:

$$y=0,503+0,2047x,$$

где  $x$ – длина береговой линии, м.

Длина береговой линии зависит от площади внутренних отвалов и их конфигурации. Изменение длины береговой линии происходит по мере засыпки отработанного пространства внутренними отвалами. Следует, очевидно также стремиться к плавному изменению контуров внутренних отвалов, что будет способствовать сокращению длины береговой линии и, как следствие к сокращению водопритоков в карьер.

Таким образом, эффект внутреннего отвалообразования проявляется не только в сокращении площади изымаемых земельных угодий, но и в снижении энергетических затрат связанных с организацией принудительного водоотлива в карьере.

#### **Заключение**

Обработка мощной вскрышной толщи на карьере “Гралево” возможна высокими уступами с разделением их на подступы и применением транспортных и бестранспортных технологических схем с внутренним отвалообразованием вскрышных пород. Наиболее эффективны бестранспортные технологические схемы вскрышных работ. Внутреннее отвалообразование способствует сокращению длины береговой линии выработанного пространства, что в свою очередь приводит к снижению притоков воды в карьер.

#### **Литература**

1. Проект расширения карьера “Гралево” для добычи доломитов. ООО “Винэкс”, 2011 г.
2. Отчет о доразведке участка Гралево месторождения доломитов «Руба», с подсчетом запасов по состоянию на 26 августа 2007 г.

**И.Б. ОШМЯНСКИЙ, Л.И. ЕВСТРАТЕНКО**

*Криворожский национальный университет, Украина*

## **ПРОБЛЕМЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СИСТЕМ ПРИ ДОБЫЧЕ РУДЫ С ГЛУБОКИХ ГОРНОРУДНЫХ ШАХТ**

При решении задач дальнейшего улучшения состояния охраны труда при подземной добыче полезных ископаемых особое место занимает вентиляция шахт, которая имеет своей целью обеспечивать необходимые санитарно-гигиенические и безопасные условия труда. Эффективная вентиляция рабочих мест и горных выработок является одним из основных средств коллективной защиты работающих от действия вредных и опасных факторов во время подземной добыче полезных ископаемых. Интенсификация процессов подземного производства, внедрение высокоэффективного горного оборудования и технологии добычи полезных ископаемых, переход горных работ на более глубокие горизонты приводят к необходимости увеличения подачи свежего воздуха, который должен поступать в горные выработки.

При всех технологических процессах подземной разработки в шахтную атмосферу выделяются токсичные газы, пар, пыль, а при ведении горных работ на глубоких горизонтах необходима нормализация микроклиматических условий труда на рабочих местах. Несмотря на то, что на современных горнорудных шахтах общая масса выдаваемой главными вентиляторными установками (ГВУ) загрязненного воздуха за год работы в несколько раз превышает выдаваемую из шахты горную массу, степень обеспеченности

горных работ необходимым количеством свежего воздуха и эффективной скоростью его движения, не превышает 65-75%.

Вентиляционные системы (ВС) действующих и проектируемых шахт должны обеспечивать безопасность ведения горных работ, необходимые санитарно-гигиенические условия на рабочих местах, иметь высокие технико-экономические показатели, надежность функционирования ВС и ее отдельных элементов на протяжении заданного времени.

Оценка состояния вентиляции шахты определяется по уровню обеспеченности забоев, выработок, зоны горных работ, горизонтов необходимым количеством свежего воздуха, эффективной скоростью воздушных струй, а также по уровню обеспеченности шахты необходимой производительностью ГВУ. Основными данными для оценки состояния проветривания шахт и эффективности функционирования вентиляционных систем и ГВУ являются результаты пылевых, газовых измерений и результатами воздушно-депресссионных съемок.

Степень обеспеченности свежим воздухом каждого объекта проветривания на действующих шахтах определяется по следующим отношениям: [1,3]

$$\varphi_i = 100Q_{\phi,i} / Q_{pi} \% , \quad (1)$$

где  $Q_{\phi,i}$  – фактическое значение потерь воздуха для вентиляции отдельных забоев, выработок, блоков, камер, горизонтов и шахт в целом,  $m^3/c$ ;  $Q_{pi}$  – необходимые по расчетам количества воздуха для соответствующих выработок и участков шахтной вентиляционной сети (ШВС),  $m^3/c$

Степень обеспеченности действующих забоев и выработок необходимой эффективной скоростью воздуха из условий выноса газов, пыли и тепла определяется по формуле:

$$\varphi_{vi} = 100v_{\phi i} / v_{efi} \% , \quad (2)$$

где  $v_{\phi}$  – эффективная средняя скорость движения воздуха в отдельных выработках по выносу газов, пыли и по тепловому фактору при температуре воздуха в выработках больше чем  $+20^0C$ .

Степень эффективности использования производительности ГВУ  $\eta_a$  на действующих шахтах по результатам воздушно-депресссионных съемок определяют по формуле: [1,3]

$$\eta_a = (\sum_1^n Q_{\dot{a},s} - \sum_1^m Q_{i\dot{a},s}) / \sum_1^m Q_{\dot{a},s} , \quad (3)$$

где  $\sum_1^n Q_{\dot{a},s}$  —общая производительность всасывающих или нагнетательных ГВУ,  $m^3/c$

$\sum_1^m Q_{i\dot{a},s}$  —общие непроизводительные потери воздуха всех категорий по результатам

воздушно-депресссионных съемок,  $m^3/c$ .

Величины всех непроизводительных потерь воздуха через аэродинамически активные зоны обрушений, утечки с поверхности на ГВУ и через надшахтные строения вентиляционных стволов по результатам воздушно-депресссионных съемок, при комплексном обследовании функционирования ВС глубоких горнорудных шахт свидетельствуют, что общая величина непроизводительных потерь воздуха в отдельные периоды работы в среднем составляет около 50% от общей производительности ГВУ, среди которых с поверхности на всасывающих ГВУ – 15,3 %; с поверхности через аэродинамически активные зоны обрушения – 12,2%; общешахтные через вентиляционные сооружения ШВС – 19,4%; в сетях очистных блоков – 3,4% . [2]

В таблице 1 приведены основные вентиляционные параметры глубоких горнорудных шахт Кривбасса и Запорожского железорудного комбината (ЗЖРК) по результатам комплексного обследования их ВС на протяжении 2009-2012 гг.

Температура воздуха в очистных, буровых, нарезных и проходческих тупиковых выработках шахт Кривбасса при разработке основных рабочих горизонтов от 1045 до 1500 м находится в пределах 24,3-25,8<sup>0</sup>C, на шахте «Эксплуатационная» ЗЖРК в этажах 740-840 и 840-940 м соответственно 25,7-28,9<sup>0</sup>C.

Комплексное обследование ВС шахт позволяет определить степень эффективности использования производительности ГВУ, которые составляют от 0,32 до 0,72, статические коэффициенты полезного действия (КПД) ГВУ типоразмеров ВЦ-5 и ВЦ-5С находится в диапазоне 0,37-0,47, ВЦД-3,3 и ВЦД-31,5 – в пределах 0,25-0,64; ВЦД-2,2 — 0,44-0,54, т.е режимы работы всех ГВУ этих типоразмеров работают за границами зоны их экономичного использования. Только ГВУ с вентилятором типа ВРЦД-4,5 работает с КПД=0,7. [2]

Основными причинами низких показателей режимов работы ГВУ являются большие непроизводительные утечки воздуха через зоны обрушения шахт и на ГВУ, что приводит к значительному снижению полных аэродинамических сопротивлений шахтных сетей отдельных вентиляционных участков на этих шахтах  $R_{BC} = (3,6 - 9,4) \cdot 10^{-3} \text{ Нс}^2/\text{м}^8$ . Большинство ГВУ с вентиляторами типов ВЦ-5

эксплуатируются на шахтах больше 50 лет и не имеют резервов по производительности и давления даже при полном раскрытии лопаток спрямляющих аппаратов.

Таблица 1

Основные вентиляционные параметры глубоких горнорудных шахт по результатам комплексного обследования их вентиляционных систем

Шахта	Глубина рабочих горизонтов, м	Количества воздуха м <sup>3</sup> /с			Тип ГВУ	Депрессия, даПа	Аэродинамическое сопротивление ШВС, Нс <sup>2</sup> /м <sup>8</sup>	Температура воздуха в выработках, °С	Непродуктивные утечки воздуха в ШВС, м <sup>3</sup> /с	Степень использования производительности ГВУ	Статический КПД вентиляторов
		поступающие в шахту	выдаваемые из шахты	Производительности ГВУ							
им.Артем №1 ПАО "Арселор Кривой Рог"	1045 1135 1225	264,6	286,6	339,2	ВРЦД-4,5	443,9	0,0039	24,3 25,3	121,3	0,64	0,7
ш. «Родина» КЖРК	1315 1390	233,1	174,9 81,9	181,7 135,2	ВЦД-31,5 ВЦД-3,3	245,9 136,5	0,0075 0,0075	25,0 25,8	200,7	0,37	0,64 0,24
ш. «Октябрьская» КЖРК	1340 1415	190,6	83,7 191,6	129,2 214,0	ВЦ-5С ВЦ-5	135,5 252,0	0,0081 0,0045	25,2 25,8	183,7	0,46	0,40 0,47
ш. им.Фрунзе "Евраз Сухая Балка"	1285 1360	174,4	92,8 108,2	108,5 126,6	ВЦД-2,2 ВЦД-2,2	238,3 230,3	0,0203 0,0144	25,2 25,8	104,4	0,56	0,44 0,54
ш. «Юбилейная» "Евраз Сухая Балка"	1285 1360	218,5	156,4 99,6	166,4 107,1	ВЦ-5 ВЦД-31,5	222,6 166,4	0,008 0,0145	25,2 25,8	98,3	0,64	0,49 0,39
ш. «Гвардейская» "Евраз Сухая Балка"	1272 1432	127,0	182,6	217,3	ВЦ-5	218,8	0,0046	24,6 25,2	148	0,32	0,39
ш. им. Ленина КЖРК	1350 1425	242,1	227,5 123,3	242,2 129,1	ВЦД-31,5 ВЦ-5С	211,2 156,9	0,0036 0,0094	25,0 25,2	170,9	0,54	0,42 0,37
ш.«Эксплуатац ион-ная» ЗЖРК	740 840 940	681,0	213,4 259,4 183,0	229,9 268,6 193,3	ВЦД-3,3 ВЦД-3,3 ВЦД-31,5	307,0 253,6 234,9	0,0058 0,0035 0,0063	25,7 27,6 28,9	196,8	0,72	0,55 0,54 0,37

Основными способами повышения эффективности функционирования ВС при дальнейшем понижении глубины разработки являются следующие: 1) снижение до необходимо возможных по техническим условиям величин; утечек воздуха через зоны обрушения, утечек на ГВУ, утечек во внутришахтной сети; 2) необходимо проведение реконструкции ВС глубоких горнорудных шахт, без которых невозможно обеспечить необходимые безопасные и санитарно-гигиенические условия труда, выполняемые в таких направлениях: замена морально и физически устаревшей ГВУ на действующих шахтах на высоконапорные вентиляторы; возможность использования подземных вентиляторных установок, работающих последовательно с ГВУ; переход на некоторых шахтах на нагнетательно-всасывающий способ проветривания, позволяющий обеспечить подачу необходимого расчетного воздуха и преодолеть значительные депрессии ВС; совершенствование проектных решений по вентиляции более глубоких горизонтов с использованием существующих методов и способов проектирования. Выполненные исследования по проектированию проветривания глубоких шахт свидетельствуют, что с учетом теплового фактора для их вентиляции необходимо подавать в шахту 160-180 м<sup>3</sup>/с свежего воздуха на 1 млн. т выдаваемой горной массы.

#### Литература

1. Гурін А.О., Бересневич П.В., Немченко А.А., Ошмянський І.Б. Аерологія гірничих підприємств. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2007.—462 с
2. Повышение эффективности управления вентиляционными режимами железорудных шахт

Ю. ПАРХАНЬСКИ

Силезский технический университет Гливице, Польша

## ТРАВМАТИЗМ РАБОТНИКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ В ПЕРИОД РЕСТРУКТУРИЗАЦИИ НА ШАХТАХ ПОЛЬШИ

Аннотация: В работе представлены некоторые данные реструктуризации угольных шахт за период 1993-2010 гг. По представленным данным на основе ряда показателей проанализирован травматизм работников шахт, без учета фирм, обслуживающих шахты на аутсорсинге (outsourcing).

Реструктуризация

Процесс реструктуризации угольных шахт в Польше начался в 1993 году и продолжается до настоящего времени. Главной целью было достижение стабильной рентабельности шахт. Главная цель достигалась поэтапными программами (частными целями) – финансовой реструктуризацией, технической, организационной и реструктуризацией занятости. В программе реструктуризации, как главной целью, так и целями частными не декларировалось повышение безопасности труда рабочих на шахтах и снижение травматизма. Эта проблема должна разрешаться через цели частные. Некоторые показатели, достигнутые в процессе реструктуризации шахт, приведены на рис.1.

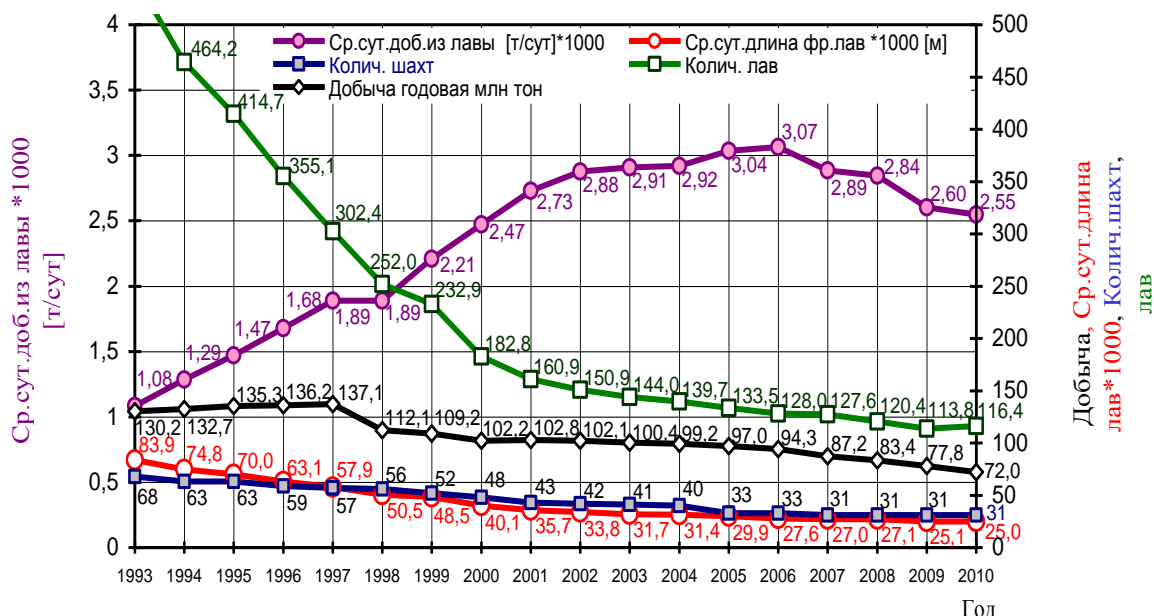


Рис. 1. Некоторые параметры технической и организационной реструктуризации угольных шахт за период 1993-2010 гг. [1,2]

Добыча угля в начальный период реструктуризации находилась на уровне свыше 130 млн тонн, а, начиная с 1998 года, уменьшалась и в 2010 году достигло уровня 72 млн тонн (-45%). В этот период количество шахт уменьшилось с 68 до 31, т.е. почти в 2,2 раза. Добыча в 2010 году была получена из 116,4 работающих лав, в то время как в 1998 году лав таких было 545,1, т.е. в 4,7 раза больше. Сократилась также суммарная линия очистных забоев с 83,9 тыс.метров до 25 тыс.метров- т.е. в 3,4 раза.

Стремление к концентрации горных работ, которое по определению снижает затраты, к 2006 году получен 2,8-кратный прирост среднесуточной добычи из лавы (от 1,08 до 3,07 тыс. тонн в сутки), после чего добыча до 2010 года уменьшалась и достигла уровня 2,55 тыс. тонн в сутки. В период этого уменьшения среднесуточной добычи, остальные выделенные параметры (количество шахт, лав, длина фронта и т.п.) также уменьшались, что содействовало концентрации горных работ и дальнейшему возрастанию среднесуточной добычи. Причины этого уменьшения следует искать, о чем предупреждали специалисты, в росте интенсивности природных опасностей, в т.ч. метаноносности и связанных с ней угроз взрывов и возгораний метана.

В начальном периоде реструктуризации шахт значительной проблемой был рост численности персонала, составлявший значительную долю в себестоимости продукции, и который необходимо было уменьшать без массового увольнения работников. Решение этой проблемы было заложено в подпрограмме

- реструктуризация численности (рис.2.)

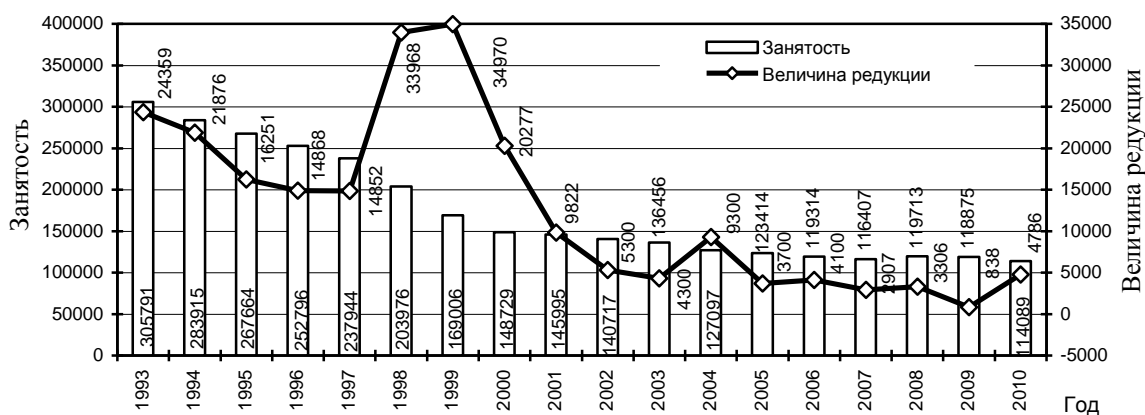


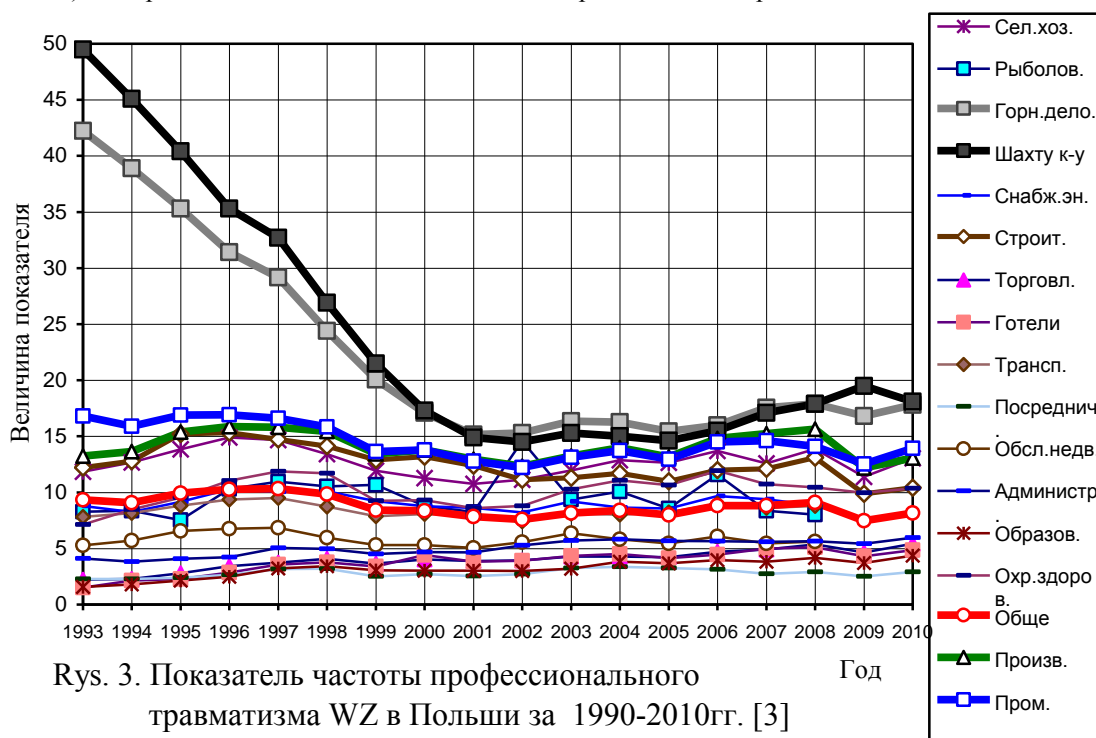
Рис. 2. Величина занятости и динамика ее редукции [1,2]

Снижение численности достигалось в основном по естественным причинам с блокированием приема новых сотрудников. В 1988 и 1989 гг. Правительство выделило значительные суммы для активизации процесса снижения численности (т.наз. стимулирующий пакет GPS). В 2000 оказалось, что на шахтах возник дефицит численности сотрудников, как управленцев, так и высококвалифицированных рабочих различных специальностей. Этот дефицит принялись возмещать, затрудняя на условиях аутсорсинга различные вспомогательные фирмы.

Статистика привлечения аутсорсинговых вспомогательных фирм ведется лишь с 2005 года на уровне Высшего Горного Управления (WUG), а с 2009 года осуществляет специальное Агентство Реструктуризации. [2] О реальных цифрах численности с учетом аутсорсинга трудно подемизировать, поскольку в 2010 году численность по данным WUG была в 1,9 раза выше, чем по данным Агенства.

#### Травматизм

Частота несчастных случаев, определяемая показателем  $W_Z$  (количество случаев на 1000 работающих) по отраслям хозяйственной деятельности представлена на рис.3.



Представленные зависимости демонстрируют, что травматизм в угледобывающих шахтах в сравнении с другими отраслями - самый высокий. Характерным для шахт является резкое, почти 3,5 кратное, падение значений показателя частоты травматизма с 49,5 в 1993 г. до величины 14,5 в 2002 году. Таких изменений не отмечено ни в одной другой отрасли хозяйственной деятельности. В следующие три года наступила стабилизация значений показателя, а с 2006 года наблюдается постепенный рост.

Остальные показатели частоты несчастных случаев  $W_T$  (число случаев на 1млн. тонн угля),  $W_G$  (число случаев на 100 тыс. человеко-смен) для угольных шахт имеют тенденцию изменения, подобную показателю  $W_Z$ . В то же время показатель тяжести несчастных случаев (количество дней

нетрудоспособности на один случай без учета смертельных) имеет противоположную тенденцию изменения, чем показатели частоты.

Представленные зависимости показателей травматизма для каменноугольных шахт, по отношению к представленным параметрам технической реструктуризации, которые считаются официальными данными, можно было бы признать адекватными и характерными для периода реструктуризации. Однако, исследования абсолютных значений составляющих показателей травматизма показывают, что на тенденцию изменений показателей травматизма влияли и другие причины, кроме программы частичной реструктуризации шахт.

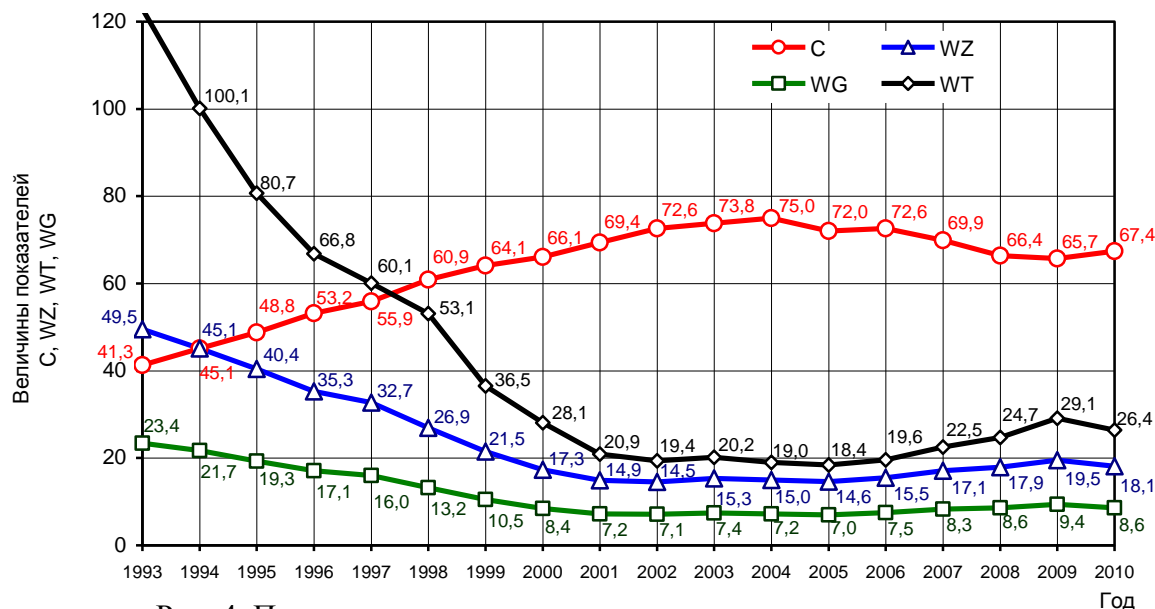


Рис. 4. Показатели травматизма каменноугольных шахт Польши за 1993-2010гг. [4]

Резкое в 3,5 – раза, падение величин показателей травматизма  $W_Z$  в 1993-2002 гг. отмечается только в виде хозяйственной деятельности - Горное дело в подразделе Угольные шахты (рис.2). В других разделах подобных соотношений не наблюдалось. В том периоде, когда показатель частоты резко снижается, уменьшается также количество тяжелых случаев травматизма, а показатель тяжести  $C$  растет. Из анализа тяжести случаев следует, что в этот период доля случаев с показателем нетрудоспособности  $> 90$  дней растет, а уменьшается доля случаев с нетрудоспособностью  $< 28$  дней.

Случаев с показателем нетрудоспособности свыше 180 дней почти в десять раз больше, чем отмеченных тяжелых случаев. В это же самое время анализ данных по некоторым шахтам свидетельствует, что в то время как, число травматизма на производстве уменьшается, число несчастных случаев по дороге на работу и с работы резко возросло. На некоторых шахтах число травматизма по дороге было 5 раз больше чем на производстве. Эти случаи (по дороге) не учитываются статистикой производственного травматизма. На основании подобных зависимостей возможно предположение о том, что столь значительное снижение показателя  $W_Z$  является результатом своего рода «статистической креативности».

Другим фактором, влияющим на формирование уровня травматизма, являются правила дифференцирования ставки отчислений на социальное страхование от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний [4, 5], которые обязательны к применению с 2003 года.

В ноябре 2006 года на угольной шахте «Халемба» в результате взрыва пылегазовой смеси погибло 23 горняка. Следствие по этой аварии продолжается до сих пор. Тот факт имеет влияние на более строгое соблюдение требований Правил Безопасности, а, следовательно, на снижение величины среднесуточной добычи (угроза метана) и на рост случаев травматизма, вследствие их более толерантной (нормальной) регистрации.

### Литература

1. Biuletyn informacyjny o działalności spółek węglowych i kopalń węgla kamiennego w likwidacji (Информационный бюллетень угольных объединений и ликвидируемых шахт). PAWK 1995r, PARGWK, Katowice 1996-1999r.
2. Monitoring procesów restrukturyzacyjnych górnictwa węgla kamiennego (Мониторинг процессов реструктуризации угледобывающей отрасли). ARP 2004-2010r., Katowice 2004-2010r.
3. Roczniki Statystyczne Rzeczypospolitej Polskiej (Статистический Ежегодник Польской Республики), Rok 1993 ÷ 2010r., GUS, ZWS Warszawa.

4. Analiza miesięczna stanu bezpieczeństwa i higieny pracy w kopalniach węgla kamiennego i przedsiębiorstwach robót górniczych, Nr 12 (Ежемесячный анализ состояния безопасности труда на шахтах и предприятиях угледобывающей отрасли). COIG, Katowice, grudzień 1993-2010r.

5. Sprawozdanie z działalności urzędów górniczych w roku 1993-2010 (Отчет о деятельности горных дирекций). WUG, Katowice.

6. Ustawa z dnia 30 października 2002 r. o ubezpieczeniu społecznym z tytułu wypadków przy pracy i chorób zawodowych (Закон от 30 октября 2002 г. о социальном страховании от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний) (Dz.U. z 2002r. Nr 199, poz. 1673).

7. Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 29 listopada 2002 r. w sprawie różnicowania stopy procentowej składki na ubezpieczenie społeczne z tytułu wypadków przy pracy i chorób zawodowych w zależności od zagrożeń zawodowych i ich skutków (Распоряжение Министра Труда и социальной политики от 30 ноября 2002 г. о дифференцировании ставки отчислений на социальное страхование от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний). (Dz.U. z 2002r. Nr 200, poz. 1692)

**М.В. ПЕТЛЁВАНЫЙ**

*Національний горний університет, Днепропетровск, Украина*

## **ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУД В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ**

Актуальность. Увеличение глубины подземной разработки рудных месторождений и их сложные горно-геологические условия требуют применения камерных систем разработки с твердеющей закладкой, обладающей большой прочностью и устойчивостью к интенсивности проявления горного давления и сейсмическому воздействию взрывных работ. В большинстве случаев прочность закладочного массива достигается за счет совершенствования состава твердеющей смеси и увеличения в ней вяжущих веществ.

Добавление в состав закладочной смеси дорогостоящего портландцемента не всегда позволяет получить желаемую прочность, так как искусственный массив работает как на сжатие, так и на растяжение. Возникновение тех или иных напряжений на контуре очистных камер зависит от их конфигурации, а, следовательно, создаваемый массив с постоянными физико-химическими связями не в состоянии воспринимать эти нагрузки, что приводит к разубоживанию извлекаемых рудных запасов. Для устойчивости обнажения закладочного массива необходимо создавать внутренние структурные связи, которые должны работать при разных напряжениях. Информация в литературных источниках об исследованиях по формированию устойчивых структурных связей в закладочном массиве отсутствует.

Таким образом, формирование устойчивых структурных связей в твердеющей закладке под влиянием тонкодисперсных вяжущих веществ является новой важной научной задачей и актуальной для горнорудной промышленности.

Цель исследования – определение устойчивости структурных связей закладочного массива в зависимости от удельной поверхности частиц вяжущих компонентов и разработка рекомендаций по их применению при возведении искусственного массива в системах разработки рудных месторождений с твердеющей закладкой.

Основная часть. Химическая активация вяжущих компонентов закладочной смеси возможна при увеличении удельной поверхности частиц в начальной стадии приготовления закладочной смеси, при этом разрываются природные сростки образований оксидов кальция и кремния от других химических образований. Это создает условия к формированию новых внутренних связей в закладочном массиве, оказывающие влияние на его прочностные свойства.

Исследование влияния удельной поверхности частиц на прочность твердеющей закладки проводилось на составе закладочной смеси, применяемой на Запорожском железорудном комбинате (ЗЖРК). Состав закладочной смеси следующий: доменный гранулированный шлак – 18,1%, флюсовый известняк – 47,5%, порода – 16,3%, вода – 18,1%. Тонкость измельчения шлака в шаровой мельнице составляет 50 - 60% частиц класса – 0,074 мм, что соответствует удельной поверхности порядка 2000 см<sup>2</sup>/г. Сложными горно-геологическими условиями для комбината являются сильная обводненность месторождения, неустойчивые породы всяческого бока, трещиноватость массива и глубина разработки (640 - 940 м).

В работе исследовано влияние удельной поверхности частиц вяжущего материала на структуру и прочность твердеющей закладки. При расходе шлака в смеси 100, 200, 300 кг/м<sup>3</sup> варьировалась удельная поверхность его частиц ( $S_{уд} = 2000 - 6600 \text{ см}^2/\text{г}$ ). В результате исследования изломов образцов твердеющей закладки обнаружен ряд новых структурных особенностей, отличающихся формой, химическим составом и степенью влияния на прочность (рис. 1).





Рис. 1. Изменение структурных связей в твердеющей закладке в зависимости от удельной поверхности частиц шлака и известняка: а – гелеобразная структура (при  $S_{y0} = 2000 \text{ см}^2/\text{г}$ ); б – крупноигольчатая структура ( $S_{y0} = 2800 \text{ см}^2/\text{г}$ ); в – игольчатая структура (при  $S_{y0} = 4300 \text{ см}^2/\text{г}$ ); г – слоисто-пластинчатая ( $S_{y0} = 6600 \text{ см}^2/\text{г}$ )

Следует отметить, что в условиях ЗЖРК (рис. 2, а) формируется гелеобразная структура гидросиликатов кальция. Увеличение удельной поверхности способствует появлению кристаллических связей в структуре твердеющей закладки (рис. 1, б - г) и снижению пористости. Эти факторы способствуют повышению устойчивости закладочного массива.



Рис. 2. Зависимость основности связей от величины удельной поверхности

На прочность твердеющей закладки значительное влияние оказывает соотношение  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$  в структурных связях. При  $\text{CaO}/\text{SiO}_2 \geq 1,5$  формируются высокоосновные гидросиликаты кальция, при  $\text{CaO}/\text{SiO}_2 \leq 1,5$  – низкоосновные [1]. Наибольшую прочность имеют кристаллы низкоосновных гидросиликатов кальция. Прочность нитевидных гидросиликатов кальция на растяжение с основностью  $\text{CaO}/\text{SiO}_2 \leq 1,5$  достигает 1350 МПа, а

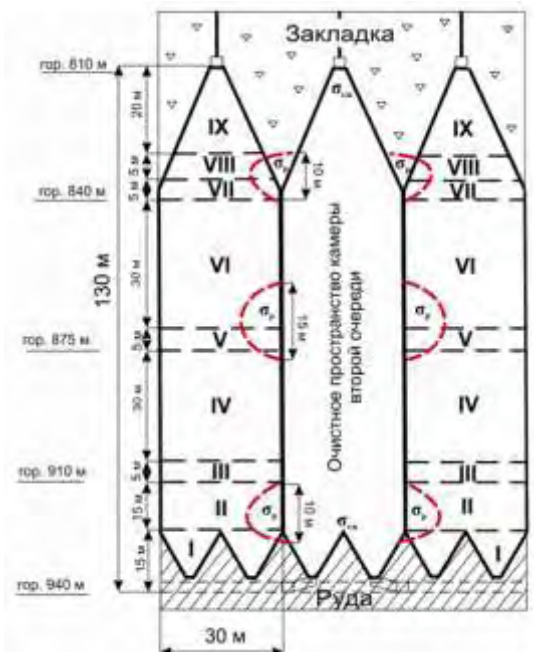


Рис. 3. Технологическая схема возведения закладочного массива

высокоосновных ( $\text{CaO}/\text{SiO}_2 \geq 1,5$ ) - 770 МПа [2]. Следовательно, одним из путей создания прочного

закладочного массива является формирование в нем гидросиликатов кальция с основностью  $\text{CaO/SiO}_2$  близкой к 1.

Произведены замеры содержания оксидов  $\text{CaO}$  и  $\text{SiO}_2$  с помощью встроенного в микроскоп микрорентгеноспектрального анализатора, что позволило установить степенную зависимость изменения основности связей закладочного массива от величины удельной поверхности частиц (рис.2).

Анализ зависимости, приведенной на рис. 2, позволяет сделать вывод, что увеличение удельной поверхности шлака и известняка в твердеющей закладке с 2000 до 6600  $\text{см}^2/\text{г}$  приводит к изменению формы химических связей и их химического состава, что повышает прочностные характеристики искусственного массива.

Структура закладочного массива с игольчато-волокнистыми связями наиболее устойчива к растяжению. Иглы и волокна взаимопересекаются, создавая армирование твердеющей системы и повышение силы сцепления между кристаллами. При воздействии сжимающих напряжений целесообразно использовать твердеющую закладку со слоисто-пластинчатой формой новообразований, горизонтальное сложение которых в структуре закладки повышает сопротивляемость искусственного массива к сжатию. Исходя из исследований, автором предлагается по высоте закладочного массива изменять его структуру под воздействием напряжений. Технологическая схема возведения закладочного массива представлена на рис. 3, а рекомендации параметров в табл. 1

Таблица 1

Рекомендуемые параметры возведения закладочного массива

Этаж	Область	Высота, м	$S_{уд}$ , $\text{см}^2/\text{г}$	Состав закладочной смеси на 1 $\text{м}^3$ , кг	Прочность закладки 30 (90) дней, МПа
840-940	I	$\frac{h_2}{H_k}$	5500	Ш-220, МИ - 110, И-940, П-542	10,4 (11,5)
	II	$\frac{h_m - h_e - h_2}{H_k}$	4300	Ш-220, МИ - 110, И-940, П-542	7 (9,2)
	III, V, VII,	$\frac{h_e}{H_k}$	4300	Ш-220, МИ - 110, И-940, П-542	7 (9,2)
	IV, VI, IX	$\frac{h_m}{H_k}$	2800	Ш-220, МИ - 110, И-940, П-542	5,3 (7)
	VIII	$\frac{h_e}{H_k}$	4300	Ш-220, МИ - 110, И-940, П-542	7 (9,2)

Примечание: Ш - шлак; МИ - молотый известняк; И - известняк, П – порода  $h_0$  – высота днища камеры, м;  $H_k$  – высота камеры, м;  $h_e$  – высота подэтажной выработки, м;  $h_m$  – высота подэтажа, м.

#### Выводы

1. Впервые установлено, что увеличение удельной поверхности шлака и известняка в закладочной смеси приводит к изменению основности и формы химических связей по степенной зависимости  $\text{CaO/SiO}_2 = 124 S_{уд}^{-0,52}$  (при  $R^2 = 0,86$ ). Это позволяет в требуемых зонах закладочного массива изменять его структуру и прочность.

2. Впервые установлено появление новых структурных связей в закладочном массиве в зависимости от химического состава при разной удельной поверхности частиц, что позволило определить количественную оценку повышения прочности твердеющей закладки при различной ее структуре: крупноигольчатая - 1,8 - 2,5 раз, игольчато-волокнистая - 3,1 - 3,5 раз, слоисто-пластинчатая - 3,1 - 4,5 раз.

3. Разработаны рекомендации технологических параметров закладочного массива формы и структурных связей в предлагаемых зонах напряжений на контуре камер для предотвращения вывалов и разубоживания руды закладочным материалом, что позволяет снизить на 3,9% затраты на компоненты закладки и измельчение, повысить прочность закладки на 25%.

#### Литература

1. Волженский, А.В. Минеральные вяжущие вещества: технология и свойства: учебник для вузов / А.В. Волженский, Ю.С. Буров, В.С. Колокольников. – М.: Стройиздат, 1979. – 476 с.
2. Таймасов Б.Т. Технология производства портландцемента: учеб. пособие / Таймасов Б.Т. - Шымкент, Изд-во ЮКГУ, 2003. - 297 с.

## ОПЫТ БОРЬБЫ С ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМИ ПРОЯВЛЕНИЯМИ НА Ш. ИМ. А.Ф. ЗАСЯДЬКО

Актуальность. Большинство действующих угледобывающих шахт Донбасса являются сверхкатегорийными по метановыделению и опасными по внезапным выбросам угля и газа. Эти два взаимосвязанных обстоятельства существенно усложняют технологию ведения горных работ, снижают уровень ее безопасности и увеличивают издержки в процессе добычи угля.

По оценкам экспертов, наиболее опасным предприятием Донецко-Макеевского угленосного района, является шахта им. А.Ф. Засядько, введенная в эксплуатацию в 1958 году.

В настоящее время шахта разрабатывает два пологих угольных пласта  $m_3$  и  $l_4$ , залегающих в отложениях Среднего карбона. Их мощность изменяется в пределах шахтного поля от 1,1 до 2,0 м. Глубина ведения горных работ составляет 1220 – 1420 м, угол падения пластов –  $10 - 12^{\circ}$ , уголь имеет марку Ж, его природная газоносность достигает  $30 \text{ м}^3/\text{т}$ . Все пласты склонны к внезапным выбросам угля и газа. Вмещающие породы представлены преимущественно глинистыми и песчанистыми сланцами средней устойчивости. Вместе с тем, подрабатываемая очистными работами угленосная толща включает несколько мощных (до 30 м) газонасыщенных, выбросоопасных песчаников, которые существенно влияют на общую метанообильность выемочных участков и шахты в целом ( $Q_{\text{ш}}=226,8 \text{ м}^3/\text{мин}$ ,  $Q_{\text{ш отн}}=72,8 \text{ м}^3/\text{т}$ ).

В очистных забоях применяется классическая столбовая система разработки с возвратноточным проветриванием и подвиганием лав в направлении наклонных выработок, расположенных в центральной части шахтного поля. Их проведение осуществляется по тектонически нарушенным участкам шахтопластов и сопряжено с довольно высокой вероятностью газодинамических явлений (ГДЯ). Опыт показал, что все выбросы угля, зафиксированные на шахте, произошли в подготовительных забоях.

**Цель** работы состоит в обосновании эффективной системы борьбы с ГДЯ при проведении подготовительных выработок применительно к условиям шахты.

**Основная часть.** Для достижения цели был выполнен комплекс исследований [1], включающий:

- шахтные замеры параметров тектонической нарушенности и трещиноватости массива в горных выработках пласта  $m_3$ ;
- картирование и анализ тектонической нарушенности по данным геологической документации;
- анализ микрофотографий проб угля, отобранных в горных выработках;
- анализ взаимосвязи расположения газодинамических проявлений, произошедших при ведении горных работ, с фактическими параметрами тектонических нарушений.

На основании выполненных исследований была построена обобщенная тектоно-газодинамическая карта горного отвода шахты по пласту  $m_3$ , которая представлена на рис. 1.

Анализ полученных результатов позволяет сделать следующие выводы:

1. Горный отвод шахты по простиранию «зажат» между двумя крупными региональными геологическими нарушениями: Ветковской и Чайкинской флексурами. По восстанию (с южной стороны) шахтное поле граничит с системой разрывных нарушений, включающих Коксовый и Французский надвиги.

2. Мелкоамплитудная нарушенность массива горного отвода шахты сформировалась в условиях сдвигового тектонического поля напряжений, которое характеризуется субгоризонтальной ориентацией направления главных осей нормальных напряжений сжатия-растяжения. При этом вектор максимального сжатия  $\sigma_1$  имеет северо-западное направление, растягивающая компонента  $\sigma_3$  – юго-восточное, а средняя сжимающая  $\sigma_2$  – вертикальна.

3. Наибольшая интенсивность тектонической нарушенности наблюдается в западной части шахтного поля. Она представлена в основном сдвиговыми системами:

- региональной малоамплитудной тектоники (Y сдвиги);
- диагонально сориентированной (по отношению к падению пласта) сдвиговой зоной (правый сдвиг);
- тектонополосами дуплекс-сжатия, параллельными флексурам.

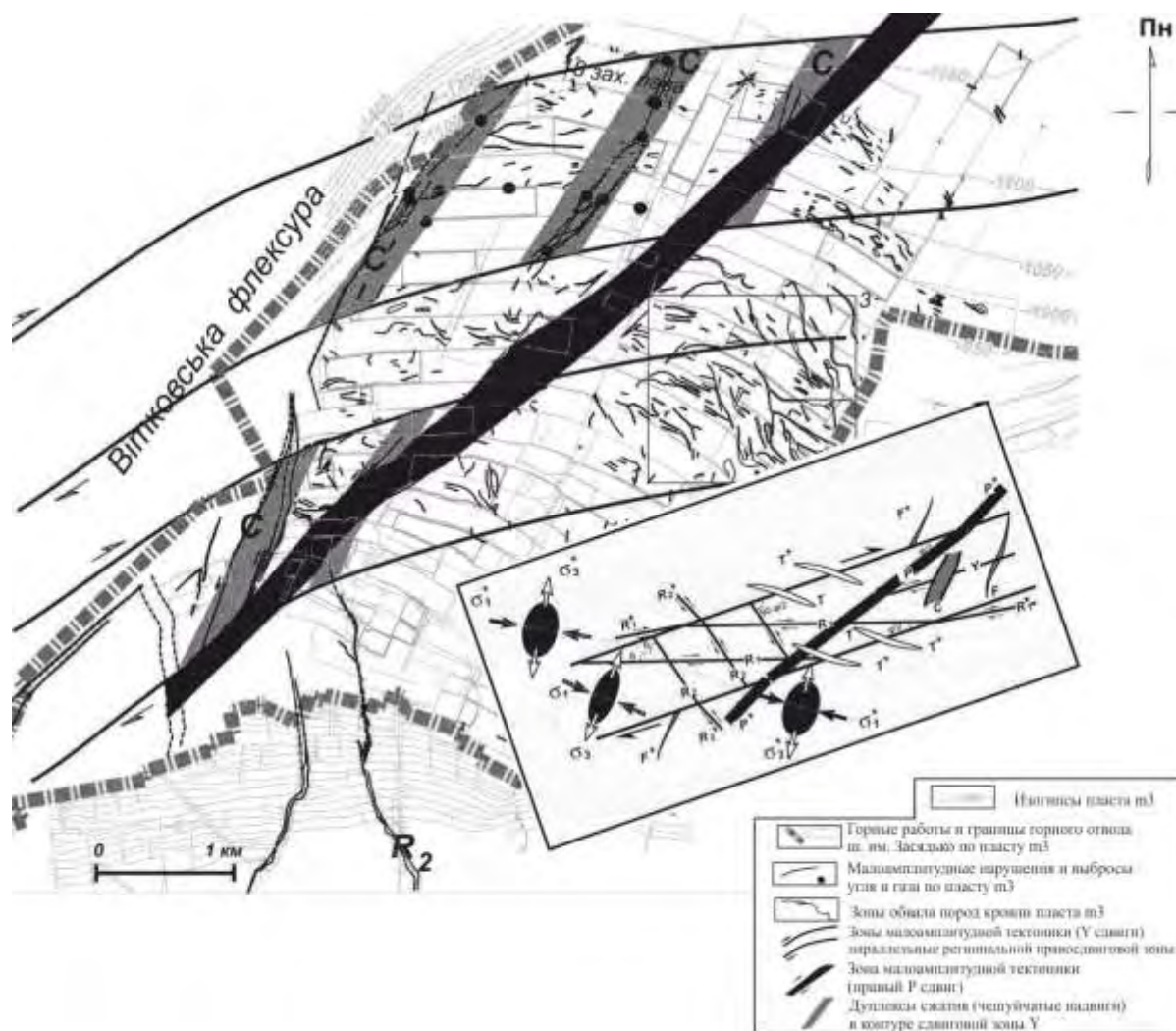


Рис. 1. Обобщенная тектоно-газодинамическая карта горного отвода шахты им. А.Ф. Засядько (пласт  $m_3$ ) по данным [1] (на врезке показан механизм формиро-вания тектонических нарушений в контуре зоны сдвигов)

4. Наибольшую опасность в плане газодинамических проявлений и суфлярных выделений метана при ведении горных работ представляют собой зоны дуплекс-сжатия, осложненные малоамплитудными разрывами.

В работе был проанализирован мировой опыт борьбы с выбросами при разработке угольных пластов. Установлено, что наиболее эффективная и технологич-ная система прогнозирования и устранения угрозы ГДЯ в подготовительных забоях на сегодня имеется в Германии. Ее суть состоит:

- в текущем уточнении фактической газоносности угольного пласта в процессе проведения выработок путем отбора угольных проб из массива;
- определении на этой основе месторасположения выбросоопасных участков;
- дегазации (разгрузки) выбросоопасного массива за счет бурения опережающих скважин длиной от 20 до 40 м в грудь забоя.

Как показал опыт работы немецких шахт, в процессе бурения длинных скважин происходит дегазация угольного пласта впереди подготовительного забоя, снижается общий уровень действующих напряжений и устраняется опасность ГДЯ.

На шахте совместно с представителями отраслевого института МакНИИ был разработан экспериментальный паспорт проведения штрека, закуплено специальное буровое оборудование. Упрощенная схема бурения дегазационных скважин представлена на рис. 2.

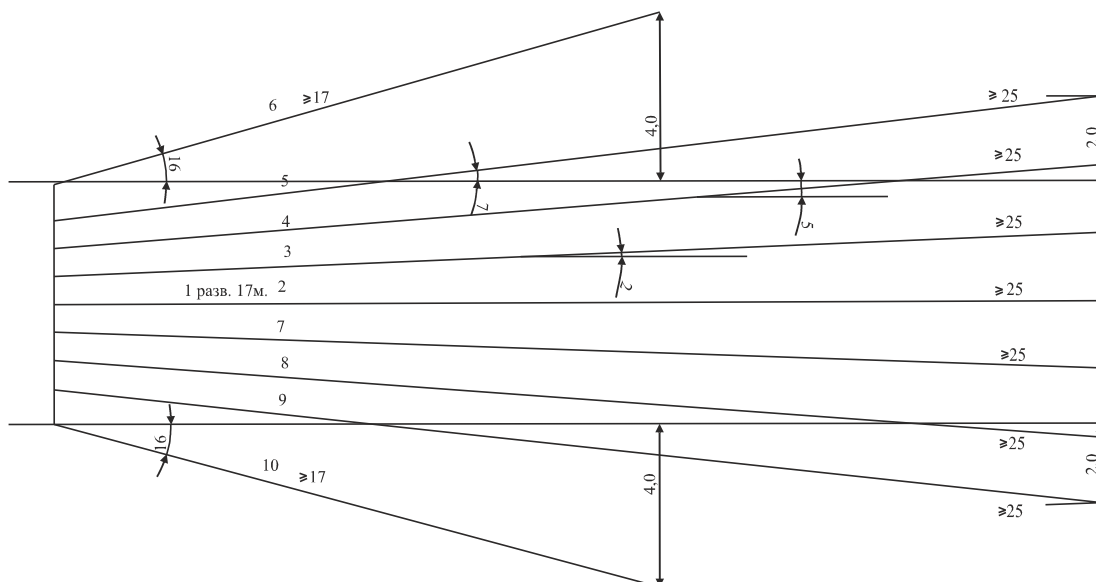


Рис. 2. Паспорт бурения опережающих скважин в подготовительном забое 18-го западного конвейерного штрека

### Выводы

1. По данным исследований построена тектоно-газодинамическая карта горного отвода шахты. Из карты видно, что она отличается наличием большого количества труднопрогнозируемых малоамплитудных нарушений сдвигового типа. Любое из них представляет реальную опасность по ГДЯ при встрече в подготовительном забое.

2. На основе проведенных исследований был предложен основной и наиболее эффективный метод борьбы с ГДЯ при проведении подготовительных выработок на шахте. Это немецкая технология, адаптированная под условия шахты основанная на бурении дегазационных (разгрузочных) скважин в забое.

### Литература

1. Привалов В.О. Розвиток систем кліважу і малоамплітудної тектоніки та їх вплив на виклики небезпечності вугільних пластів у межах гірничого відведення шахти ім. О.Ф. Засядька / Привалов В.О., Панова О.А., Саксенхофер Р.Ф., Рейшенбахер Д., Ткаченко О.В., Пілюгин Д.В. - Наукові праці УкрНДМІ НАН України. –2012.№ 11. – Р. 153-188.

**П.А. ПРОНЬ**

*Донбасский государственный технический университет, Украина*

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СИЛОВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПОЧВУ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ ДЛЯ УМЕНЬШЕНИЯ ЕЕ ПУЧЕНИЯ

Предотвращение пучения почвы в подготовительных выработках является актуальной научно-технической задачей при разработке угольных месторождений, особенно на большой глубине. Основные направления борьбы с пучением: увеличение или сохранение естественной прочности пород; снижение напряжений в породах, окружающих выработку [1].

На основании анализа 47 патентов на способы предотвращения пучения почвы выработок были отобраны пять патентов, в которых рекомендованы следующие воздействия на массив: взрывание камуфлетного заряда в почве (1); щель в почве выработки (2); щель по угольному пласту в боках выработки (3); анкерование почвы (4); силовое воздействие на почву крепью усиления (5). В шестом (контрольном) варианте воздействие на массив не предусмотрено.

Для расчётов применялся метод конечных элементов.

На рисунке 1 приведены диаграммы относительных поднятий почвы напряжений в поперечном сечении выработки для сравниваемых вариантов впереди лавы вне зоны её влияния, согласно которой наименьшее пучение пятом способе.



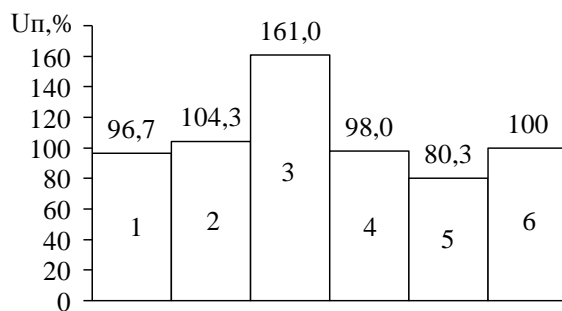
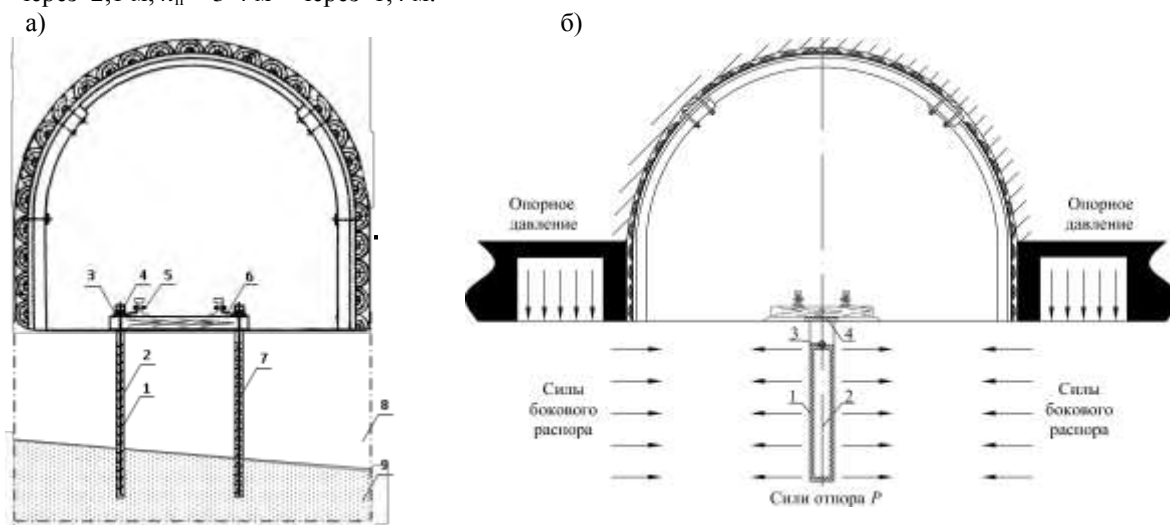


Рис. 1. Относительные величины пучения почвы в поперечном сечении выработки для способов 1...6

Были разработаны 2 способа предотвращения пучения почвы в выработках на основе механического воздействия на почву выработки. На рисунке 2 а приведена система «почва-анкеры-рельсы» - способ уменьшения пучения почвы [2]. Анкеры, закрепленные в почве, проходят через отверстия в шпалах, а рельсы, соединяющие шпалы, воспринимают нагрузку от соседних шпал, которые как и заанкерованные шпалы препятствуют поднятию почвы. Рекомендуется устанавливать анкеры через 1,4 – 2,8 м в зависимости от мощности  $h_n$  неустойчивого слоя пород. При  $h_n < 2$  м устанавливаются через 2,8 м,  $h_n = 2-3$  м – через 2,1 м,  $h_n = 3-4$  м – через 1,4 м.



1 – анкеры, 2 – шпалы, 3 – шайба, 4 – гайка, 5 – болтовое соединение, 6 – накладки, 7 – быстротвердеющее скрепляющее вещество, 8 – неустойчивый слой пород, 9 – устойчивый слой пород, 10 – скважина (щель), 11 – емкости, 12 – ниппельный клапан, 13 – пробка

Рис. 2. Разработанные способы уменьшения пучения почвы подготовительной выработки

Второй способ показан на рисунке 2 б – схема создания горизонтального отпора в почве подготовительной выработки.

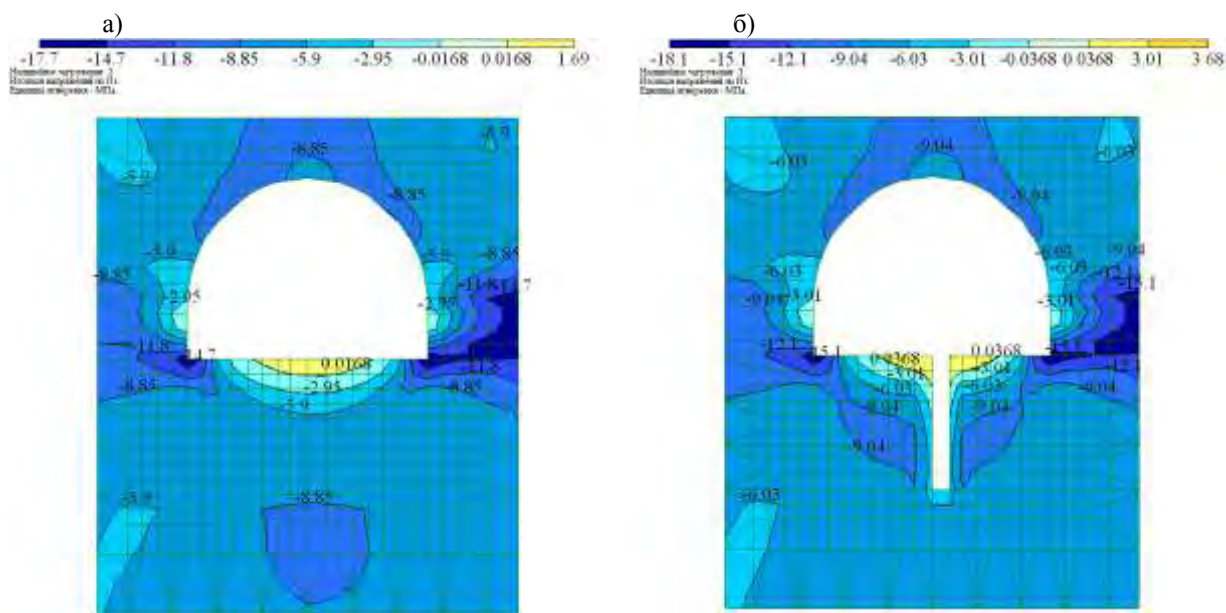
Горизонтальный отпор создается механическим воздействием на породы в противоположном направлении боковому распору из полостей в почве выработки (скважины, щели).

Решены объемные задачи МКЭ, в которых размеры прямоугольной полости 10 в почве: длина вдоль выработки 0,7 м, ширина 0,3 м, глубина 2,25 м; модуль пропорциональности материала емкости 11 и породы равны. Емкости заполняются через клапан 12 воздухом под давлением 1, 3, 6, 9 МПа. Сверху полость закрывается крышкой 13.

Распределение напряжений в почве выработки показано на рисунке 3 а, когда не применяется отпор, и на рисунке 3 б при механическом воздействии на массив для создания отпора 3 МН, т.е. при оптимальном отпоре, когда пучение почвы наименьшее.

Различия существенные: напряжения возросли с 5,9 МПа до 9,04 МПа, в непосредственной близости у устья полости, повысились растягивающие напряжения с 0,0168 до 0,0368 МПа, однако, они не превысили предел прочности породы на растяжение. Разрушение пород вокруг полости не происходит. При увеличении отпора до 6, 9 МН горизонтальные напряжения повысились с 9,04 МПа до 12,6 МПа; в непосредственной близости от полости появились растягивающие напряжения, особенно значительные у устья полости, где они больше предела прочности породы на растяжение.

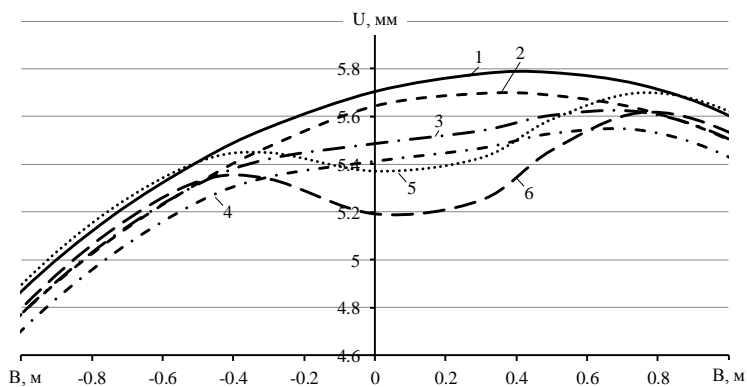
Пучения почвы у стенок выработки составило 1,5 мм со стороны массива угля и 2,5 мм со стороны лавы. Эти данные соответствуют упругому изгибу при ширине выработки 4 м.



а – массив пород; б – щель с отпором 3 МН

Рис. 3. Распределение горизонтальных напряжений вокруг выработки на расстоянии 0,7 м перед лавой

На рисунке 4 в укрупненном масштабе показано влияние механического воздействия на почву выработки.



— — массив пород; - - - - щель в почве; - . - - щели в почве через 1,4 м с отпором 6 МН; . . . . - щель с отпором 9 МН; ..... - щель с отпором 6 МН; - - - - щель с отпором 3 МН.

Рис. 4. Поднятия почвы на расстоянии 0,7 м впереди лавы

Зоны влияния горизонтального отпора распространяются на 1,2-1,3 м, т.е. на треть ширины выработки.

Пучение при отпоре 3 МН составило 89,7% от пучения почвы в выработке без механического воздействия на массив.

В глубь массива от подошвы выработки поднятие почвы интенсивно уменьшается и на расстоянии 7,2 м становится равномерным, равным 2,8 мм.

Горизонтальные напряжения вдоль выработки впереди очистного забоя увеличиваются с увеличением отпора, увеличиваются и размеры зон влияния отпора.

На основании исследований установлено: снижение пучения почвы выработки под воздействием системы «почва-анкеры-шпалы-рельсы»; создание горизонтального отпора в почве выработки приводит в росту напряжений, к уменьшению поднятия почвы.

Дальнейшие исследования направлены на обоснование параметров давления в полости, расстояние между анкерами и установления области применения способов.

### Литература

1. Зборщик М.П., Ильяшов М.А. Пути уменьшения выдавливания пород почвы в участковых выработок // Уголь Украины. – 2008. – №11. - С. 13-17.
2. Патент 43794 Украина, МПК (2009) E21D 21/00 Спосіб запобігання випиранию підшви гірничих виробок / Клішин М.К., Склепович К.З., Касьян С.І., Кізіяров О.Л. (Україна) Донбас. держ. техн.



## КАМЕРНО – СТОЛБОВАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ С ЗАКЛАДКОЙ В ШАХТЕ МАГНЕЗИТА В СЛОВАКИИ

### Расположение месторождения

Месторождение магнезита расположено в юго-восточной части Словакии на земельном реестре городов Jelšava и Magnezitovce [1].



Рис. 1. Локализация шахты магнезита [2]

### Горно-геологические условия месторождения магнезита

Месторождение магнезита образовалось в карбоне в процессе гидротермального метасоматоза известняков органического происхождения [4].

Длина массива по простиранию составляет 4,5 км. Толщина пласта достигает более 600 м. Угол наклона колеблется от 20 до 60 °. Вскрышные породы толщиной от 40 до 50 м. Магнезит прорастает в виде нерегулярных линз и гнезд в доломите. Вмещающая порода представлена диабазами, туфами и туффитами [4].

Таблица 1

Запасы магнезита в основном рабочем горизонте 220 м над уровнем моря [1]:

Запасы		Содержание [%]				тонны [т]
		MgO	CaO	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
Запасы балансовые	Z2	41,51	4,05	0,46	3,63	33 538 293
	Z3	41,60	2,48	0,64	3,25	1 338 143
Запасы забалансовые	Z2	40,66	2,48	0,52	3,75	29 435 415
	Z3	41,01	4,32	1,03	3,35	8 016 308

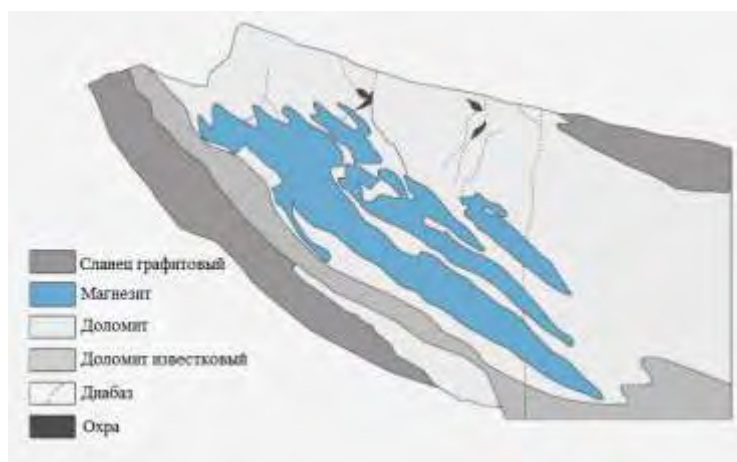


Рис. 2. Геологический разрез по линии квершлагов месторождения магнезита [4]

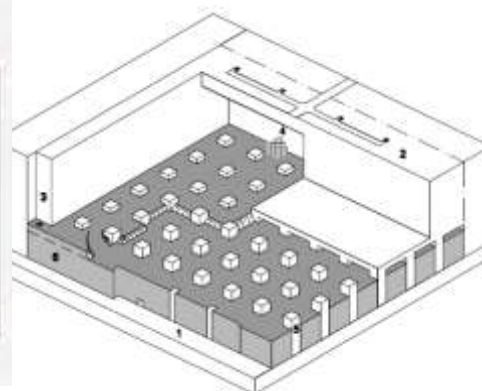


Рис. 3. Камерно – столбовая система разработки горизонтальными слоями с закладкой [3]

### Вскрытие месторождения

Вскрытие горными выработками от поверхности производится штольнями, капитальными

уклонами, вентиляционными стволами [5].

#### Метод добычи

- 1- шурф воздухоподающий
- 2- шурф воздуховыдающий
- 3- шурф выдачной
- 4- шурф закладочный
- 5- целик междукамерный
- 6- закладка

В настоящее время эксплуатация рудника осуществляется камерно-столбовой системой. Разработка выполняется горизонтальными слоями снизу вверх, а выработанное пространство заполняется сухой закладкой. Высота каждого слоя составляет 4,8 м. Безопасность рабочего пространства обеспечивают междукамерные целики. Шахтное поле ограничено боковыми (граничными) целиками [5].

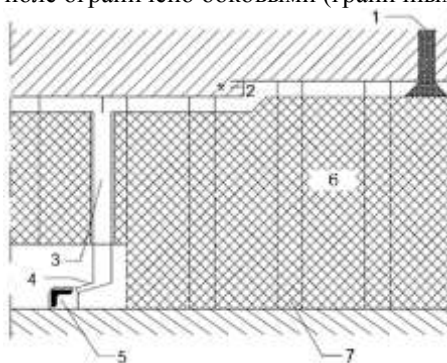


Рис. 4. Разрез по линии квершлагов системы разработки горизонтальными слоями [4]. 1 – закладочный шурф, 2 – забой, 3 – шурф выдачной/рудоспуск, 4 – воронка, 5 – штрек главный, 6 – закладка, 7 – целик междукамерный

Разработка первого слоя начинается с проведения выработок – камер, площадь сечения которых составляет 10х4,8 м по всей длине выемочного блока. Целью является вентиляция проходки. В ходе проведения выработки выполняются ходки, чтобы иметь возможность погрузки и транспортировки сырья самоходными подземными автосамосвалами. Во время подготовительных работ выполняется проходка воздуховыдающих и закладочных шурфов. После определения направления, в котором будет проводиться эксплуатация, начинается разработка слоями сечением 10х6 м и высотой 4,8 м с сохранением сетки междукамерных целиков размером 7х7 м. [5]

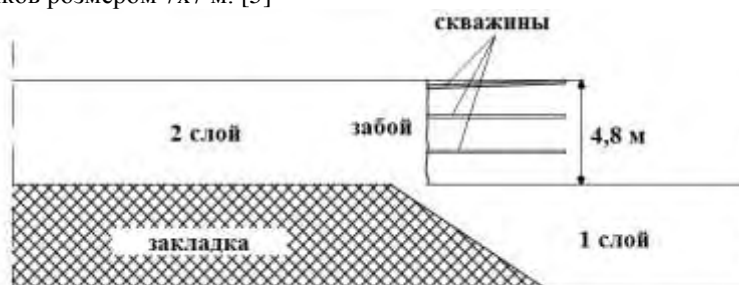


Рис. 5. Горизонтальная выработка [4]

Взрывные работы осуществляются с помощью взрывчатого соединения на основе аммиачной селитры. Диаметр скважин 51 – 64 мм, длина скважин 3,5 м. Взрывы выполняются с использованием электрического способа передачи заряда взрывчатому веществу. Схема расположения скважин представлена на рисунке 6. Длина скважин и расстояние между ними указаны в миллиметрах [4].

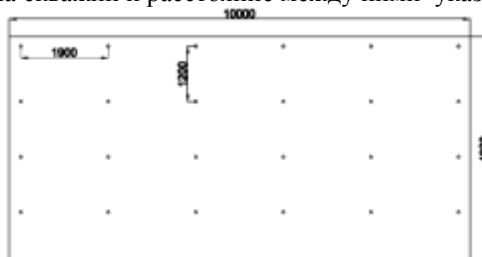


Рис. 6. Схема расположения скважин в магнетитовом забое [4]

#### Транспорт магнетита и закладки

Доставка магнезита осуществляется самоходными подземными автосамосвалами и локомотивным транспортом. Закладка транспортируется с поверхности (отходы процесса рудоподготовки) или с забалансовых участков месторождения. До выработанного пространства закладка транспортируется автосамосвалами и самоходными погрузчиками с закладочного шурфа [5].



Рис. 7. Возведение закладки выработанного пространства [4]

#### Литература

1. Ing. Imrich Dúdor, Ing. Milan Birka, Ing. Jaroslav Málik, Dobývanie ložiska Dúbravský masív pod obzor 323m n. m., február 2011
2. <http://www.smzjelsava.sk/>
3. Spracovanie magnezitu v Jelšave, Spracovanie magnezitu v Jelšave, ELTE, s.r.o., Medený Hámor 15, Banská Bystrica, ©1988
4. Dušan Terpák, Eksploatacja magnezytu w kopalni Jelšava (Słowacja) systemem filarowo – komorowym z podziałem na warstwy poziome, Kraków 2011/2012
5. Dušan Terpák, Vplyv zmeny koeficienta približenia náloží na fragmentáciu rozvalu pri trhacích prácach na VDZ v SMZ, a.s. Jelšava, Košice 2010

**А.Н. ТОЛКАЧ, Р.В. СОБОЛЕВСКИЙ, В.В. КОТЕНКО**

*Житомирский государственный технологический университет, Украина*

## **ГЕОМЕТРИЗАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПИРОФИЛЛИТОВЫХ СЛАНЦЕВ НА ОСНОВЕ КОМПЛЕКСНОГО ПОКАЗАТЕЛЯ КАЧЕСТВА**

Украина обладает редкими запасами пиррофиллитовых сланцев, которые по своим физико-химическим свойствам являются уникальным сырьем. Анализ отечественных и зарубежных источников показывает возможность использования пиррофиллитовых сланцев во многих отраслях народного хозяйства по следующим основным направлениям: керамика, огнеупоры, покрытия и наполнители [1]. Каждая отрасль ставит свои технические требования к качеству сырья, которые характеризуются химическими и технологическими показателями [2, 3]. Исходя из того, что пиррофиллитовые сланцы являются многокомпонентным сырьем, требования к качеству в различных областях использования ставятся к трем, четырем, а иногда и больше физико-химическим показателям. Поэтому есть необходимость в разработке такой методики, которая бы позволила провести обобщающую оценку размещения наиболее качественного сырья по месторождению.

Для оценки качества залежи была разработана методика геометризации по комплексному показателю, который позволяет объединить большое количество отдельных критериев качества с учетом их весомости, обусловленной конкурентоспособностью полученной продукции.

Для комплексной оценки качества сырья по месторождению в целом необходимо построить модель изменения комплексного показателя качества (КПК). Комплексная оценка обусловлена таким ее преимуществом, что присутствует только числовая итоговая оценка вместо нескольких по отдельным показателям качества. Поэтому предварительно аналитически устанавливается КПК. Удобным и логически оправданным методом сведения относительных значений показателей качества в единственный комплексный является их суммирование. Чтобы недостаточная величина показателей не перекрывалась избыточными значениями других, применяются коэффициенты весомости отдельных свойств. Кроме этого, суммирование объективно оправдано тем, что качество пиррофиллитовых сланцев должно соответствовать требованиям нормативно-технической документации, которые гарантируют минимально допустимый уровень качества (за минимальным и максимальным предельным содержанием соответственно полезных и вредных компонентов).

На первом этапе построения комплексного показателя качества проводится обоснованный выбор ОК. В тех отраслях, где возможно использование пиррофиллитовых сланцев, в основном ставятся требования по содержанию вредных компонентов (красящих окислов, щелочей) и потерь при прокаливании

(ППП). Поэтому авторами для построения комплексного показателя качества предложен выбор именно содержания вредных компонентов  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$  и показателя ППП. Сначала предлагается каждый из вредных компонентов перевести в относительный показатель качества породы, который можно определить по отношению базового показателя к значению показателя в пробе:

$$k_i = \frac{\bar{P}_0}{P_i} \quad (1)$$

где  $k_i$  – относительный показатель качества;  $\bar{P}_0$  – базовое значение показателя;  $P_i$  – значение показателя качества в пробе.

В качестве базового показателя качества, в зависимости от поставленных задач, может использоваться средний показатель содержания в целом по месторождению (при оценке качества относительно среднего значения по всему месторождению). Также может быть применено среднее значение показателя всех возможных направлений использования. В том случае, когда проводится оценка качества сырья месторождения за конкретно определенным направлением ее использования, для расчетов используется показатель соответственно технических требований. В данной работе в качестве базовых показателей были использованы средние значения показателей предельного содержания вредных компонентов из технических требований, для  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$  и показателя ППП составили соответственно 1,48, 0,48, 1,2 и 6,5.

На втором этапе находим КПК породы, учитывая существенное влияние каждого из ОПК, по следующей формуле:

$$k_{\text{к.}} = \sum_{i=1}^n k_i \lambda_i, \quad (2)$$

де  $k_i$  – относительный показатель  $i$ -го ОПК;  $\lambda_i$  – коэффициент весомости  $i$ -го ОПК.

На этом этапе при комплексной оценке качества важно также установить значимость каждого свойства в совокупности свойств, принятой для оценки уровня качества, т.е. определить коэффициент весомости. Коэффициент весомости показывает, какую долю составляет данный относительный показатель качества в общей совокупности показателей, составляющих качество пиррофиллитовых сланцев. Сумма коэффициентов весомости должна быть величиной постоянной. В данной методике сумма коэффициентов весомости принимается равной единице. Выбор базовых значений ОПК является ответственным этапом при КПК, поскольку завышение их значений по отношению к фактическим ведет к снижению КПК и наоборот. Значения коэффициентов весомости для каждого из выбранных для дальнейших расчетов ОПК определялись следующим соотношением:

$$\lambda_i = \frac{n_i}{N}, \quad (3)$$

где  $n_i$  – количество возможных направлений использования, по которым установлено требования к качеству (граничное содержание)  $i$ -го показателя;  $N$  – общее количество возможных направлений использования пиррофиллитовых сланцев, где установлены требования к качеству.

Соответственно имеем следующие значения коэффициентов весомости для выбранных ОПК:  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (1,0),  $\text{TiO}_2$  (0,13),  $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$  (0,33) ППП (1,0). Если для расчетов КПК возникает необходимость для учета значительного количества ОПК (10 и более), то в этом случае предлагается делать выборку в две стадии. На первой стадии находим значения коэффициентов весомости для каждого из показателей. После этого переходим к выбору одних из самых весомых ОПК, которые будут учитываться при построении КПК. Выбор одних из самых весомых ОПК авторами рекомендуется проводить путем выполнения следующего условия:

$$\lambda = n^{-1}, \quad (4)$$

где  $\lambda$  – коэффициент весомости ОПК;  $n$  – количество показателей ОПК.

В результате ОПК считается весомым, если  $\lambda \geq n^{-1}$ . Отобранные по данным условиям показатели принимаются для дальнейших расчетов КПК.

На следующем этапе строится модель месторождения пиррофиллитовых сланцев по комплексному показателю качества (рис. 1).

Анализ построенной модели показал, что наиболее качественное сырье расположено в центральной части месторождения, а также качественное сырье установлено в северо-восточной и юго-восточной частях. При этом оптимальным местом заложения подготовительных горных выработок может быть центральная часть. Построенная модель дает общее представление об изменении качества сырья и может быть использована при предварительной геолого-промышленной оценке месторождения. Применяя полученную модель, можно решать определенные геолого-маркшейдерские задачи, например: определение мест

заложения дополнительных разведочных выработок и задания их направления.

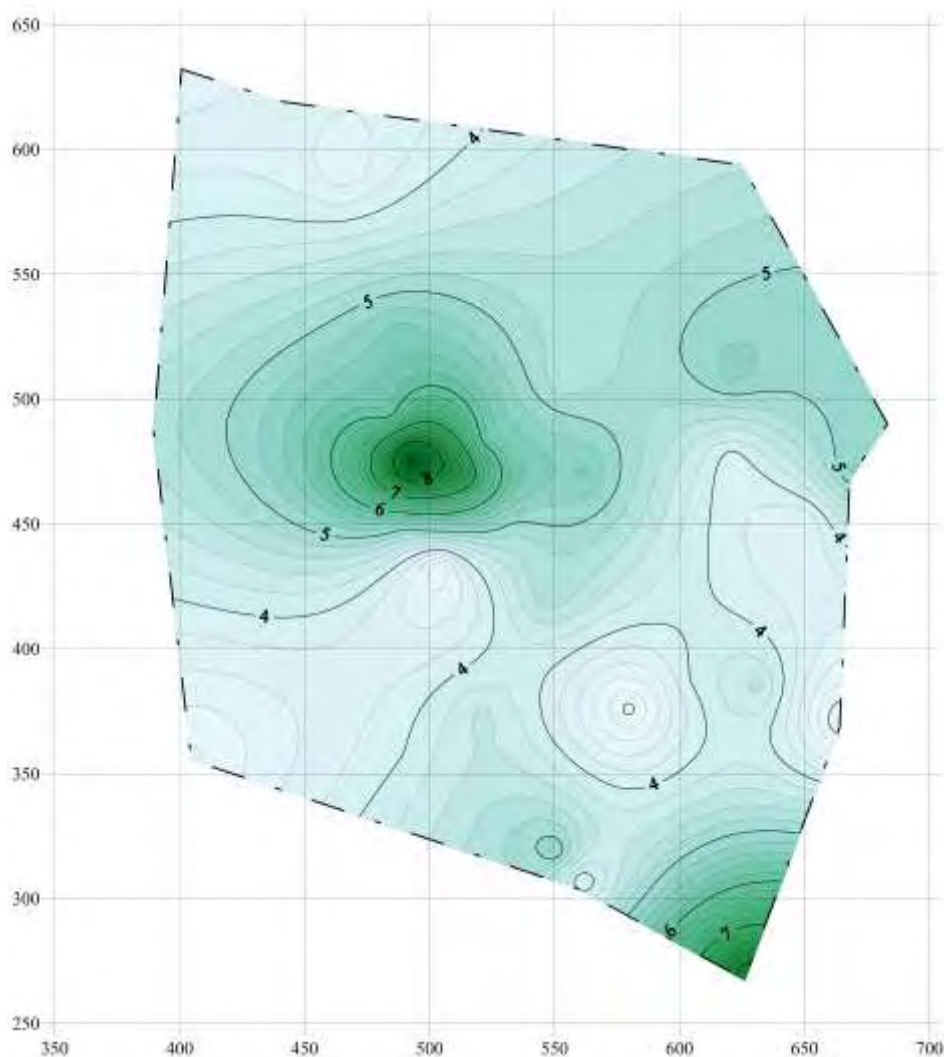


Рис.1. Модель Курьяновского месторождения пиррофиллитовых сланцев, построенная по комплексному показателю качества

### Литература

1. Толкач О. М. Дослідження напрямків використання пірофілітових сланців Кур'янівського родовища / О. М. Толкач // Збірка тез доповідей XXXV науково-практичної міжвузівської конференції, присвяченої Дню університету. – Житомир : ЖДТУ. – Т.І. – 2011. – С. 169–170.
2. Соболевский Р. В. Обоснование применения пиррофиллитовых сланцев в декоративном направлении / Р. В. Соболевський, А. Н. Толкач // Добыча, обработка и применение природного камня : сб. науч. тр. – Магнитогорск : изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова. – 2011. – №11. – С. 285–291.
3. Якупова Л. В. Пиррофиллитовое сырье и его использование / Л. В. Якупова, Бикбулатов В. Р. // Ученые записки : сб. научных статей. – Уфа : Изд-во БГПУ, 2007. – №8. – С. 120–125.

**П.И. ФЕДОРЕНКО, Н.В. ШОЛОХ, К.С. ЕЛЕЗОВ**  
*Криворожский национальный университет, Украина*

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Актуальность проблемы и ее связь с научными и практическими задачами. Разработка Криворожского месторождения осуществляется на протяжении 129 лет. За это время вынута из недр около 17 млрд. т горной массы. Все горные работы ведутся в пределах города. Подземная добыча богатых железных руд сопровождается образованием выработанных пространств в массивах горных пород, глубина



распространения которых достигает 900...1390 м, а объем превышает 500 млн. м<sup>3</sup>.

За последние десятилетие в Кривбассе произошло три техногенных катастрофы связанных с образованием воронок на дневной поверхности. Они были вызваны ведением подземных горнодобывающих работ. На данный момент существуют лишь отдельные способы определения параметров незаполненного выработанного пространства. Так как риск техногенной аварии касается всей горнодобывающей отрасли, поэтому анализ действующих, разработка и внедрение современных методов мониторинга параметров выработанного пространства имеет большое инженерное значение.

Постановка задачи. Для своевременного определения опасных зон и предотвращения техногенных катастроф разработан и научно обоснован метод оптимального определения параметров незаполненного выработанного пространства при отработке железорудных месторождений

Изложение основных материалов статьи и результаты. По проявлению процесса сдвижения горных пород на земной поверхности все залежи бассейна делятся на три основные группы - I, II, III (рис.1): (где  $H_3$  – глубина от контакта коренных пород с наносами до верхней границы выработанного пространства;  $h$  – высота области сдвижения горных пород;  $\beta$  – угол сдвижения.):

Группа I - залежи, при разработке которых над выработанным пространством образуется область сдвижения горных пород, ограниченная устойчивым сводом и деформации земной поверхности не достигают критических значений (рис.1, I). К этой группе относятся слепые залежи, выработанное пространство которых удовлетворяет условию [2]:

$$H_3 > 1,2h \quad (1)$$

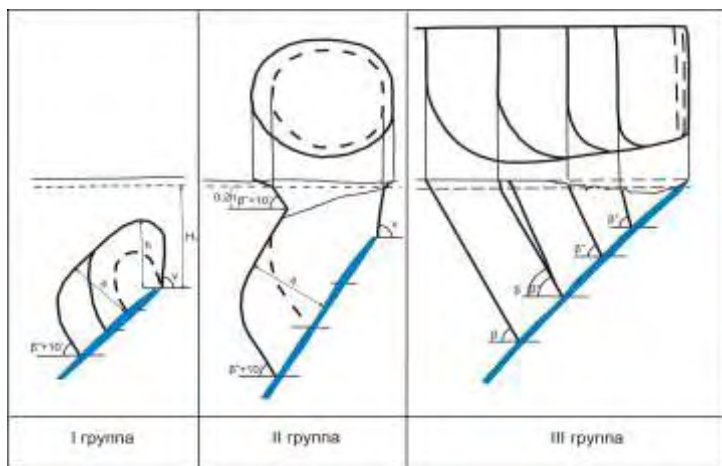


Рис. 1. Основные группы залежей Кривбасса по проявлению процесса сдвижения горных пород на земной поверхности

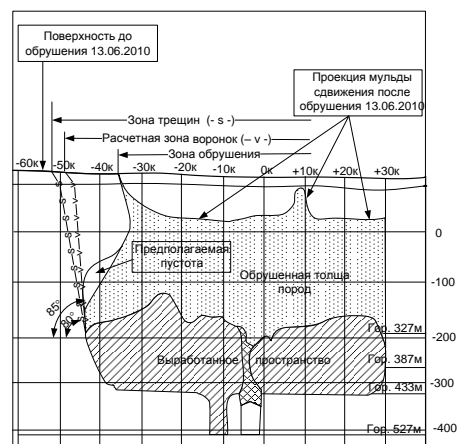


Рис. 2. Схема к процессу сдвижения дневной поверхности шахты «им. Орджоникидзе»

Группа II – залежи, при разработке которых, начиная с определённой глубины, над выработанным пространством образуется устойчивый свод и развитие зоны сдвижения земной поверхности локализуется в границах предельного контура.

Группа III - залежи, при разработке которых зона сдвижения земной поверхности периодически увеличивается по мере увеличения размеров выработанного пространства. К этой группе относятся пластообразные и шарнирные залежи, комплексы сближенных залежей, а также слепые залежи, если их выработанные пространства не удовлетворяют условиям групп I и II залежей.

Исследования проведены для условий шахты «им. Орджоникидзе» ПАО «ЦГОК Метинвестхолдинг» разрабатывающей залежь «Южная-Магнетитовая», которая по требованиям [2] относится к I группе, проявился непрогнозируемый механизм сдвижения подработанной толщи пород который привел к техногенной аварии вследствие которой на предприятии была приостановлена добыча полезного ископаемого сроком на шесть месяцев и площадь в 16га приведено в непригодное для эксплуатации состояние дневной территории горного отвода.

Условия залегания и геометрические параметры залежи «Южная-Магнетитовая» над выработанным пространством шахты «им. Орджоникидзе» ПАО «ЦГОК Метинвест холдинг» приведены в таблице 1.

Расчет высоты свода и мощности потолочины для данной залежи выполнен по методике [4]. Результаты приведены в таблице 2.

Таблица 1

Горно-геологические условия залегания и геометрические параметры при отработке залежи «Южная-Магнетитовая» шахты «им. Орджоникидзе» ПАО ЦГОК Метинвест холдинг»

Залежь	Глубина ведения горных работ, $H, м$	Пролет выработанного пространства $2a (L), м$	Угол внутреннего трения вмещающих пород $\rho, градус$	$\sigma_{сж}, Мпа$	Среднее значение $\sigma_{сж}, Мпа$	$\sigma_{рас}, Мпа$	Среднее значение $\sigma_{рас}, Мпа$	Сцепление горных пород $C, Мпа$	Крепость вмещающих пород по М.М. Протодяконову, $f$	Плотность горных пород $\gamma, т/м^3$	Средняя плотность горных пород $\gamma, т/м^3$
«Южная-Магнетитовая»	30 7	160	33	1,3- 3,7	2,50	0,12- 0,34	0,23	0,35-1	8-12	3,4- 3,5	3,45

Таблица 2

Формулы для определения высоты свода и мощности потолочины залежи «Южная-Магнетитовая» шахты «Орджоникидзе» ПАО «ЦГОК Метинвест холдинг»

Высота свода  $h, м$  по

"Правил охраны..." 1975г	М.М.Протодяконову	В.Риттеру	В.Д.Слесареву	Ф.Б.Бэки,В.И. Борщ-Компанициу, В.М.Гудкову, Ю.И.Мартынову	Д.М.Казикаеву	В.И.Вольхину, В.С.Сероштану	Б.П.Боголобову Б.П.Юматову
$h = cL^2$	$h = \frac{L}{tg\rho}$	$h = \frac{\gamma L^2}{16\sigma_{рас}}$	$h = \frac{\gamma L^2}{6\sigma_{рас}}$	$h = \frac{\gamma L^2}{2\sigma_{рас}}$	$h = \frac{\gamma L^2}{\sigma_{рас}}$	$h = \frac{0,52L^2}{H}$	$h = \gamma L^2 + \frac{L * \sqrt{\gamma^2 L^2 + 16\sigma_{рас}}}{\sigma_{рас}}$
205	123	240	640	1920	3840	43	960

Анализ приведенных расчетов высоты устойчивого свода для залежи «Южная-Магнетитовая», при одних и тех же горно-геологических условиях показывает, что полученные результаты расчета очень сильно разнятся между собой. Учитывая результаты аварии и полученные данные в таблице 2, можно утверждать что на сегодняшний день точность вычислений параметров выработанного пространства, возможность образования воронок на дневной поверхности, в результате ведения горных работ пользуясь прогнозированием через математический расчет не удовлетворяют требования [2].

Практический опыт отечественных [2,3] и зарубежных [1,4,5] исследований показывает, что наиболее перспективными направлениями при решении задачи определения параметров устойчивого свода при отработке слепых залежей является ориентирование на совершенствование существующих способов маркшейдерских съёмок и разработку новых. Прежде всего, необходимо научное обоснование оптимальных норм точности на выполнение таких съёмок. Это обоснование может базироваться на разработанной стандартизированной методике расчета необходимой точности  $m$  определения параметров подземного выработанного пространства [5]:

$$m = kdt \quad (2)$$

где  $k$  - понижающий коэффициент перехода от технологических или эксплуатационных допусков  $d$  к допускам на контрольные маркшейдерские измерения, а  $t$  - нормированный множитель, связанный с доверительной вероятностью.

Для обоснования их значений должен быть обобщен накопленный опыт, выполнены научно - исследовательские работы, и созданы такие оптические, фотограмметрические и физические дальнометрические устройства, для которых рабочая среда подземного выработанного пространства была бы прозрачной. Здесь можно выделить следующие наиболее перспективные направления совершенствования: использование лазерного пучка в тахеометрии, и оптической локации; разработка стереотахеометров, тахеометров с безотражательными светодальномерами и с устройством автоматического наведения на точки визирования; совершенствование звуко- и гидролокаторов и создание на их основе приборов, способных работать как в жидкой, так и в газообразной рабочей среде пустот; использование волоконной оптики в конструкциях приборов и для передачи информации; разработка, миниатюризация и компьютеризация измерительно - вычислительных систем и средств отображения информации; разработка способов



определения объемов пустот - хранилищ; использование средств компьютерной графики для геометрической интерпретации маркшейдерских измерений и спектрально сейсмического профилирования горного массива.

Выводы. Таким образом, для условий отработки залежи «Южная-Магнетитовая» показано, что определение высоты устойчивого свода и горно-геологических параметров выработанного пространства имеет очень большую изменчивость результатов и поэтому для прогнозирования безаварийной эксплуатации месторождений необходимо совершенствование существующих, разработка новых способов и обоснование оптимальных норм точности на выполнение маркшейдерских съёмок горных работ.

### Литература

1. Рынок черных металлов 2010: железорудное сырье [Электронный ресурс]– Режим доступа: <http://www.metalresearch.ru/page29.html>
2. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных работ в Криворожском железорудном бассейне / ВНИМИ и утв. Минчерметом СССР в 1975 г.
3. Дослідження впливу близьких до поверхні пустот на експлуатацію залізрудних родовищ Кривбасу/ Шолох М.В., Єлезов К.С //Вісник КТУ. - 2010. - Вып. 25 / Технічні науки. - С. 68-72.
4. Куликов В.В. Выпуск руды/ Куликов В.В. – М.: Недра, 1980. – 303с.
5. Шеховцев Г.А. Методы и технические средства изучения подземных пустот – Нижний Новгород – 2000г.

**А.А. ФРОЛОВ, Т.В. КОСЕНКО, Ю.А. БРИТВИН**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАВИСИМОСТИ МЕЖДУ ЛИНЕЙНОЙ МАССОЙ ЗАРЯДА И РАССТОЯНИЕМ МЕЖДУ КОНТУРНЫМИ СКВАЖИНАМИ**

При проведении массовых взрывов на карьерах происходит разрушение законтурного массива горных пород. Это вызывает снижение стойкости откосов уступов и значительно усложняет дальнейшее выполнение буровзрывных работ (БВР). Для устранения указанных недостатков применяют метод контурного взрывания, который, за счет создания экранирующей плоскости, позволяет получить относительно ровную и устойчивую поверхность откоса и уменьшить объем разрушения по проектному контуру [1].

Качество выполнения работ по контурному взрыванию зависит прежде всего от следующих факторов: расстояния между скважинами в контурном ряду, плотности заряжания взрывчатого вещества (ВВ) в скважине, диаметра скважины и конструкции заряда. Для получения необходимых результатов взрыва необходимо учитывать совокупное влияние этих факторов.

В большинстве случаев обоснование способа контурного взрывания на карьерах заключается в выборе рациональной конструкции контурных скважинных зарядов ВВ при фиксированном значении расстояния между контурными скважинами [2] или в оптимальном расположении контурных скважин разных диаметров с уменьшенным содержанием ВВ в зарядах [3]. Свойства горного массива учитываются главным образом опосредованно, через производственный опыт на данном предприятии.

Авторами работы [4] проведен анализ методов определения параметров контурного взрывания для формирования постоянных бортов карьера. В результате этого установлено, что они не позволяют достаточно обоснованно рекомендовать параметры БВР для конкретных горно-геологических условий, а способны лишь ориентировочно оценить соотношение между основными характеристиками контурного взрывания.

Таким образом, существуют определенные проблемы, связанные с выбором рациональных параметров контурного взрывания. Это определяет задачу исследований, которая направлена на определение оптимального расстояния между контурными скважинами в зависимости от усредненной линейной массы заряда ВВ.

Рассмотрим взрыв скважинного заряда ВВ в массиве горных пород. В результате действия взрыва в горном массиве образуется напряженное состояние вокруг цилиндрической полости. Основным разрушающим фактором при действии системы контурных скважинных зарядов при взрыве являются напряжения растяжения. Согласно [5], для обеспечения разрушения между скважинами в контурном ряду необходимо создать необходимое напряженное состояние на линии скважин в слое заданной ширины  $\Delta$  (рис.1). В данном случае напряжение растяжения по середине между скважинами в т. А будет равно:

$$\sigma_p^A = 2P\sqrt{d_c} \frac{(\mu a^2 - \Delta^2)}{\sqrt[4]{(a^2 + \Delta^2)^5}} \exp \left[ -\alpha \frac{\sqrt{(a^2 + \Delta^2)}}{d_c} \right] \quad (1)$$

где  $P$  – давление продуктов детонации на стенки скважин, Па;  $d_c$  – диаметр скважины, м;  $\mu$  – коэффициент Пуассона;  $a$  – расстояние между скважинами, м;  $\alpha$  – коэффициент поглощения.

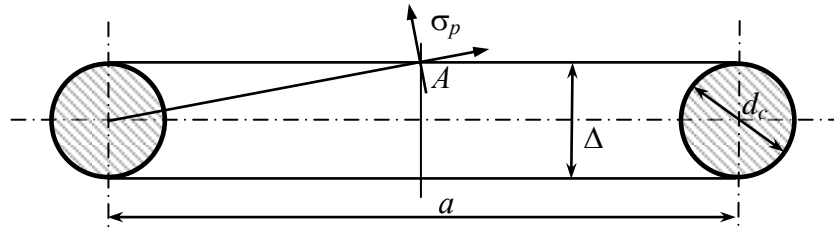


Рис. 1. Расчетная схема к определению параметров контурного взрывания

Условием разрушения породы является:

$$\sigma_p^A \geq \sigma_p \quad (2)$$

где  $\sigma_p$  – предел прочности породы на растяжение, Па.

В связи с тем, что плотность заряда ВВ в контурных скважинах невелика, давление продуктов детонации на стенки скважины можно рассчитать по формуле:

$$P = \frac{4q\omega(\gamma-1)\eta}{\pi d_c^2} \quad (3)$$

где  $q$  – линейная масса заряда, кг/м;  $\omega$  – удельная энергия ВВ, Дж/кг;  $\gamma$  – показатель изентропы:  $\gamma = 1,45$ ;  $\eta$  – коэффициент, учитывающий потери энергии.

Таким образом, используя формулы (1), (2) и (3), определяем необходимую линейную массу заряда ВВ, обеспечивающую условие развития сети трещин между скважинами:

$$q = \frac{\pi \sigma_p}{4 \omega \eta} \sqrt{d_c^3} \frac{\sqrt[4]{(a^2 + \Delta^2)^5}}{\mu a^2 - \Delta^2} \exp \left[ \alpha \frac{\sqrt{(a^2 + \Delta^2)}}{d_c} \right] \quad (4)$$

Для некоторых типов горных пород, представленных в контурах карьера Полтавского ГОКа, были проведены расчеты по установлению графической зависимости между линейной массой скважинного заряда ВВ  $q$  и расстоянием между скважинными зарядами  $a$  при следующих параметрах контурного скважинного заряда ВВ: диаметр скважин – 0,25 м, удельная энергия взрыва граммонита 79/21 – 4285 кДж/кг, коэффициент, учитывающий потери энергии взрыва, – 0,7 (рис. 2). Значения коэффициентов поглощения  $\alpha$  получены в зависимости от физико-механических свойств пород [5, 6].

Анализ зависимостей показывает, что каждому скважинному заряду ВВ, характеризующегося усредненной линейной массой, соответствует оптимальное значение расстояния между контурными скважинами, которое должно обеспечить развитие системы трещин между скважинными зарядами ВВ контурного ряда. В частности, при взрывании контурного ряда в плагиогранитах (рис. 2, зависимость 1) скважинными зарядами на расстоянии 3,0 м друг от друга необходимо, чтобы масса ВВ на 1 м заряда составляла 8 кг. Если же работы проводятся в кварцитах железистых выветрелых, то линейная масса заряда уменьшается до 5 кг (рис. 2, зависимость 5).

В целом, следует отметить, что с увеличением расстояния между зарядами контурного ряда линейная масса скважинного заряда увеличивается по параболической зависимости. Характер изменения установленных зависимостей для разных типов горных пород не одинаковый, так как некоторые из них пересекаются между собой. Это объясняется совместным влиянием физико-механических свойств горного массива на параметры контурных скважинных зарядов ВВ.

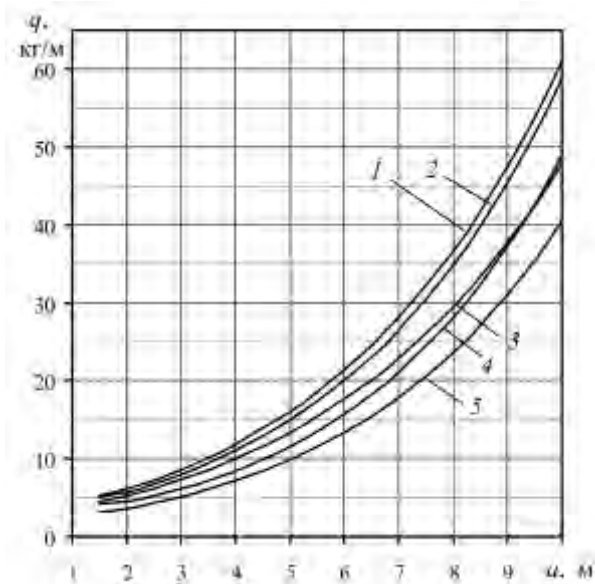


Рис. 2. Зависимость линейной массы заряда  $q$  от расстояния между контурными скважинами  $a$ : 1 – плаггиогранит, мигматит; 2 – сланец выветрелый; 3 – амфиболиты; 4 – гранитоиды; 5 – кварцит железистый выветрелый

#### Выводы

1. Анализ литературных источников показывает, что при использовании контурного взрывания существуют определенные проблемы, связанные с выбором его рациональных параметров.

2. Эффективность контурного взрывания зависит от оптимального расстояния между скважинами контурного ряда и конструкции заряда, который характеризуется усредненной линейной массой заряда ВВ.

3. Установлена аналитическая и графическая зависимости линейной массы скважинного заряда ВВ от расстояния между контурными скважинами для заданных свойств массива горных пород, при котором обеспечивается развитие системы трещин между ними.

#### Литература

1. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. – М.: Недра, 1972. – 239 с.
2. Романчук О. В., Фролов А.А. Конструктивные особенности оконтуривающих скважинных зарядов // Вісник Криворізького технічного університету: Зб.наук.праць. – Кривий Ріг: КТУ – 2008. – Вип. 20. – С. 18–21.
3. Обоснование и отработка рациональных параметров взрывания приконтурных блоков с применением отбойных скважин уменьшенного диаметра / В.А. Фокин, Г.Е. Тарасов, М.Б. Тогунов, А.А. Данилкин, Ю.А.Шитов // Сб. «Взрывное дело». – №97/54. – М.: Недра, 2007. – С. 32-39.
4. Аналіз методів визначення параметрів контурного підривання для формування постійних бортів кар'єрів при розробці скельних порід / Е.А. Загоруйко, Т.В. Косенко, О.О. Фролов // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – 2008. – №1(44). – С. 144-147.
5. Граур М.И. Управление процессом разрушения пород при контурном взрывании с целью получения устойчивых откосов уступов в карьерах // Дис. ... канд.техн.наук. – М., 1981. -201 с.
6. Фролов О. О. Дослідження ефективності руйнування скельних порід вибухом свердловинного заряду для умов кар'єру ВАТ «Полтавський ГЗК» // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. –2007. – Вип. 15. – С. 61–65.

**Е.В. ШЕПТАК, Д.В. РУДАКОВ**

*Национальный горный университет, Днепропетровск, Украина*

## О КОМПЛЕКСНОМ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ТЕПЛООВОГО РЕСУРСА ЗАТОПЛЕННЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Актуальность. Закрытие шахт и реструктуризация угольной отрасли в старых горнопромышленных районах становятся неизбежными ввиду нерентабельности угледобычи в сложных горно-геологических условиях. Это подтверждается примерами таких регионов, как Донбасс (Украина), Рур (Германия), угольные бассейны Великобритании и т.д. В то же время, после отработки шахтных полей на их территории

остаются значительные энергетические ресурсы, использование которых позволило бы значительно сократить потребление ископаемого топлива и уменьшить выбросы парниковых газов.

В качестве перспективных и технически реализуемых направлений в использовании тепловых ресурсов затопленных шахт в настоящее время рассматриваются:

1) добыча геотермальной энергии путем отбора теплых шахтных вод из глубоких затопленных горизонтов [1];

2) дополнительный подогрев шахтных вод в затопленном отработанном массиве с помощью подземного сжигания некондиционных и остаточных угольных пластов [2,3].

Ввиду новизны и отсутствия достаточного опыта эксплуатации подземных теплогенераторов реализация этих проектов требует научного обоснования с точки зрения их осуществимости и рентабельности в конкретных горно-геологических условиях.

Целью данной работы является обоснование схемы комплексного использования тепловых ресурсов затопленной шахты на основе расчетов теплофизических процессов в углепородном массиве.

Основная часть. Геотехнологическая схема использования теплового ресурса с помощью шахтных вод приведена на рис. 1. Вода из затопленных выработок на глубоких горизонтах откачивается на поверхность и подается для отопления промышленных и гражданских зданий вблизи шахты. Подогрев сооружений осуществляется путем нагнетания теплоносителя в циркуляционные теплообменники, установленные в здании. После охлаждения вода сбрасывается через шахтный ствол, расположенный на удалении от места ее отбора.

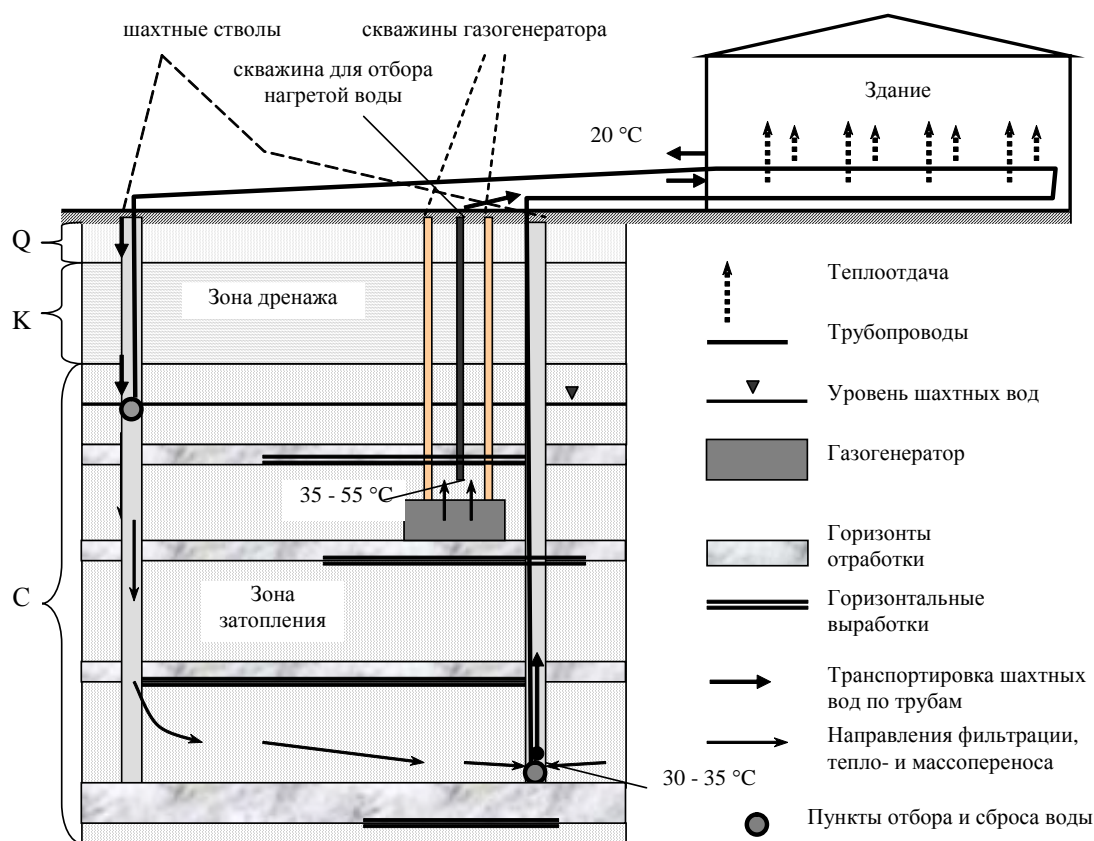


Рис. 1. Схема обогрева здания шахтными водами

Экономически оптимальное место для создания теплового модуля, использующего тепловую энергию описанным выше способом, определяется путем анализа карт геотермального градиента, расположения затопленных угольных предприятий и возможных потребителей тепла. В горно-геологических условиях Донбасса перспективным является угледобывающий район, расположенный в западной части Донецкой области. Здесь находятся несколько шахт, которые в настоящее время не эксплуатируются и подготавливаются к закрытию. Использование низкопотенциального тепла вод, отбираемых из затопленных горизонтов, позволило бы снизить потребление ископаемых энергоносителей в жилищно-коммунальном и промышленном секторе на территории данного района.

При долговременной откачке необходимо учитывать изменение химического состава шахтных вод, что может сказаться на функционировании технических узлов всей системы. Кроме того, фильтрационные расчеты показывают возможность снижения температуры воды на  $5 - 7\text{ }^{\circ}\text{C}$  спустя  $10 - 20$  лет с начала эксплуатации за счет притока сверху более холодных вод в нарушенном массиве с повышенной проницаемостью.

Использование низкопотенциальной тепловой энергии шахтных вод с температурой 30 – 35 °С может быть целесообразным для отопления зданий в условиях умеренного пояса с мягкой зимой (Западная Европа). Однако в климатических условиях востока Украины, характеризующихся низкой зимней температурой, достигающей периодами –20 °С, теплоснабжение зданий с помощью шахтных вод возможно лишь путем их дополнительного подогрева до температуры 45 – 55 °С посредством подземного сжигания некондиционных и остаточных угольных пластов.

Технология подогрева шахтных и подземных вод предполагает размещение теплового модуля над газогенератором аналогично подземной газификации угля, для чего необходимы две скважины для дутья и отбора получаемого газа при сжигании и скважина для отбора нагретой воды [3]. Водоносный пласт, в котором размещается скважина для отбора воды, нагревается под воздействием теплового потока, проходящего через кровлю нижележащего водоупора, под которым сжигается угольный пласт.

Тепловой поток от канала газификации на нагрев водоупора равен сумме конвективного  $q_{cv}(t)$  и кондуктивного  $q_{cd}(t)$  потоков, причем площади теплообмена изменяются с течением времени по мере развития реакционного канала и сжигания угля. Конвективный поток, поступающий в водоносный горизонт, приближенно определяется по формуле

$$q_{cv} = Q_g \rho_g c_g (T_g - T_w), \quad (1)$$

где  $Q_g$  – объемный поток газа по трещинам в водоупоре;  $\rho_g, c_g$  – соответственно плотность и теплоемкость газа;  $T_g$  – температура газа в канале газификации;  $T_w$  – температура воды над водоупором.

При высокой скорости фильтрации газа конвективный тепловой поток достаточно быстро поступает

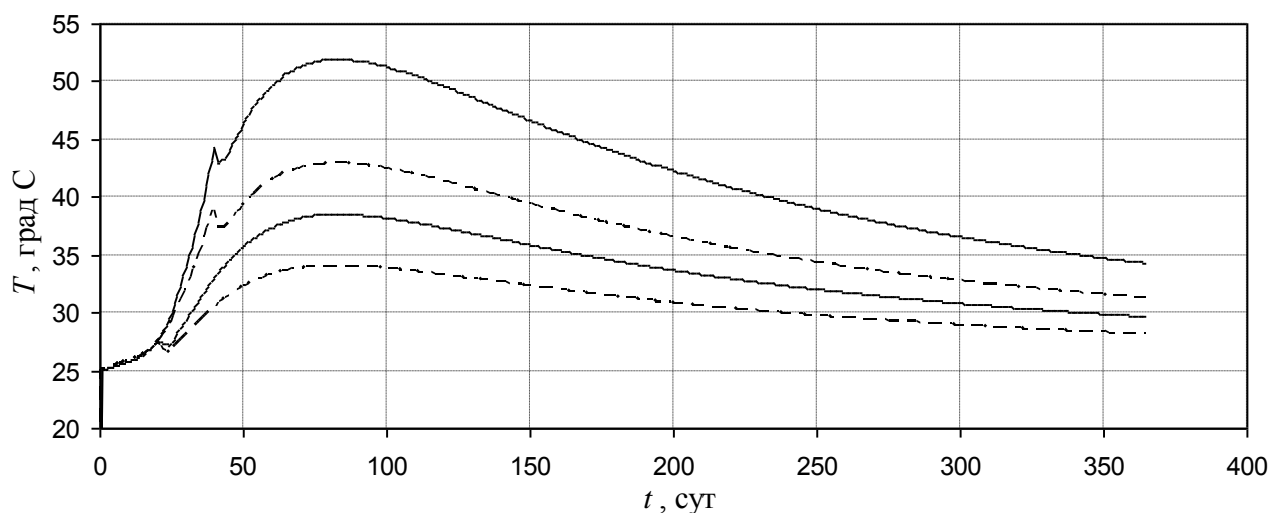


Рис. 2. Изменение температуры воды, отбираемой скважиной при работе подземного газогенератора мощностью сжигания 20 и 30 м<sup>3</sup> бурого угля в сутки (штриховая и сплошная кривые соответственно) и длительностью сжигания 40 сут (1) и 20 сут (2)

в водоносный горизонт, нагревая небольшой объем вокруг трещин. Основная масса пород водоупора прогревается вследствие кондуктивного переноса тепла, поступающего в водоупор на разных участках по мере продвижения огневого забоя. Температура в водоупорном слое над участком поступления тепла рассчитывается на основании расчетов расхода тепла при подземной газификации и формул одномерной нестационарной теплопроводности с заданным тепловым потоком на подошве водоупора [4].

Общий кондуктивный тепловой поток в водоносный пласт рассчитывается путем суммирования тепловых потоков на отдельных участках водоупора с учетом изменений градиента температуры, мощности водоупора над каналом газификации; площади конвективного теплообмена. При расчетах теплового потока принимается постоянная температура в водоносном пласте, что несколько занижает рассчитываемое поступление тепла.

Отбор тепла из водоносного горизонта производится через откачивающую скважину, расположенную в проницаемом пласте вблизи канала газификации. При условии, что весь поток тепла затрачивается на нагрев отбираемой скважиной воды, и она сразу же удаляется из пласта, ее температура в скважине  $T_{w,c}$  может быть рассчитана по формуле

$$T_{w,c}(t) = T_{w,0} + \frac{q_{cd}(t) + q_{cv}(t)}{c_w \rho_w Q_c(t)}, \quad (2)$$

где  $T_{w,0}$  – начальная температура воды в водоносном горизонте;  $t$  – время,  $c_w, \rho_w$  – теплоемкость и плотность воды;  $Q_c$  – дебит скважины.

Результаты моделирования. На рис. 2 приведены результаты расчета температуры воды, отбираемой скважиной постоянным дебитом  $100 \text{ м}^3/\text{сут}$ , которая расположена в водоносном горизонте, куда поступает тепло при газификации угольного пласта.

Согласно расчетам, максимальная температура воды достигается спустя 2,5 – 3 месяца с начала сжигания, при этом ведущим фактором, определяющим эффективность нагрева, является длительность сжигания. Варьируя параметры газогенератора, можно обеспечить отбор воды с температурой от 35 до 45 °С в течение 4 – 6 месяцев в зависимости от требований потребителя тепловой энергии (отопление, тепличное хозяйство и т.д.).

Выводы. Предложенная расчетная методика позволяет обосновать рациональные параметры схемы комплексного использования теплового ресурса затопленных шахт для отопления зданий на поверхности за счет естественного геотермального градиента и сжигания некондиционных и остаточных угольных пластов. Уточнение рассчитываемой температуры отбираемой воды возможно на основе численного моделирования теплопереноса с учетом расположения скважины, динамики сжигания угольного пласта, что составляет предмет дальнейших исследований.

### Литература

1. Wieber, G., Pohl S. (2008): Mine Water: A Source of Geothermal Energy – Examples from the Rhenish Massif. Proceedings of the 10<sup>th</sup> IMWA Congress, 02.06.-05.06.2008.in Karlovy Vary, Check Republic, 113-116 p.
2. Рудаков Д.В. Моделирование теплопереноса в водоносном горизонте при аккумуляции и отборе тепловой энергии/Д.В. Рудаков, И.А. Садовенко, А.В. Инкин, З.Н. Якубовская//Науковий вісник НГУ. – 2012. №1(127). – С. 46 – 55
3. Садовенко І.О. Міграція і теплоперенос навколо підземного газогенератора: монограф/І.О. Садовенко, О.В. Інкін, С.В. Жолудев. – Д.: НГУ, 2012. – 282 с.
4. Лыков А.В. Теория теплопроводности/А.В. Лыков. – М.: Высш. шк., 1967. – 600 с.

**Н.И. ЯРОШИК, В.И. СИМОНЕНКО**

*Национальный горный университет, Днепрпетровск, Украина*

## **ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Актуальность. Разработка нерудных месторождений полезных ископаемых в Украине для получения разнообразных строительных материалов в последние годы приобретает более интенсивное развитие. Это связано с оживлением процессов восстановления эксплуатации карьеров, которые раньше (15–20 лет назад) планомерно разрабатывались, а также освоением новых нерудных месторождений. Указанные процессы сопровождаются необходимостью решения ряда важных и актуальных в настоящее время задач, в первую очередь таких, как выбор эффективных комплексов технологического оборудования; принятие технологических схем добычи и переработки минерального нерудного сырья, обеспечение экологически безопасной работы горнодобывающего предприятия в условиях нормативной и сниженной относительно нее санитарно-защитной зоны (СЗЗ). Указанные задачи имеют научную и практическую значимость, так как они тесно связаны с решением важных общегосударственных программ развития и реформирования промышленности. А проблема обоснования эффективных комплексов технологического оборудования, к которым принадлежит и звено для выполнения выемочно-погрузочных работ, в карьерах имеет определяющее значение, так как принятые механизмы оказывают непосредственное влияние на размер капитальных вложений и эксплуатационных затрат.

Цель. Обоснование критериев эффективности работы звена выемочно-погрузочного оборудования технологического комплекса в условиях сниженной СЗЗ.

Основная часть. Целесообразность применения выемочно-погрузочного звена технологического комплекса оборудования обосновывалась авторами [1–3] по технологическим и экономическим критериям. Технологическим критерием является производительность выемочно-погрузочного оборудования, экономическим – удельные капитальные  $K_c$  и эксплуатационные  $E_B$  затраты (грн/м<sup>3</sup>) на выемку и погрузку горных пород в транспортное средство. Такой подход, хотя и общепринят в практике горнодобывающего производства, остается зависимым от конъюнктуры цен на приобретение оборудования (затраты  $K_c$ ) и энергетических ресурсов (топлива, электроэнергии, смазочных материалов и др). Капитальные вложения на оборудование для нерудных карьеров зависят от металлоемкости их конструкций. Поэтому при одинаковых объемах ковша затраты  $K_c$ , как показали результаты исследований [2], будут меньшими для фронтальных погрузчиков, чем для экскаваторов (прямая и обратная мехлопаты). Эксплуатационные затраты

распределились таким образом: энергетические затраты и затраты на материалы – 62%, амортизация оборудования – 24%, затраты на сервисное обслуживание – 12%, заработная плата – 2%.

Исследованиями [4] на основе детального анализа структуры элементов затрат в себестоимости единицы вынудой горной массы на нерудном карьере установлена возможность и целесообразность оптимизации многовариантных технологических схем и их комплексов оборудования открытых разработок

за комплексным критерием – суммарной энергоемкости  $\sum W_e$  (кВт·ч). Этот критерий содержит полезную выполненную работу, которая потрачена на выемочно-погрузочные, транспортные и другие процессы горных работ в карьере. Тогда эффективность работы выемочно-погрузочного оборудования на нерудных карьерах по критерию  $\sum W_{евн}$  можно представить следующим выражением:

$$\sum W_{евн} = W'_{ee} + W'_{em} + W'_{eon} + W'_{exo} \rightarrow \min \quad (1)$$

где  $\sum W_{евн}$  – суммарные затраты энергии на выполнение выемочно-погрузочных работ, кВт·ч;

$W'_{ee}, W'_{em}$  – затраты энергии соответственно на выемку пород экскаватором и их погрузку в транспортное средство, выемку и транспортировку пород колесным погрузчиком и погрузку в средство перевозки (бункер дробилки), кВт·ч;  $W'_{eon}$  – энергоемкость человеческой работы обслуживающего персонала, кВт·ч;  $W'_{exo}$  – затраты энергии на хозяйственно-бытовое обслуживание карьера, кВт·ч.

Затраты, которые входят в формулу (1) можно определить:

$$W'_{ee} = \frac{1}{\eta_o} \left[ (N_e \cdot n_e \cdot T_p \cdot K_N \cdot K_{II} \cdot K_{pe}) \pm (P_{mi} \cdot q_{mi} + \sum_{i=1}^m P_{ГСМi} \cdot q_{ГСМi}) \right] \cdot K_m, \quad (2)$$

$$W'_{em} = (P_{mi} \cdot q_{mi} + \sum_{i=1}^m P_{ГСМi} \cdot q_{ГСМi}) \cdot K_m, \quad (3)$$

$$W'_{eon} = (0.037 - 0.0735) \cdot \sum_{i=1}^n T_{pi}, \quad (4)$$

$$W'_{exo} = P_{om} \cdot q_{om} \cdot K_m + \sum_{i=1}^n P_{xo} \cdot T_{xo}, \quad (5)$$

где  $N_e$  – установленная мощность электроприводов на экскаваторе, кВт;  $n_e$  – количество электродвигателей на экскаваторе;  $T_p$  – продолжительность работы электродвигателей экскаватора, часов;  $K_N$  – коэффициент использования мощности двигателя;  $K_{II}$  – коэффициент потери энергии при работе экскаватора;  $K_{pe}$  – коэффициент затрат электроэнергии на вспомогательные цели (электросварку, электрообогрев, кондиционирование воздуха и т.д);  $\eta_o$  – к.п.д. электродвигателя;  $P_{mi}$  – масса израсходованного двигателями топлива (дизельного, бензина), кг;  $q_{mi}$  – удельная теплота сгорания 1 кг топлива кДж/кг;  $P_{ГСМi}$  – масса горюче-смазочных материалов  $i$ -го вида, которые применялись при эксплуатации экскаватора, кг;  $q_{ГСМi}$  – удельная теплота сгорания 1 кг ГСМ  $i$ -го вида, кДж/кг;  $K_m$  – эквивалентный коэффициент для пересчета тепловой энергии (дизельного и других горюче-смазочных материалов) на электрическую, которая может быть получена при сгорании топлива или ГСМ в энергетическом котле, кВт·ч/кДж;  $T_{pi}$  – продолжительность работ обслуживающего рабочего персонала при эксплуатации экскаватора или колесного погрузчика, ч;  $P_{om}$  – количество топлива на обогревание рабочих в тепляках (участковых бытовых вагончиках) кг;  $q_{om}$  – удельная теплота сгорания топлива в котле бытового вагончика (тепняка), кДж/кг;  $P_{xo}$  – мощность двигателя стиральной машины для бытового обслуживания рабочих на выемочно-погрузочных процессах, кВт;  $T_{xo}$  – продолжительность работы стиральной машины, ч.

Оборудование разнотипное как по техническим параметрам, так и по принципу работы, поэтому предлагается представить его в виде отношения суммарных затрат энергии на выполнение выемочно-погрузочных работ оборудования к выполненному объему работ, и выразить как удельную энергоемкость  $W_{евн}$  (кВт·ч/м<sup>3</sup>):

$$W_{евн} = \frac{\sum W_{евн}}{\Pi_k}, \quad (6)$$

где  $\Pi_k$  – сменная производительность выемочно-погрузочного оборудования.

В работе были использованы данные предприятий Украины по фактическому использованию ГСМ, которые разрабатывают скальные породы (граниты, базальты, андезиты и пр.), и материалы предыдущих



исследований [2, 5]. На рис. 1 представлен обобщенный график результатов, в котором отображена зависимость производительности  $Q_{см}$  и удельной энергоёмкости на выполнение выемочно-погрузочных работ  $W_{енн}$  от геометрического объема ковша  $E$ .

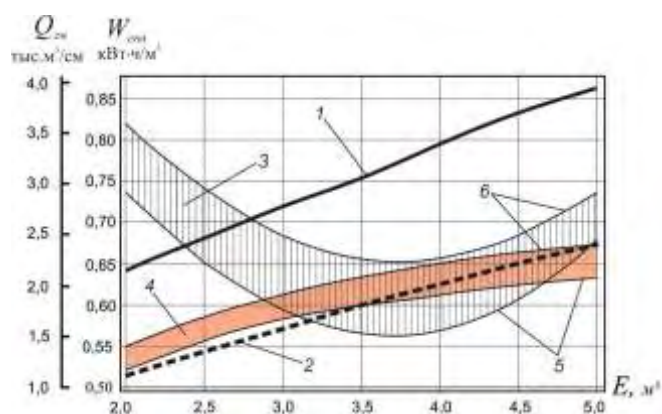


Рис. 1. График зависимости производительности и энергоёмкости выполнения выемочно-погрузочных работ на месторождениях нерудных полезных ископаемых от объема ковша оборудования: 1, 2 – изменение производительности экскаваторов типа обратной мехлопаты и фронтального погрузчика соответственно; 3, 4 – области энергоёмкости выполнения выемочно-погрузочных работ соответственно экскаваторами и погрузчиками; 5 – нижняя граница области энергоёмкости работы оборудования в благоприятных условиях; 6 – верхняя граница области энергоёмкости в неблагоприятных условиях

Энергоёмкость представлена диапазоном, так как во время работы в пределах одного развала горной породы условия изменяются [6]. Результаты исследования показывают, что энергозатраты при отработке развала с подготовленной лучше горной породой будут на 10–15% меньше (кривая 5, рис. 1), чем при работе с породой большей крупности (кривая 6), что граничит с размерами негабарита. Из графика видно, что производительность фронтальных погрузчиков при одинаковых объемах ковша ниже в 1,8–2 раза, по сравнению с экскаваторами. Низкая производительность погрузчика, по отношению к экскаватору, обусловлена тем, что он выполняет транспортировку пород на незначительное расстояние (до 60 м), тем самым увеличивая продолжительность одного цикла. Также необходимо отметить, что при работе погрузчика отсутствует потребность в применении бульдозеров для зачистки забоя, что дает преимущество при использовании погрузчиков на карьерах малой площади и производительности [5].

В целом по технологическому критерию оценки гидравлические экскаваторы являются эффективными при разработке нерудных полезных ископаемых, в основном на карьерах большой и средней площади и производительности [2]. Главным преимуществом этого оборудования является маневренность рабочего органа, что позволяет селективно разрабатывать породы в сложно-структурных забоях при большей высоте уступа по сравнению с колёсным погрузчиком (например в забоях базальтовых, известковых, флюсо-доломитных карьеров).

Выводы. Для выполнения выемки и погрузки пород в автосамосвалы на нерудных карьерах скальных полезных ископаемых площадью 110 – 50 га. и производительностью 1350 – 750 тыс.м<sup>3</sup>/год по технологическому и экономическим критериям оценки рекомендуется применять гидравлические экскаваторы (обратная мехлопата) с объемом ковша 3 – 4,5 м<sup>3</sup>. Фронтальные колёсные погрузчики с объёмом ковша 3,5 – 5 м<sup>3</sup> целесообразно применять на малой площади (до 20 га) и производительностью 50 – 576 тыс.м<sup>3</sup>/год. Указанные погрузчики с большим объемом ковша (до 6 – 8 м<sup>3</sup>) могут успешно конкурировать с гидравлическими экскаваторами на выемочно-погрузочных работах нерудных карьеров большой и средней площади и производительности.

### Литература

1. Выемочно-погрузочные работы на карьерах./Беляков Ю.И. – М. : Недра, 1987. – 351 с.
2. Организация выемочно-погрузочных работ на нерудных карьерах в современных условиях./ В.И. Симоненко, Н.И. Ярошик//. – Днепропетровск, 2010. - №35, Т.1. – С. 44–51
3. Оптимизация технологических процессов на открытых разработках. К.Е. Винницкий, – М. : Недра, 1976.
4. Симоненко В.И. Оценка технологических решений открытой разработки нерудных месторождений /Сб. науч. тр./НГАУ. – Днепропетровск, 1998.-№3, Т.4. – С.59–63.
5. Симоненко В.И., Ярошик Н.И. Кирнос В.Д. О целесообразности применения передвижного и мобильного дробильно-сортировочного оборудования на нерудных карьерах малой площади и глубины. - Материалы международной конференции «Форум горняков–2011».– 2011.– С. 193–143.
6. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых./ И.А. Тангаев – М.: Недра, 1986. – 231 с.

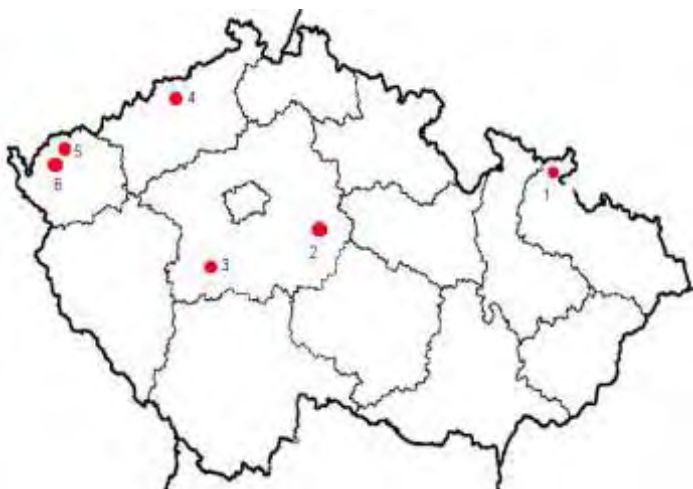
## MINE WATER FROM ORE MINING IN THE CZECH REPUBLIC

This thesis is focused on the mining water left over after ore mining in the Czech Republic; the flow is large enough to be considered for future treatment and its subsequent use as drinking or industrial water in the event of water shortages for example due to drought or accident. Six sites were identified where mining of ore has now been completed with regard to quantity and quality of mine water. Mine water samples were subjected to chemical analysis and the results were processed and compared with the Decree of the Ministry of Health n.187/2005 which in turn amends the ordinance n.252/2004 which sets down the health requirements for drinking water and hot water and the frequency and scope for control of drinking water.

It has been selected six sites from discontinued mining ores, with regard to the quantity and quality of mine water. The samples of mine water were subjected to chemical analysis and the results were compiled and compared with the Ministry of Health č.187/2005 Coll. Amending Decree č.252/2004 Coll. Laying down the health requirements for drinking and hot water and the frequency and scope of drinking water. In October 2011, namely from 25 to 27, after the thorough search of mine water samples from selected sites, namely from Kutna Hora, Zlate Hory, Pribram, Teplice and Kraslice. According to Act No. 44/1988 Coll. on the protection and use of mineral resources, as subsequent amendments and adjustments for mine water can be considered all waters which penetrated deep into the surface or underground spaces, up to the time of their connection with other permanent surface water or groundwater. According to this classification, we can call any water ingress into the deep space mining mine water.

After analyzing the areas of mine water from ore mining in the Czech Republic were chosen site suitable for abstraction mine waters. As a criterion for the choice of the areas flow rates (sufficient yield) of water sources. For border minimum flow was selected to 450,000 m<sup>3</sup>/year. Another criterion was the composition of mine water, which were selected at least polluted mine water and mine water such as uranium mining were excluded due to radioactivity water ingress into the deep space mining mine water.

Illustration of points on the map:



The map is marked with six collection points, where they were in the process of developing thesis sampled mine waters locations:

1. Zlate Hory
2. Kutna Hora
3. Pribram – Dedicna stola
4. Teplice – Vrchoslav
5. Kraslice – Slikova stola
6. Kraslice – Rotava komin
- 7.

According to Annex 1 of Decree 252/2004 Coll., Laying down the health requirements for drinking and hot water and the frequency and scope of drinking water are listed indicators that were monitored in the samples of mine water (Table 1).

The highest limit value (HLV), the value of quality indicators of drinking water, above which means that there use as drinking water, unless the Public Health Authority otherwise. Limit (L) is the indicator of the quality of drinking water, its natural components or operating parameters, which usually does not exceed the current health risk. Unless otherwise stated in the indicator, it is the upper end of the range of permissible values. Recommended Value (RV) is a non-binding value indicators of drinking water quality which sets minimum desirable or acceptable concentration of the substance or optimal concentration range of the substance.

The largest flow of mine water in areas Zlate Hory ( $Q = 3,589,179$  m<sup>3</sup>/year) and Kraslice-Slikova stola ( $Q = 1,835,395$  m<sup>3</sup>/year). Zlate Hory mine water is adjusted to the existing mine water treatment plant. After adjustment are slightly exceeded the limit values of certain indicators for drinking water, specifically calcium, magnesium, sulfate, iron and manganese. The mine water sites Kraslice-Slikova stola are compared with the requirements of legislation for drinking water limit concentrations of calcium and manganese. It also exceeded the maximum limit value for nickel. In localities Pribram-Dedicna stola, Teplice-Vrchoslav and Kraslice-Rotava komin with flow values are around 500,000 m<sup>3</sup>/year. Mine water locations Pribram-Slikova stola have exceeded the limit of sulfates, and lead upper limit of 0.01 mg.l<sup>-1</sup>. In the case of Ca and Mg is only a slight excess over the reference

value.

Teplice-Vrchoslav is the location in which we see a slight limit value concentration of aluminum. In comparison with the drinking water requirements is also exceeded the maximum limit for the fluoride-more than 2 mg l-1. Mine Water Kraslice-Slikova stola and Rotava komin do not accomplish pH, as determined by legislative requirements for drinking water. Concentrations of calcium, magnesium and manganese are exceeded at least. In Kutna Hora, although mine water treatment plant, but even after adjusting these waters are highly burdened mainly sulphates.

Mine water quality is so good that it is questionable whether they should be modified. Could there be a mix mine water and drinking water in such proportion that the requirements on the quality of drinking water.

Table 1

INDICATOR	UNITS	LIMIT	TYPE OF LIMITU
color	mgPt.l <sup>-1</sup>	20	L
turbidity	ZF	5	L
conductivity	mS.m <sup>-1</sup>	125	L
pH		6,5-9,5	L
COD <sub>Mn</sub>	mg.l <sup>-1</sup>	3	L
Ca, Mg	mmol.l <sup>-1</sup>	2-3,5	RV
Ca	mg.l <sup>-1</sup>	40-80	RV
Mg	mg.l <sup>-1</sup>	20-30	RV
chlorides	mg.l <sup>-1</sup>	100	L
sulphates	mg.l <sup>-1</sup>	250	L
fluorides	mg.l <sup>-1</sup>	1,5	HLV
nitrates	mg.l <sup>-1</sup>	50	HLV
ammonium	mg.l <sup>-1</sup>	0,50	L
TOC	mg.l <sup>-1</sup>	5	L
Fe	mg.l <sup>-1</sup>	0,20	L
Mn	mg.l <sup>-1</sup>	0,050	L
Al	mg.l <sup>-1</sup>	0,20	L
Cu	mg.l <sup>-1</sup>	1	HLV
Al	mg.l <sup>-1</sup>	0,01	HLV
Cd	mg.l <sup>-1</sup>	0,005	HLV
As	mg.l <sup>-1</sup>	0,01	HLV
Hg	mg.l <sup>-1</sup>	0,001	HLV
Ni	mg.l <sup>-1</sup>	0,02	HLV

**З.А. АБИЕВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЗАРЯДОВ РАЗЛИЧНЫХ КОНСТРУКЦИЙ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ РАЗВАЛА ГОРНОЙ МАССЫ

В связи с широким внедрением на гранитных карьерах фронтальных погрузчиков, например марки Caterpillar 966H встаёт вопрос о расширении возможности их применения в различных технологических операциях. Например, для погрузки разрушенной взрывом горной массы в автосамосвалы. Для возможности такого варианта их применения необходимо знать ожидаемые параметры развала горной массы. Целью экспериментальных взрывов было определение сходимости расчетных параметров развала с полученными и возможность их корректировки с помощью изменения конструкции заряда.

Расчеты, проведенные по известной методике, показывают достаточно хорошую сходимость параметров развала с результатами взрывов. Данная сходимость обеспечивается при применении широко используемой конструкции заряда по принципу «сплошной заряд – забойка из буровой мелочи». Однако при заданной высоте уступа и диаметрах скважин возможность использования фронтального погрузчика для погрузки горной массы в автосамосвалы является ограниченной. Для изменения конфигурации развала, а именно снижения его высоты были применены конструкции заряда с запирающими устройствами. В результате увеличения длительности квазистатической стадии взрыва параметры развала горной массы изменились. Для использования в забое фронтального погрузчика высота развала была снижена и соответствовала высоте черпания погрузчика, что обеспечило возможность его эффективного применения.

Научный руководитель: зав. кафедрой ВД, проф., д.т.н. Г.П. Парамонов

**Е.П. ДАЛБАЕВА**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ МЕР БОРЬБЫ С ПЫЛЬЮ В КАРЬЕРАХ КРИОЛИТОЗОНЫ**

Разработана новая методика оценки эффективности зимнего пылеподавления в карьерах, позволяющая количественно оценить необходимый уровень пылеподавления для минимизации риска возникновения профессиональных заболеваний, обусловленных негативным действием пыли на организм горнорабочих. Обоснована необходимость учёта, при оценке эффективности пылеподавления, фракционного состава пыли, нормирование которого в настоящее время в России не проводится. Впервые была сделана количественная оценка вариативности поглощения пыли организмом горнорабочих в течение годового цикла с учетом изменения дисперсного состава пыли и тяжести труда.

Научный руководитель: д.т.н., профессор А.Ф. Галкин

**А. А. ДЗЕНДИК**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА ПО ПОПУТНЫМ ПОЛЕЗНЫМ ИСКОПАЕМЫМ**

В работе предлагается обоснование и экономическая оценка создания складов для попутных полезных ископаемых. Целью создания складов является стабилизация колебаний и скачков производительности карьера при поставке руды на ГОК, а так же склад может применяться для усреднения руды или резервного хранения. В ходе моего проекта был написан программный продукт реализующий отслеживание основных параметров склада на любой стадии. Актуальность разработки состоит в предоставлении автоматизированной системы расчетов, характеристик склада, целесообразность времени работы фабрики, с возможностью корректировки всех параметров. Это значительно упрощает деятельность проектным организациям. Методика для расчета производительности по попутным полезным ископаемым впервые получено и необходимо для решения большинства инженерных задач.

Научный руководитель: профессор, доктор технических наук. Г.А.Холодняков

**В.А. КАЗАНЦЕВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРЕДЕЛА ПРОЧНОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВЗРЫВНОМ РАЗРУШЕНИИ**

В работе предлагаются результаты исследований интегральной статистической характеристики сопротивляемости горных пород взрывному разрушению. Это значение характеристики впервые получено и необходимо для решения большинства инженерных задач, таких как прогнозирование гранулометрического состава взорванной горной массы, разбивка карьерного поля по категориям взрываемости и др. Расчет предела прочности массива горных пород при взрывном разрушении основывается на экспериментальных данных с крупных горнодобывающих предприятий.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Виноградов Ю.И.

**А.Ю. КАЗЬМИНА**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ БВР, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕГО СНИЖЕНИЕ ВЫХОДА НЕКОНДИЦИОННЫХ ФРАКЦИЙ НА КАРЬЕРАХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ**

В работе предлагается обоснование метода определения параметров БВР, таких как сетка скважин и величина забойки, на основе совмещения радиусов зон трещинообразования от смежных цилиндрических

зарядов конечной длины.

Размеры зон трещинообразований от единичных цилиндрических зарядов предлагается определять с учетом конечности заряда, динамических прочностных характеристик взрываеваемого массива, физико-механических свойств образцов породы и детонационных параметров ВВ.

Предложена зависимость для определения предела прочности массива горных пород на растяжение с учетом его естественной трещиноватости при динамическом нагружении.

Данный метод обеспечивает увеличение выхода кондиционных фракций за счет снижения выхода негабарита и отсева на стадии взрывного разрушения скальных горных пород.

Разработаны рекомендации к типовому проекту массового взрыва на карьере месторождения гранитов «Гаврилово» Ленинградской области, учитывающие физико-механические свойства образцов и массива горной породы, а также детонационные характеристики ВВ и зоны разрушения, которые образованы от зарядов предыдущего горизонта. Оценен экономический эффект от предлагаемых рекомендаций.

Научный руководитель: д.т.н., профессор М.Г. Менжулин

**Н.А. ЛИПНИЦКИЙ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

### **БЕСЦЕЛИКОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОТРАБОТКИ КАЛИЙНЫХ ПЛАСТОВ НА РУДНИКАХ ОАО “БЕЛАРУСЬКАЛИЙ”**

В работе содержится решение актуальной задачи – обоснование организационно-технических решений, обеспечивающих ресурсосберегающую отработку 3-го калийного пласта в условиях 2 РУ ОАО “Беларуськалий”, при использовании бесцеликовой схемы системы разработки IV -го сильвинитового слоя.

Актуальность и неизбежность освоения в будущем бесцеликовых схем отработки IV-го сильвинитового слоя предопределяется следующими фактами: калийные удобрения являются стратегически важным сырьём; сырьевая база Старобинского месторождения огромна, но не бесконечна, следовательно следует более рационально использовать предоставленные ресурсы; невозможность повторной отработки панели для разработки IV-го слоя.

Определяющее влияние на организацию производственных процессов и методику расчёта бесцеликовой системы разработки Старобинского месторождения оказывает, прежде всего, исключение потерь полезного ископаемого в целиках, которые для некоторых рудников составляют 50 %.

Условия для экономически эффективной отработки Старобинского месторождения и существенного снижения потерь полезного ископаемого при отработке IV -го сильвинитового слоя создаются при реализации принятой концепции, включающей: оставление минимального межстолбового целика между смежными лавами ( при отработке одной панели уменьшение потерь на 200 тыс. тонн); уменьшение горно-подготовительных работ при подготовке панелей (при отработке одной панели длина подготовительных выработок уменьшается на 8000 метров); быстрота ввода лав в эксплуатацию (сокращение времени подготовки панелей на 6 месяцев); высокие показатели по качеству руды и производительности механизированных комплексов (уменьшение количества каменной соли, попадающей в общий поток, в 2-3 раза).

Научный руководитель: д.т.н., профессор В.П. Зубов

**А.С. МАЛЮТИН**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

### **ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ОБРУШЕНИЙ СТЕНОК ОЧИСТНЫХ ЗАХОДОК ПРИ СЛОЕВЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ НЕУСТОЙЧИВЫХ РУД**

При отработке богатых железных руд Яковлевского месторождения в нисходящем порядке системой разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства зафиксированы случаи обрушений рудного массива из боков очистных заходок массой до 360 т. Обрушения такой массы являются причиной травматизма горных рабочих. Их наличие ухудшает качество закладочных работ, повышает вероятность высыпания руды из кровли вышележащего слоя и снижает производительность добычного блока.

Выявлены характерные для Яковлевского рудника формы обрушений стенок очистных заходок в зависимости от их геологического строения. Разрушение рудного массива вызвано возникновением повышенных напряжений в стенке очистной заходки вследствие воздействия опорного давления.

Построены эпюры опорного давления в краевых зонах рудного массива, определены места

расположения максимумов действующих напряжений, а также глубины разрушения рудного массива.

Установлены поправочные коэффициенты, позволяющие использовать известные расчётные методы для оценки глубины зоны разрушения рудного массива в боках очистных заходок.

Разработан способ предотвращения обрушений боков очистных заходок, заключающийся в их упрочнении стеклополимерными анкерами и удержании разрушенного рудного массива устанавливаемой по всей площади стенки металлической сеткой.

Применение данных рекомендаций в условиях Яковлевского рудника позволит повысить безопасность труда горнорабочих, качество закладочных работ и увеличить скорость проходки очистных заходок.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Зубов В.П.

**В.В. СЕМЕНЦОВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ УПРАВЛЕНИЯ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЕМ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ СИСТЕМ С ОБРУШЕНИЕМ И ВЫПУСКОМ УГЛЯ В УСЛОВИЯХ ПРОКОПЬЕВСКО-КИСЕЛЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

В работе приведены результаты численных исследований аэрогазодинамических процессов на выемочных участках при использовании систем разработки с подэтажным обрушением и выпуском угля с использованием механизированной крепи в условиях шахты «Киселевская». Рассмотрены различные схемы проветривания выемочных участков при реализации данной технологии: схема отработки подэтажа с использованием одного подэтажного штрека; схема с использованием двух подэтажных штреков: вентиляционного и конвейерного, расположенные у верхней и нижней границ подэтажа соответственно; схема с использованием трех подэтажных штреков: вентиляционного, конвейерного и выемочного, который расположен в средней части отработываемого подэтажа. Также рассмотрен характер движения и распределения воздуха в очистном забое и выработанном пространстве при различных горнотехнических ситуациях: когда конвейерный штрек перекрыт для прохода воздуха в призабойное пространство отбитым углем и обрушенными породами и когда конвейерный штрек имеет свободное сечение для прохода воздуха в призабойное пространство. Для обоих случаев рассматривались различные этапы отработки пласта: с максимальными и минимальными размерами камеры выработанного пространства. Показано, что надежное и эффективное проветривание выемочного участка обеспечивается при использовании технологической схемы с тремя штреками в пределах подэтажа.

Научный руководитель: д.т.н., доцент О.И. Казанин

**А.В. ДОРМИДОНТОВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **СПОСОБ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ ПРИ ОТРИЦАТЕЛЬНЫХ ТЕМПЕРАТУРАХ ВОЗДУХА**

В работе предлагается способ пылеподавления при отрицательных температурах воздуха. Целью данной работы является анализ и классификация существующих средств снижения пылевой нагрузки, выявление недостатков и разработка способа пылеподавления при отрицательных температурах, с устранением недостатков существующих способов пылеподавления.

Научный руководитель: д.т.н., профессор А.Ф. Галкин

## CHEAP SLOPE INDICATOR FOR WARNING SYSTEMS AGAINST NATURAL HAZARDS

### Annotation

Monitoring mass movements and especially landslides in recent years has become a very popular topic of the work of the scientists. This is connected with the expansion of human in the natural environment and increasing activity of landslide as a result of heavy rains. Known solutions used in current practice, are expensive, which is why the author is looking for cheap solutions that could be supporting measuring technique.

### Introduction

Modern monitoring of natural hazards arising from mass movements is performed by using the classical geodetic, geotechnical and physical methods. Geodetic methods allow to identify the surface movements and range of impacts. To specify the size of the changes taking place underground should be use geotechnical and physical methods [4]. Unfortunately most of them is very expensive to install and maintain, so it is reason for looking an alternative ways to monitoring the deformation of such phenomena, which will allow for cost reduction. These methods should carry out 24-hour measurements, and the results should be sent to the server for the analysis and visualization. In the case of exceeding threshold values, the notification is sent to the relevant authorities or initiate the alarm. Author create a cheap (cost about 6\$) slope indicator, which could be a supporting technique for classical method.

### Prototype device

To create a cheap inclinometer was used a MEMS accelerometer. After research of market one was chosen and tested. To calculate deviation angles from the vertical line, along X and Y author use a trigonometry formulas 1, 2, 3 [1,3].

$$\theta = \arctan \left( \frac{A_{xOUT}}{\sqrt{A_{yOUT}^2 + A_{zOUT}^2}} \right) \quad (1)$$

$$\Psi = \arctan \left( \frac{A_{yOUT}}{\sqrt{A_{xOUT}^2 + A_{zOUT}^2}} \right) \quad (2)$$

$$\phi = \arctan \left( \frac{\sqrt{A_{xOUT}^2 + A_{yOUT}^2}}{A_{zOUT}} \right) \quad (3)$$

where:  $A_{xOUT}$ ,  $A_{yOUT}$ ,  $A_{zOUT}$  – raw acceleration reading obtained from the accelerometer

### Laboratory tests

On the developed prototype device has been a series of tests carried out with the use of a motorized total station Leica TCRP1203 erected on a concrete pole (Fig. 1).



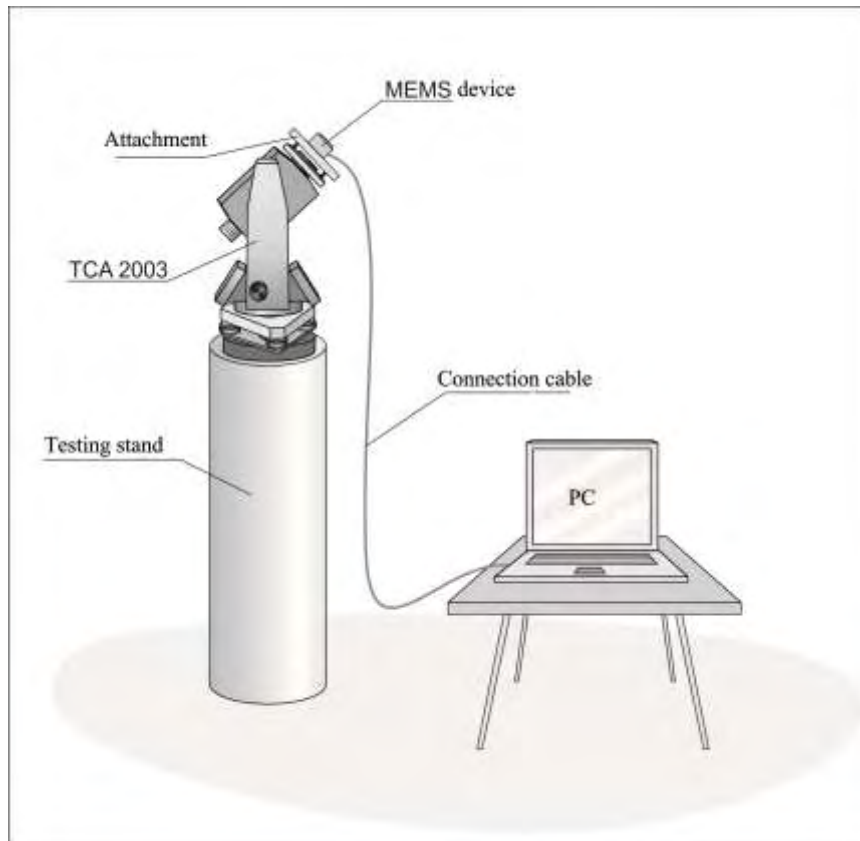


Figure 1. Experimental stand [2]

The result from conducted test are presented in table 1.

Table 1

Test result for pitch and roll angles.

TCA2003 [gon]	Roll [gon]	Roll - TCA2003 [cgon]	Pitch [gon]	Pitch - TCA2003 [cgon]
1.0000	1.0091	-0.91	1.0092	-0.92
0.7500	0.7436	0.64	0.7416	0.84
0.5000	0.5093	-0.93	0.4940	0.60
0.2500	0.2425	0.75	0.2593	-0.93
0.1000	0.0911	0.89	0.1072	-0.72
0.0500	0.0566	-0.66	0.0574	-0.74
0.0250	0.0187	0.63	0.0195	0.55
0.0100	0.0106	-0.06	0.0186	-0.86
0.0000	-0.0001	0.01	0.0043	-0.43
-0.0100	-0.0091	-0.09	-0.0022	-0.78
-0.0250	-0.0185	-0.65	-0.0322	0.72
-0.0500	-0.0592	0.92	-0.0442	-0.58
-0.1000	-0.0915	-0.85	-0.0936	-0.64
-0.2500	-0.2585	0.85	-0.2594	0.94
-0.5000	-0.4930	-0.70	-0.4939	-0.61
-0.7500	-0.7592	0.92	-0.7591	0.91
-1.0000	-1.0078	0.78	-0.9928	-0.72
	STD. DEV	<b>0.74</b>	STD. DEV	<b>0.75</b>

#### Summary and conclusion

Presented device is very cheap (cost about 5\$) and give a good angular result  $\pm 1$  cgon. Such a device can be used in early warning systems for detection first move of object, which indicate an alarm and a classic observation with higher precision can be performed to confirm possible threat.

## Literature

1. Clifford M., Gomez L., 2005, AN3107 - Measuring Tilt with Low-g Accelerometers, Freescale Semiconductor
2. Ćmielewski B., Kontny B., Ćmielewski K., 2011, Use of MEMS technology in mass wasting research, Reports on Geodesy, Vol. 1 No. 90, Warsaw 2011, pp. 85-92
3. Fisher Ch. J., Using an Accelerometer for Inclination Sensing, Application Note AN-1057, Analog Devices
4. Wolski B., Monitoring meteorologiczny obiektów geotechnicznych, 2006, Wydawnictwo Politechniki Krakowskiej, ISBN: 978-83-7242-404-4

**P. DĄBEK, R. ŻMUDA, J. SZCZEPAŃSKI, B. ĆMIELEWSKI, T. KOWALCZYK**  
*Wrocław University of Environmental and Life Science, Poland*

## **ANALYSIS OF WATER EROSION PROCESSES IN FOREST MOUNTAIN CATCHMENT USING TERRESTRIAL LASER SCANNING**

### **Abstract text**

The paper presents the preliminary results of the analyses of the water erosion processes of soil occurring in forestry mountain catchment area. The research was carried out as a consequence of forestry work within the area of skid trails. What was innovative in the analyses were using terrestrial laser scanning. It enabled the analyses of the dynamics of erosion processes both in time, and in spatial terms. The aim of the analyses is to determine the intensity of the erosion processes and their quantitative examination.

### **Keywords**

water erosion, forest roads, skid trails, the Sudetes Mountains, terrestrial laser scanning

### **Introduction**

Human influence on the natural balance of forest complexes by planning a network of forest roads and skid trails and timber harvesting, has a negative affects on the soil protection function performed by the forest but also on the retention capacities (Chang 2003). Problems of water erosion in mountainous areas such as the Sudetes Mountains were e.g. studied by Pierzgałski's team (Pierzgałski et al. 2007), however, the focus was mainly on the intensity of water erosion by evaluating debris deposition in streams or the accumulation in reservoirs. Also Chang (2003) raised hydrological conditions influence on the issue of erosion processes. He draws attention to the fact that as much as 90% of the debris originating from forest areas may have come from forest roads. Croke (Croke et al. 2001) proved that the soil loss from the surface of skid trails is about 30-times higher than from the harvesting areas. Research carried out in forest catchments in the Polish Sudetes Mts. showed that linear erosion on the slopes have mostly been initialised by anthropogenic activities. Minimization of erosion processes occurring on forest roads is most dependent on their proper location, drainage system and ongoing maintenance. With regard to those conditions, soil protection in forest areas would be reduced to proper designing and protecting forest roads and trails. When designing the localisation of skid trails in mountainous areas, for the transport of timber, it is recommended that the location of roads on the land relief is made in the way that the consequences of erosion are no greater than II–III grade (Dzikowski et al. 2006). Identifying areas of soil erosion occurrence and areas potentially threatened contribute to better protection from degradation of soil and surface of forest roads (Jala et al. 2004).

### **Methods**

During the research into the changes of the local relief resulting from water erosion of soil terrestrial laser scanning (TLS) technology was used as an innovative implementation of modern surveying technology (Vosselman et al. 2010). TLS allows to examine the reshaping of the terrain for the entire experimental area taking into account created rills and their depth, width and length. In the measurements Leica ScanStation 2 was used. Established and executed a scanning resolution was 5x5 mm at a distance of 10 m. Accuracy scans connection for a single measurement campaign, did not exceed  $\pm 3$  mm. The accuracy obtained for all measurement campaigns did not exceed  $\pm 1.5$  cm. TLS method provided a semi-product in the form of points cloud covering the surface. The obtained scan were imported to the TerraScan, where the data were pre-filtered. The prepared data were imported to Surfer10, where interpolation and the main analyses took place. Interpolations were made by kriging (Gallon 2011), creating a grid with a spacing of 1x1 cm. The outcome of TLS and compilation of the results is specifying the places where soil erosion took place and accumulation areas of erosion material on mounted anti-erosion barrier.

### **General settings of the study area**

The research area is located in the western part of the Sudetes Mountains. Area of research is the area of forest which is managed by Szklarska Poreba Forest District (N: 52 ° 10 '26 ", E 18 ° 51' 9"). Forest District area is mountainous, only the north-east is described as an upland. It is a strongly relief area, with its steep slopes and different aspect of the slopes. To achieve the objectives of the research project the forest experimental area was selected. It was the place where in 2010 timber harvesting were conducted (Fig. 1).

### **Results and discussion**

For the presentation of the results, part of the analysed skid trail which ends with anti-erosion barrier was

selected. The selected section is about 40 m<sup>2</sup>. This section of the trail has an average longitudinal slope of about 35%. The density of points cloud from TLS of the section of the trail is above 16,000 points per m<sup>2</sup>, and for the area directly in front of the installed barrier it is above 32,000 points per m<sup>2</sup>.



Figure 1. The local relief of the skid trail area in 2010-2012 – photographic documentation.

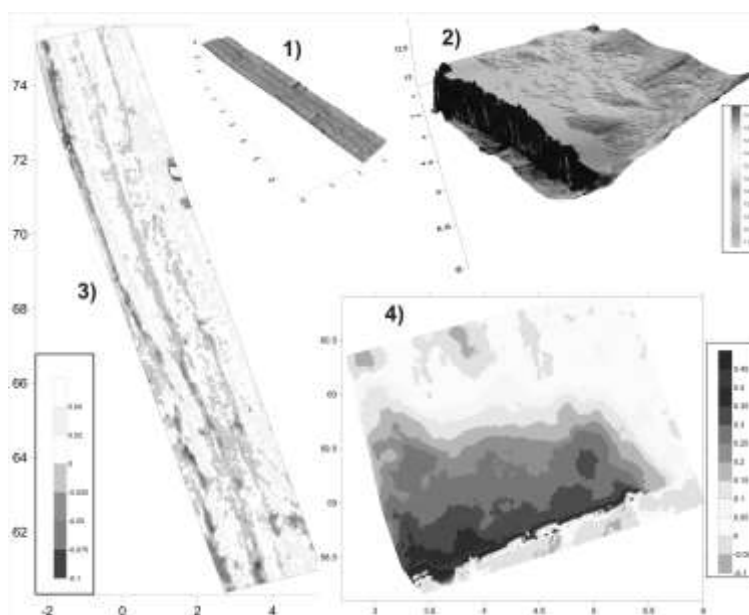


Figure 2. The results of modeling – 1) 3D model of erosion area with rills formed in period June-September 2010; 2) 3D model of accumulation area on anti-erosion barrier; 3) Distribution of depth of rills; 4) Distribution of thickness of erosion material on anti-erosion barrier.

The results of modelling these processes, achieved on the basis of the analysis of scans carried out in June and September of 2011 (Fig. 2). Changes that occurred on the land relief allow to conclude that more than 30% of the section had been eroded. On the line of runoff concentration that took place in the ruts, rills of 1 to 10 cm deep were formed. Dimensions of the rills and their location suggested that the intensity of erosion had depended on local relief of surface, slopes or stability of the ground. The volume of the eroded material from the section was more than 1.2 m<sup>3</sup>, calculated as the volume of all the rills formed on the section. The eroded material was accumulated on the installed anti-erosion barrier. Accumulation volume was estimated to be about 0.9 m<sup>3</sup>. Interpolation of points cloud at a spacing at 1x1 cm allowed accurate analysis of the rills, caused by erosion. Interpolation of data from a lower resolution, or the adoption of traditional surveying methods, would not show that precisely the changes of the local relief and the volume of denudation processes that occurred may be too under- or over-averaged. The adopted methodology made it possible to evaluate quickly the intensity of erosion processes and the volume of transported material. However, it is important to maintain regular warp points. Methodological solutions adopted in the research have yet another important advantage – it is possible to identify the exact areas where erosion processes are more intense, and where it is potentially possible to use devices to reduce debris transport. The project represents an innovative approach to the subject that is rarely undertaken in environmental research. Methodology adopted using TLS represents the use of modern surveying methods. Simultaneously, the analytical process allows to determine precise changes that occur on the forestry skid trail. These are places of linear runoff concentrations that are anthropogenically created for the purpose of economic activity. The transformation of the forest environment, would significantly reduce the scope of the protective functions of forest. Undertaken study shows that inadequately located skid trails and leaving them unsecured result in intensive erosional processes.

#### Acknowledgement

The research presented in the paper were partially funded by The Office of the Marshal of the Lower Silesia Voivodeship, Department of Economics, of funds for 2012-2015 as part of the project "GRANT PLUS" (Human Capital Programme) under contract number DG-G/3272/12.

#### References

1. Chang M.: 2003, Forest hydrology: An introduction to water and forests, ISBN 0-8493-1363-5, CRC Press LLC, USA, 373 pp.
2. Croke J., Peter Hairsine P. and Fogarty P.: 2001, Soil recovery from track construction and harvesting changes in surface infiltration, erosion and delivery rates with time, Forest Ecology and Management 143, pp. 3-12.
3. Dzikowski J., Szarłowicz A., Burzyński S., Rajsman M., Satoła J. and Wiązowski Z.: 2006, Forest

roads. Technical guide (in Polish: Drogi leśne. Poradnik techniczny), Warszawa-Bedoń, 136 pp.

4. Galon Z.: 2011, Surfer® 10 User Guide (in Polish: Surfer® 10 Podręcznik użytkownika), Kraków, 490 pp.

5. Jała Z. and Cieślakiewicz D.: 2004, Potential erosion of soil erosion in the Karkonosze National Park (in Polish: Potencjalna erozja gleb w Karkonoskim Parku Narodowym) In: Geoekologiczne problemy Krkonoś. Mez. Véd. Konf. November 2003, Szklarska Poręba. Opera Corcontica nr 41, 66-73.

6. Pierzgałski E., Janek M., Kucharska K., Tyszka J. and Wrobel M.: 2007, Hydrological study of forest catchments in the Sudete Mountain (in Polish: Badania hydrologiczne w leśnych zlewniach sudeckich), IBL, Sękocin, 84 pp.

7. Prochal P., Maślanka K. and Koreleski K.: 2005, Protection of the environment against water erosion (in Polish: Ochrona środowiska przed erozją wodną), Kraków, 126 pp.

8. Vosselman G. and Maas H.G.: 2010, Airborne and Terrestrial Laser Scanning, Boca Raton, CRC, ISBN: 978-1904445-87-6.

**B. DONNELLY, A. HAMMOND**

*Central Queensland University, Australia*

**S. FITYUS, J. SIMMONS**

*University of Newcastle, Australia*

## **MEASURING PORE WATER SUCTION IN CORE RECOVERED FROM A BOWEN BASIN SPOIL PILE**

### **Introduction**

The Bowen Basin of central Queensland, an area in excess of 60 000km<sup>2</sup>, contains Australia's largest known coal reserves of Permian age metalliferous and thermal coal and coal gas (Mutton, 2003). Over fifty large open cut and underground coal mines are in operation and more are under construction (Queensland Government, 2013). Much of this coal is destined for export, mainly to meet the demands of the rapidly expanding economies of China and India.

The open cut coal mines are generally characterised by large pits dug in the ground whereby the miners extract the easterly dipping (c. 7°) coal measures, often at depths in excess of 100 m. Waste material is then dumped onto large spoil heaps, many of which exceed 120 m in height.

The Central Queensland coal industry has developed a system, known as the BMA coal strength framework, used for designing spoil piles up to 120 m in height (Simmons and McManus, 2004). A combination of high demand and prices for coal has meant that miners are now extracting coal from deeper depths and the coal spoil piles are being built higher, often in excess of 120 m, the currently accepted limit of our scientific knowledge viz geotechnical modelling. This has raised occupational health and safety concerns and is the impetus for this coal industry sponsored project. The stability of constructing coal spoil piles in excess of 120 m high is being looked at in three postgraduate research projects. This paper looks at the contribution water has on shear strength through measuring pore water suction pressures and the behaviour of water within the spoil pile.

### **Assembling a Spoil Pile**

The open cut mining processes that effect the composition of the spoil pile are, truck and shovel pre-stripping, drilling and blasting, dragline operations, and coal production. The overburden is mined in blocks to uncover the coal. These blocks are typically 200 to 2000 m long by 60 to 90 m wide and 40 to 60 m deep. For gently dipping, economic coal seams mining of the blocks progresses along the strike of the seam until the lease boundary is reached. The spoil piles are built up in strips as mining progresses back and forth along the strike of the coal seam.

Pre-stripping operations involve the removal and storage of the topsoil for use in reclamation and restoration of the spoil piles after completion of mining. Pre-stripping also establishes a suitable working horizon for the drilling and blasting operations. Weaker Tertiary age clay, shale and mudstone material allow free digging by large electric rope shovels or diesel excavators. The trucks haul the overburden to the up dip side of the strip mine and dump it on existing spoil piles. This results in spoil piles of highly variable composition.

The location of the drilling and blasting horizon is determined by the size and reach of the dragline. Typically this horizon is established at a height of 40 to 60 m above the coal seam to be mined. Cast blasting is used to move as much of the overburden as possible towards the existing spoil pile. Excessive groundwater in the overburden may result in high blasting costs and poor blasting results. In some cases dewatering holes are established down dip from the existing operations to reduce the water content in the overburden.

After blasting bulldozers establish a working surface for the dragline. The dragline uncovers the coal and establishes the spoil pile in a series of passes. The final slope of the top part of the spoil pile will be at an angle of repose of approximately 37°. The bottom of the spoil pile is cut to a batter ranging from 35° to 45°. In its final pass the dragline leaves a bench established between these two slopes. The slope angles are dependent on the stability of the spoil material and the required factor of safety for the mine design.

The uncovered coal is excavated and trucked out of the pit, the resulting floor forms the base for the

advancing spoil pile. Depending on the presence of water the pit traffic can either compact or churn up smectitic clays and thinner sedimentary layers of rock. Removal of the coal seam from the toe of the spoil pile may result in slope instability.

#### **Where is the water?**

The Bowen Basin experiences two seasons, a dry period from May to October and a wet period from November to April. The Australian Bureau of Meteorology described December 2010 as the wettest December for Queensland in recorded history. This wet season closed or reduced production for 85% of the mines in Queensland (Queensland Mining and Energy Bulletin, 2011). Queensland experienced a very wet 2011 and then a wetter than average 2012.

Strict State environmental legislation requires mines to contain all mine water on site. Consequently, many mines had to construct dams within their pits for the storage of “mine” water. Additional sources of water impacting upon the spoil pile include meteoric water, surface water and groundwater.

The location of different types of material in the spoil pile is highly variable and difficult to record or predict. Consequently, it is difficult to predict or model the flow of water in the spoil pile. Uncertainty about the behaviour of water in very high spoil piles can be reduced by sampling and testing. This involves difficult and expensive drilling of uncompacted spoil with particle sizes varying from clay size particles to boulders.

#### **Sonic Drilling**

Sonic drilling is a recent innovation available in Australia. The drill pipe is vibrated at sonic frequencies allowing it to be sunk directly into the ground without rotation or the use of drilling fluid. The holes can be drilled dry to an approximate depth of 90 m depending on ground conditions. This allowed the recovery of samples with in-situ water content. The holes were logged and the samples were subjected to geotechnical analysis.

#### **Spoil Pile Stability**

Originally the design parameters for spoil piles were based on back analysis of slope failures and were successfully applied to spoil piles up to 120 m high. There are now plans for open cut coal mines in Australia to depths in excess of 300 m resulting in very high spoil piles well outside the original design parameters. Simmons and McManus (2004) highlighted the very limited knowledge-base for groundwater conditions in spoil piles. Circumstantial information suggests that only a thin basal zone becomes saturated as a result of moisture movement within the spoil pile. Research at Goonyella Mine over the period 1976-1980 indicated that a weakened saturated zone developed near the base of spoil dumps, and that this weakness resulted in non-circular instability mechanisms with internal deformation along localised non-vertical surfaces (Gonano, 1980). Knowledge of groundwater movement in spoil dumps is limited and now poses significant uncertainty for stability assessments of very high spoil dumps.

The pore water pressure in the spoil pile affects the shear strength of the spoil. A positive pore water pressure reduces the effective normal stress and therefore reduces the shear strength. Pore water suction increases the effective stress and therefore the shear strength.

The filter paper method is ideal for measuring the pore water pressure as it is inexpensive, has been adopted as a basis for routine testing and covers a practical range of suctions. A filter paper is sealed into the sample of spoil to measure the matric suction and another paper is sealed in the vapour above the spoil sample to measure the total suction. The paper must be left sealed with the sample for at least seven days to achieve equilibrium. A filter paper calibration curve can then be used to determine the soil suction pressure, as per Chandler (1986). This is the basic approach suggested by ASTM Standard Test Method for Measurement of Soil Potential (Suction) Using Filter Paper (ASTM D 5298) (Bulut et al, 2001).

Very few studies of matric suction have been conducted using undisturbed spoil samples. (Sheng et al, 2009). This research will establish a pore water suction profile for an existing spoil pile in the Bowen Basin. This will result in a more reliable determination of the shear strength at failure in very high spoil dumps.

#### **Further Research**

As coal mines become deeper and spoil piles get higher, it is possible, but not proven in practice, that spoil could become compressed to a condition of effective saturation (as confining stresses increase). Research is being undertaken to determine the behaviour of ground water within existing spoil piles in the Bowen Basin. This knowledge then needs to be extended to determine the possible behaviour of groundwater in very high spoil piles.

#### **Acknowledgements**

The authors would like to acknowledge the assistance of the Australian Coal Association Research Program (ACARP) for providing the funding for this research project, the Australian mining companies that have provided access and in-kind support, particularly BHP Billiton Mitsubishi Alliance (BMA) and the consulting companies, Mining One and Sherwood Geotechnical and Research Services for the sharing of field and geotechnical data.

#### **References**

1. Bulut, R Lytton, RL & Wray, WK 2001, ‘Soil Suction Measurements by Filter Paper’, *Expansive Clay Soils and Vegetative Influence on Shallow Foundations*, ASCE Geotechnical Special Publication, no. 115 (eds. C Vipulanandan, M B Addison, & M Hasen), Houston, Texas, pp. 243-261.
2. Chandler, RJ & Gutierrez, CI 1986, ‘The filter paper method of suction measurement’, *Geotechnique*, vol. 36, no. 2, pp. 265-268.

3. Commonwealth of Australia, Bureau of Meteorology 2013, *Monthly statistics*, viewed 1 March 2013, [http://www.bom.gov.au/climate/averages/tables/cw\\_035264.shtml](http://www.bom.gov.au/climate/averages/tables/cw_035264.shtml)
4. CQUniversity, Institute for Resources Industries and Sustainability, 2003, *Bowen Basin data*, viewed 1 March 2013, [http://www.bowenbasin.cqu.edu.au/basin\\_data/reg\\_profile.html](http://www.bowenbasin.cqu.edu.au/basin_data/reg_profile.html)
5. Gonano, LP 1980, "An Integrated Report on Slope Failure Mechanisms at Goonyella - November 1976". *CSIRO Division of Applied Geomechanics, Technical Report* no. 114, October, 1980.
6. Leps, TM 1970, 'Review of shearing strength of rockfill', *Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division, Proceedings of the American Society of Civil Engineers*, vol. 96, no. SM4, July, pp. 1159-1170.
7. Mutton, AJ (Compiler) 2003, *Queensland Coals 14th Edition*. Queensland Department of Natural Resources and Mines
8. Queensland Government, Department of Natural Resources and Mines 2013, *Queensland mining update*, viewed 1 March 2013, <http://mines.industry.qld.gov.au/mining/queensland-mining-update.htm>
9. Sheng, D Zhou, A and Fredlund, DG 2009, 'Shear strength criteria for unsaturated soils', *Geotech Geol Eng*, 2011, no. 29, pp. 145-159.
10. Simmons, JV and McManus, DA 2004, 'Shear strength framework for design of dumped spoil slopes for open pit coal mines', *Advances in Geotechnical Engineering Proceedings The Skempton Conference*, London, March 2004, RJ Jardine, DM Potts, and K G Higgins eds, Thomas Telford Limited, Volume 2, pp 981-991.

**JINYANG FU, H. KLAPPERICH, N. TAMASKOVICS**  
*Technical University Bergakademie Freiberg, Germany*

## **MODELLING OF TUNNEL INDUCED GROUND MOVEMENTS USING 2D FE ANALYSIS**

### **Abstract**

Deformation mechanisms of a tunnel are often characterized by three basic modes: a uniform radial contraction due to ground loss, an ovalization of the tunnel boundary and a vertical movement. Analytical solutions for this non-uniform boundary condition are restricted to linear elastic ground. The extension of considering the elastic-plastic material requires numerical analysis. This paper presents a procedure of numerical analysis for modelling the non-uniform tunnel deformation with two-dimensional finite element (FE) analysis. The role of tunnel deforming patterns on the resulting field of ground movements is demonstrated by means of a parametric study on an idealized tunnelling problem. The applicability of the proposed method is then checked with field data.

Key words: tunnel; deformation; numerical analysis; ground movement

### **Introduction**

Tunnel construction in soft ground inevitably results in ground movements in the vicinity. The attempt to minimize the potential negative effects on existing infrastructures has generated increasing interest in the investigation of tunnelling induced ground movements. In engineering practice the surface settlement due to tunnelling can often be described by empirical formulae based upon field observations, for instance, the Gaussian distribution curve for transverse settlement profile (Peck, 1969; O'Reilly and New, 1982; Mair et al., 1993). These empirical formulae manifest themselves applicable in describing surface settlement trough but also subject to some important limitations (Loganathan and Poulos, 1998). Firstly, these methods have no theoretical basis for the formulae and cannot account for the different ground conditions and construction techniques; secondly, they provide limited information for the resulting field of subsurface displacement; thirdly, the influence of these ground movements on adjacent structures is interactive and often requires more sophisticated numerical analysis. Therefore, a rational way to estimate ground movements induced by tunnelling should be based on the use of numerical simulation such as finite element (FE) methods. As full three-dimensional analyses are usually expensive and time-consuming, the use of 2D FE analysis is of great value in parametric studies, particularly when significant changes in tunnel geometry, boundary conditions and soil conditions.

### **Tunnel deformation patterns**

The ground movements caused by tunnelling are often associated with the concept of "ground loss", usually expressed as a percentage of the theoretical volume of the tunnel excavated (ground volume loss parameter  $V_l$ ). This parameter can be obtained from empirical observation or other methods considering aspects such as soil stability, tunnelling method and tunnel configuration (Attewell et al., 1986; Lee et al., 1992). Meanwhile, several authors have manifested that a uniform radial soil loss is not realistic for the tunnel deformation patterns (Rowe and Kack, 1983; Verruijt and Booker, 1996,1998). Gonzalez and Sagasetta (2001) summarized that tunnel deformation can be considered as the sum of three deformation modes: a uniform radial ground loss with a uniform radial contraction,  $u_r$ ; an ovalization of tunnel boundary with no volume loss,  $u_\theta$ ; and a vertical displacement as a whole,  $u_v$ ; shown in Fig.1. The possible reasons for these non-uniform deformation modes are: 1) the 3D elastoplastic movement of soil occurring at the tunnel face; 2) the diving tendency of the shield; 3) the settling action of tunnel lining to the invert when the tail piece is removed; 4) the distribution of effectiveness of the grouting around the

tunnel; 5) the behaviour of the tunnel lining due to non-uniform ground pressure around the tunnel together with different soil stiffness at the crown and the invert; 6) the buoyancy effects due to the different weight between the tunnel itself and the excavated soil.

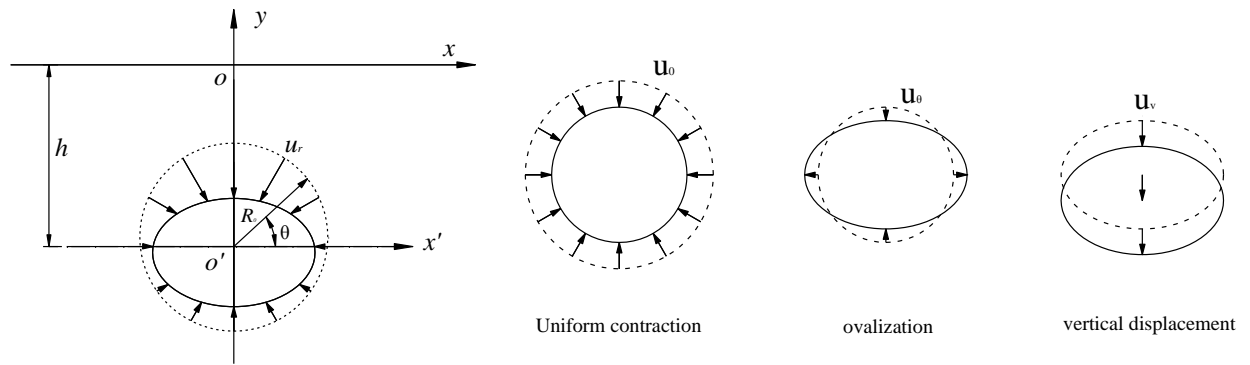


Figure 1. Components of tunnel deformation

The uniform radial displacement  $u_0$  is related to ground volume loss parameter  $V_l$ , given by

$$\begin{aligned} V_l \pi R_0^2 &= \pi R_0^2 - \pi (R_0 - u_0)^2 \\ u_0 &= R_0 (1 - \sqrt{1 - V_l}) \end{aligned} \quad (1)$$

The tunnel ovalization usually turns out vertical shortening and horizontal expanding without change of the tunnel section. A relative ovalization parameter,  $\rho$  is introduced to depict this deforming mode (Verruijt and Booker, 1998), expressed as

$$\rho = u_{(\theta=\pi/2)} / u_0 \quad (2)$$

For  $\rho=0$ , the tunnel cavity contracts horizontally and vertically by the same amount without ovalization; For  $0 < \rho < 1$ , the horizontal contraction decreases while the vertical contraction increases; For  $\rho=1$ , the vertical contraction doubles and the horizontal contraction reduces to zero; For  $\rho > 1$ , the horizontal contraction becomes negative with the vertical contraction increasing. In general, the ovalization of the tunnel increases as soil strength decreases. Gonzalez and Sagaseta (2001) point out that the crown deformations are dominant for shallow tunnel while reversely, horizontal deformation can be the major for deep tunnels. These deforming trends can be significantly influenced by the lateral earth pressure coefficient, the construction procedure and the supporting system.

The tunnel vertical displacement ( $u_v$ ) is first recognized by Verruijt (1997) in his analytical solution as a uniform downward displacement, but latter Verruijt and Strack (2008) also point out that if considering the different weight of the tunnel and the excavated soil, the tunnel will withstand a buoyancy effect. Hence, the vertical displacement of the tunnel should be the summation of these two trends. It can also be related to the uniform contraction by a non-dimensional ratio  $\eta$ , expressed as

$$\eta = u_v / u_0 \quad (3)$$

Therefore, the three modes of tunnel deformation can be determined via the empirical ground loss parameter  $V_l$  and the two dimensionless parameters  $\rho$  and  $\eta$ .

Modelling of deforming tunnel using 2D FE analysis

#### Model description and analysis procedure

A suite of assumed tunnel excavation in soft ground has been carried out in two-dimensional plane strain analysis to assess the effects of tunnel deformation pattern on the resulting field of ground displacement. The numerical analysis has been performed with the widely used FE code ABAQUS (ABAQUS, 6.10). This software provides a user subroutine so called DISP which make it feasible to define the magnitude of prescribed complex boundary conditions. The tunnel deformation patterns described above are then implemented in the 2D FE model around the tunnel. The assumed tunnel excavation is based on a case history of shield tunnel construction in Frankfurt subway introduced by Rowe and Kack (1983). The model dimension, tunnel geometry and ground condition are shown in Fig.2 and Table 1.

In order to take the three deforming modes into account, the non-uniform boundary condition around the tunnel is represented by the following formula based on the polar coordinate in Fig.1, given by

$$u = -u_0 (1 - \rho \cos 2\theta + \eta \sin \theta) \quad (4)$$

The first two parts represent the uniform radial contraction and the tunnel ovalization respectively while the third parts account for the tunnel vertical displacement. The  $u_0$  is determined from equation (1) assuming a ground volume loss equal to 1.66%. The relative ovalization parameter  $\rho$  ranges from 0 to 1.5 and the non-dimensional ratio  $\eta$  varies from -0.5 to 1 for a parametric study.



Each 2D FE analysis was performed in 2 steps. The initial step is a geostatic step, in which the soil gravity is activated and the initial geostatic stress of the ground is reproduced. The tunnel excavation is performed in the second step and the non-uniform tunnel boundary condition is prescribed at the same time. As only the short term behaviour was concerned in this study, the analysis was performed assuming undrained condition and no consolidation step was involved.

Table 1

Soil parameters adopted for FE analysis							Soil constitutive model
soil	$\gamma$ (kN/m <sup>3</sup> )	E (MPa)	$\nu$	$c'$ (kPa)	$\phi$ (°)	$\psi$ (°)	
Soil-1	20	50+7 $\gamma$	0.2	0	36	5	Mohr Coulomb
Soil-2	19	21+7 $\gamma$	0.15	20	22	0	Mohr Coulomb

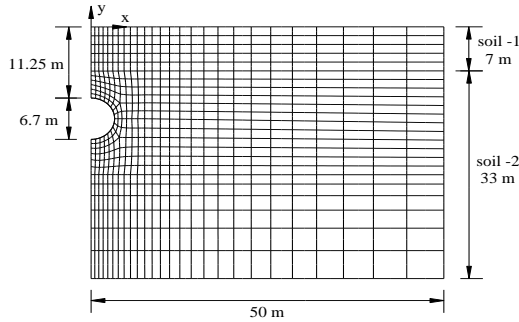


Figure 2. Meshed FE model of tunnel excavation

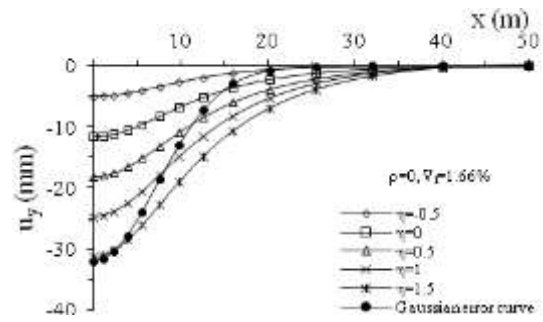


Figure 2. Surface settlement with various  $\eta$

### Evaluation of results

All the nine FE analyses have been imposed with the same amount of ground volume loss and the computed results of surface settlements are shown in Fig.2 and Fig.3. In Fig.2 the surface settlements are computed from different values of  $\eta$  with no influence of ovalization. It is apparent that the increase of value of  $\eta$  results in a net increase of surface settlement and there is no evident change in the total width of the settlement trough. For  $\eta$  equal to 1.5 the maximum settlement is coincident with that predicted by empirical Gaussian error curve, but the computed settlement trough width is much wider and the slope of the settlement profile is dramatically more gradual than the Gaussian error curve. On the other hand, in Fig.3, the surface settlements are computed from different value of relative ovalization factor  $\rho$  without vertical displacement. Obviously, an ovalization of the tunnel generates a significant narrow surface settlement trough. The maximum surface settlement also increases with the increase of the ovalization parameter  $\rho$  but, in an opposite way, a reduction of the settlement trough is accompanied. Therefore, in a real situation, the settlement profile should be the results of a combined action of ovalization and vertical displacement.

Fig.4 shows the computed surface settlement for the tunnel excavation in the Frankfurt subway with a relative ovalization parameter  $\rho=1.7$  and a vertical displacement factor  $\eta=0.5$ . As a comparison, surface settlements predicted by empirical Gaussian error curve and measured on field are also plotted. It is interested that the computed surface settlements are in good agreement with the measured data. Moreover, in the convex part of the settlement profile, the computed settlement is even more accurate than the settlement predicted by the empirical Gaussian error curve.

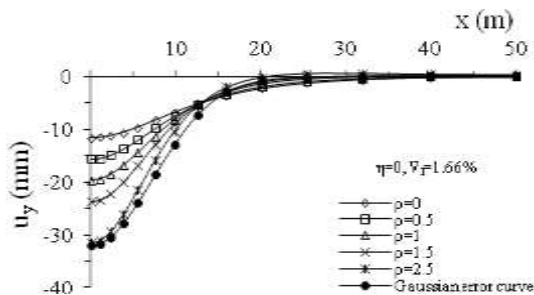


Figure 3. Computed surface settlement with various  $\rho$

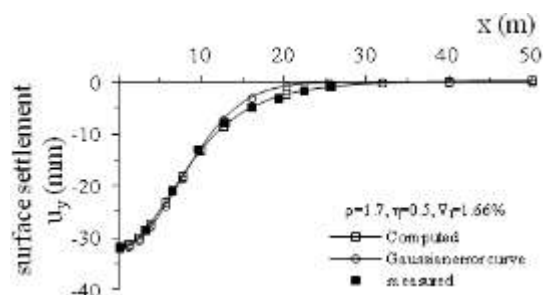


Figure 4. Comparison of surface settlements computed, measured and predicted by Gaussian error curve

### Conclusions

A procedure is suggested to involve the three deforming modes of a tunnel in a 2D FE analysis for modelling tunnel induced ground movements. The influence of the non-uniform tunnel deformation on the resulting field of ground displacements is investigated by means of parametric studies on an idealized tunnelling problem. The rationality and applicability of the proposed procedure are then checked with a case study. It is apparent that both the tunnel ovalization and the vertical displacement have a significant influence in the resulting field of ground

movements. It is suggested that, for ground loss problem, a combination of these two actions for modelling tunnel induced ground movements using FE analysis can give more realistic results.

### References

1. Attewell, P.B., Yeates, J. and Selby, A.R. (1986). Soil movements induced by tunnelling and their effects on pipelines and structures. Blackie, Glasgow and London, Chapman and Hall, New York.
2. Gonzalez, C. and Sagasetta, C. (2001). Patterns of soil deformations around tunnels. Application to the extension of Madrid metro. *Computers & Geotechnics*, 28, No. 6-7, 445-468.
3. Lee, K.M., Rowe, R.K. and Lo, K.Y. (1992). Subsidence owing to tunnelling. I: Estimating the gap parameter. *Canadian Geotechnical Journal*, 29, No. 1, 929-940.
4. Loganathan, N. and Poulos, H.G. (1998). Analytical prediction for tunnelling-induced ground movements in clay. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*, 124, No. 9, 846-856.
5. Mair, R.J., Taylor, R.N. and Bracegirdle, A. (1993). Subsurface settlement profile above tunnels in clays. *Géotechnique*, 43, No. 2, 315-320.
6. O'Reilly, M.P. and New, B.M. Settlements above tunnels in the United Kingdom - their magnitude and prediction. Jones, M.J. (Eds.), *Institution of Mining & Metallurgy*, 173-181.
7. Peck, R.B. (1969). Deep excavations and tunneling in soft ground. 7th International Conference on Soil Mechanics and Foundation Engineering, Mexico City, State-of-the-Art volume, 225-290.
8. Rowe, R.K. and Kack, G.J. (1983). A theoretical examination of the settlements induced by tunnelling: Four case histories. *Canadian Geotechnical Journal*, 20, No. 2, 299-314.
9. Verruijt, A. (1997). A complex variable solution for a deforming circular tunnel in an elastic half-plane. *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*, 21, No. 2, 77-89.
10. Verruijt, A. and Booker, J.R. (1996). Surface settlements due to deformation of a tunnel in an elastic half plane. *Geotechnique*, 46, No. 4, 753-756.
11. Verruijt, A. and Booker, J.R. (1998). Discussion: Surface settlements due to deformation of a tunnel in an elastic half plane. *Geotechnique*, 48, No. 5, 709-713.
12. Verruijt, A. and Strack, O.E. (2008). Buoyancy of tunnels in soft soils. *Geotechnique*, 58, No. 6, 513-515.

**U. GUNDSAMBUU, A. BATSUKH, TS. ENKHBOLD, B. JAMBALSEGNE, A. BOR**

## USAGE OF LASER SCANNER FOR INDUSTRIAL MINING

The power of communication and collaboration brings information to our fingertips in a blink of an eye. Therefore, the rate at which people and companies exploit any new opportunity should be expected to rise.

Purpose of this research is for to bring new mine surveying technology and measurement tools to mine. Truly significant, game changing leaps in technology for application to surveying are, however, somewhat rare. The application of optical alignment technology to measuring the dimensions of things is historical advance in surveying. First practiced by ancient Egyptians, this technique has progressed from simple visual alignment tools, through optically enhanced alignment and measurement of angles like theodolite first created in 1787, to electronic measurement of both angles and distance leaving us with today's electronic total stations. Certainly great advance over 3000 year timeline. As time passes there is new instruments to measure like GPS, laser scanner, remote controlled airplane. The introduction of GPS technology to civilian use during the late 1980s and consequent application to surveying was game changing it was a new way to measure coordinates. But in Mongolia GPS technology was introduced mid 1990s, and in 1997-1998 by order of Administration of border defense Ministry of Defense created GPS network and allowed to use UTM in 2009. In 1990 few countries used 3 dimensional laser scanners for military purposes. In 1997 MAPTEK Company made the first 3 dimensional laser scanners for mining. In Mongolia after 2008 there is a need to research and bring laser scanning technology to mining.

Laser scanning technology can be used on many fields such as geology, mining, oil, gas, construction, road, architecture. There are many scientists who contributed to laser technology such as Medvedev E. A., Melnikov S. R., Naumenko A. I., Seredovich V. A., Komissarova A. B., Gusev V.N., Okhotin A. L.

Mine surveying tools and technology used in industrial mining in Mongolia

In 2006 there is around 191 mines in Mongolia that is being used. 32 coal mine, 144 gold mine, 44 copper, molybdenum, spar mine, 2 tin mine, 1 wolfram mine is being used.

Some of these mines use TB1, T-15, T-20 and equipments that made in China but most of the mines use modern equipments with high accuracy. Mongolia's big mines like "Bor ondor", "Erdenet", "Baganuur", "Erdes Holding" use these equipments for mine surveying. /shown in Figure №1/.

That is why Mongolia's mining is using equipments with high accuracy and keeping up with the world Laser scanner technology, usage

We aim to study the usage of laser scanner technology in open pit mine. Laser scanner is put into 2 groups

terrestrial and air. Even though the principle is the same as electron tachometer you don't have to use reflectors, density between picket points is high so you can measure any object and can be used in dark conditions. This equipments cons are can't operate with fog or rain, windy weather or storm weather conditions will affect the laser beam and affects measurements.

Figure№1

“Bor-Ondor”	<ul style="list-style-type: none"> <li>• “Sokkia” SET6<sup>10</sup> electron tachometer</li> <li>• DT6<sup>10</sup> electron theodolite</li> <li>• DT6<sup>10</sup> electron nivelir</li> </ul>
“Erdenet”	<ul style="list-style-type: none"> <li>• “Sokkia” SET2030 electron tachometer</li> <li>• SET3030 electron theodolite</li> <li>• Leica TCR407 electron tachometer</li> <li>• GPS</li> </ul>
“Baganuur”	<ul style="list-style-type: none"> <li>• “Sokkia” SET3030 electron tachometer</li> <li>• LeicaTCR407 electron tachometer</li> <li>• GPS</li> </ul>
Shariingol	<ul style="list-style-type: none"> <li>• “Sokkia” SET3030 electron tachometer</li> <li>• GPS</li> </ul>
Erdes holding	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Trimble M3</li> <li>• Leica TC600</li> </ul>

Even though we can't say older equipments are outdated sometimes because of safety and human ability and technology is not enough and some works measurements are not quality.

Some of this work is

- Mining dump economy, pool measurements
- Measurements when there is fire in mine
- Mining fracture, disruption, displacement
- Underground mine dump measurement
- Underground mine movement

Laser scanner are source of detailed and accurate spatial data, allowing miners to track movement of material around the site, and the map the spatial characteristics of surfaces for geotechnical and geological analysis. Laser scanners are also very fast. The spatial parameters required for effective mine performance management can therefore be collected more frequently, and very easily. Stockpiles which may have been measured as part of the end month reconciliation process can now be scanned daily, providing data much faster and hence promoting better decisions. Mine is difficult place for surveyors to work. GPS satellite visibility can sometimes be limited, and surveyors simply cannot access certain areas. Surveying is one of the few jobs in mining which requires walking around the site, sometimes on broken ground. It became clear early on that laser scanners allowed surveyors to avoid real safety hazards, as well as delivering the range benefits that people were starting to recognize.

To bring this technology to mining industry many people did research to name a few Russian young scientists Kovrov A. A. “The technology of calculation of the volumes of warehouse stocks in surveying with the use of terrestrial laser scanner Riegl LMS Z420i”, Nosov V. K. “Development of a technique of laser-scanning shooting lining length of underground workings /on the example of the hydraulic tunnels Zelenchuk PSPP/”, Nesterenko E. A. “Methods of shooting pits, dumps on the basis of application of three-dimensional laser scanning systems”, Kanashin N. V. “Development of technology of ground scanning shooting railway stations”, Крютков Д. В. “Three-dimensional terrestrial laser scanning in solving the tasks of geoinformatic support of an infrastructure of the mining enterprises”

#### Literature

1. Peter Johnson, Laser Scanning: From zero to hero in ten years. PositionIt 2010., p 32-33.
2. D.D.Lichti, M.P.Stewart, MM.Tsakiri and A.J.Snow. Calibration and testing of a terrestrial laser scanner. International Archives of Photogrammetry and Remote sensing. Vol. XXXIII, Part B5. Australia. 2000., p. 485-492.
3. Rudolf Staiger. Terrestrial laser scanning Technology, Systems and applications. Positioning and Measurement Technologies and Practices. Germany. p. 1-10.
4. Dr David Barber, 3D Laser Scanning For heritage (second edition). 3D Laser Scanning For heritage (second edition). England, University of Newcastle upon Tyne. 2011. p. 3-38.
5. Stephanie Fekete, Mark Diederichs, Matthew Lato. Geotechnical and operational applications for 3D laser scanning in drill and blast tunnels. Tunneling and Underground Space Technology. 2010.
6. <http://www.riegl.com/>

## SUPPORTING GEODETIC MEASUREMENTS IN DIFFICULT ENVIRONMENTAL CONDITIONS

While surveying, important is to measure angles and distances with a high accuracy. Manufactures try to minimize errors of these variable. To achieve this goal, the instrument should be placed in the vertical axis of the instrument and the fixed point. Also targets should be easily visible. By supporting geodetic measurements in difficult environmental conditions, we can use optical fiber technology [4]. In this paper the author described the construction and operation of the supporting device. The conducted experiments have shown a high accuracy.

### Reflektive optical fiber adapter

Often while surveying, a point on which the instrument must be centered, it is difficult to see. On this situation have an effect of factors such as: lack of space, dust, vibration, temperature, poor lighting. Under these conditions, is very difficult to center instrument with high precision. The solution of this problem can be a reflective fiber-optic adapter. A prototype of this device is shown in Figure 1 and finished product is shown in Figure 2.

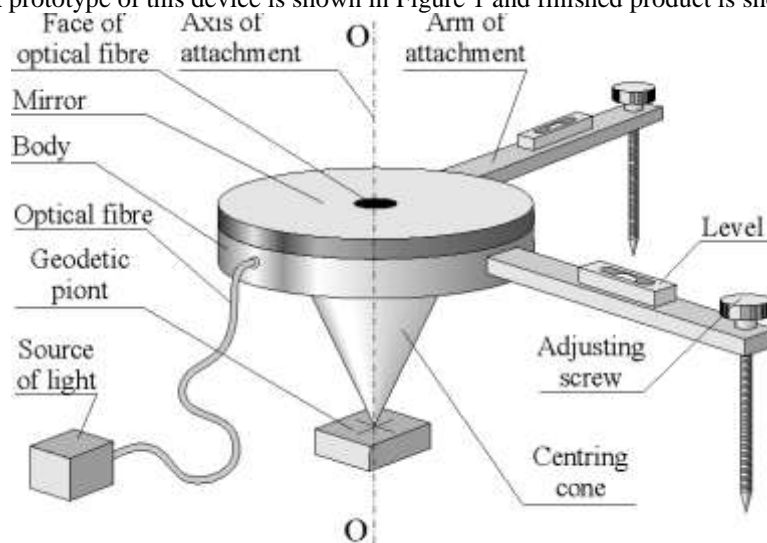


Figure 1. Constructional scheme of reflective optical fiber adapter [1]

Attachment device consists of a body and two arms. They are perpendicular to each other. On the shoulders are placed level gauge and set screws. The body have the cone or other removable support for example: rod semicircular. The upper part of the mirror have a centrally embedded end of the fiber [2].



Figure 2. Reflective optical fiber adapter

Reflective optical fiber adapter must be centering over the geodetic point. Then we must use of an adjusting screw and level adapter. To make a measurement in difficult conditions, it's necessary to connect the adapter to the light source. Instrument and adapter must be centered over geodetic point (Fig 3).



Figure 3. Electronic tachymeter TC1800 centering over reflective optical fiber adapter

In order to test the suitability of the device, was conducted a series of measurements with use a total station TC1800 centered over the point without the adapter and with the adapter. Measurements were carried out under different lighting conditions. In low light conditions, a higher accuracy has reached the measurement made with using the reflective optical fiber adapter. Accuracy was determined on the basis of 30 measurements. Readings were made on the axis x and y. In the transverse direction measurement error is 0,044mm, and in the longitudinal direction 0,045mm. A distance between the adapter and the instrument was 1,50 m.

#### Fiber optic signal

For the measurement of angles in addition to total station should be used a target plates. Targets should be set to the typical tribrachs. While measurements it should be the preserved explicitness signaled point. In the total station survey measurements occur small random error - the target error. The size of this error depends on: the sensitivity of the eye, optical characteristics of lunette, the type and shape of the target, measuring environment. Frequently used as a target is target plate. Targets have a drawing and color, which allow for use of the phenomenon of coincidence, bisection and symmetry. Fiber optic signal (Fig 4) is equipped with a fiber optic cable, which is the target of the measurements. This device can help surveying in shaded places.



Figure 4. Fiber optic signaling (front view and side view) [3]

Table 1 shows results of measurements with use of fiber optic. Measurement error less than 4<sup>cc</sup> obtained for a distance of 2 m. Measurement error of the direction given by the manufacturer is 20<sup>cc</sup> (for tachymeter TC407).

Table 1

Results of measurements and calculate direction error (TC407).

	$X_i$	$\bar{X}$	$V$	$V*V$	
1	399,7470	399,74735	0,00035	1,22E-07	
2	399,7475		-0,0002	2,25E-08	
3	399,7479		-0,0006	3,03E-07	
4	399,7474		-5E-05	2,50E-09	
5	399,7475		-0,0002	2,25E-08	
6	399,7475		-0,0002	2,25E-08	
7	399,7469		0,00045	2,03E-07	
8	399,7478		-0,0005	2,03E-07	
9	399,7472		0,00015	2,25E-08	
10	399,7468		0,00055	3,02E-07	<b>m<sub>K</sub></b>
				1,22E-06	<b>0,0004</b>

#### Summary and conclusions

Reflective optical fiber adapter and fiber optic signal are helpful in increasing the measurements accuracy. The conducted laboratory tests have shown a high accuracy. Presented proposals devices increases accuracy of measurements at low cost. Compact size make it easier to transport. Through a simple design, using basic geometric formulas, devices are easy to use. Reflective optical fiber adapter and fiber optic signaling allows measurements in a shaded and dusty space (for example in tunnels). These devices can be used for daily measurements.

#### Literature

1. Ćmielewski, Kazimierz. Zastosowanie technik światłowodowych i laserowych w precyzyjnych pomiarach kształtu i deformacji obiektów inżynierskich. ZN Uniwersytetu Przyrodniczego we Wrocławiu nr 551, 2007.
2. Wilczyńska Izabela. Signaling geodetic points with the use of fiber optics. Materiały konferencyjne Brno University of Technology, Faculty of Civil Engineering, 2012.
3. Wilczyńska Izabela. Experimental station used for empirical determination of the angular accuracy of theodolites and total-stations. Materiały konferencyjne Brno University of Technology, Faculty of Civil Engineering, 2013.
4. Gocał Jan, Żak Mirosław. Prace geodezyjne w budownictwie maszynowym. Akademia Górniczo-Hutnicza im. S. Staszica w Krakowie, 1985, ISSN 02396114; nr 965.

**В.В. ГЛЕБКО, С.В. БОРЩЕВСКИЙ**

*Донецкий национальный технический университет, г.Донецк, Украина*

## ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ МОНОЛИТНОЙ БЕТОННОЙ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ В ГЕОАКТИВНЫХ ЗОНАХ

Развитие горнодобывающей отрасли предусматривает освоения новых месторождений и реконструкцию действующего шахтного фонда, что неотъемлемым образом связано с сооружением и углубкой вертикальных стволов, которые являются наиболее сложными техническими сооружениями горнодобывающих предприятий, как с точки зрения их строительства, так и с точки зрения эксплуатации.

Преобладающее большинство вертикальных стволов закреплено монолитным бетоном, который обеспечивает высокие технико-экономические показатели при их сооружении (90% от общего объёма), однако состояние крепи в геоактивных зонах, не всегда отвечает возросшим требованиям водонепроницаемости и коррозионной стойкости и часто приводит к вывалам, увеличению затрат на откачку остаточного водопритока при их эксплуатации. Поэтому монолитная бетонная крепь стволов должна не только отвечать возросшим технологическим требованиям как грузонесущая ограждающая конструкция, но и как гидроизоляционная ограждающая.

Для крепления стволов, проходимых буровзрывным способом, применяют в основном монолитную бетонную крепь. Применение данной крепи, возводимой с помощью инвентарных забойных металлических

опалубок, обусловило переход к совмещённой технологической схеме [1] с подачей быстротвердеющей бетонной смеси за опалубку по трубам. При этом самыми слабыми оказываются стыки старого и вновь укладываемого бетона в так называемых геоактивных зонах, где монолитная крепь вертикальных стволов испытывает нагрузки от статического и динамического напора подземных вод, что в условиях фильтрации воды через крепь приводит к растворению и выносу из состава бетона цементного молочка. Омывая бетон, вода растворяет гидрат окиси кальция, который выделяется при твердении цемента, и выносит его из бетона, снижая его прочность. Одновременно увеличивается пористость и водопроницаемость бетонной крепи [2].

Создание высокопрочной гидравлически стойкой монолитной крепи вертикального ствола, сопряжено с «узкими местами», а именно:

- стыковка старого бетона с новым при выполнении работ по возведению монолитной бетонной крепи стволов;
- увеличение гидростойкости бетонной крепи в процессе изготовления бетона при помощи всевозможных химических добавок;
- обеспечение водонепроницаемости, защиты и улучшения свойств бетонной крепи после набора бетоном проектной прочности за счет обмазочной гидроизоляции;
- создание системы «породный массив-гидроизоляция-крепь» за счет обмазочной или торкрет-бетонной изоляции обнаженного породного массива и добавок в бетон в процессе его изготовления и укладки за опалубку.

Более половины всех стволов Донбасса имеют остаточные водопитоки в ствол более 10 м<sup>3</sup>/ч [3]. Исследования показывают, что фильтрация воды в основном происходит не через основную поверхность бетонной крепи, а через отдельные трещины, технологические швы бетонирования и прилегающие к ним зоны, составляющие 6% от высоты заходки бетонирования, применяемой при совмещённой схеме производства работ [4] т.е. 12-24 см. Поэтому необходимо максимальное использование новых нетрадиционных материалов и технологий, позволяющих повышать механические свойства бетонной крепи, в том числе их гидроизолирующую способность.

Авторами установлено, что проницаемость технологического шва в десятки раз больше проницаемости бетона и зависит от состава бетона, вида применяемого цемента, условий формирования зоны шва, типа добавок, других факторов. Конструкция стыка старого бетона с новым оказывает существенное влияние на прочность шва, однако не сказывается на его водопроницаемости. Прочность шва увеличивается в зависимости от площади соприкасаемых поверхностей. Подбор состава бетонной смеси повышает адгезию старого и нового бетонов в 1,2-1,5 раза, однако полностью плотности шва не обеспечивает. Способ укладки и уплотнения бетонной смеси на 10-15% увеличивает прочность и непроницаемость технологического шва. Выбор оптимальной технологии укладки бетона позволяет снизить в 1,3-5 раз проницаемость швов за счёт уменьшения расслаиваемости бетонных смесей. Условия укладки и твердения бетона оказывают отрицательное влияние на качество омоноличивания технологических швов. Однако влажные условия твердения и насыщенность старого бетона водой способствуют улучшению прочности шва на 20-25% за счёт снижения в бетоне усадочных напряжений.

На толщину зоны шва по данным [5] влияет ряд условий: а) структурообразование (связанное с расслоением смеси); б) технологические (перерыв в бетонировании и др.); в) условия твердения (температура, влажность); г) условия укладки (капёж, потоки и др.)

Решением данного ряда вопросов может явиться применение в шахтном строительстве, и креплении вертикальных стволов в частности, бетонов на основе расширяющихся видов цементов РШПЦ.

Бетоны, применяемые в настоящее время для крепления стволов, при воздушном и водо-воздушном твердении дают усадку, что негативно сказывается на качестве крепи, стойкости к восприятию горного давления, агрессии шахтных вод. Это объясняется тем, что в результате усадочных деформаций, в цементном камне, заполняющем пространство между зёрнами песка и гравия, возникают большие растягивающие напряжения, приводящие к появлению в нём микротрещин [6]. Такие внутренние разрывы ведут к тому, что в больших бетонных массивах появляются трещины, видимые простым глазом, и, помимо того, во всех случаях значительно повышается водопроницаемость и газопроницаемость цементного камня.

Усадка, а также различие в усадке нового и старого бетона или раствора являются одной из важнейших причин, вызывающих нарушение или ослабление сцепления старого бетона с новым в швах, при этом наибольшее влияние на величину сцепления оказывают условия твердения бетона. При применении расширяющегося цемента сила расширения вызывает распор, содействующий срачиванию старого бетона с новым. К явлениям химического характера, таким образом, присоединяются и физические. Следовательно, прочность и непроницаемость шва на расширяющемся цементе должны быть выше, чем на обычном усадочном [5].



Для определения динамики изменения объема цементного камня и предельного значения его расширения, образцы из цементного теста, через 1 час после затворения и формовки, помещались в специально созданную установку (рис.1.), представляющую собой стенд для определения объемного расширения бетонной смеси в процессе гидратации, состоящей из емкости с герметичной крышкой, в которой имелась стеклянная трубка со шкалой позволяющая измерять объем вытесняемой из емкости жидкости, где они выдерживались в воде в течение 72 часов. Величина объемного расширения постоянно фиксировалась, а по полученным данным построены зависимости (Рис.2).

На основании полученных результатов видно, что образцы различных составов по истечении 48 часов твердения в воде замедляют объемное расширение и асимптотически стремятся к пределу данного значения. Снижение величины объемного расширения цементно-песчаных образцов по сравнению с цементным объясняется уменьшением количества цемента в составе образца, а также наличием внутреннего трения между зёрнами песка, гранитного отсева и гидратирующим расширяющимся вяжущим веществом, заполняющем пустоты в теле образца.

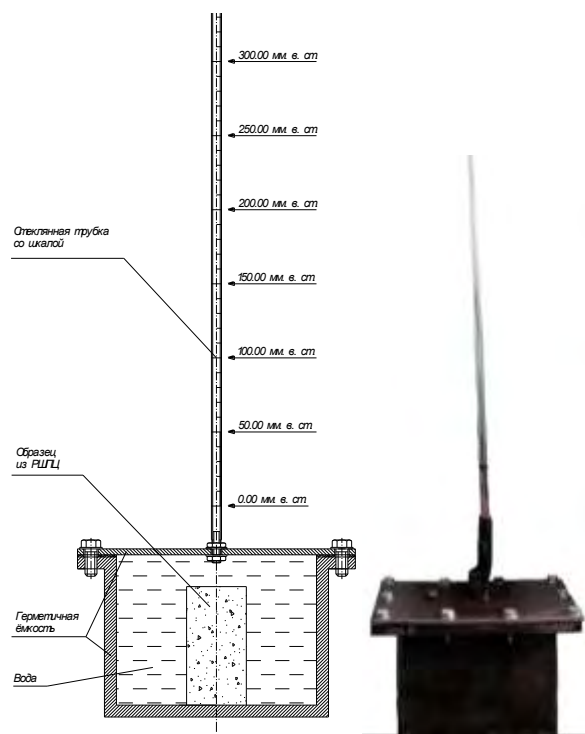


Рис. 1. Установка для определения объемного расширения бетонной смеси

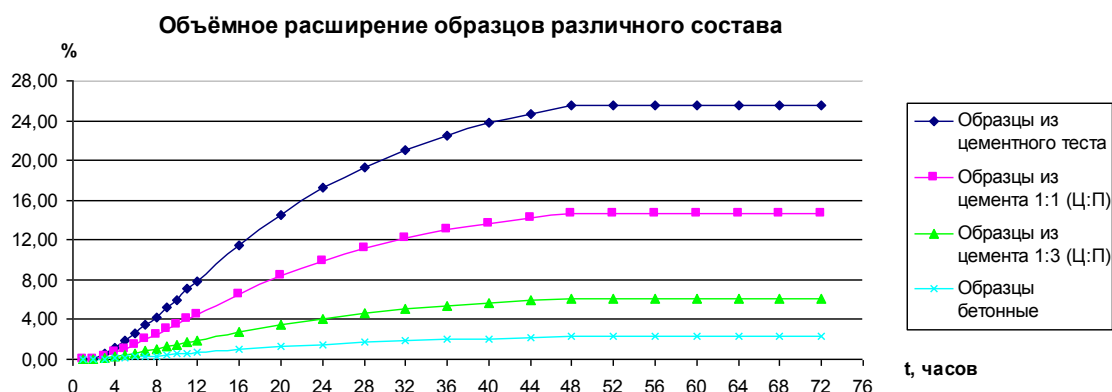


Рис. 2. График расширения образцов на РШПЦ

Можно считать, что свободное расширение бетона при содержании в нем цемента 250 — 300 кг/м<sup>3</sup> составляет 0,09 показателя для образцов из теста; при содержании цемента 400 кг/м<sup>3</sup> оно равно 0,18; при содержании цемента 600 кг/м<sup>3</sup> — 0,43 (рис. 3). Для получения эффекта увеличения исходного объема бетона на требуемую величину в начальный период твердения (1—5 сут) в указаний цемент можно вводить в необходимом количестве расширяющиеся добавки.

Для ликвидации

**Зависимость линейного расширения от содержания РШПЦ в бетоне**

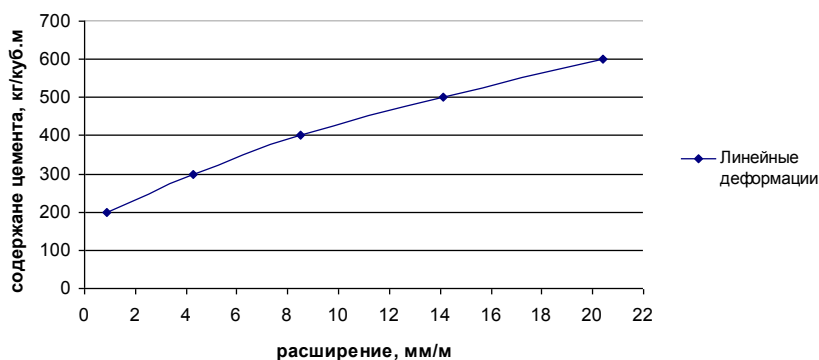


Рис. 3. График линейного расширения в зависимости от содержания расширяющегося вяжущего в бетоне

проникновения воды через технологические швы совместно с коллегами предлагается устраивать специальный шов с уступом (рис. 4) [6].

Такой шов, совместно с применением расширяющейся бетонной смеси на завершающем этапе бетонирования, обеспечит полное и плотное заполнение и водонепроницаемость за счёт наличия в нем вертикального кольцевого уступа.

Устройство такого уступа осуществляется с помощью поддона, прикрепляемого к нижней части опалубки (рис. 4 б).

Организация работ по возведению монолитной бетонной крепи производится по традиционной совмещённой технологической схеме. Отличием является то, что после возведения монолитной бетонной крепи на основе быстротвердеющего портландцемента на определённую высоту, определяемую расчётом, в зависимости от высоты заходки и условий твердения, на поверхности, в пристольном БРУ приступают к приготовлению бетона на основе расширяющегося шлакопортландцемента. Выдержка бетона в опалубке, при обычных способах проходки должна быть не менее 6 часов. Затраты по креплению в месте технологического шва расширяющейся бетонной смесью в 1,4 раза меньше затрат по ремонту монолитной крепи, возведённой по существующей совмещённой технологии, не способной обеспечить безремонтную эксплуатацию на протяжении всего срока эксплуатации выработки.

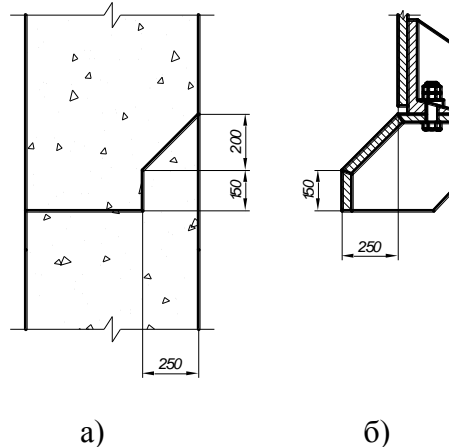


Рис. 4. Рекомендуемая стыковка между заходками  
а) шов с уступом; б) поддон

#### Литература

1. Н.С. Булычёв, Х.И. Абрамсон. Крепь вертикальных стволов шахт. Изд-во «Недра». Москва – 1978. – С. 13 – 22.
2. Казакевич Э.В. Крепление вертикальных стволов шахт монолитным бетоном. Москва – 1970 г. – С. 32 – 33.
3. Борщевский, А.А. Дрюк, А.Ж. Сирачев. К вопросу об увеличении водонепроницаемости монолитной бетонной крепи вертикальных стволов большого диаметра//Проблемы подземного строительства и направления развития тампонажа и закрепления горных пород: Материалы научно – практической конференции. – Луганск: Изд-во Восточнoукраинского национального университета им. В.Даля, 2006. 152 – 162.
4. Шилин А.А. Повышение гидроизоляционных свойств монолитной бетонной крепи стволов шахт: Автореф. дис. канд. тех. наук: 05.15.04/ МГИ. – Москва. – 1976.
5. Кравченко И.В. Расширяющиеся цементы. «НИИЦЕМЕНТ», Государственное издательство литературы по строительству, архитектуре и строительным материалам. Москва – 1962. – С. 7 – 89.
6. Прокопова М.В., Харитонов Р.В. Факторы, влияющие на напряженно-деформированное состояние крепи вертикальных стволов //Научно технические проблемы разработки угольных месторождений, шахтного и подземного строительства: Сб. науч. тр. / Шахтинский институт ЮРГТУ (НПИ). – Новочеркасск: УПЦ «Набола» ЮРГТУ (НПИ), 2005. - С. – 116 – 118.

**Е.Н. ГРИЩЕНКОВА**

*Донецкий национальный технический университет, Украина*

## **УСОВЕРШЕНСТВОВАННАЯ ОЦЕНКА СТЕПЕНИ ПОДРАБОТКИ ЗДАНИЙ ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ**

Деформации земной поверхности, вызванные влиянием подземных горных выработок, часто вызывают деформации зданий и сооружений на подрабатываемых территориях. Во многих случаях такие деформации зданий, как повреждение наружных стен, проявляются в виде трещин, распределение которых соответствует виду и знаку деформаций земной поверхности.

При горизонтальных деформациях растяжения в стенах образуются наклонные трещины, расположенные симметрично относительно центра здания (рис.1, а). Кривизне выпуклости соответствуют вертикальные трещины от изгиба и наклонные от вертикального сдвига (рис.1, а). Трещины от изгиба характерны для зданий, у которых длина превышает высоту более чем в три раза. Ширина раскрытия этих трещин увеличивается кверху и достигает максимума на уровне карниза. Трещины сдвига образуются всегда, причем для зданий высотой в 3 этажа и выше они более характерны, чем трещины от изгиба. При

горизонтальных деформациях сжатия и кривизны вогнутости в стенах образуются наклонные и горизонтальные трещины, расположенные симметрично относительно центра здания в виде треугольника или трапеции (рис.1, б).

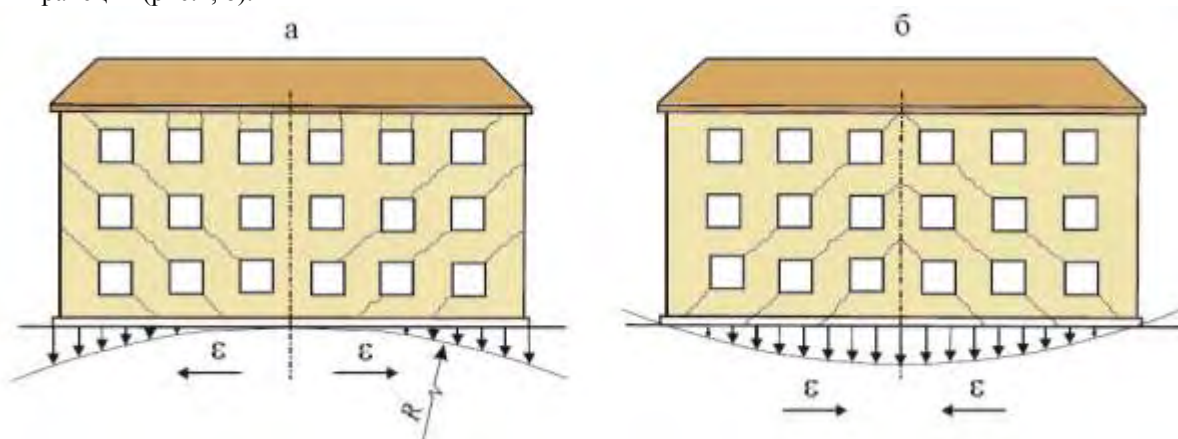


Рис. 1. Повреждение наружных стен зданий: а – при деформациях растяжения и кривизне выпуклости; б – при деформациях сжатия и кривизне вогнутости

При подработке зданий и сооружений необходимость применения мер защиты устанавливается из сравнения расчётного и допустимого показателей суммарных деформаций. Действующие «Правила подработки...» [1] рекомендуют определять расчётный показатель суммарных деформаций по формуле:

$$\Delta l = l \sqrt{m_\varepsilon^2 \varepsilon^2 + m_K^2 K^2 H^2}, \quad (1)$$

где  $l$  – длина здания, м;  $m_\varepsilon$  – коэффициент условий работы для горизонтальных деформаций, равный 1,0;  $\varepsilon$  – максимальные расчетные горизонтальные деформации,  $10^{-3}$ ;  $K$  – максимальная расчетная кривизна,  $10^{-3}$  1/м;  $H$  – высота здания, м.

Приведенная формула определения расчётного показателя является усреднённой и не учитывает характер относительных деформаций (растяжение или сжатие), кривизны (выпуклость или вогнутость) земной поверхности, конструктивные характеристики здания (отношение длины здания к его высоте).

Проведенные в УкрНИМИ НАН Украины исследования позволили учесть указанные факторы и существенно уточнить определение расчётных показателей суммарных деформаций [2]. Так, новые расчётные показатели рекомендуется определять по следующим формулам:

– при деформациях растяжения и кривизне выпуклости

$$\Delta l = m_\varepsilon \varepsilon l + KH(l+H) \text{ при } l \geq 2H \text{ и } \Delta l = l(m_\varepsilon \varepsilon + 3Kl/4) \text{ при } l < 2H; \quad (2)$$

– при деформациях сжатия и кривизне вогнутости

$$\Delta l = (m_\varepsilon \varepsilon + KH/2)(l-H) \text{ при } l \geq 2H \text{ и } \Delta l = l(m_\varepsilon \varepsilon + Kl/4)/2 \text{ и } l \leq 2H. \quad (3)$$

Полученные формулы для определения расчетных показателей деформаций зданий при плавных деформациях земной поверхности учитывают отношение длины здания к его высоте, переменные по высоте деформации наружных стен от вертикального сдвига при кривизне выпуклости и вогнутости, а также горизонтального сдвига при сжатии земной поверхности. Эти показатели учитывают основные составляющие деформационного процесса в подрабатываемых зданиях, что способствует надежности прогноза их состояния при подработке.

Основным методом оценки технического состояния подрабатываемых зданий являются инструментальные наблюдения за раскрытием трещин в наружных стенах. По результатам исследований определяющим и самым надежным критерием влияния подработки на здание является максимальное раскрытие трещин в наружных стенах. Этот критерий учитывает неизвестные на момент обследования особенности конструкций зданий и свойства материалов, из которых они были построены, а также влияние предыдущих подработок и ремонтов, выполнявшихся в процессе эксплуатации. По результатам статистического анализа данных инструментальных наблюдений за жилыми и общественными подрабатываемыми зданиями в различных горно-геологических условиях получены уравнения взаимосвязи максимального раскрытия трещин с расчетными показателями деформаций:

$$\delta_{\max} = a(\Delta l^2) + b\Delta l, \quad (4)$$

где  $\delta_{\max}$  – максимальное раскрытие трещин в наружных стенах, мм;  $\Delta l$  – расчетный показатель деформаций растяжения или сжатия, мм;  $a, b$  – эмпирические коэффициенты, определяемые для зданий в зависимости от этажности или высоты.

Согласно «Правилам подработки...» [1], рациональную выемку угля под зданиями устанавливают путем сравнения расчетных показателей суммарных деформаций от предстоящих воздействий с допустимыми показателями.

Допустимый показатель суммарных деформаций здания определяем по формуле:

$$[\Delta l] = [\Delta l]_н k_r k_c k_n k_\phi k_p, \quad (5)$$

где  $[\Delta L]_н$  – нормативный допустимый показатель суммарных деформаций [2];  $k_г, k_с, k_п, k_ф$  – коэффициенты основания, конструкции наружных стен, конструкции перекрытий, формы здания в плане [1];  $k_p$  – коэффициент остаточного деформационного ресурса [2].

Нормативные допустимые показатели определяются с использованием уравнений взаимосвязи максимального раскрытия трещин в наружных стенах с расчетными показателями суммарных деформаций. Многочисленные наблюдения за зданиями показывают, что если раскрытие трещин в наружных стенах не превышает допустимых значений для этих зданий, то условия их эксплуатации при подработке и после нее могут быть гарантированы. Поэтому оценка технического состояния зданий по максимальному раскрытию трещин в наружных стенах является основным методом технической диагностики.

Если в уравнениях взаимосвязи принять допустимое значение максимального раскрытия трещин и решить уравнение относительно расчетного показателя, то получим нормативные допустимые показатели деформаций. Допустимые значения максимального раскрытия трещин приняты на основании нормативных документов, и характеризуют состояние подрабатываемых зданий, при котором условия эксплуатации не будут нарушены.

Для оценки технического состояния здания служит показатель остаточного деформационного ресурса, характеризующий способность здания воспринимать деформационное воздействие. Коэффициент остаточного деформационного ресурса зданий определяется по результатам обследования с учетом величин максимального раскрытия трещин, характерных для предстоящей подработки.

Если расчетный показатель суммарных деформаций больше допустимого показателя, то необходимо применять меры по повышению остаточного деформационного ресурса подрабатываемых зданий.

Эффективность использования новых расчетных показателей представлены на примерах проектов подработки зданий поселка Удачное 5-й южной лавой блока 4 и 1-й северной лавой блока 2 пласта  $d_4$  шахты «Красноармейская-Западная №1», а также проекта подработки г. Кировское 9-й западной лавой пласта  $l_4$  шахты «Комсомолец Донбасса».

В зону влияния 5-й южной лавы блока 4 и 1-й северной лавы блока 2 пласта  $d_4$  попадают 98 одноэтажных жилых домов пос. Удачное. В зону влияния 9-й западной лавы пласта  $l_4$  попадает 142 одноэтажных жилых дома г. Кировское. Было выполнено обследование зданий, в результате которого зафиксировано максимальное раскрытие трещин в наружных стенах и вычислены расчетные показатели суммарных деформаций.

Анализ проведенных расчетов позволил установить, что среди 240 обследованных зданий 174 здания испытали деформации растяжения (при кривизне выпуклости). Величины расчетных показателей деформаций колебались в диапазоне от 0,3 мм до 41,6 мм, а зафиксированные значения максимального раскрытия трещин – в диапазоне от 1 мм до 25 мм. Сравнение прогнозных и зафиксированных в процессе обследования величин максимального раскрытия трещин показало сходимость в пределах 24,3% от их величины.

Оставшиеся 66 зданий испытали деформации сжатия (при кривизне вогнутости). Величины расчетных показателей деформаций колебались в диапазоне от 2,1 мм до 32,3 мм, а зафиксированные значения максимального раскрытия трещин – в диапазоне от 1 мм до 12 мм. Сравнение прогнозных и зафиксированных в процессе обследования величин максимального раскрытия трещин показало сходимость в пределах 18,9% от их величины.

Проведенные исследования позволили сделать следующие выводы. Во-первых, набор формул, приведенных в выражениях (2) и (3), позволяет более полно учесть характер деформаций земной поверхности и конструктивные характеристики здания, т.е. существенно уточнить механизм его деформирования при подработке подземными горными работами. Во-вторых, использование коэффициента деформационного ресурса при определении показателя допустимых деформаций позволяет более полно и наглядно оценить степень восприимчивости здания к деформационному воздействию предстоящей подработки и соответственно уточнить прогноз изменения технического состояния здания. В-третьих, вполне приемлемые показатели сходимости прогнозных и зафиксированных значений максимального раскрытия трещин (19-24%) позволяют оценить надёжность предложенной выше модели и использовать её, как для прогноза технического состояния здания после подработки, так и для оценки той доли ущерба, которая была нанесена техническому состоянию здания предыдущими подработками (если таковые имели место).

## Литература

1. ГСТУ 101.00159226.001 – 2003. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. - Введ. 01.01.2004.– К., 2004. – 128 с.
2. Проект «Розробка методу визначення залишкового деформаційного ресурсу будівель та споруд, що експлуатуються за складних гірничо-геологічних умов, з використанням узагальнених деформаційних критеріїв технічного стану»: звіт про НДР (закл.) / УкрНДМІ; кер. А.В. Анциферов. - ДР 0106U006738. – Донецьк, 2006. – 119 с.

## ОБОСНОВАНИЕ ТОЧНОСТИ ИЗМЕРЕНИЙ УГЛОВ И ДЛИН ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ КООРДИНАТ УГЛОВ ПОВОРОТОВ ГРАНИЦ ЗЕМЕЛЬНОГО УЧАСТКА ПОЛЯРНЫМ СПОСОБОМ

Актуальность. Определение координат углов поворотов границ земельного участка является одной из главных задач для инвентаризации земель. «Порядок проведения інвентаризації земель», утвержденный постановлением Кабинета Министров Украины от 23.05.2012 № 513 [1], устанавливает требования к проведению инвентаризации земель во время осуществления землеустройства и составления по ее результатам технической документации. В процессе топографо-геодезического этапа работ определяются координаты углов поворотов границ земельного участка. Допустимая ошибка определения координат углов поворотов границ земельного участка относительно ближайших пунктов государственной геодезической сети [1] не должна превышать: в городах Киеве, Севастополе и городах областного подчинения – 0,1 м, в других городах – 0,2 м, в селах – 0,3 м, за пределами населенных пунктов – 0,5 м. Точность определения координат углов поворотов границ земельного участка зависит от измеренных углов и длин, точность которых в [1] не указана.

Целью данной работы является определение допустимых средних квадратических ошибок (СКО) измерения углов и длин линий, исходя из инструктивных значений СКО определения координат

Основная часть. Существует несколько способов определения координат углов поворотов границ земельного участка. В этой статье исследуется способ полярных координат. Данный способ применяется в открытой местности для съемки отдаленных местных предметов и характерных точек контуров, удаленных от точек теодолитного хода [3]. На рисунке 1 представлен участок, для которого необходимо выполнить определение координат углов поворотов границ земельного участка.

Определим СКО координат углов поворотов границ земельного участка, принимая что  $m_x = m_y$ :

$$m_t = \sqrt{m_x^2 + m_y^2}, \quad (1)$$

где  $m_t = 0,1$  м, СКО положения углов поворотов границ земельного участка.

$$m_x = m_y = \frac{m_t}{\sqrt{2}} = \frac{0,1}{\sqrt{2}} = 0,07 \text{ м}. \quad (2)$$

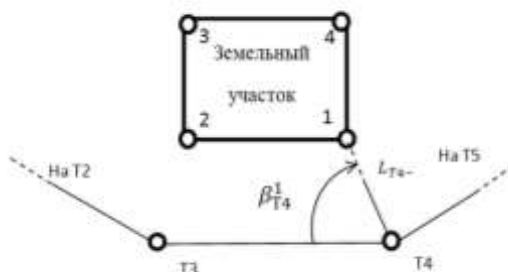


Рис. 1. Схема земельного участка, для которого планируется определение координат углов поворотов границ 1, 2, 3, 4; Т2, Т3, Т4, Т5 – точки теодолитного хода

Координаты угла поворота границы земельного участка, вычисляются по формуле:

$$\left. \begin{aligned} X_1 &= X_{Т4} + \Delta x_{Т4-1} \\ Y_1 &= Y_{Т4} + \Delta y_{Т4-1} \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

Примем, что  $m_{X_{Т4}} = m_{\Delta x_{Т4-1}}$  и  $m_{Y_{Т4}} = m_{\Delta y_{Т4-1}}$ , тогда учитывая (2) получим:

$$m_{X_{Т4}} = m_{Y_{Т4}} = m_{\Delta x_{Т4-1}} = m_{\Delta y_{Т4-1}} = \frac{0,07}{\sqrt{2}} = 0,05 \quad (4)$$

Формулы вычисления приращений координат имеют вид:

$$\left. \begin{aligned} \Delta x_{Т4-1} &= L_{Т4-1} \cdot \cos \alpha_{Т4-1} \\ \Delta y_{Т4-1} &= L_{Т4-1} \cdot \sin \alpha_{Т4-1} \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

Исходя из принципа равных влияний [2], запишем:

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \Delta x_{Т4-1}}{\partial L_{Т4-1}} \cdot m_{L_{Т4-1}} &= \frac{\partial \Delta x_{Т4-1}}{\partial \alpha_{Т4-1}} \cdot m_{\alpha_{Т4-1}} = \frac{m_{\Delta x_{Т4-1}}}{\sqrt{2}} \\ \frac{\partial \Delta y_{Т4-1}}{\partial L_{Т4-1}} \cdot m_{L_{Т4-1}} &= \frac{\partial \Delta y_{Т4-1}}{\partial \alpha_{Т4-1}} \cdot m_{\alpha_{Т4-1}} = \frac{m_{\Delta y_{Т4-1}}}{\sqrt{2}} \end{aligned} \right\}, \quad (6)$$

где  $\frac{\partial \Delta x_{T4-1}}{\partial L_{T4-1}}; \frac{\partial \Delta x_{T4-1}}{\partial \alpha_{T4-1}}; \frac{\partial \Delta y_{T4-1}}{\partial L_{T4-1}}; \frac{\partial \Delta y_{T4-1}}{\partial \alpha_{T4-1}}$  – частные производные по аргументам функции (5);

$m_{L_{T4-1}}, m_{\alpha_{T4-1}}$  – СКО измерения длины и угла.

Частные производные равны:

$$\frac{\partial \Delta x_{T4-1}}{\partial L_{T4-1}} = \cos \alpha_{T4-1}, \quad \frac{\partial \Delta x_{T4-1}}{\partial \alpha_{T4-1}} = (-\sin \alpha_{T4-1}) \cdot L_{T4-1}, \quad (7)$$

$$\frac{\partial \Delta y_{T4-1}}{\partial L_{T4-1}} = \sin \alpha_{T4-1}, \quad \frac{\partial \Delta y_{T4-1}}{\partial \alpha_{T4-1}} = \cos \alpha_{T4-1} \cdot L_{T4-1}. \quad (8)$$

Выполнив преобразования, получим формулы вычисления СКО аргументов, исходя из заданной СКО функции:

$$m_{L_{T4-1}} = \frac{m_{\Delta x_{T4-1}}}{\cos \alpha_{T4-1} \cdot \sqrt{2}} \quad (9)$$

$$m_{L_{T4-1}} = \frac{m_{\Delta y_{T4-1}}}{\sin \alpha_{T4-1} \cdot \sqrt{2}}$$

$$m_{\alpha_{T4-1}} = \frac{m_{\Delta x_{T4-1}} \cdot \rho}{(-\sin \alpha_{T4-1}) \cdot L_{T4-1} \cdot \sqrt{2}} \quad (10)$$

$$m_{\alpha_{T4-1}} = \frac{m_{\Delta y_{T4-1}} \cdot \rho}{\cos \alpha_{T4-1} \cdot L_{T4-1} \cdot \sqrt{2}}$$

Принимаем следующие условия: СКО приращения координат  $m_{\Delta x_{T4-1}} = m_{\Delta y_{T4-1}} = 0,05$  м, дирекционный угол  $\alpha_{T4-1}$  изменяется от  $0^\circ$  до  $180^\circ$  через интервал равный  $15^\circ$ . Дополнительно определялись искомые значения, при  $\alpha_{T4-1} = 1^\circ, 89^\circ, 91^\circ, 179^\circ$ . Значение длины стороны  $L_{T4-1}$  принимаем равным 50, 80 и 100 м,  $\rho = 206265''$ . Определим допустимые СКО дирекционных углов и длин в соответствии с принятыми условиями. Полученные результаты вычисления СКО сведены в табл. 1 – 2.

Таблица 1

Вычисленные значения СКО дирекционного угла и длины при  $m_{\Delta x} = 0,05$  м

$\alpha^\circ$	0	1	15	30	45	60	75	89
$m_L$	0,04	0,04	0,04	0,04	0,05	0,07	0,14	2,03
$m_\alpha$	L = 50 м	0,00	8357,09	563,53	291,70	206,27	168,41	145,87
	L = 80 м	0,00	5223,18	352,20	182,31	128,92	105,26	91,17
	L = 100 м	0,00	4178,55	281,76	145,85	103,13	84,21	72,94

Продолжение таблицы 1

$\alpha^\circ$	90	91	105	120	135	150	165	179	180
$m_L$	0,00	2,03	0,14	0,07	0,05	0,04	0,04	0,04	0,04
$m_\alpha$	L = 50 м	145,85	145,87	151,00	168,41	206,27	291,70	563,53	8357,09
	L = 80 м	91,16	91,17	94,37	105,26	128,92	182,31	352,20	5223,18
	L = 100 м	72,93	72,94	75,50	84,21	103,13	145,85	281,76	4178,55

Таблица 2

Вычисленные значения СКО дирекционного угла и длины при  $m_{\Delta y} = 0,05$  м

$\alpha^\circ$	0	1	15	30	45	60	75	89
$m_L$	0,00	2,03	0,14	0,07	0,05	0,04	0,04	0,04
$m_\alpha$	L = 50 м	145,85	145,87	151,00	168,41	206,27	291,70	563,53
	L = 80 м	91,16	91,17	94,37	105,26	128,92	182,31	352,20
	L = 100 м	72,93	72,94	75,50	84,21	103,13	145,85	281,76

Продолжение таблицы 2

$\alpha^\circ$	90	91	105	120	135	150	165	179	180
$m_L$	0,04	0,04	0,04	0,04	0,05	0,07	0,14	2,03	0,00
$m_\alpha$	L = 50 м	0,00	8357,09	563,53	291,70	206,27	168,41	151,00	145,85
	L = 80 м	0,00	5223,18	352,20	182,31	128,92	105,26	94,37	91,17
	L = 100 м	0,00	4178,55	281,76	145,85	103,13	84,21	75,50	72,94

Так как дирекционный угол  $\alpha_{T4-1}$ , вычислялся по формуле:

$$\alpha_{T4-1} = \alpha_{T4-T3} + \beta_{T4}^1, \text{ то} \quad (11)$$



$$m_{\alpha_{T4-1}} = \sqrt{m_{\alpha_{T4-T3}}^2 + m_{\beta_{T4}}^2} \quad (12)$$

СКО  $\alpha_{T4-1}$  – можно взять из результатов уравнивания точек теодолитного хода или рассчитать. Также можно принять, что  $m_{\alpha_{T4-T3}} = m_{\beta_{T4}} = \frac{m_{\alpha_{T4-1}}}{\sqrt{2}}$ .

Вывод. Анализируя приведенные в табл. 1 – 2 результаты вычислений, можно видеть, что полученные расчетные значения СКО как длины так и дирекционных углов сильно изменяются, в зависимости от значения дирекционных углов. Особенно значительные изменения происходят при значениях дирекционного угла близкого к  $0^\circ$ ,  $90^\circ$ ,  $180^\circ$ , а также  $270^\circ$  и  $360^\circ$ . Например, СКО измерения длин при  $\alpha_{T4-1} = 1^\circ$ ,  $89^\circ$ ,  $91^\circ$ ,  $179^\circ$  достигает 2-ух м, а СКО измерения углов –  $2^\circ 19,3'$ . Однако, за допустимое необходимо принимать минимальное значение полученных ошибок. Вычисленные результаты относятся к городам Киеву, Севастополю и городам областного подчинения. Если же применить подобные расчеты при известном значении СКО определения координат углов поворотов границ земельного участка для других видов населенных пунктов и за их пределами, то значение ошибки определения длин и углов пропорционально увеличится, что является недопустимым. Приведенная последовательность действий по расчетам ошибок, позволяет заранее обосновать точность измерения углов и длин не только при координировании углов поворотов границ земельного участка, но и в теодолитном ходе. Так как можно рассчитать или задаться значениями ошибок координат точек теодолитного хода. Такое обоснование точности позволит правильно подобрать приборы для измерений и разработать соответствующую методику измерений.

### Литература

1. Порядок проведения інвентаризації земель, затверджений Постановою Кабінету Міністрів України від 23.05.2012 № 513.
2. Рябчій В.А. Теорія похибок вимірювань: навч. посібник / В.А. Рябчій, В.В. Рябчій. – Д.: Національний гірничий університет, 2006. – 166 с.
3. Поклад Г.Г. Геодезия: учебн. пособие для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. / Г.Г. Поклад, С.П. Гриднев. – М.: Академический Проект; Парадигма, 2011. – 538 с.

**Е.Е. ДУДЛЯ**

*Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», (Днепропетровск, Украина)*

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ЦЕМЕНТА И НАПОЛНИТЕЛЯ НА УВЕЛИЧЕНИЕ ПРОЧНОСТИ МЕЛКОЗЕРНИСТОГО БЕТОНА**

### **Актуальность**

Применение передовых технологий в области механоактивации и тонкого измельчения строительных материалов является предпосылкой для разработки строительных материалов с более высокими эксплуатационными характеристиками. Следует отметить основные факторы положительного влияния тонкодисперсного строительного материала (цементного клинкера, песка) на структуру и физико-механические характеристики цементных композиций: снижение общей пористости цементного камня в бетоне при увеличении объемной концентрации и дисперсности наполнителя; связывание гидроксида кальция  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  кристаллогидратной связки аморфизированным кремнеземом  $\text{SiO}_2$  пуццолановых наполнителей, повышение пуццоланической активности наполнителя при его тонком измельчении; ускорение начальной стадии химического твердения цементных систем с частицами наполнителя, служащими центрами кристаллизации; образование кластеров «вяжущее-наполнитель» за счет высокой поверхностной энергии частиц наполнителя; упрочнение контактной зоны между цементным камнем и наполнителями в бетонах; снижение водопотребности бетонных смесей рядом наполнителей разной минералогической природы и дисперсности; упрочнение бетонов путем снижения дифференциальной пустотности исходной водовяжущей пасты в сторону меньших по размеру пустот при размещении гранул наполнителя между частицами цемента, что обуславливает формирование цементного камня с меньшими размерами капиллярных пор.

### **Цель работы**

Исследование влияния гранулометрического состава исходных компонентов из тонкодисперсного цемента и наполнителя на увеличение физико-механических свойств мелкозернистого бетона.

### **Основная часть**

Для проведения испытаний по определению прочности образцов на механоактивированных



вяжущем и наполнителе провели работы по измельчению исходных строительных материалов в струйной мельнице лабораторного комплекса кафедры обогащения полезных ископаемых Национального горного университета.

Исследования по определению влияния степени диспергирования вяжущего и наполнителя на прочностные параметры бетонной смеси проводились на кафедре строительства и геомеханики Национального горного университета [1]. В ходе проведения лабораторных испытаний определялся предел прочности на одноосное сжатие готовых бетонных образцов на основе смесей с различной степенью дисперсности исходных компонентов. Подбор составов смесей осуществлялся на основании анализа проведенных предварительных испытаний.

Исходными компонентами являлись портландцемент М400, речной песок средней крупности и техническая вода. Все образцы изготавливались из цементно-песчаного раствора состава 1:3.

На первом этапе были проведены испытания образцов бетона, приготовленного на песке и цементе марки М400.

После измельчения крупность песка, а также класс цемента изменялись в диапазоне 3 – 6 мкм.

Следующим этапом проведения исследований являлся подбор состава и проведение испытаний образцов на механоактивированных компонентах.

После выдержки образцов в течение 28 дней были проведены испытания на одноосное сжатие. На основании полученных результатов построены зависимости изменения прочностей от исходных компонентов (рис. 1).

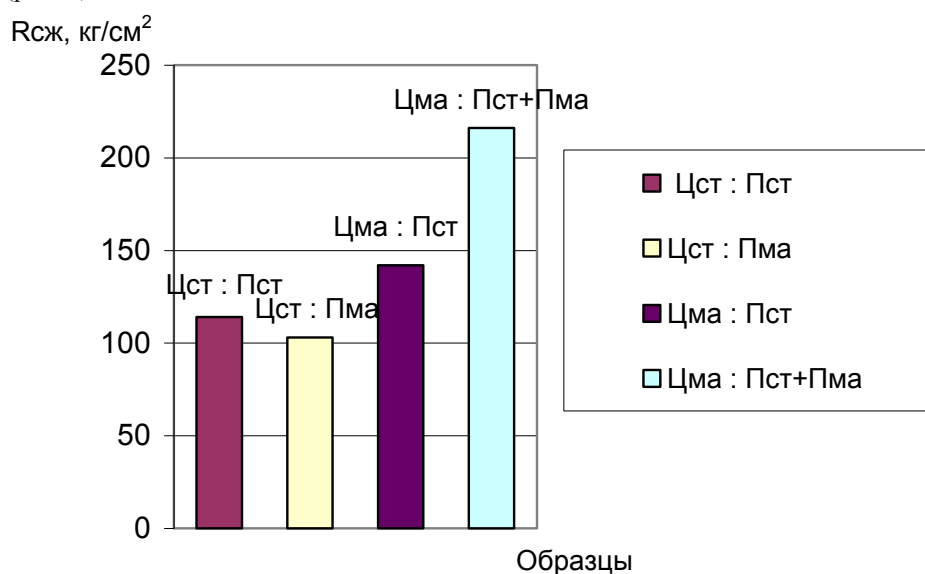


Рис. 1. Изменение прочности образцов на одноосное сжатие в зависимости от исходных компонентов (стандартных и механоактивированных) цемента и песка

При проведении экспериментов отмечено, что с увеличением удельной поверхности песка в 2-3 раза водопотребность смеси увеличивалась в 1,2...1,5 раз. Наблюдается отчетливое изменение пористой структуры бетона с содержанием микрокремнезема в сторону уменьшения числа капиллярных пор и увеличения числа более мелких гелевых пор. Повышение гидратации силиката кальция и снижение числа капиллярных пор обеспечивают две основные характеристики бетона с содержанием микрокремнезема - повышенную прочность и повышенную непроницаемость. Двойной эффект придает бетону большую устойчивость к физическим (истирание, эрозия и ударное разрушение) и химическим воздействиям (проникновение воды, сульфатов, хлоридов, органических веществ и кислот).

На основании полученных данных пределов прочности бетонных образцов на одноосное сжатие были проведены исследования структуры бетонных образцов с использованием электронного микроскопа. Результаты представлены на рисунках 2 – 5.

#### Выводы

1. В процессе гидратации применение механоактивированного песка позволяет наполнить поры, которые образуются в бетоне при переходе цементного раствора из золя в гель.

2. Увеличение количества измельченного песка до 40% от общей массы наполнителя приводит к уплотнению структуры бетонного тела и уменьшению размеров капиллярных пор, а при увеличении более 40% – к увеличению удельной поверхности песка и снижению активности цемента.



Рис. 2. Электронная микроскопия образцов на стандартных цементе и песке, ×2500-кратное увеличение

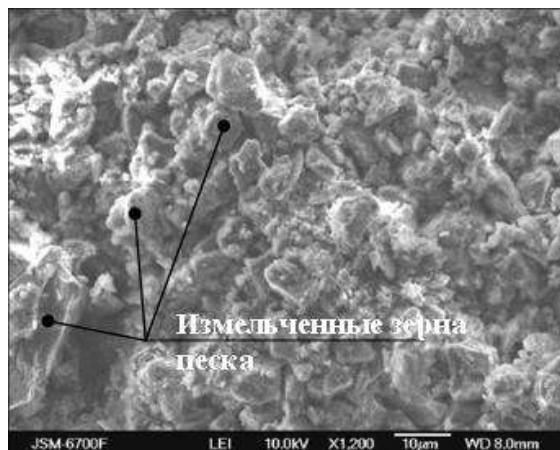


Рис. 3. Электронная микроскопия образцов на стандартном цементе и измельченном песке, ×1200-кратное увеличение



Рис. 4. Электронная микроскопия образцов с измельченными компонентами цемент и песок), ×1300-кратное увеличение

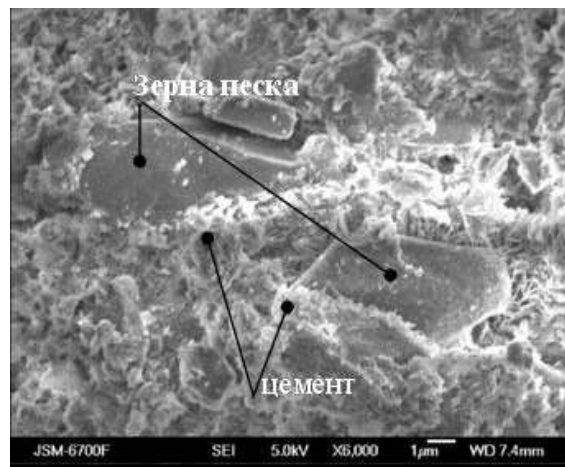


Рис. 5. Электронная микроскопия образцов на измельченном цементе, стандартном и измельченном песке, ×6000-кратное увеличение

### Литература

1. Kovalenko V., Gorobets L. Impact of mechanical activation of binding agent and filler on strength properties of concrete // Scientific bulletin of the National mining university. – 2008. – # 6. – P. 27 – 28.

**С.В. ЗАЙЧЕНКО, А.О. ОБЕРЕМОК**

*Национальный технический университет Украины "Киевский политехнический институт"*

## ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА БОКОВОГО РАСШИРЕНИЯ ПРИ РОЛИКОВОМ ФОРМОВАНИИ

### Постановка проблемы

Строительство транспортных тоннелей и метрополитенов являются строительными производствами с повышенной трудоемкостью и себестоимостью. Для строительства тоннелей в условиях города с целью уменьшения просадки используют проходческие щиты с камерой гидропригруза, что позволяет строить тоннели с комбинированным креплением больших диаметров. Внешний слой крепления образуется путем первичного и вторичного нагнетания без уплотнения цементно-песчаной смеси за трубное пространство, которое нуждается в больших расходах ручного труда и вяжущих компонентов, для придания смеси необходимых технологических параметров. Одним из путей интенсификации и механизации процесса возведения внешнего слоя крепления тоннелю есть применение технологии роликового формирования [1].

При создании роликовых бетоноформирующих агрегатов основными энергосиловыми параметрами, которые определяют конструкцию агрегата, являются силы на перемещение рабочих органов, которые вызваны реакцией строительной смеси при ее уплотнении. Реакция строительной смеси на влияние из

стороне рабочих органов во время уплотнения может быть представлена в виде распределения давлений в зоне контакта.

#### **Анализ последних исследований и публикаций**

Трехмерные исследования контактного взаимодействия инденторов катящихся по пластичной среде, свойства которой представлены моделями Друкера-Прагера и Кулона-Мора направлены на установление глубины осадки и напряжений, которые возникают в бесконечном полупространстве [2-3]. Ряд исследований использует априорное распределение контактных давлений при определении осадки и напряжений [4]. При моделировании процессов уплотнения катками почв и асфальтобетонных смесей рассматривается плоская задача, а свойства смеси при определении контактных нагрузок заданные модулем деформации [5]. В приведенных исследованиях свойства среды, которая деформируется представленные в виде постоянных эмпирических величин, которые не изменяются во время деформации.

При роликовом формировании крепления подземного сооружения среда, которая деформируется представляет собой слой вязко-жестко-пластичной смеси усиленный пространством с цилиндрической поверхностью. В работах [6-8] рассмотрено трехмерную задачу, как совокупность плоских задач, из предположения, что плоскодеформированное состояние ориентируется перпендикулярно направлению движения ролика. Однако следует отметить, что смесь при силовом действии пытается двигаться с зоны возникновения максимальных давлений в зону свободную от контакта с рабочим органом по наименьшему пути, который приводит к поперечному расширению, аналогичному при уплотнении почв и асфальтобетонных смесей (бокового выпора)[5].

#### **Постановка задания**

Создать модель процесса контактного взаимодействия роликового рабочего органа со средой, которая обрабатывается при формировании крепления подземной сооружению с учетом, явлений связанных с эффектом бокового расширения.

#### **Изложение основного материала**

Рассмотрим контактную зону взаимодействия роликового рабочего со строительной смесью (рис. 1). Результаты предыдущих исследований процесса роликового формирования подтверждают существование зоны опережения I и отставание, которая разделяется на зону отставания нагрузки II и зону отставания разгрузки III [6-8]. Процесс опережения и отставания смеси относительно рабочего органа объясняется принципом наименьшего действия и законом наименьшей потенциальной энергии системы. В случае описания поведения строительной смеси под силовым влиянием среда, которая деформируется, пытается уменьшить до минимума внутренние напряжения, которые характеризуют потенциальную энергию системы, путем выхода с зоны максимальных контактных давлений в направлении свободной от контакта с роликовым рабочим органом поверхности по наименьшей траектории.

При рассмотрении плоской задачи взаимодействия роликового рабочего органа со средой, плоско деформированное состояние ориентировано перпендикулярно направлению движения. Точка, в которой происходит изменение относительного направления движения отвечает максимальному значению контактного давления. Смесь пытается выйти зоны максимального давления, путем опережения и отставания от ролика в плоскости перпендикулярной оси вращения(зоны I, II, III). При рассмотрении трехмерной задачи возникают зоны контакта (IV и V), в которых относительное движение смеси направлено вдоль оси вращения рабочего органа(рис. 1). Смесь, двигаясь в направлении вдоль оси вращения рабочего органа выходит из под влияния рабочего органа с меньшим относительным перемещением сравнительно с возможным перемещением в плоскости вращения ролика. Также дополнительную составляющую в осевом относительном движении смеси придает осевое движение рабочего органа. При чем для зоны IV, которая отвечает началу формирования, дополнительная составляющая отрицательная, а для зоны V, которая отвечает концу формирования положительная. Этот факт, относительно минимальные контактные давления и напряжения в среде в начале процесса роликового уплотнения, позволяет сделать предположение что к практическому отсутствию осевых перемещений в зоне IV.

Для описания процесса контактного взаимодействия смеси с рабочим органом в зоне бокового расширения V также воспользуемся условиями плоскодеформированного состояния смеси при котором деформации происходят в плоскости перпендикулярной основному направлению главного движения рабочего органа. Рассмотрим равновесие элементарного столбика смеси шириной  $dy$  и высотой  $h_{\phi}$  (рис. 2) на который действуют рабочий орган и горный массив, влияние которых представлено нормальными  $p_y, p'_y$  и касательными давлениями  $\tau_y, \tau'_y$ , а также соседние слои смеси -  $\sigma_y, \sigma_y + d\sigma_y$ .

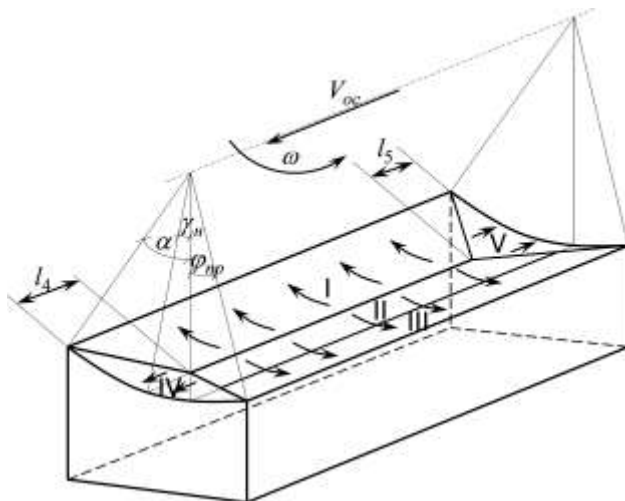


Рис. 1. Схема распределения зон контакта

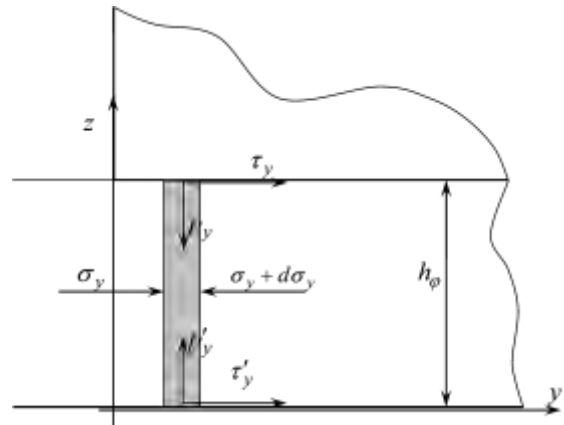


Рис.2. Схема контактного взаимодействия в зоне бокового расширения

Спроектируем силы которые действуют на столбик на ось  $OY$ :

$$-(\sigma_\phi + d\sigma_\phi)h_\phi + \sigma_y h_\phi + \tau_y dy + \tau'_y dy = 0; \quad (1)$$

При условии кулоновского трения взаимосвязь между  $p_y, p'_y$  и  $\tau_y, \tau'_y$ :

$$\tau_y = \mu p_y; \quad \tau'_y = \mu' p'_y, \quad (2)$$

где  $\mu$  и  $\mu'$  - коэффициенты трения смеси по поверхности рабочего органа и горного массива.

Также учтем рассеивание давления по высоте отношением:

$$\xi = \frac{p'_y}{p_y}. \quad (3)$$

После подстановки выражений (2 и 3) у уравнения (3) и превращений:

$$-d\sigma_\phi h_\phi + p_y(\mu + \xi\mu')dy = 0. \quad (4)$$

Используем условия пластичности, которые связывают значение главных давлений, :

$$p_y - \sigma_y = \tau_s. \quad (5)$$

$\tau_s$  - сопротивление сдвига.

Подставим выражение(5) в (4):

$$\frac{d(p_y - \tau_s)}{dy} = \frac{p_y(\mu + \xi\mu')}{h_\phi}. \quad (6)$$

Решение уравнения возможно численными методами при условии установления распределения свойств смеси, которые представлены в виде сопротивления сдвига  $\tau_s$  [6-8].

### Выводы

Предложенная модель процесса контактного взаимодействия роликового рабочего органа со средой, которая обрабатывается при формировании крепления подземного сооружения позволяет учесть, явления связаны с эффектом бокового расширения.

### Литература

1. Kravets W.G. Perspektywy i historia rozwoju technologii budowy kijowskiego metra /W.G. Kravets, S.P. Szevczuk, S.W. Zajczenko// Materiały naukowe - Gliwice: Politechnika Śląska, 2012. - P. 69-80.
2. D. Gene Daniel "Factors influencing Concrete Workability" Significance of tests and properties of concrete and concrete - making materials, Bridgeport, 2006, гл. 59-72.
3. Von Siegfried Velske / Horst Mentlein / Peter Eymann Straßenbau, Straßenbautechnik., Neubearb. Aufl. Werner, Neuwied Kartoniert 2009. ISBN 978-3-8041-3879-7
4. Krabbenhoft K. Shakedown of a cohesive - frictional half - space subjected to rolling and sliding contact / K. Krabbenhoft, A.V. Lyamin, S.W. Sloan // INTERNATIONAL JOURNAL OF SOLIDS and STRUCTURES.- Elsevier Ltd.: 2006 - pp. 3998-4008.

5. Захаренко А.В. Теоретические и экспериментальные исследования процессов уплотнения катками грунтов и асфальтобетонных смесей: автореферат диссертации на соискание ученой степени д-ра техн. наук :05.05.04 / А.В. Захаренко. - Омск, 2005. - 44 с

6. Зайченко С.В. Контактное взаимодействие роликовых рабочих органов при формировании кольцевой конструкции / С.В. Зайченко, С.П. Шевчук, В.М. Гарнец // Горные, строительные, дорожные и мелиоративные машины: наук. - техн. зб. - 2011. - Вып 78. - С. 52-58.

7. Ловейкин В.С. Определение контактных давлений взаимодействия формирующих рабочих органов проходческого щита с обрабатываемой средой / В.С. Ловейкин, С.В. Зайченко, С.П. Шевчук // Научный сборник ТДАТУ : наук. - техн. зб. - 2011. - Вып. 1., т. 3 - С. 272-283.

8. Зайченко С.В. Трехмерное моделирование процесса роликового уплотнения стовбурного крепления / С.В. Зайченко, С.П. Шевчук, В.М. Гарнец // Горные, строительные, дорожные и мелиоративные машины: наук. - техн. зб. - 2012. - Вып 79. - С. 40-45.

**Н.В. ЗУЕВСКАЯ, В.В. ВАПНИЧНАЯ, С.А. ЛОЗОВОЙ**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

## **ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРНОГО ФАКТОРА В ПРОСАДОЧНЫХ ГРУНТАХ НА ВОЗНИКНОВЕНИЕ АВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ В ГОРОДСКОЙ СРЕДЕ**

Практика городского строительства и эксплуатация подземных сетей в условиях интенсификации застройки городов и одновременного старения подземных коммуникаций в последние годы внесла существенные коррективы в выбор системы противопросадочных мероприятий в связи с проявлением нового - гидротермального фактора влияния, который в условно не просадочных массивах провоцирует опасные деформационные процессы. Развитие научных принципов деформирования просадочных лессовых массивов под воздействием температурного фактора является актуальной научно-технической проблемой.

В связи с распространенностью лессовых грунтов на территории Украины, их изучению отводилось большое внимание. Учеными Института геологических наук НАН Украины Бабинцем А.Е., Краевым В.Ф., Демчишиным М.Г., были проведены изучения инженерно-геологических свойств лессовых грунтов, с целью применения их как оснований для промышленного и гражданского строительства, гидротехнических, подземных сооружений, с целью сельскохозяйственного освоения и как полезное ископаемое.

В строительстве, до недавнего времени, процесс замачивания лессовых грунтов рассматривался без учета температуры воды. За последнее десятилетие в литературе начали отмечаться случаи повышения ожидаемой просадки вследствие влияния температурного фактора. Так научные работники из Алтайского государственного технического университета в своих работах отмечают увеличение в г. Барнауле случаев деформаций оснований зданий 30-ти летнего возраста, которые, как раньше считалось, за долгие годы эксплуатации стоят уже на не просадочных лессовых грунтах. Однако вследствие аварий теплосетей сооружения получили просадку до 0,5 м [1].

Основные источники тепловыделения, которые содействуют развитию деформационного процесса можно условно разделить на 2 типа: замачивание просадочного грунта утечками воды с повышенной температурой (теплотрассы - диаметр труб 500-1000 мм и больше) и нагревание грунтовых вод из-за процесса теплопередачи от тепловыделяющих объектов с дальнейшим воздействием нагретой грунтовой воды на лессовый массив.

Образование тепловых полей в лессовых массивах относится к опасным геологическим процессам на территории больших городов, которые вызывают изменения состава, состояния, структуры и свойства просадочных грунтов.

Самым важным параметром для определения теплового воздействия на грунты является тепловой режим теплотрасс и их характеристики. Тепловой поток, который выделяется теплотрассой, зависит от диаметра и количества труб, разностью между температурой воды в трубах и грунтах, теплоизоляции, времени года, способа прокладки теплотрассы.

На протяжении нескольких лет был проведен анализ аварийных просадок старых сооружений в г.Киеве, в частности, здание № 37-Б по ул. Рейтарская в Шевченковском районе г. Киева. Объект исследования был введен в эксплуатацию более 70 лет назад и расположен в пределах лессового плато. Грунтовые воды в процессе изысканий не найдены. Участок относится к II типу грунтов по просадочности (суммарная просадка грунта от собственного веса при полном водонасыщении составляет 13,26 см). Основание представлено супесью лессовидной пылеватой. В техническом выводе о состоянии здания указано, что деформации здания вызваны неравномерной просадкой лессовых грунтов основания вследствие замачивания аварийными утечками из теплотрасс.

Основными причинами увеличения просадки лессового грунта при замачивании его водой с повышенной температурой есть ускорение растворимости солей и цементирующих веществ, которые являются составляющими лессового грунта.

Для подтверждения этих утверждений были проведены экспериментальные исследования по растворимости ангидрита, одного из основных составляющих лессовых грунтов, водными кислотными и солевыми растворами при разных температурах. В результате исследования установлено, что увеличение температуры от 20° до 50° С приводило к ускорению растворимости ангидрита в 3 раза.

При замачивании лессового массива при аварийных утечках горячей воды в случае неполного водонасыщения, следует говорить об изменении влагопроводности массива [2]. Исследование влияния температуры воды для замачивания на изменение коэффициента влагопроводности лессовых грунтов проводилось на образцах лессового просадочного грунта II типа. В табл. 1 приведен усредненный коэффициент влагопроводности и показатель изменения влагопроводности в зависимости от температуры

воды для замачивания  $\theta_T$  в пределах 20°...80°С, который определялся по формуле:  $\theta_T = \frac{k_w^{T_{cp}}}{k_w^{20^0 C_{cp}}}$ .

Таблица 1

Зависимость коэффициента влагопроводности от температуры воды для замачивания

№ образцов	Коэффициент влагопроводности $k_w^T$ , м/сутки			
	$T = 20^0C$	$T = 40^0C$	$T = 60^0C$	$T = 80^0C$
1	1,86	2,85	3,22	3,86
2	1,94	2,76	3,56	3,78
3	2,06	2,90	3,86	3,76
4	2,03	2,92	3,68	3,62
5	1,98	2,95	3,32	3,84
Среднее значение коэффициента влагопроводности, м/сутки				
$k_w^{T_{cp}}$ , м/сутки	1,97	2,88	3,53	3,77
Показатель влияния температуры воды на коэффициент влагопроводности				
$\theta_T$	1,0	1,46	1,79	1,91

Как видно из полученных данных, температура существенно влияет на влагопроводность просадочного грунта, при этом зависимость  $k_w^{T_{cp}}$  практически выравнивается при  $T = 80^0 C$ , достигая значения близко 3,77 м/сутки, которое больше чем втрое превышает величину  $k_w^{T_{cp}}$  для нормальных условий:  $k_w^T = k_w^{20^0 C} \cdot \theta_T = k_w^{20^0 C} \cdot (-0,000001667T^3 + 0,000037T^2 + 0,0254T + 0,49)$ .

Увеличение коэффициента влагопроводности приводит к расширению фронта замачивания и проникновению воды в те слои грунта, которые не были уплотнены. Наиболее влиятельным в этом случае является процесс воздействия температуры воды при инфильтрации на увеличение глубины замачивания. Результаты экспериментальных опытов представлены в табл.2. В знаменателе табл. 2 приведено отношение значения координаты фронта замачивания при повышенной температуре воды к значению координаты фронта замачивания при холодной воде, или коэффициент влияния температуры воды, который определяется по формуле:  $\beta_T = \frac{y_0^T}{y_0^{20^0}}$ . Согласно табл. 2 вертикальная координата фронта замачивания

углубляется как со временем, так и с ростом температуры воды для замачивания.

Таблица 2

Развитие глубины замачивания в массиве лессового грунта

Температура воды замачивания	Вертикальная координата фронта замачивания / коэффициент влияния температуры воды $\beta_T$					
	Продолжительность замачивания t, суток					
	t=1	t=2	t=5	t=9	t=14	t=22
T=20° C	2,02/1,0	3,14/1,0	5,86/1,0	8,99/1,0	12,57/1,0	17,93/1,0
T=40° C	2,73/1,35	4,24/1,35	7,92/1,34	12,13/1,35	16,97/1,35	24,21/1,35
T=60° C	3,13/1,55	4,78/1,54	9,09/1,55	13,93/1,55	19,48/1,55	27,79/1,55
T=80° C	3,53/1,75	5,49/1,75	10,26/1,75	15,73/1,75	22,0/1,75	31,38/1,75

Коэффициент влияния температуры воды  $\beta_T$  не зависит от времени замачивания и возрастает в 1,75 раза лишь с увеличением температуры от 20° до 80° С.

В результате выражение для глубины замачивания в зависимости от температуры воды имеет вид:

$$y_o^T = y_o^{20^{\circ}\text{C}} \cdot \beta_T = y_o^{20^{\circ}\text{C}} (0,000003125T^3 - 0,000563T^2 + 0,0425T + 0,35).$$

Согласно приведенным исследованиям можно сделать **вывод**, что учет влияния повышенной температуры грунтовой влаги на структурные связи в лессовых грунтах любой степени просадочности приводит к значительным ошибкам в определении несущей способности массива.

В условиях влияния гидротермального фактора, известные инженерные способы стабилизации лессовых грунтов оказываются недостаточно эффективными и нуждаются в их дальнейшем развитии. Основными причинами увеличения проявлений просадки лессового грунта при замачивании его водой с повышенной температурой является ускорение растворимости солей и цементирующих веществ в составе лессовых грунтов, углубление замачивания и проникновение воды в те слои грунта, которые не были уплотнены. При анализе техногенного влияния теплового фактора на просадочные лессовые грунты необходимо учитывать коэффициент увеличения влагопроводности  $\theta_T$  и коэффициент влияния температуры воды  $\beta_T$  на изменение глубины проникновения воды, путем объединения экспериментальных результатов с математическим моделированием инфильтрационных и деформационных процессов в просадочных массивах.

### Литература

1. Быкова Е.В. Деформации лессовых просадочных грунтов при замачивании холодной и горячей водой / Е.В. Быкова, А.А. Соболев, Г.И. Швецов // Научное творчество студентов и сотрудников: 61-я науч.-техн. конф. студентов, аспирантов и профессорско-преподават. состава. - Барнаул, 2003. - Ч.13: Строит.-технол. фак-т. - С. 126.
2. Зуевская Н.В. Влияние воды с повышенной температурой на инфильтрационные процессы при замачивании лессовых грунтов / Н.В.Зуевская // Вестник НТУУ „КПИ”. Серия „Горное дело”. - 2011. - Вып. 20. - С. 17 - 20.

**Н.В. ЗУЕВСКАЯ, С.Н. СТОВПНИК, Л.В. ДЕНИСОВА**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

## **ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКТИВНЫХ РЕШЕНИЙ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ КРИВОЛИНЕЙНОЕ ПРОКЛАДЫВАНИЕ КОЛЛЕКТОРНЫХ ТОННЕЛЕЙ ПРИ МИКРОТОННЕЛИРОВАНИИ**

Актуальность работы. Коллекторные конструкции прокладываемые в городских условиях не могут быть выполнены по прямолинейной траектории из-за плотной городской застройки и наличия существующих подземных коммуникаций. Наиболее широко для таких условий применяют современную технологию микротоннелирование.

Цель исследований – обоснование возможности криволинейной проходки коллекторных коммуникаций при использовании технологии микротоннелирования.

Идея работы заключается в обосновании нового конструктивного решения, которое позволит компенсировать разрушающие нагрузки в обделке на криволинейных участках коллекторных коммуникациях.

Разрушение коллекторных тоннелей и преждевременный выход их из строя происходит в результате следующих факторов: газовая и химическая коррозия за счет агрессивности среды; механический износ; трещинообразование под воздействием внешних нагрузок; нарушение плотности стыковки. Наиболее существенное нарушение конструкции происходит при трещинообразовании (фото 1) и нарушении герметичности стыков.



Фото 1. Образование поперечных и продольных трещин в обделке коллекторного тоннеля



Трещинообразование можно предупредить повышением степени армирования с использованием спиральных конструкций [1, 2].

Анализ состояния существующих коллекторных сетей показывает, что основной причиной нарушения герметичности является увеличение усилий продавливания, которые более существенны на криволинейных трассах микротоннелирования (фото 2).



Фото 2. Разрушение торцевой части обделки в виде скола

На криволинейных участках трассы распределение усилий продавливания между отдельными элементами обделки и равнодействующие этих усилий оказываются приложенными к торцевым сечениям обделки с различными эксцентриситетами в зависимости от кривизны трассы. Смещение равнодействующих относительно центральной оси элемента обделки и появление внецентренных усилий продавливания происходит в результате разворота элементов обделки на криволинейных участках.

Наиболее напряжённым будет элемент обделки, расположенный на входе в криволинейный участок [2]. Этот элемент воспринимает максимальное осевое напряжение сжатия в торце  $\sigma_{zmax}$ , а также будет воспринимать максимальные радиальные контактные напряжения  $\sigma_{rmax}$  со стороны массива при развороте обделки на криволинейном участке (рис.1).

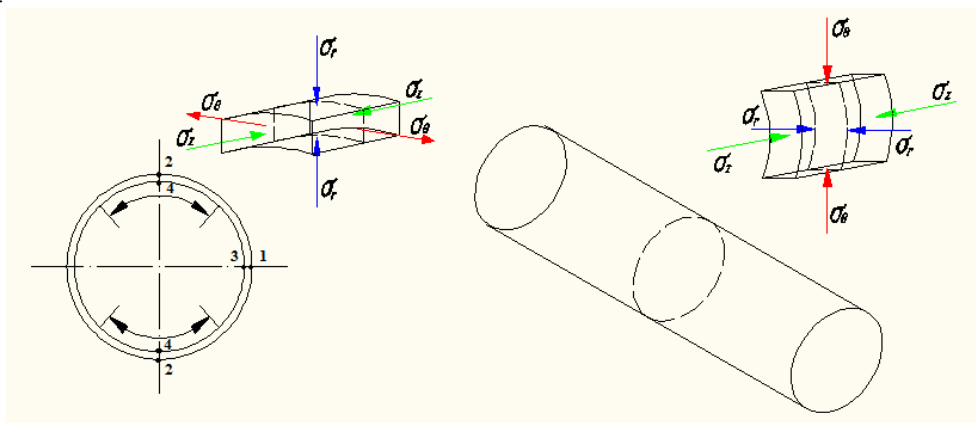


Рис. 1. Расчетная схема взаимодействия торцевых частей обделки с характерными точками для которых определили главные составляющие напряженного состояния ( $\sigma_r$ ,  $\sigma_z$ ,  $\sigma_\theta$ ). 1- торец, внешний контур, сторона обделки; 2 - торец, внешний контур, своды и лоток обделки; 3-торец, внутренний контур, сторона обделки; 4-торец, внутренний контур, своды и лоток обделки.

Проверка предельных состояний по торцевым условиям проведена в соответствии с нормативными требованиями [3] для грунтовых условий Киевского региона.

Результаты расчетов для наших грунтовых условий приведены в табл. 1.

Таблица 1						
Диаметр, мм	Контрольная равномерно распределенная нагрузка на метр полезной длины трубы, кН/м					
	по проверке прочности			по проверке трещиностойкости		
	Для глубины					
	6	10	15	6	10	15
1200	83,18	113,45	-	42,27	71,14	-

Чтобы обеспечить продавливание обделки и компенсировать продольные нагрузки на криволинейном участке в слабых грунтах предлагается использование демпфирующей вставки в виде резиновой обоймы секторной формы, представленной на (рис. 2). Обоймы изготавливают из плотной термо-, свето-, озono-, морозостойкой резины на основе этиленпропиленового каучука (EPDM), в соответствии ТУ 5775-005-04000633-2010 «Уплотнители резиновые для герметизации стыков железобетонных труб различного сечения при прокладке методом микротоннелирования», обеспечивающие расширенный диапазон рабочих температур (от  $-50\text{ }^{\circ}\text{C}$  до  $+80\text{ }^{\circ}\text{C}$ ), гибкость и эластичность при отрицательных температурах, высокую химическую стойкость, долговечность, простоту монтажа, экологическую безопасность.

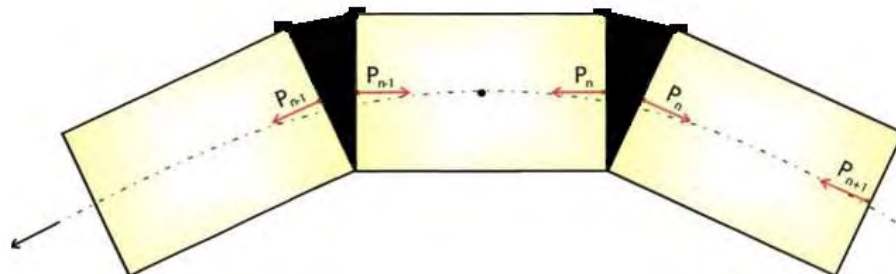


Рис. 2. Конструктивная схема демпфирующих вставок

В результате применения таких вставок достигается смещение равнодействующей усилий продавливания практически до продольной оси элемента обделки и величина неуравновешенного момента и, следовательно, величина уравновешивающего момента со стороны породного массива становятся малыми, т.е. необходимость создания отпора со стороны окружающего грунтового массива не возникает.

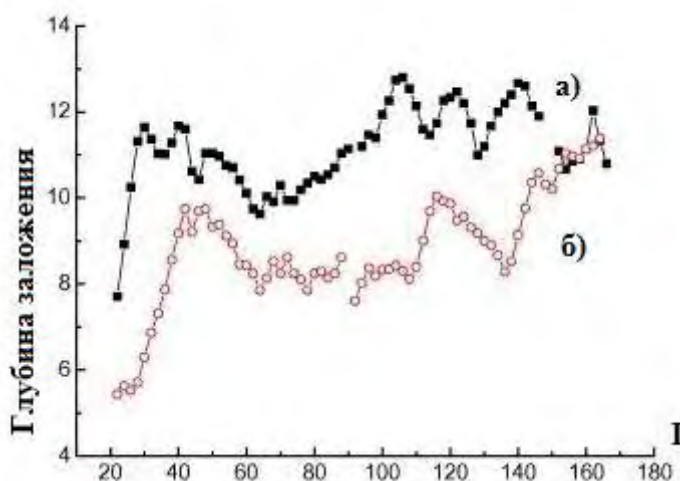


Рис. 3. Зависимость максимальных стыковых напряжений от глубины заложения и длины проходки L: а) без применения резиновых обойм; б) с использованием резиновых обойм.

В результате применения резиновых обойм на криволинейных участках трасы, максимальные стыковые напряжения  $\sigma_{\max}$  без применения резиновых обойм значительно выше нежели стыковые напряжения  $\sigma_{\max}$  при применении обойм, что влечёт за собой снижение монтажных нагрузок почти в 3 раза (рис.3).

#### Выводы

В результате исследований было установлено, что применение демпфирующих вставок в виде резиновой обоймы обеспечивает предотвращение разрушения торцевых частей секционной обделки, что позволяет реализовать криволинейное прокладывание трас при микротоннелировании.

#### Литература

1. Ресслер У. Обоснование нагрузок на обделку тоннелей при микротоннелировании. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. - Фонды МГГУ, 2004.
2. Йорг, Кристиан Штернагель. Геомеханическое прогнозирование процессов деформирования и разрушения обделки тоннелей в технологии микротоннелирования..
2. ДБН В.1.2-2: 2006. Нагрузки и воздействия. Нормы проектирования.
3. 4.СНиП 2.06.08-87 "Бетонные и железобетонные конструкции гидротехнических сооружений".

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДИРЕКЦИОННОГО УГЛА ВОЛОКОННО-ОПТИЧЕСКИМ ГИРОКОМПАСОМ ВОГК-2 С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЯЗЫКА ПРОГРАМИРОВАНИЯ «PYTHON»

Активное применение гироскопического способа ориентирования в маркшейдерских работах осуществляется с начала XX века. Разработаны и внедрены в эксплуатацию большое количество точных, надежных и удобных в применении моделей гироскопических приборов. В 90-е годы XX века их серийный выпуск прекратился, принимая во внимание внедрение спутниковых методов определения координат. Вместе с тем, современное развитие горно-химической отрасли в Республике Беларусь, определяемое прежде всего, интенсификацией подземной разработки Старобинского месторождения калийных солей, диктует актуальность применения гироскопического способа ориентирования подземных маркшейдерских опорных сетей, как единственно обеспечивающего необходимую точность и надежность при ориентировании калийных рудников с глубиной стволов более 500 м. Так, с целью обеспечения сырьевой базы месторождения разработан архитектурный и утверждается проект на проходку двух шахтных стволов диаметром в свету 7,0 м (ствол № 1 – скиповой, глубиной 749,8 м, ствол № 2 – клетевой, глубиной 709,1 м) для вскрытия и отработки II и I калийных горизонтов Нежинского (восточная часть) участка при строительстве Нежинского горно-обогатительного комплекса. В связи с перспективой освоения III калийного горизонта на промплощадке зарезервированы места под строительство шахтных стволов № 3 и № 4. Отработка участка будет вестись двумя горнодобывающими предприятиями: ОАО «Беларуськалий» и ИООО «Славкалий».

Перспективными в Республике Беларусь следует рассматривать Кривичский, Дарасинский, Смолковский, Дроздовский, Октябрьский, Любанский участки, а также Петриковское месторождение калийных солей. Следует отметить, что республика принимает активное участие в наращивании мощностей в области производства калийных удобрений за счет строящихся горно-обогатительных комбинатов на базах Гремячинского (Волгоградская область, Российская Федерация) и Гарлыкского (Койтендагский этрап Лебапский велаят, Туркменистан) месторождений калийных солей [1]. Разработка месторождений будет осуществляться подземным способом.

Требования инструкций к точности гироскопического ориентирования и эксплуатационным характеристикам гироскопических приборов диктуют усовершенствование классических гироскопов (с вращающимся ротором), к поиску принципиально новых решений. Так, специалисты филиала ФГУП НПОА «ОКБ Автоматика» (г. Екатеринбург, Российская Федерация) выполнили НИОКР «Галактика» по созданию волоконно-оптического гироскопа на основе связного изотропного одномодового оптического волокна [2, 3]. В результате создан не имеющий в мире аналогов волоконно-оптический гироскоп ВОГК-2 (рисунок 1а), представляющий собой волоконно-оптический интерферометр, в котором распространяются встречные электромагнитные волны (эффект Саньяка). ВОГК-2 предназначен для определения дирекционного угла заданного направления при установке на неподвижном относительно Земли основании. Длина оптического волокна составляет 25 км тогда, как достигнутый мировой уровень длины волокна оптических гироскопов не превышает 3 км.



а – общий вид; б – чувствительный элемент

Рис. 1. Волоконно-оптический гироскоп ВОГК-2

Чувствительный элемент (далее – ЧЭ) giroкомпаса (рисунок 1б) в составе катушки и электронных блоков размещен на поворотном устройстве. Развороты ЧЭ в измерительные положения производятся автоматически. ЧЭ и поворотное устройство размещены в едином корпусе. Сверху на корпусе закреплено основание теодолита, с помощью которого giroкомпас ориентируется в заданном направлении. В состав прибора также входят: теодолит, штатив, компьютер, кабель сигнальный, кабель питания, компакт диск с ПМО и ИЭ, источник питания с зарядным устройством, паспорт, транспортная тара, палатка (для специального назначения).

Принципом действия ВОГК-2 является измерение высокочувствительным волоконно-оптическим датчиком угловой скорости (далее – ДУС) четырех проекций угловой скорости вращения Земли (далее – УСВЗ) на ось чувствительности ДУС, механически устанавливаемую в четыре ортогональные положения под углом 45 градусов к горизонту, и последующее аналитическое определение дирекционного угла, патент НПОА №2340875 [4]. Каждая проекция УСВЗ измеряется в течение 30 секунд с темпом 3-4 раза в секунду. В результате измерений записываются четыре информационных файла, содержащих массивы чисел и соответствующее время измерения. Данные в файлах содержат информацию о значениях проекций УСВЗ на фоне помех и собственных шумов ДУС. В настоящее время исследуется внутренняя сходимость результатов измерений.

Следует отметить, что ВОГК-2 достаточно чувствителен к внешним шумам. Использование языка программирования «Python» для вычисления дирекционного угла эффективно для работы с прибором. В основе лежит полиномиальный метод, что позволяет автоматически производить статистическую обработку данных и устранять значительные шумовые помехи. Вначале из большого количества данных выделяются те, которые входят в доверительный интервал, затем пересчитываются все возможные решения функции азимута  $(N-1)!$  с перестановками. Далее следует статистическая обработка и построение вероятностной кривой. Завершающим этапом является вычисление дирекционного угла (или азимута) на вершине. В результате обработки измерений на экран монитора компьютера выводится значение дирекционного угла или азимута заданного направления (рисунок 2).

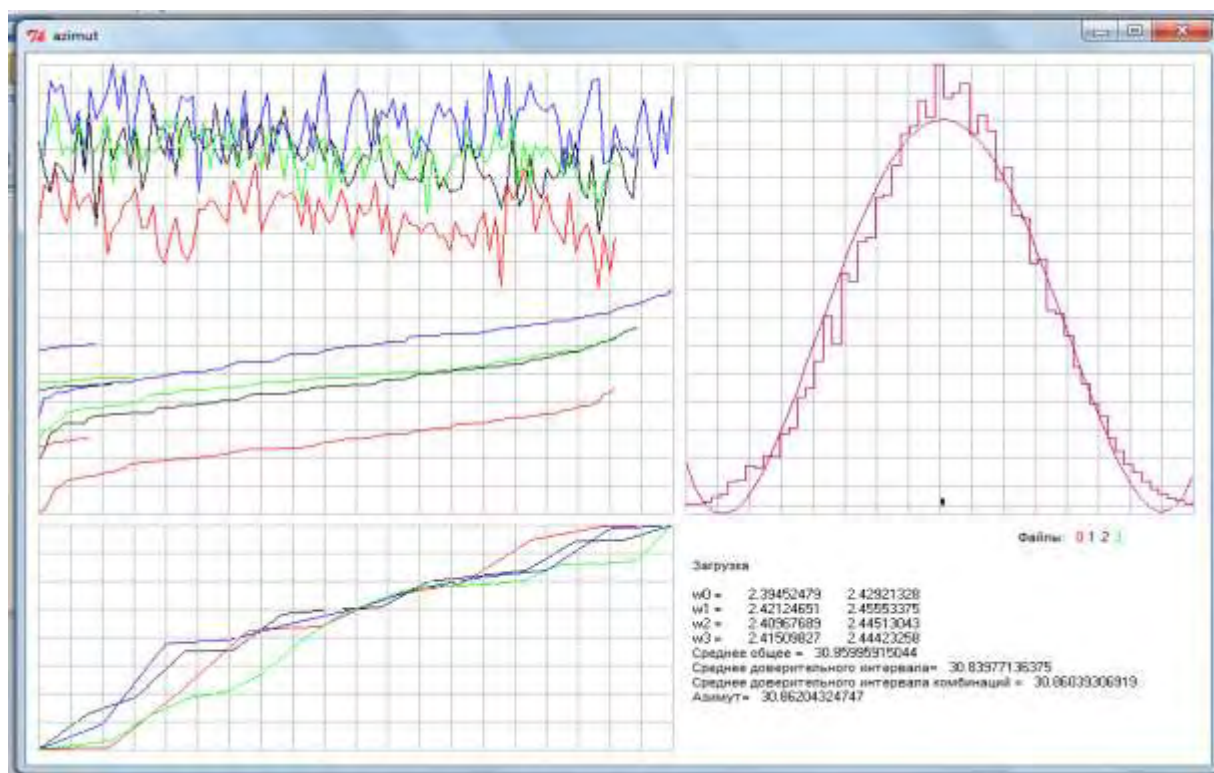


Рис. 2. Окно обработки данных программой «Python»

Анализ исследований информации, выдаваемой giroкомпасом ВОГК-2 на основе методики профессора А.В. Гальянова [5], обеспечивает наглядность изменения процесса во времени и проявляющихся закономерностей в нем.

Проведенные аналитические и практические исследования по определению дирекционного угла волоконно-оптическим giroкомпасом ВОГК-2, принимая во внимание эффективность использования языка программирования «Python» для статистической обработки информации, дополняют исследования уральских специалистов-разработчиков ОКБ «Автоматика», что позволяет рекомендовать прибор к использованию при ориентировании глубоких горизонтов рудников ОАО «Беларуськалий» и ИООО



«Славкалий». Дилером может выступить Уральский государственный горный университет (г. Екатеринбург, Российская Федерация) [2].

### Литература

1. Шемет, С.Ф. Прогнозирование и предотвращение геоэкологических последствий подземной разработки калийных месторождений / С.Ф. Шемет, А.А. Кологривко // Сб. науч. трудов 8-ой междунар. конф. «Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики» / Под общ. ред. Р.А. Ковалева. – Тула: ТулГУ, 2012. – С. 105-112.
2. Шалимов, Л. Ноу-Хау уральских разработчиков / Л. Шалимов, А.Штыков, Н. Манько, Г. Шестаков // Деловая Россия. 2010. № 10. С. 30-31.
3. Кузьмич, В.А. Исследование результатов гироскопического ориентирования волоконно-оптическим гироскопом ВОГК-2 / В.А. Кузьмич, А.П. Бадулин // Материалы международной научно-практической конференции «Уральская горная школа - регионам» 11-12 апреля 2011 года. г. Екатеринбург. Уральский государственный горный университет. 194-195 с.
4. Патент №2340875. Волоконно-оптический гироскоп ВОГК-2. Л.Шалимов, А.Штыков, Н.Манько, Г.Шестаков.
5. Гальянов А. В. Теоретические основы геометризации процессов в горном деле: научная монография/ А. В. Гальянов; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. 250с.

**А.С. ЛАЗОРЕНКО, В.В. БОЙКО**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

**С.Ю. БОГУЦКИЙ, О.Н. ЧАЛАЯ**

*Институт гидромеханики НАНУ*

## ОБ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА СЕЙСМОВЗРЫВНЫМ ВОЛНАМ

Используя параметры сейсмического очага взрыва, показано решение прямой и обратной задач по распространению сейсмозрывной волны в многослойном массиве горных пород. При этом представлена методика определения устойчивости уступа карьера при массовых взрывах.

Ключевые слова: очаг взрыва, сейсмозрывная волна, массовая скорость, слой, грунт, преломление волны.

Важным условием при определении сейсмостойкости бортов карьера, находящихся в зоне влияния многоблочных массовых взрывов, является определение пути распространения сейсмической волны в многослойной среде и степени поглощения ее интенсивности каждым слоем горных пород.

Среди литературных источников имеются работы, посвященные данному вопросу, но связанные с землетрясениями или с исследованиями отдельного слоя. Поэтому исследования закономерностей распространения взрывной волны в многослойном массиве с целью определения сейсмостойкости бортов карьера является, безусловно, актуальными.

Изложение основного материала исследований. Отправной точкой исследований распространения сейсмозрывной волны (СВВ) при решении прямой задачи экспериментального плана, была принята граница сейсмического очага взрыва (СОВ), где массовая скорость в волне является величиной постоянной для определенного типа грунта независимо от массы заряда. Границу СОВ определялась на сейсмограммах по характерным признакам колебаний, на графиках - по изменениям степени затухания амплитуд и периодов колебаний в волновом процессе с расстоянием, по зависимости интенсивности колебаний в волне от глубины заложения заряда, по деформациям грунта на свободной поверхности при глубинной серии взрывов и по взаимодействию линейно-рассредоточенных зарядов.

Работами ведущих ученых в области инженерной сейсмологии показано, что СОВ отождествляется с зоной необратимых деформаций грунта, а граница его разделяет зоны неупругих и упругих колебаний грунта. Известно, что каждая неоднородность в массиве грунта может являться источником зарождения СВВ. Расстояние этого источника от заряда ВВ называется радиусом сейсмоизлучателя. Таким образом, граница между СОВ и упругой зоной колебаний грунта является зоной зарождения определенной волны упругих колебаний, а ее расстояние до заряда ВВ – радиус сейсмоизлучателя R.

Результатами исследований установлено, что СОВ пропорционален массе взрываемого заряда

$$R_0 = K_0 \times Q^{\frac{1}{3}}, i \quad (1)$$

где  $K_0$ - коэффициент пропорциональности который на основе анализа опубликованных данных изменяется в зависимости от типа пород. Для массовых грунтов  $K_0=2,5 \text{ м/кг}^{1/3}$ , для пород угольных месторождений  $K_0=4 \text{ м/кг}^{1/3}$ , для большинства скальных ненарушенных пород  $K_0=5,0-5,5 \text{ м/кг}^{1/3}$ , для глин  $K_0=7,5-8,0 \text{ м/кг}^{1/3}$ , для суглинков  $K_0=8,0-9,0 \text{ м/кг}^{1/3}$ ; Q – масса мгновенно взрываемого заряда, кг.

Определение интенсивности колебаний грунта в многослойной среде, согласно схеме (рис.1) выполнено в конкретных горно-геологических условиях железорудного карьера ОАО «Полтавский ГОК» на основании сейсмоизмерительных работ по изучению влияния многоблоковых массовых взрывов на сейсмостойкость бортов карьера.

При решении прямой задачи экспериментального плана по данным сейсмических измерений, для определения интенсивности сейсмозффекта в начале рассмотрим распространение от эпицентра взрыва, сейсмической объемной волны (в данном случае поперечной  $S$ , как наиболее интенсивной) от точки  $O'$  (граница СОВ) до точки  $B_4$  (свободная поверхность). Расчетная схема приведена на рис.1.

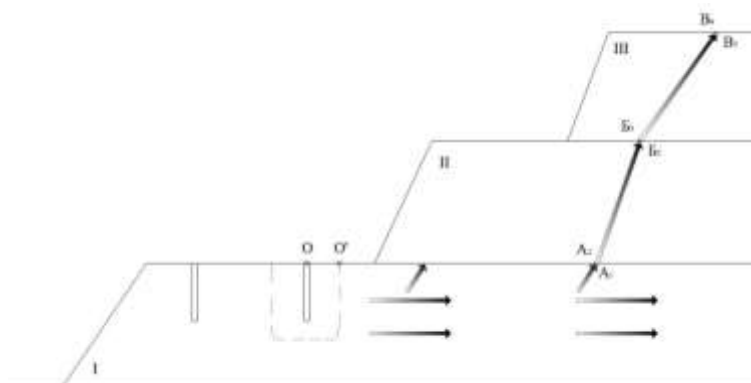


Рис. 1. Схема распространения поперечной волны в многослойном массиве, для определения ее интенсивности. I – подстилающий слой скальных пород (акустическая жесткость  $N_1=2,01 \cdot 10^7 \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}$ ), II – слой скальных пород ( $N_2=1,51 \cdot 10^7 \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}$ ), III – слой рыхлых пород ( $N_3=1,8 \cdot 10^6 \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}$ ), O – места заложения зарядов BB, O' – граница (СОВ)

Размер СОВ на основании формулы (1) будет  $R_0=5,5 \cdot 3945^{1/3}=85 \text{ м}$ .

В точке  $O'$  граница (СОВ) скорость смещения грунта (см/с) будет равна:

$$U_0 = \sqrt{\frac{V_p}{\gamma} \left( 1 - \frac{4}{3} \cdot \frac{V_s^2}{V_p^2} \right)^2} \cdot K_0^{-2} = 12,5 \text{ см/с} \quad (2)$$

где  $V_p$  и  $V_s$  - скорости распространения соответственно продольных (5,9 км/с) и поперечных (3,54 км/с) волн,  $\gamma$  - объемная масса породы, т/м<sup>3</sup>, а в точке  $A_1$ :

$$U_1 = U_0 \exp[-\alpha_1(f) \cdot r_1] = 0,314 \text{ см/с} \quad (3)$$

где  $\alpha_1(f) = 4,03 \cdot 10^{-3}$  - поглощение энергии волны в зависимости от частоты колебаний на участке подстилающего слоя скальных пород  $O' - A_1$ ;  $r_1$  - расстояние между точками  $O'$  и  $A_1$  ( $r_1=915 \text{ м}$ ).

При преломлении волны в слой II коэффициент преломления будет равным:

$$K_1 = \frac{2N_1}{N_1 + N_2} = 1,14 \quad (4)$$

Дальнейшие расчеты скоростей колебаний частиц грунта при прохождении поперечной волны сквозь многослойный массив приведены в таблице 1.

Точки		A <sub>1</sub>	A <sub>2</sub>	B <sub>2</sub>	B <sub>3</sub>	B <sub>3</sub>	B <sub>4</sub>
Скорость смещения частиц грунта (см/с)	-прямая задача	0,314	0,375	0,184	0,329	0,21	0,42
	-обратная задача	2,92	3,39	1,75	8,2	-	-

Как видно из таблицы, скорость колебаний частиц грунта в точке  $B_4$  (на свободной поверхности слоя рыхлых пород) составляет 0,42 см/с, что практически совпадает с результатом сейсмометрических измерений при проведении экспериментальных работ (0,4 см/с).

Аналогичным образом представляется возможность решить и обратную задачу, при этом возможно определение практических вопросов как, например, устойчивость уступа карьера.

Продемонстрируем решение данного вопроса на следующем примере. Необходимо определить сейсмобезопасную массу заряда при массовом взрыве в карьере для обеспечения сейсмоустойчивости уступа карьера, сложенного наносными рыхлыми породами (слой III на рисунке). Для решения этой задачи используем те же расчетные данные, что и при решении прямой задачи. Согласно нормативных данных уступ карьера со сроком эксплуатации более 5-10 лет, сложенного наносными породами, относится ко второму классу сооружений, а допустимая скорость смещения его составляет 8,2 см/с. Принимаем в точке  $B_3$  скорость смещения частиц грунта  $U_3=8,2 \text{ см/с}$ . Дальнейшие расчеты занесены в таблицу 1.

Зная значения скорости колебания в точке  $A_1$  и на границе СОВ ( $U_0 = 12,5$  см/с, т.к. масса заряда ВВ  $Q_1$  остается неизменной 3945 кг) определяем расстояние  $r_1' = 365$  м между точкой  $A_1$  и новой границей СОВ (точка  $O'$ ) решая зависимость:

$$U_0 = U_1' \cdot \exp[\alpha_1(f) \cdot r_1'] \quad (5)$$

Таким образом, при сохранении неизменной массы зарядов в группе 3945 кг минимальное сейсмобезопасное эпицентрального расстояние на горизонте – 138 м (между точками  $A_1$  и  $O'$ ) по отношению к устойчивости уступа рыхлых пород будет составлять  $365 + 85 = 450$  м.

Для вычисления других сейсмобезопасных расстояний (м) или масс зарядов (кг) при ведении ВР на горизонте – 138 м можно воспользоваться формулой М.А. Садовского (для данных условий коэффициент  $K = 450$ ) и вычислить интересующий параметр по одной из формул

$$Q_{\text{доп}} = \left(\frac{U_{\text{доп}}}{K}\right)^{\frac{3}{n}} \cdot r^3 \text{ или } r_c = \left(\frac{K}{U_{\text{доп}}}\right)^{\frac{2}{3}} \cdot Q^{\frac{1}{3}} \quad (6)$$

где  $U_{\text{доп}}$  - скорость смещения грунта в точке  $A_1$  ( $U_1' = 2,92$  см/с);

$n$  - показатель степени затухания ( $n = 1,5$ ).

Необходимо учесть важное обстоятельство, связанное с изменением технологии ВР при массовых взрывах в связи с применением в настоящее время инициирующих средств типа Nonel и зачастую поскважинного инициирования зарядов, что ведет к одновременному взрыванию массы заряда только одной скважины (не считая еще внутрискважинного замедления). Если исходить из этой технологии, то максимальный заряд одной скважины при отработке горизонта – 138 м составляет 400 кг. В этом случае минимальное сейсмобезопасное эпицентрального расстояние, на рассматриваемом горизонте (между точками  $A_1$  и  $O'$ ) по отношению к устойчивости уступа рыхлых пород будет составлять 205 м.

#### Выводы

1. Приведены формула и значения размеров сейсмического очага взрыва и радиуса сейсмоизлучателя для различных горных пород.

2. Показано в реальных условиях решение прямой и обратной задачи по распространению сейсмозрывной волны в многослойном массиве горных пород.

3. Приведен пример по определению сейсмобезопасных параметров массового взрыва в карьере, гарантирующих устойчивость карьерного уступа.

#### Литература

1. Кузьменко А.А. Распространение сейсмозрывных волн в многослойном горном массиве / А.А. Кузьменко, Т.В. Хлевнюк, О.Н. Чала // Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво». – 2010. – Вип. 19. С. 15–20.
2. Бойко В.В. Проблеми сейсмічної безпеки вибухової справи у кар'єрах України. Монографія / Бойко В.В. - К.: ТОВ «Видавництво Сталь», 2012. – 184 с.

**А.А. ЛЕОНОВ, Р.В. ЗАМАЕВ**

*Донбасский государственный технический университет, Украина*

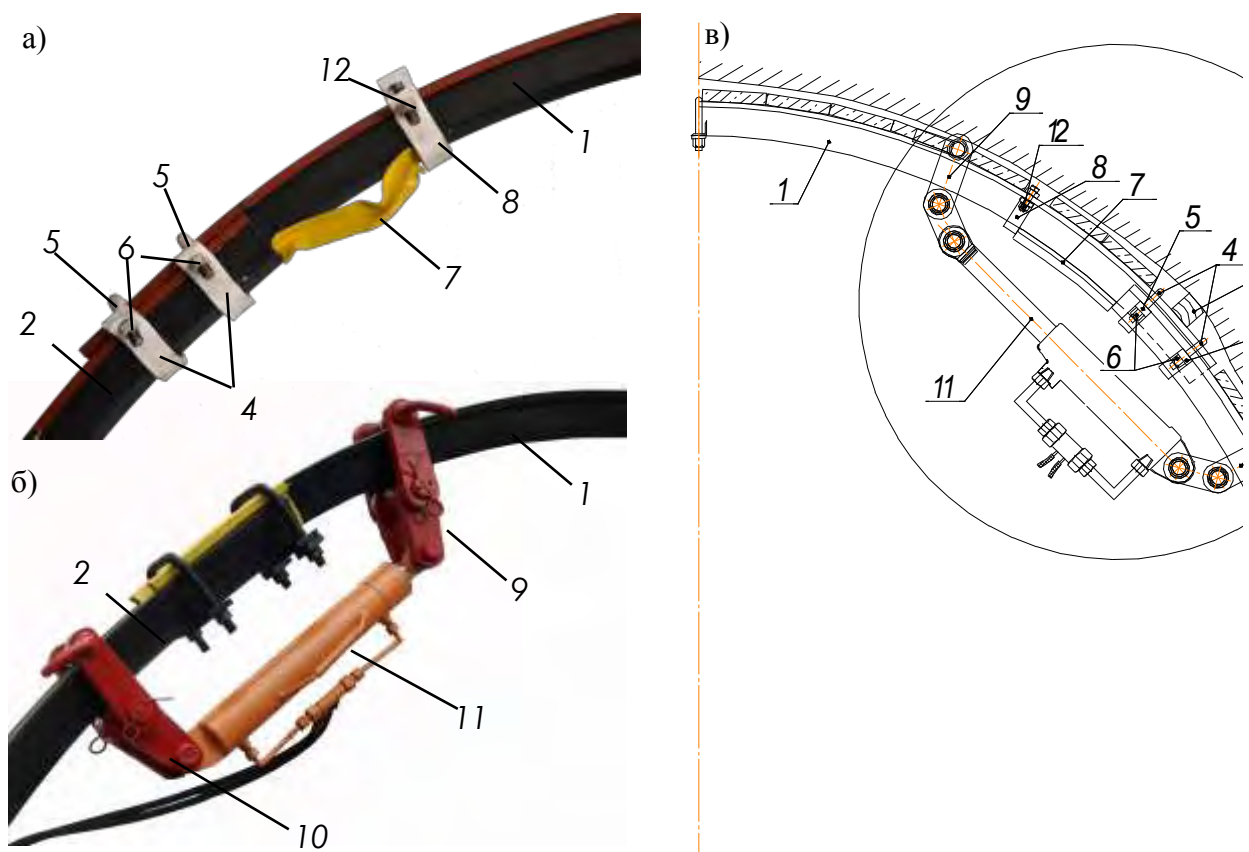
## РАСПОРНО-ПОДАТЛИВАЯ КРЕПЬ С РЕГУЛИРУЕМЫМИ ПАРАМЕТРАМИ

Традиционное назначение параметров крепи производится на стадии проектирования выработки и сводится к выбору сечения выработки, сопротивления в податливом режиме, типа профиля, плотности установки рам, числа узлов и конструктивной податливости. Существенным недостатком такой крепи является то, что параметры крепи, принятые на стадии ее проектирования, нельзя изменять в процессе эксплуатации. В результате этого при изменении геомеханической ситуации крепь деформируется, а выработку приходится ремонтировать.

Цель работы состояла в разработке конструкции адаптивной распорно-податливой крепи из специального профиля для подготовительных выработок с изменчивыми условиями поддержания, установлении параметров и проверке работоспособности крепи путем испытания усовершенствованных узлов податливости.

Решение поставленной задачи достигается за счет оснащения крепи распорно-податливыми узлами (рис. 1), которые позволяют регулировать параметры крепи при эксплуатации выработки. В состав узлов входят регулировочные вкладыши переменной длины и повышенного сопротивления, которые деформируются не только вследствие потери устойчивости, но и смятия. Вкладыши располагают в месте





1 – верхняк; 2 – стойка; 3 – распорно-податливый узел; 4 – прижимная фигурная планка;  
 5 – скоба; 6 – гайка; 7 – вкладыш; 8 – съемный упор; 9,10 – эксцентрик захваты;  
 11 – гидроцилиндр; 12 – затяжная гайка упора; 13 – клин

Рисунок 1. Общий вид адаптивной распорно-податливой крепи:  
 а – с деформированным вкладышем таврового сечений;  
 б – с установленным гидроцилиндром для распора арки;  
 в – с установленным гидроцилиндром после замены вкладыша и распора арки

соединения верхняка со стойками крепи, причем одним концом они входят в зазор между днищами профилей несущих элементов и опираются на торцы стоек, а вторым – входят в зазор между фигурными планками съемного упора и профилем верхняка и опираются на планки упора. Для силового распора арки используется гидродомкрат, который монтируется непосредственно на стойки и верхняк арки. Для этого выше и ниже узлов податливости устанавливаются эксцентрик быстросъемные захваты соответственно для шарнирного закрепления штока и корпуса силового гидроцилиндра, который снимается после распора арки и замены деформированных вкладышей. Режим работы крепи регулируется за счет изменения формы, длины и момента сопротивления вкладышей в узлах податливости.

Разработано несколько разновидностей распорно-податливой крепи, которые отличаются конструкцией опорного узла и возможностью установки вкладышей постоянной или переменной длины [1, 2].

Монтаж крепи со съемным упором выполняют в следующей последовательности. Сначала собирают арку, соединяя верхняк со стойками, устанавливают межрамное ограждение и производят забутовку закрепного пространства. Силовые гидроцилиндры закрепляют на верхняке и стойках с помощью быстросъемных эксцентрик захватов.

Путем управления гидроцилиндром арку распирают между кровлей и почвой выработки, предварительно ослабляя гайки. Далее в зазор между профилями узла устанавливают вкладыши, верхние концы которых входят в зазор между планкой съемного упора и верхняка, после чего затягивают гайки, гидроцилиндр демонтируют и устанавливают клинья между несущими элементами арки и породным обнажением выработки.

Под действием горного давления в несущих элементах арки образуются внутренние усилия, в результате которых верхняк стремится сместиться в нахлестке узлов, чему препятствуют вкладыши, в результате чего в них растут напряжения. Когда напряжения достигают критического значения, вкладыши

теряют устойчивость и начинают деформироваться, а крепь начинает работать в податливом режиме. При косонаправленной нагрузке на арку вкладыши с разных сторон выработки предусматривают с различными параметрами, регулируя, тем самым, их жесткость и продольную силу, что позволяет приспособлять крепь к асимметричной нагрузке.

Деформационная характеристика крепи регулируется в соответствии с проявлениями горного давления в выработке. В начальный момент деформирования вкладышей несущая способность узла является максимальной, т. е. она равна суммарному сопротивлению узла вследствие действия зажимных гаек, трения профилей в нахлестке и усилия деформирования вкладышей. По мере работы узла в податливом режиме сопротивление вкладышей снижается, но за счет работы вкладышей на смятие падение несущей способности будет незначительным. После исчерпания конструктивной податливости и заклинивания узлов, крепь начнет работать в жестком режиме, а ее несущие элементы будут деформироваться на участках наибольших напряжений.

Для предупреждения работы крепи в нежелательных режимах при эксплуатации выработки периодически контролируют процесс деформирования вкладышей. Если ситуация становится критической,

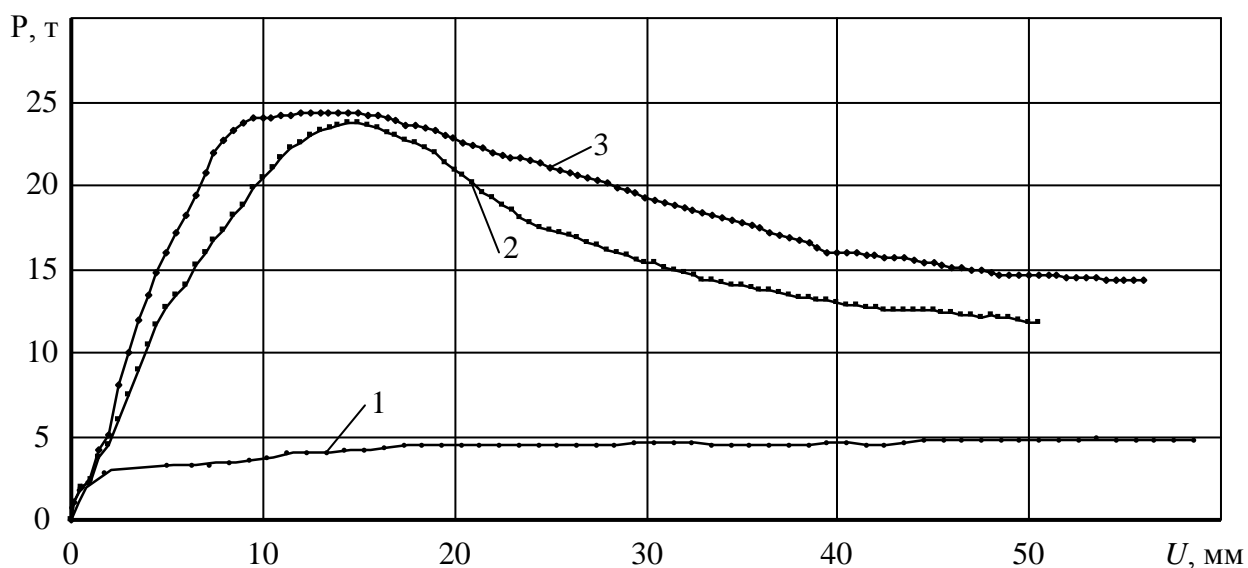


Рис. 2. Диаграмма деформирования узла податливости без вкладыша (1) и с вкладышами в виде тавра длиной 50 см (2) и 25 см (3)

деформированные вкладыши заменяют на новые.

Расчеты на устойчивость, проведенные с использованием формул Л. Эйлера и Ф.С. Ясинского для различных форм поперечного сечения и схем деформирования вкладышей, показали, что их несущая способность изменяется в довольно широких пределах: от 2 кН (для вкладыша прямоугольного сечения 4×50 мм длиной 500 мм) до 278 кН (для вкладыша из швеллера №8 длиной 50 мм).

Исследование несущей способности адаптивных узлов податливости с вкладышами проводилось в лабораторных условиях на прессе ИПС-500. Отсчеты брались по шкале с пределом измерения от 0 до 100 т и ценой делений 0,2 т. Погрешность измерения не превышала 1% от величины нагрузки (согласно данным тарировки прессы). Измерение перемещений в узлах податливости производилось прогибомером 6ПАО с точностью до 0,01 мм.

Для проведения испытаний использовался специальный профиль трех типоразмеров: СВП-22, СВП-27 и СВП-33. Образцы узлов податливости изготавливались из прямолинейных отрезков профилей длиной 1000 мм с нахлесткой 400 мм, которые соединялись крепежными деталями различных узлов податливости: с прямой планкой (ЗПП); с общей фигурной планкой и заблокированными скобами (ЗСД) и с облегачей фигурной планкой (ЗПК). Гайки замков затягивались с одинаковым усилием 100 Н·м, которое контролировалось с помощью динамометрического ключа. Нагрузку на образцы прикладывали плавно и фиксировали по перемещениям в узлах податливости с интервалом 0,5 мм. Испытывали узлы податливости с вкладышами различной длины в виде планок шириной 50 мм и толщиной 4, 8 и 16 мм, тавра, сваренного из двух уголков 40×40 мм и швеллера №8. Для минимизации числа проводимых испытаний и установления зависимостей несущей способности вкладыша от влияющих факторов использовался план полного факторного эксперимента 2<sup>3</sup>.

В качестве примера диаграмма деформирования узла податливости для спецпрофиля СВП-22 с замками ЗПК представлена на рис. 2, анализ которого показывает, что сопротивление узла податливости ЗПК для линейных отрезков спецпрофиля не превышает 5 т, тогда как за счет вкладышей можно приблизить сопротивление замка к несущей способности крепи (для вкладыша в виде тавра длиной 50 см максимальное

усилие составляет 24 т) и обеспечить практически любой закон его изменения во времени.

Предложенная арочная крепь способна работать как в податливом, так и распорном режимах. Таковую адаптивную крепь можно приспособлять к проявлениям горного давления при эксплуатации выработки, она значительно повышает сопротивление смещению породного контура выработки, сглаживает неравномерность распределения усилий в несущих элементах, рационально перераспределяет нагрузку. Применение такой крепи позволит управлять горным давлением в выработке при ее эксплуатации и достичь экономии материальных ресурсов за счет снижения плотности установки крепи. В случае замены традиционной крепи на распорно-податливую ожидаемый экономический эффект за счет экономии материала составит 725-2930 грн. на 1 м выработки в зависимости от базового расстояния между арками крепи и типам применяемого специального профиля.

#### Литература

1. Пат. 63550, Україна, МПК<sup>9</sup> E 21 D 11/14. Адаптивне розпiрно-пiддатливе крiплення / Бабiюк Г.В., Леонов А.О. (Україна); заявник і патентовласник Донбас. держ. техн. ун-т. – №и 20110376, заявл. 25.03.2011; опубл. 10.10.2011, Бюл. №19.

**А.А. МИХЕЕВА, Е.В. ПРОКОПЕНКО, С.В. БОРЦЕВСКИЙ**  
*Донецкий Национальный Технический Университет, Украина*

### **ВЗАИМОСВЯЗЬ ФОРМИРОВАНИЯ ПОРОДНОГО ОТВАЛА С УЧЕТОМ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ**

В данной статье рассматривается концепция взаимосвязи формирования отвала с развитием горных работ. Принятая схема складирования пород в отвале позволяет определять конкретный горно-проходческий участок, с которого получен состав пород и характеристики состава пород этого участка

В настоящее время внимание промышленности, как в дальнем, так и в ближнем зарубежье вновь обращается к породным отвалам угольных шахт, т.к. отвальные породы могут представлять интерес в качестве источника вторичного минерального сырья. Широкий спектр различных химических соединений и элементов, включающих германий и редкоземельные, а так же глинозём для производства бокситов, железная руда и непосредственно уголь при высокой доступности, низкой цене и практически неограниченных объёмах исходного сырья - породы, делает перспективным указанное техническое направление, тем более что на территории Восточного Донбасса насчитывается более 450 отвалов угольной промышленности (шахт и обогатительных фабрик), а общий объём складированных в отвалах шахт и обогатительных фабрик пород (углеотходов) оценивается в 273 млн. м<sup>3</sup>.

Технология формирования породного отвала предусмотрена с выполнением мероприятий по предупреждению самовозгорания отвальной массы. Данный процесс осуществляется фронтальным способом в соответствии с "Руководством..." [1]. Порода, выдаваемая из шахты скиповым стволом, аккумулируется в приемных бункерах емкостью 100 т, после чего загружается в автосамосвалы и вывозится на породный отвал к месту складирования.

При формировании ярусов учитываются следующие факторы: время работы шахты, максимальная высота отвала.

Количество ярусов проектируемого породного отвала формирует сама шахта с учетом того, что максимальная высота отвала должна быть 100 м.

Данная технология формирования породного отвала предполагает проектное наращивание отдельного яруса в случае, если предусмотрены все технологические мероприятия, что не всегда выполняется при отсыпке пород на отвал. В основном это связано с тем, что породы в отвал отсыпаются в различных соотношениях литологических разностей, которые определить или прогнозировать достаточно сложно.

Проектирование отвалообразования необходимо осуществлять с учетом всех возможных факторов и особенностей вскрышного массива месторождения, состояния основания, которые могут оказать влияние на устойчивость отвала, степень его воздействия на окружающую среду [2].

Формирование отвала должно осуществляться с учетом его последующей рекультивации [3] при непрерывном геомеханическом контроле устойчивости, несущей способности и осадок. По технологии отвалообразования порода насыпается на отвал последовательно небольшими порциями (дискретно), т.е. за определенное время и в определенном месте, в соответствии с планогаммой развития горных работ (см. рис. 1).

Особое место в этой цепочке занимает плановое выполнение маркшейдерских съемок породного отвала. В период между съемками можно составить схему отсыпки пород на отвал, а также предусмотреть порядок насыпки породы из конкретного проходческого забоя, который соответствует обрабатываемому в данный период времени пласту. Зная литологический состав пород обрабатываемого пласта, а также

технологии и порядок отправки породы на отвал, можно составить хронологическую карту породного отвала.

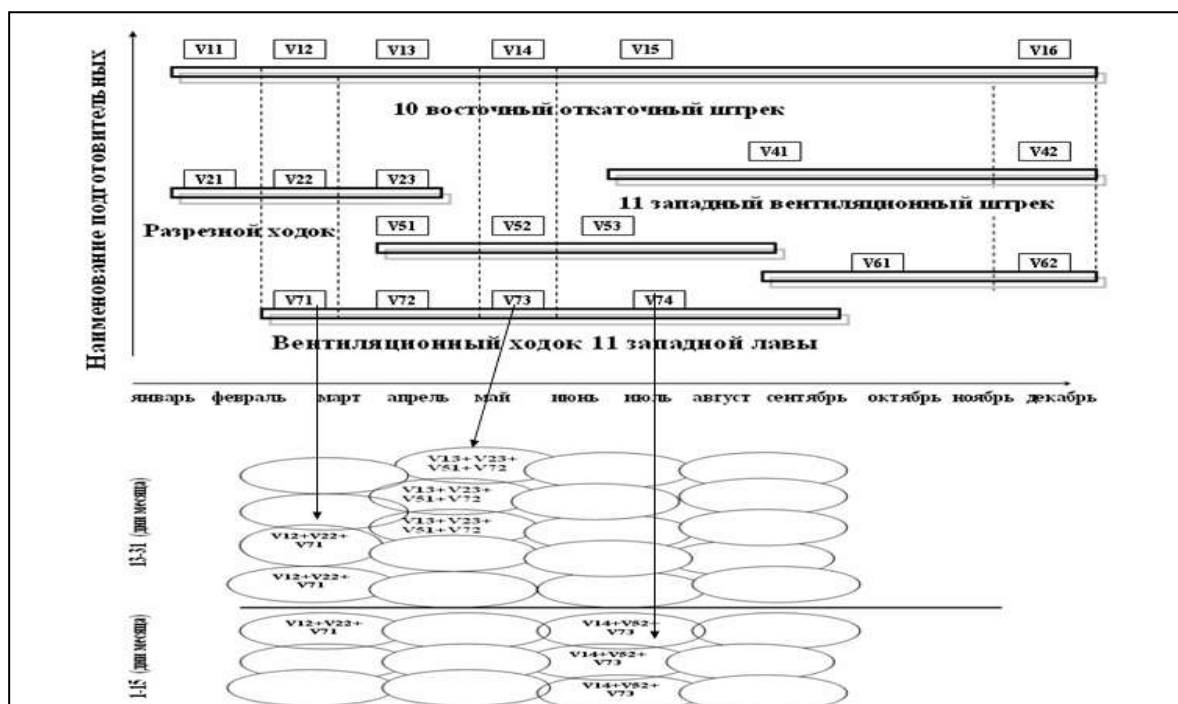


Рис. 1. Технология и порядок отправки породы на отвал из проходческих забоев

Следовательно, систематизированная отсыпка породы по определенной схеме позволяет найти местоположение породной массы с конкретного горнопроходческого участка с одновременной характеристикой состава пород, отсыпаемых на отвал.

Этот технологический процесс представлен на рисунке 2, где параметры  $V_1, V_2, \dots, V_i$  определяют единичный объем породы, отсыпаемой на отвал. Под единичным объемом подразумевается такое количество породы, которое осыпается на отвал в период, равный декаде или одному месяцу. Период отсыпки породы на отвал можно регулировать в зависимости от постановки той или иной задачи. Цифрами 1...15 (работали К забоев) и 16...31 (работали К1 забоев) показано, что данный период насыпки рассматривается в течение одного месяца с интервалом в 15 дней.

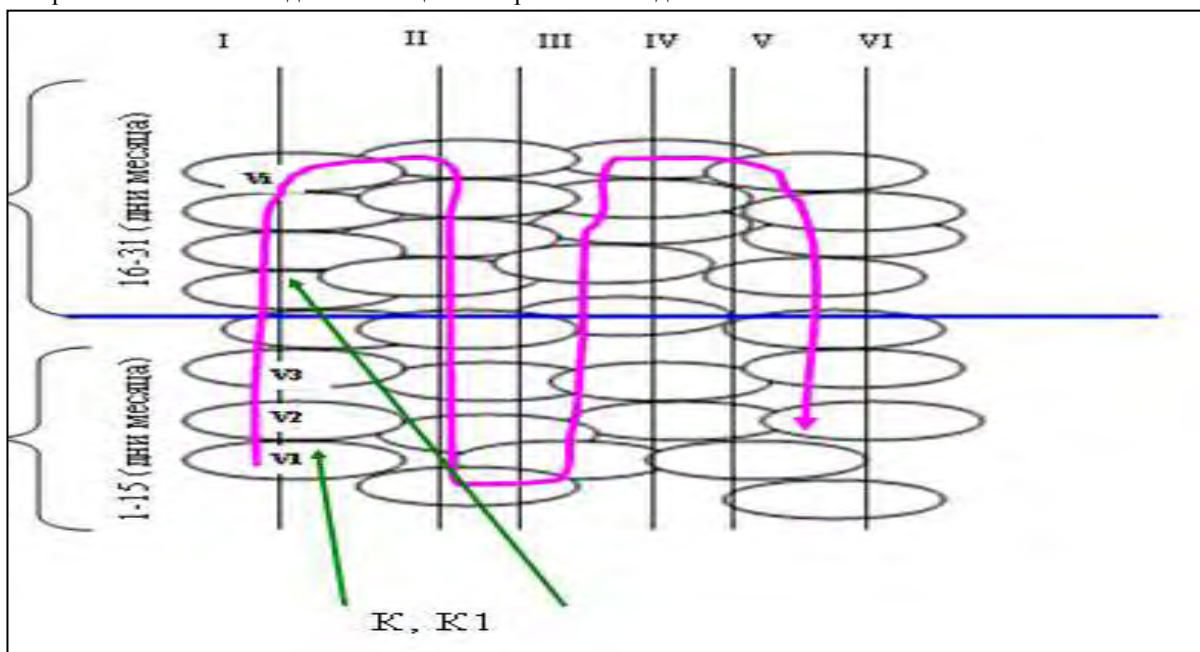


Рис. 2. Схема систематизированной отсыпки породы на отвал

I, II, III...VI – номер месяца; K, K1 – количество забоев, работающих в данный период времени  
Так как порода поступает с конкретного забоя в определенное место отвала, то данную

технологическую цепочку можно представить с математической точки зрения в виде следующей зависимости:

$$B = \sum_{i=T1}^{T2} \sum_{j=1}^k (t_i, f_j, x_j, y_j, z_j, \gamma_j), \quad (1)$$

где В – общая характеристика пород отвала;

T1 и T2 –соответственно начало и конец интервала передачи породы из конкретного проходческого забоя на отвал; k- количество работающих забоев;  $t_j$ - момент передачи и складирования породы из забоя на отвал в определенное место;  $f_j$ - свойства единичных объемов пород, извлекаемых из забоя (химические, физические);  $x_j, y_j, z_j$  - координаты точек, указывающие расположение единичных объемов в определенном месте забоя;  $\gamma_j$ - случайная величина, зависящая от режима работы конкретного забоя (цикличность работы, аварийные ситуации, круглосуточный режим ), а также от технологии ведения горных работ ( БВР, с помощью комбайнов).

Резюмируя вышеизложенное, можно сказать, что зная свойства горных пород, извлекаемых за определенный промежуток времени из ряда одновременно работающих проходческих забоев, можно формировать отвал как техногенное месторождение путем отсыпки извлеченной породы в определенное место яруса по определенной схеме с учетом его последующей рекультивации при непрерывном геомеханическом контроле устойчивости, несущей способности и осадок.

### Литература

1. Руководством по предупреждению самовозгорания, тушению, разборке и рекультивации породных отвалов угольных шахт и обогатительных фабрик КД 12.09.0801 – 99 (Минтопэнерго Украины 2004 г.)
2. Матлак Е. С. Безотходное производство – основное направление использования природных ресурсов и охраны окружающей среды / Е. С. Матлак / Общегосударственный научно-технический журнал. – Донецк: ДонГТУ, 1998. – С. 10 – 14.
3. Оцінки екологічного стану навколишнього середовища при реструктуризації вугільної промисловості. Методи захисту і відновлення довкілля : матеріали міжнародної наук.-практ. конф. / Уголь України. – 2000. – № 7. – С. 24 – 26.

**К.А. МОЗАЛЕВСКИЙ, Е.Е. ГОЛОВНЕВА, С.В. БОРЩЕВСКИЙ**  
*Донецкий Национальный Технический Университет, Украина*

## **ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БЕТОННОЙ КРЕПИ ДЛЯ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ И СОПРЯЖЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ПОВЫШЕННОЙ ОБВОДНЕННОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД**

Одним из важнейших этапов при строительстве новых и реконструкции действующих горных предприятий является сооружение вертикальных стволов и их сопряжений. Так как от состояния этих выработок зависит бесперебойная работа шахт.

Особенное внимание следует уделять материалу крепи в условиях большой обводненности массива горных пород, чтобы по возможности избежать разрушения крепи и последующего ремонта ствола и его сопряжений. Крепление должно быть эффективным, состоять из доступных материалов, а также – экономически выгодным.

На сегодняшний день существует большое разнообразие составов бетонных смесей, в которые входят химические добавки для улучшения гидроизоляционных свойств готовой бетонной крепи. Поэтому возникает необходимость усовершенствовать методы подбора состава бетонной смеси, так чтобы получаемая смесь обладала необходимой подвижностью. При этом бетон должен обладать требуемыми гидроизоляционными свойствами, необходимой прочностью в проектном возрасте, желательно также получить раннюю распалубочную прочность бетона. Кроме того, обеспечить уменьшение себестоимости за счет снижения расхода цемента.

Для выполнения поставленной задачи предлагается провести качественный анализ состава бетонной смеси. Для этого, выбрав определенную добавку, изменяя состав бетонной смеси, найдем такое оптимальное соотношение компонентов, чтобы готовый бетон обладал заданными параметрами.

Исследования проводились на основе данных испытаний контрольных образцов бетона марки 350 класса В25 с различным процентным содержанием добавки «МР-4».

Суперпластификатор «МР-4»- добавка, обладающая пластифицирующим-водоредуцирующим свойством. Представляет собой смесь полиметиленафталинсульфокислот. Суперпластификатор применяется на стадии изготовления бетонных смесей тяжелых и легких конструкционных бетонов

плотной, пористой и крупнопористой структуры на цементных вяжущих. Добавка «МР-4» была выбрана среди других, так как обладает рядом преимуществ. Позволяет значительно увеличить прочность бетона за счет активизирующих и диспергирующих свойств, увеличить распалубочную прочность, повысить марку бетона по морозостойкости и водонепроницаемости. Увеличивает подвижность бетонной смеси с П1 до П4 без снижения прочности бетона (при неизменном содержании воды и цемента). Применять цементы недостаточной активности. Значительно сократить количество цемента (до 20%). Повысить плотность бетона. Сохранить жизнеспособность бетонной смеси. Значительно сократить время и энергетические затраты на вибрирование бетонной смеси, а в ряде случаев и полностью отказаться от вибрирования. Характеризуется увеличением прочности бетона, на 28 сутки по сравнению с бетоном, не содержащим добавок, с одинаковой О.К., не менее: 50 – 75%. На 1 сутки по сравнению с бетоном без добавок, с одинаковой О.К., не менее: 75 – 90%. Рекомендуемая дозировка добавки «МР-4» составляет в пределах 1.6 - 2.0 % по готовому продукту на 100 кг цемента. Граничная дозировка 1.3 - 2.5 % на 100 кг цемента [1, 2].

Учитывая рекомендации для четырех видов контрольных образцов были предложены следующие процентные содержания добавки: №1 – 0%; №2 – 1,6%; №3 – 1,8%; №4 – 2%.

Аналитические исследования проводились с помощью программного пакета Curve Expert 1.3, позволяющего моделировать с помощью инструментария модели линейной регрессии, нелинейные модели регрессии, а также определяемые пользователем методы сглаживания. Полнофункциональный публикации качества графические возможности позволяют тщательного анализа кривой. Процесс поиска наилучшего могут быть автоматизированы, позволяя Curve Expert 1.3 сравнить данные для каждой модели, чтобы выбрать лучшую кривую из более чем 60 встроенных моделей.

Программа для нахождения функции по имеющемуся массиву точек XY. Позволяет быстро и удобно найти лучшую зависимость и наглядно отображает качество подбора на графике.

В ходе исследования были получены следующие результаты.

Состав бетонной смеси №1 без добавки: цемент, песок, щебень, вода, пластичность смеси (О.К.) – 18 см. Результаты испытаний контрольных образцов: через 1 сут – 45%; через 3 сут – 74%; через 7 сут – 95%; через 28 сут – 109%.

После ввода и обработки этих данных в программу Curve Expert 1.3, и она, в результате чего получаем кривую набора прочности бетона (рис. 1).

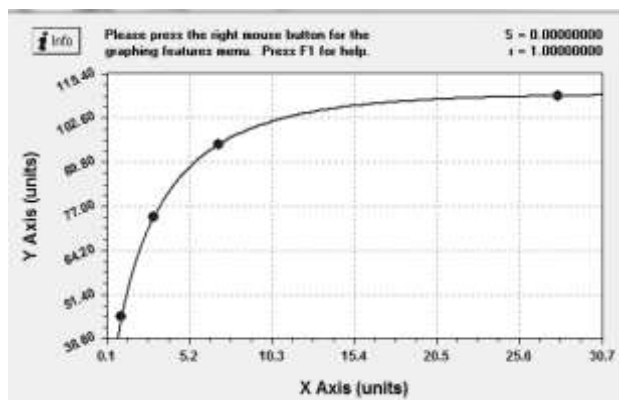


Рис. 1. Кривая набора прочности бетона для состава №1

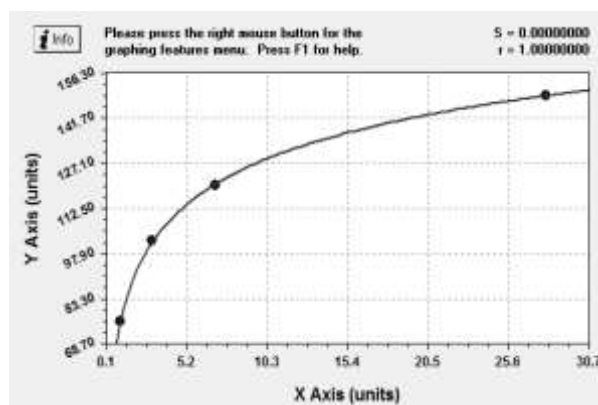


Рис. 2. Кривая набора прочности бетона для состава №2

Распределение происходит по закону:

$$y = 109,57 - 109,06 * e^{-0,5 * x^{0,7}}$$

Как и планировалось, без добавки получили испытываемые образцы бетона марки 350 класса В25.

Состав бетонной смеси №2 с химической добавкой «МР-4» 1,6%: цемент, песок, щебень, вода, пластичность смеси (О.К.) – 18 см.

Результаты испытаний контрольных образцов: через 1 сут – 76%; через 3 сут – 102%; через 7 сут – 120%; через 28 сут – 149%.

Получаем кривую рис. 2.

Набор прочности бетона происходит также по закону:

$$y = 225,1 - 449,4 * e^{-0,14 * x^{0,7}}$$

Получили образцы марки 350 класса В 25.

Состав бетонной смеси №3 с химической добавкой «МР-4» 1,8%: цемент, песок, щебень, вода, пластичность смеси (О.К.) – 18 см. Результаты испытаний контрольных образцов: через 1 сут – 27%; через 3 сут – 66%; через 7 сут – 82%; через 28 сут – 99%.

Получаем распределение по закону:

$$y = \frac{a * b + c * x^d}{b + x^d}$$

с коэффициентами: a = 1,09; b = 1,59; c = 110,88; d = 0,78.

Образцы марки 600 класса В 45.

Состав бетонной смеси №4 с химической добавкой «MP-4» 2%: цемент, песок, щебень, вода. Результаты испытаний контрольных образцов: через 1 сут – 22%; через 3 сут – 51%; через 7 сут – 82%; через 28 сут – 113%.

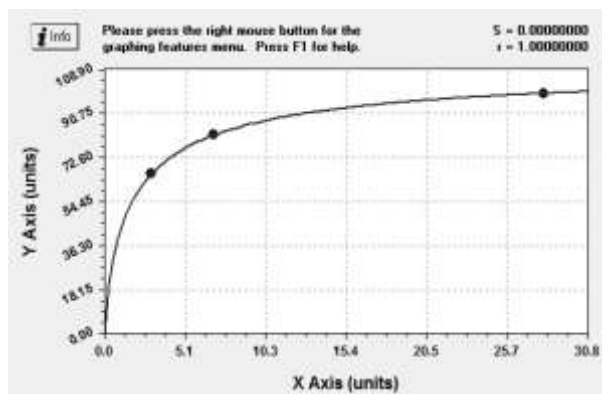


Рис. 3. Кривая набора прочности бетона для состава №3

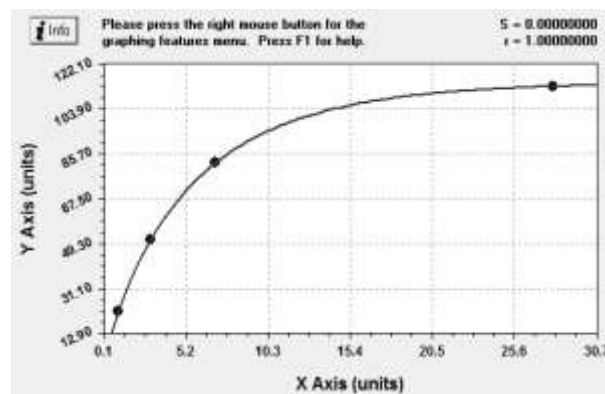


Рис. 4. Кривая набора прочности бетона для состава №4

Полученная кривая соответствует закону:

$$y = 114,6 - 116,7 * e^{-0,2 * x^{0,9}}$$

Образцы марки 600 класс В 40.

Обобщив результаты испытаний контрольных образцов можно сделать вывод, что набор прочности бетона происходит по эмпирической зависимости  $y = a - b * e^{-c * x^d}$ . При этом, варьируя содержание добавки, можно добиваться необходимой прочности и гидроизоляционных свойств бетона. Отдельно следует отметить, что такой подход к определению состава бетонной смеси позволяет найти оптимальное содержание добавок для достижения необходимых качеств бетона, и как результат – бетонной крепи горных выработок.

В данном случае проводился подбор состава бетонной смеси для конкретизации параметров бетонной крепи для сопряжений вертикальных стволов шахт в случае увеличенной обводненности горного массива. По результатам четырех предложенных бетонных смесей, можно прийти к выводу, что самым оптимальным вариантом является вариант №3.

### Литература

1. [http://tvibo.ru/superplastifikator\\_v\\_beton\\_mp-4](http://tvibo.ru/superplastifikator_v_beton_mp-4)
2. Байбосынова И. Б. Новые технологические добавки для улучшения качества бетонной смеси. Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений. Сб. научн. трудов. Вып 18, – Донецк: «Норд – Пресс», 2012. – с. 255-260

**П. ПАВЛОВ, Б. БОРИСОВ**

*Горно-геологический университет им. Св. Ивана Рильского, София, Болгария*

## ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ И КОНТРОЛЬ КАЧЕСТВА ПРИ ВОЗВЕДЕНИИ ЛИТЫХ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ ШЛИЦЕВЫХ СТЕН

### Резюме

В стремлении к все большему усвоению подземных городских пространств и в связи со спецификой строительства в высокоурбанизированной городской среде, шлицевые стены находят все более широкое распространение в болгарской строительной практике. Предвидены также и как часть постоянных конструкций в подземных пространствах под зданиями и сооружениями. Могут выполнять как постоянную, так и временную укрепительную функцию. Поэтому вопросы, связанные с использованием правильной технологии и качественным выполнением этих структурных элементов, особенно актуальны.



Рассмотрены технологические требования и важные моменты контроля качества при возведении литых шлицевых стен.

#### **Введение**

В стремлении к все большему усвоению подземных городских пространств и в связи со спецификой строительства в высокоурбанизированной городской среде, шлицевые стены находят все более широкое распространение в последние десятилетия. Все чаще шлицевые стены имеют не только временную укрепительную функцию, но могут использоваться и как часть постоянной конструкции подземных пространств зданий и сооружений. Шлицевые стены исполняют роль не только внешних конструктивных элементов, но и внутренних – рис. 1 и 2. В связи с вышеуказанными причинами, вопросы, связанные с выбором и использованием правильной технологии и качественным выполнением этих структурных элементов, особенно актуальны. Разработаны и действуют нормы для этого типа строительства, соответствующие болгарские стандарты и евроноормы, технические спецификации и пр. Предметом настоящего исследования являются литые шлицевые стены, выполняемые с направляющими бордюрами. Возведенные в укрепленной тиксотропным раствором траншее и бетонированные подрядным способом. Конструкции такого типа являются подходящими для использования в сложной геотехнической обстановке, например, при строительстве метрополитена в г. София.



Рис. 1 и рис. 2. Внутренние конструктивные элементы, выполненные из шлицевых стен.

#### **Контроль качества и требования к материалам при возведении шлицевых стен**

Большое значение для качества и конструктивной надежности будущих сооружений имеют первичные материалы, которые используются при их строительстве. Рассмотрены процедуры по одобрению, контролю на соответствие и контролю качества материалов.

#### **Контроль качества бетона**

Поставщик бетона и строительная лаборатория выбираются и одобряются предварительно. Они должны иметь действующий сертификат на соответствие и аккредитацию [1]. Заказчик должен востребовать от производителя и проверить лабораторные протоколы и информацию по физико-механическим и техническим параметрам компонентов при производстве бетона (цемент, химические добавки, инертные материалы, вода). Представитель заказчика, отвечающий за качество, должен лично посетить бетонный завод и убедиться относительно производственных возможностей поставщика и используемой им техники. Важное значение имеют расстояние, интенсивность движения и состояние дорожной инфраструктуры между бетонным заводом и строительным объектом. Необходимо предварительное одобрение рецептуры на производство бетона и согласование со строительным паспортом. Пробы бетона берутся на местах, где бетон производится и/или заливается. Класс бетона, используемого при возведении литых шлицевых стен, указывается в рабочем проекте. Указываются требования к следующим характеристикам:

- класс прочности на сжатие  $\geq B 25$ ;
- класс растекаемости (консистенция) S 4;
- класс водонепроницаемости  $\geq W 0.6$ ;
- максимальный размер частиц компонентов 32 mm;
- водоцементный фактор;
- минимальное количество цемента на 1 m<sup>3</sup> бетона - согл. табл. 1.[5].

Таблица1

Соотношение между размером частиц компонентов и содержанием цемента [4].

Макс. размер частиц [mm]	Мин. содержание цемента [kg/m <sup>3</sup> ]
32	350
25	370
20	385
16	400

Качество бетона необходимо определять на основании испытаний проб как следует [3], [4]:

- для шлицевых стен площадью менее 10 000 м<sup>2</sup> – 1 проба на каждые 100 м<sup>2</sup>;
- для шлицевых стен площадью более 10 000 м<sup>2</sup> – 1 проба на каждые 150 м<sup>2</sup>, но не менее 20 проб.

Контроль качества торкрет-бетона при восстановлении и репрофилировании

Торкрет-бетон используется для санирования и укрепления шлицев. Согласно классификации видов бетона, это тип бетона, используемого „Для восстановления и усиления несущих конструкций и элементов”, категория контроля -3 [2].

Характеристики торкрет-бетона, которые необходимо контролировать:

- прочность на сжатие – В 30 (min 30 МПа);
- плотность затвердевшего бетона – при каждом испытании на прочность на сжатие;
- водонепроницаемость – min W 0.6;
- сцепление (когезия) – 24 - 28 МПа.

Контролирующая лаборатория берет дублирующие пробы. Используются безразрушительные методы для контроля характеристик сооруженных железобетонных элементов. На строительном объекте обязательно водится дневник бетонных работ [5].

#### Контроль качества армировки

Стальная арматура, используемая для армирования шлицевых стен, должна соответствовать стандарту EN 10080 [6]. Используется оребренная (рифленая) стальная арматура класса А III. Подлежит одобрению и контролю на соответствие. К армировочным пакетам шлицевых стен имеется большое количество требований (минимальные диаметры, расстояния, количество армировочных прутьев и пр.) [6]. На строительном объекте производится приемка и контроль на соответствие с проектными чертежами каждого армировочного пакета. Оформляются акты приемки и протоколы согласно Указанию №3 [7]. В случаях необходимости сварки армировочных прутьев, допускается только электродуговая [6]. Контроль качества во время сварки очень важен. Сварка должна быть надежной и в то же время не ухудшать прочностные характеристики и поперечное сечение прутьев. При более глубоких шлицах возникает необходимость в стыковке армировочных пакетов. Эта деятельность выполняется на арматурном дворе или на строительном объекте. Стыковка производится с использованием сварки или специальных приспособлений - стяжек, зажимов или скоб. Виды сварок при стыковке: электродуговая с перекрытием, электродуговая с накладками, электросопротивительная стыковая - согласно приложению № 12 [5]. Для контроля прочностных характеристик сварок используются безразрушительные и разрушительные способы. Безразрушительные способы - визуальный осмотр и проверка на дефекты. Разрушительные способы необходимы для испытаний на растяжение и срез. Количество и вид контрольных проверок предварительно указываются в спецификациях к проектной и договорной документации [5].

#### Контроль качества тиксотропного раствора

Это вид сложных растворов, обладающих свойством изменять степень статического напряжения при перемещении [8]. Имеют укрепляющую и противообрушивающую функции. В виде примеров можно привести бентонитовые суспензии, полимерные растворы, самозатвердевающие глинистые суспензии и пр. Обычно используются бентонитовые суспензии. Их характеристики приведены в таблице 2 [6].

Таблица 2

Рекомендуемые характеристики тиксотропного раствора [6]

Свойства	Степень готовности		
	Свежий	Готовый для повторного использования	Перед бетонированием
Плотность в g/ml	< 1,10	< 1,25	< 1,15
Величина Марша в s	32 до 50	32 до 60	32 до 50
Потеря флюидов в ml	< 30	< 50	неприложимо
РН	7 до 11	7 до 12	неприложимо
Содержание песка в %	неприложимо	неприложимо	< 4
Шлам в mm	< 3	< 6	неприложимо

#### Контроль качества стяжек, зажимов и скоб

Контролируются и одобряются согласно документации, удостоверяющей их соответствие: сертификаты качества, декларации о соответствии, листы технических параметров. На строительном объекте контролируется их правильный монтаж при стыковке армировочных пакетов [6].

#### Сооружение направляющих бордюров, траншей и шлицевых стен

##### Строительная траншея

Строительные траншеи прокладываются на участках от 2 до 4 м, разделяются целиками. Целики вынимаются, когда уже возведены стены в соседних траншеях. Перед началом выкопки траншей монтируются так называемые направляющие бордюры. Они выполнены из железобетона. Направляют грайферный ковш во время выкопных работ. Предохраняют от утечки суспензии и укрепляют траншею во время ее выкопки, армировки и бетонирования шлица. Направляющие бордюры трассируются, после чего оформляется экзекутивный протокол геодезического снимка. Траншея укрепляется путем ее заполнения тиксотропной суспензией с контролируемыми характеристиками согласно таблице 2. Уровень тиксотропной

суспензии должен быть не ниже 0.60 m от верхней кромки направляющих бордюров. Уровень укрепляющего раствора должен быть выше уровня подземных вод не менее, чем на 1 m [3], [5], [6]. В некоторых случаях, когда геологическое строение района позволяет, траншею раствором можно не укреплять [5]. Вертикальность и глубина траншей контролируются измерительными приборами, находящимися в используемых землеройных машинах. Перед укладкой армировочных пакетов, глубина траншеи проверяется с помощью ленты. Готовая траншея принимается актом приемки – Указание №3 [7]. Отклонения в геометрии траншей допустимы в определенных границах [3], [4], [6]. Выкопные работы проводятся под надзором инженера-геолога. Необходимо наблюдать за раскрывающимися в процессе работы пластами и следить за соответствием с предварительной геологической разведкой. Составляются геологические колонки на каждую траншею. Траншеи армируются и бетонизируются в максимально короткие сроки. Не допускается обрушивание.

#### **Армировка и бетонирование шлицевых стен**

Армировочные пакеты предварительно проверяются на соответствие с рабочими чертежами. Необходимо обращать внимание на вид и состояние стальной арматуры. Контролю подлежат несущие и монтажные сварки. Они визуальным образом контролируются на наличие дефектов [9], [10]. Часто недооценивается значение толщины бетонного слоя, покрывающего армировку. Необходимая толщина покрытия - минимум 7,5 mm [6]. Обеспечивается при использовании дистанционных колец, фиксаторов и пр. Можно использовать катящиеся фиксаторы специальной конструкции из пластмассы и фазербетона. Такие фиксаторы монтируются по поверхности стремян шлицевых стен и при спускании в траншею катятся по контуру. Они обеспечивают равномерное покрытие армировочного „скелета” бетоном. Важно правильно фиксировать детали для оформления технологических и деформационных швов. Их монтаж контролируется на соответствие с рабочими чертежами. Закладные детали для строительных связей контролируются на несоответствия с предварительно выполненными чертежами. Допускаются отклонения в определенных границах [4], [5]. Проверяется и уровень армировочного пакета во время его установки. После его правильной фиксации начинается литье бетона. Осуществляется оно так называемым котракторным способом. Бетонная смесь подается по трубопроводу, оседает на дне траншеи, выталкивая глинистый раствор по высоте. Во время бетонирования край бетонопровода должен быть погружен в бетон минимум на 1÷1.5 m, в зависимости от глубины траншеи [6]. Не допускается прерывание процесса литья бетона. На каждые 5 до 8 m<sup>3</sup> уложенного бетона измеряется его уровень [5]. Строится график зависимости „уровень – объем” уложенного бетона и сравнивается с проектом. При установлении обрушивания траншей, не допускается продолжение работ, если не предприняты предвиденные в этом случае в проекте меры.

#### **Завершительные работы – удаление слабого бетона и фрезеровка**

После выполнения шлиц нельзя допускать, чтобы закладная арматура была смята и погнута тяжелой механизацией на поверхности земли. В случае, если это произошло, запрещается выправлять прутья путем нагревания.

Верхний слой бетона после бетонирования шлиц смешан с укрепляющей суспензией, поэтому его прочностные характеристики нарушены. Слабый бетон необходимо удалить. Чтобы получить проектную высоту верхней кромки шлица, стены „доливаются”. Удаление бетона производится с помощью отбойных молотков после того, как бетон достиг до необходимой прочности. Не разрешается удаление слабого бетона с помощью механизированных молотков, так как возможно появление трещин в структуре шлиц. После удаления слабого бетона рекомендуется оставшийся слой проверить на прочность склерометром, чтобы убедиться, что он удален полностью. Во время проведения выкопных работ и литья бетонных шлицевых стен, проводится соответствующий геодезический мониторинг наклона структурных элементов. При установленном отклонении своевременно предпринимается дополнительные меры по укреплению. Кроме геодезических средств измерения используются специальные инклинометрические устройства, расположенные внутри стен. После завершения выкопных работ, приступается к фрезерованию, целью которого является устранение поверхностных шероховатостей и неровностей стены размерами более 4÷5 cm. Фреза монтируется на цепной экскаватор. Путем вращательных движений головки фрезы устраняются наплывы и неровности. Вибрации при фрезеровании должны быть минимальными, чтобы не создавать дефектов и вторичных трещин в стенах.

#### **Ремонтные и репрофилирующие работы**

После фрезерования возможно обнаружить некоторые дефекты по поверхности шлиц. Это могут быть локальные поверхностные дефекты, в виде участков армировки, непокрытых бетоном. Возможны также локальные пустоты и/или слабый бетон (грунтовые включения или неразмешанный щебень), переходящие за переднюю армировку до половины толщины стен.

Весь материал, заполняющий каверну (пустоту), - грунт, бентонит, щебень устраняется механически. Стены каверны выбиваются отбойным молотком до крепкого бетона. Бетонная поверхность моется струей воды под давлением (3 bar) для устранения пыли и отломившихся частиц бетона. Почищенные и подготовленные как указано выше, места заполняются торкрет-бетоном. Торкретная смесь должна иметь равные или более высокие классы прочности на сжатие и водонепроницаемость в сравнении со шлицами. Для создания нормальных условий протекания процессов гидратации и избежания появления трещин при усыхании в пластичном состоянии, не позже, чем через 30 минут после укладки торкрета, поверхность обрызгивается водой. Защищается от прямого солнечного нагрева. Поверхность торкретного

слоя поддерживается влажной в течение первых 7 дней после укладки. Из-за особенностей технологии укладки торкрета путем нанесения материала струей с большой скоростью и большим уплотнением, постигается очень высокая адгезия между торкрет-бетоном и существующим бетоном. На рис. 3 и рис. 4 показаны дефектные и репарированные (восстановленные) участки шлицевых стен.

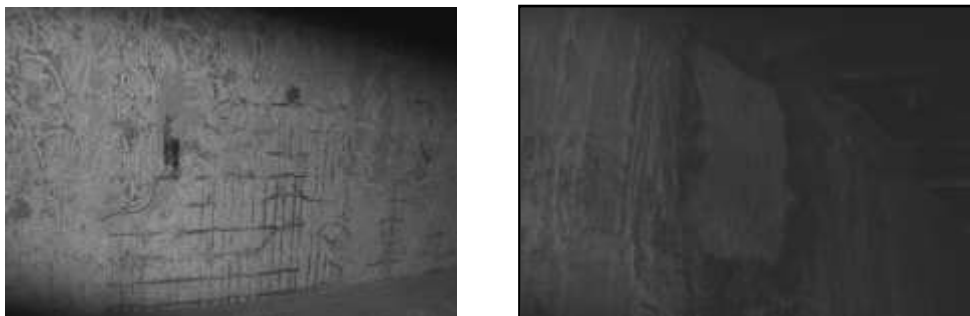


Рис. 3 и рис. 4. Дефектные и репарированные (восстановленные) участки шлицевых стен.

#### **Водонепроницаемость**

Практика и стандарты [6] показывают, что невозможно достичь абсолютную водонепроницаемость шлицевых стен, несмотря на то, что выполняются они из бетона с высоким классом водонепроницаемости. Поэтому необходимо дополнительно использовать и подходящую гидроизоляционную систему с внутренней стороны здания или сооружения. Такие меры принимаются даже в случаях, когда предвидится воздействие только инфильтрованных вод и грунтовой влаги. Возможны воздействия на конструкцию вод (в том числе сточных) и растворов из аварийовавших водопроводов, канализаций, резервуаров и хранилищ, которые могут вызвать коррозию в бетонной конструкции и потерю прочности.

#### **Заключение**

Соблюдение технологии при возведении подземных сооружений является обязательным условием их конструктивной и бытово-санитарной безопасности во время эксплуатации. Практика показывает, что технологические требования не маловажны. Экономии на материалах и невыполнение всех этапов работ с целью постижения быстрой производительности, приводят к дополнительным затратам и проблемам в будущем. Правильное и качественное проведение работ экономит немалые дополнительные расходы на исправления. Не допускаются отставания в строительных графиках со стороны как строителей так и инвеститоров.

#### **Литература**

1. Указания по основным требованиям и оценке соответствия строительных изделий.
2. БДС EN 14487-1:2005 „Торкрет-бетон – определения, требования и соответствие”
3. Сборник правил при приемке земляных основ и фундаментов.
4. Шлицевые стены. Требования к строительству. Техническая спецификация АО «Метрополитен».
5. Указание № 3 по приемке бетонных и железобетонных конструкций.
6. БДС EN 1536:2003. Выполнение специальных геотехнических работ. Шлицевые стены.
7. Указание № 3 по составлению актов и протоколов в процессе строительства.
8. Чонков Т. Строительство подземных сооружений (специальные способы). София, 1989.
9. БДС EN 25817:2001. Электродуговые сварные соединения из стали. Руководство по оценке качества в зависимости от дефектов.
10. БДС EN ISO 6520-1:2007. Сварка и близкие процессы. Классификация геометрических дефектов при сварке металлов.

**Ю.Л. РУДАКОВА, А.В. ЗЕМЦОВА**

*Казахский национальный технический университет имени К.И. Сатпаева*

## **НАБЛЮДЕНИЯ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ ГИДРОТЕХНИЧЕСКИХ СООРУЖЕНИЙ НАКОПИТЕЛЯ СТОЧНЫХ ВОД СОРБУЛАК**

Возведение крупных гидротехнических сооружений всегда связано со значительными нарушениями естественного состояния земной поверхности. В период эксплуатации приходится иметь дело с огромной массой воды, удерживаемой плотиной, разрушения которой могут затрагивать население, природные и хозяйственные объекты.

В последние годы в Казахстане уделяется большое внимание проблеме безопасности гидротехнических сооружений, которые относятся к особо опасным, технически сложным и уникальным

объектам капитального строительства и оказывают огромное влияние на экономическую, экологическую и социальную сферы деятельности республики.

В Казахстане насчитывается 653 крупных гидротехнических сооружения и свыше 200 водохранилищ общей емкостью более 80 км<sup>3</sup> (без учета прудов и малых водохранилищ, рассчитанных на задержание весеннего стока) [9].

Число аварий плотин (в основном земляных) в мире за последние 10–20 лет имеет тенденцию роста наряду с ростом крупных техногенных аварий на других объектах. Из общего числа аварий около 37% произошли на земляных и каменно-земляных плотинах вследствие перелива воды через их гребень и последующего их разрушения [5].

В Республике Казахстан произошло две таких аварии. В январе 1988 года из-за халатности местной администрации произошёл прорыв накопителя сточных вод Жаманкум (пригород Алматы), в результате которого погибли люди и скот, произошли разрушения железнодорожного и автомобильного мостов, зданий. В марте 2010 года в результате прорыва плотины был практически полностью разрушен поселок Кызылагаш, затоплены крупные участки железной дороги, погибло 45 человек.

Поэтому не случайно, что в соответствии с долгосрочной Стратегией развития страны, сегодня во главу угла ставится вопрос о предупреждении подобных катаклизмов и аварий на гидротехнических сооружениях посредством качественного мониторинга объектов [2].

К специальным каменно-набросным гидротехническим сооружениям сооружением, на котором необходимо производить наблюдение за деформациями, является накопитель сточных вод, Сорбулак (рис. 1,а).



Рис. 1. Снимок накопителя Сорбулак: а) панорамный вид накопителя сточных вод Сорбулак; б) вид платин накопителя сточных вод Сорбулак сверху (программа Google Earth)

Накопитель расположен на северо-западе от г. Алматы и занимает площадь 54 км<sup>2</sup>. Сорбулак был построен 40 лет назад, это наиболее крупное хранилище сточных вод в СНГ. Ширина накопителя - 82 метра, а длина – 15 километров. В водохранилище Сорбулак сбрасываются все сточные воды города Алматы, включая паводковые воды. Накопитель сточных вод представляет собой не что иное, как замкнутую котловину, которая за период своего существования переполнялась уже несколько раз. В связи с этим в районе возможных бедствий объявлялась чрезвычайная ситуация. С целью сдерживания водной массы водохранилища и защиты населения проживающего в зоне бедствия были построены две дамбы (рис. 1,б).

Основная опасность заключается в том, что район месторасположения водохранилища находится в зоне высокой сейсмичности и в случае землетрясения есть огромная вероятность прорыва дамбы. Если это случится, то будут сметены все близлежащие населенные пункты, масштабы катастрофы будут достигать района Балхаша. В результате могут пострадать 50 тысяч человек.

Согласно последним сведениям, которые были опубликованы в местной газете «Время» от 20 февраля 2013г. говорится, что Министерство охраны окружающей среды, на основе заключения проведенной государственной экспертизы, оповестило население о том, что Сорбулак в данный момент заполнен до краев. На сегодняшний день уровень воды в водохранилище достигает отметки 619,61 метра (контрольная отметка - 620,5), а объем воды равен 847,6 миллионам кубических метров (контрольный объем 900 млн. м<sup>3</sup>).

Опасность для функционирования дамб водохранилища Сорбулак и населения прилегающих территорий представляет наведенная сейсмическая активность, степень надежности конструкции плотины в зависимости от естественных и техногенных нагрузок и сейсмическая активность района местонахождения объекта, а учитывая данные последней экспертизы на прорыв водохранилища Сорбулак могут повлиять и обильные осадки. Поэтому очень важно производить постоянные наблюдения за накопителем сточных вод Сорбулак. На основе полученных данных можно будет фиксировать фактические изменения и причины их

возникновения, которые позволят строить предварительные прогнозы и своевременно реагировать на предстоящие опасности, а так же принимать все необходимое для их нейтрализации.

Для получения данных о состоянии гидротехнических сооружений накопителя «Сорбулак» предстоит выполнить значительный объем высокоточных геодезических работ. Все планируемые геодезические измерения, выполняемые на объекте в целях наблюдений за деформациями сооружений, относятся к разряду прецизионных работ. Поэтому высокие требования предъявляются к закладке контрольно-измерительной аппаратуры, производству измерений и технической документации.

В период эксплуатации гидротехнических сооружений накопителя необходимо проведение исследований по изменению положения точек створа плотины и береговой полосы в нижнем бьефе водохранилища.

Для изучения процессов осадок и деформаций земной поверхности в зоне плотины и прилегающей к ней территории принят метод высокоточного цифрового нивелирования по двум профилям, представляющим замкнутый нивелирный ход общей протяженностью 4 км.

Первый нивелирный ход проходит непосредственно по гребню плотины по реперам с шагом 150 – 200 м. Назначение этого профиля – контроль состояния плотины: определение качественных и количественных характеристик происходящих осадок и деформаций. Второй проходит параллельно первому на расстоянии 300 м в нижнем бьефе плотины. Этот факт позволяет считать его независимым от слияния различных факторов. Грунтовые реперы 4, 5, 6 можно принять за «куст реперов» (рис. 2).

Осадки и горизонтальные смещения наблюдаемых точек на плотине Сорбулака предполагается определять также с использованием GPS-наблюдений. В районе накопителя планируется построение локальной GPS-сети сетевым методом. На гребне плотины закладываются три репера закрепляющие концы и середину двух створов. Вне зоны деформации в стабильных и прочных породах устанавливаются опорные пункты. В качестве таких пунктов используются находящиеся рядом с объектом пункты триангуляции: Сорбулак, Каратобе и Соленная. GPS-наблюдения будут выполняются методом статики двухчастотными приемниками Trimble R7. Дальнейшая обработка полученных данных будет производиться в программном обеспечении Trimble Business Center v. 2.8.

Предлагаемые методики определения осадок и смещений плотины накопителя сточных вод Сорбулак позволят получить прогнозные характеристики изменения плотины во времени с целью ведения контроля над текущим состоянием данного сооружения.

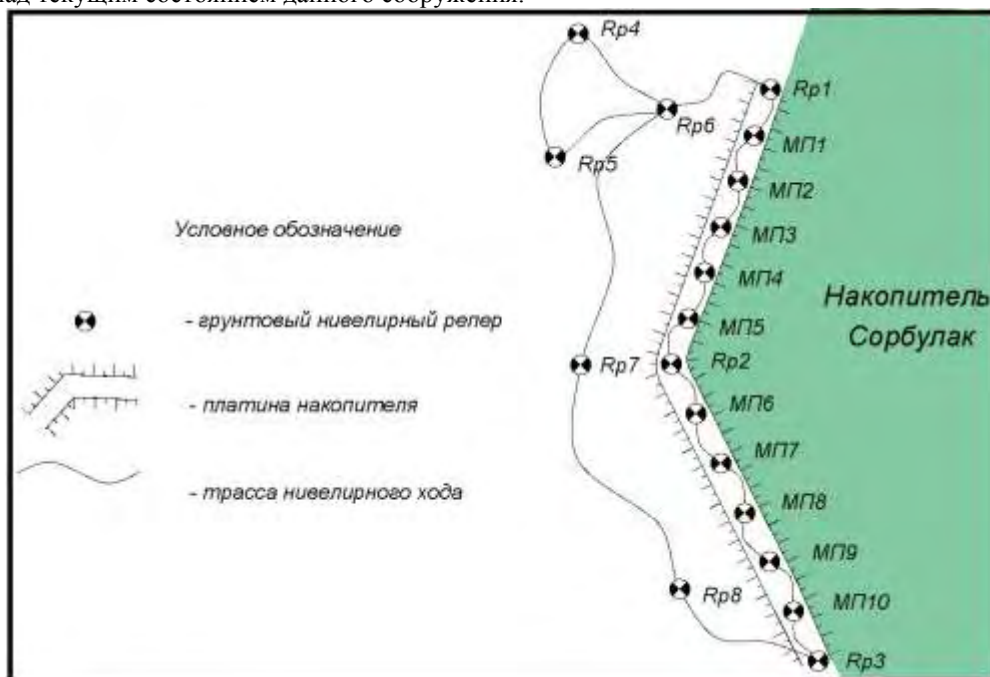


Рис. 2. Схема высотной сети плотины накопителя Сорбулак

### Литература

1. Адамбаева А., Ынтыкбаева С. «Лунный пейзаж»: газета «Новое поколение» 17 февраля 2006
2. Безопасность гидротехнических сооружений в Центральной Азии: проблемы и подходы к их решению. [www.tengrinews.kz](http://www.tengrinews.kz)
3. Возможность и необходимость применения ГНСС для мониторинга деформаций ГТС. <http://ustinov.fr/rus/articles/1-articles/68-2012-12-08-19-52-31.html>
4. Земцова А.В. Геодезический мониторинг деформационных процессов гидротехнических сооружений накопителя сточных вод «Сорбулак». 2010



5. Ляпичев Ю.П. Гидрологическая и техническая безопасность гидросооружений: Учеб. пособие. – М.: РУДН, 2008. – 222 с.
6. Нгуен В..Х. Разработка методики определения деформаций плотин гидроэлектростанций по результатам спутниковых геодезических измерений во Вьетнаме: М.: 2010 - 118с.
7. Отхожая бомба: Время, №26, 20 февраля 2013г
8. Устинов А. Анализ современных методов геодезического мониторинга гидротехнических сооружений. 4 ноября 2012
9. [http://www.eabr.ru/general//upload/reports/full\\_version\\_1\\_rus%20Besopasnost%20gidrotekh%20sooru jenii](http://www.eabr.ru/general//upload/reports/full_version_1_rus%20Besopasnost%20gidrotekh%20sooru%20jenii)

**А.М. САМЕДОВ, М.А. СНИЦАРЬ**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

## **ВЛИЯНИЕ ГЛУБИНЫ ЗАЛОЖЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ НА ДЕФОРМИРУЕМОСТЬ СОСЕДНИХ КОММУНИКАЦИОННЫХ СООРУЖЕНИЙ, НАХОДЯЩИХСЯ В СЛАБОМ ПОДСТИЛАЮЩЕМ СЛОЮ**

Рассмотрены напряженное состояние зданий, находящихся в слабом подстилающем слое, которые попадают в активные зоны влияния тяжелых подземных сооружений.

Установлено, что относительная глубина заложения тяжелого подземного сооружения, что характеризуется мелким заложением, сильно влияет на деформируемость соседних сооружений, находящихся в слабом подстилающем слое.

Определены компоненты главных напряжений возникающих на соседних коммуникационных сооружениях, на примере точечного сооружения в виде колодцев от тяжелых длинноразмерных подземных сооружениях.

В инженерной практике часто встречаются разрушения подземных коммуникационных сооружений которые находятся в зоне действия наиболее тяжелых подземных сооружений. Причиной разрушения этих сооружений может оказаться влияние напряжений от действий тяжелого сооружения, которое через грунтовое основание передается на слабый подстилающий слой и деформирует подземные коммуникационные сооружения.

Известно, что решающее влияние на изменение характера разрушения подземных сооружений оказывают наиболее тяжелые подземные сооружения находящиеся вблизи данного объекта. Хотя наиболее тяжелые подземные сооружения часто имеют глубокое заложения, которые отличаются от сооружений мелкого заложения со значительными пригрузками от веса большой толщи выше лежащих грунтов в боковой стороне сооружения, но влияние их на разрушения соседних сооружений не исключаются. Правда эта пригрузка исключает возможность разрушения основания в виде выпирания грунта на поверхность, вследствие чего достижения предельного состояния основания по прочности не сопровождается резкой просадкой фундамента, поворотом и креном его в сторону, как это наблюдается в основаниях фундаментов мелкого заложения, но опасность разрушения не исключается.

Существенное влияние на разрушения соседних сооружений имеет не абсолютная, а относительная глубина заложения фундамента тяжелого подземного сооружения фундамента. С увеличением относительной глубины заложения тяжелого подземного сооружения прочность основания сильно возрастает. Исходя из относительной глубины заложения, если принимать, что  $0,5 < \frac{h}{\varepsilon} \leq 2$  сооружения относится к мелкому заложению, тогда разрушения оснований происходит в виде выпирания грунта на стороны и на поверхность. В таких случаях можно ожидать смещения и крен соседнего сооружения.

Для фундаментов, характеризуемых состоянием  $2,0 < \frac{h}{\varepsilon} \leq 4$ , которые соответствуют развитию областей сдвигов грунтов до подошвы фундаментов, считается сооружения глубокого заложения. В таких случаях влияние тяжелого сооружения к соседним будет сопровождаться только смещением. Причем соседние сооружения находятся на расстоянии до  $l$  (рис.1).

При очень большом заглублении подземных сооружений т.е.  $\frac{h}{\varepsilon} \geq 4$  области сдвигов имеют небольшое развитие, график в зоне ВДЕ(рис.1) приобретает примерно параболическое очертание, начиная от точки Д в сторону подземных сооружений. При этом область III пассивно сдвиговая зона почти отсутствует. Величина осадки подземных сооружений значительно уменьшается с увеличением относительного заглубления сооружений. В таких случаях влияние давлений подземных сооружений на соседнее сооружения резко уменьшается.

Рассмотрим напряженное состояние подземного коммуникационного сооружения находящиеся



глубже от действующих нагрузок тяжелого длинноразмерного подземного сооружения.

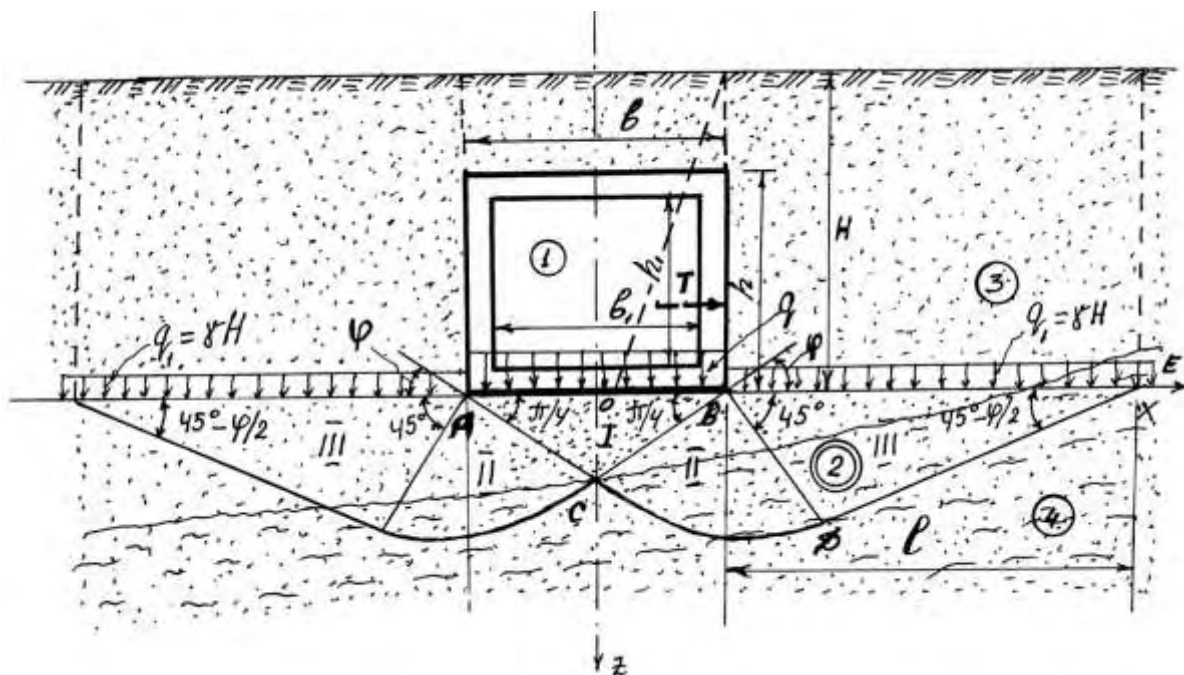


Рис. 1. Схема для определения влияния длинноразмерных подземных сооружений (1) (в виде тяжелого сооружения) к соседним подземным сооружениям (2) (в виде коллектора). I – Уплотнение ядра грунта; II – Радиально сдвигаемая зона с ограничением логарифмической спиральной кривой; III – Пассивно сдвигаемая зона с уменьшающимися напряжениями; 3 – Прочный грунт из песка средней крупности и средней плотности; 4 – Слабый подстилающий слой из пылевого песка во влажном состоянии

Допустим от подошвы фундаментов тяжелого подземного сооружения (перегонной тоннель метрополитена) на грунтовое основание действует равномерно распределенная полосовая нагрузка интенсивностью  $q$ .

На глубине массива грунтового основания внутри слабого подстилающего слоя, состоящего из пылеватого песка во влажном состоянии имеется городской коллектор, который может быть разрушен от действий нагрузки  $q$ . Требуется оценить напряженное состояние городского коллектора, чтобы выбрать соответствующие материалы для этого сооружения.

Задача относится к плоским напряженным состояниям и решения задачи выполним с помощью вычислений величины главных напряжений  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$ . На поверхности коллектора принимаем точку А. Точку А соединяем лучами с началом и концом действующей полосовой нагрузки  $q$  и получим угол  $\alpha$ . Угол  $\alpha$  называется углом видимости (рис.2).

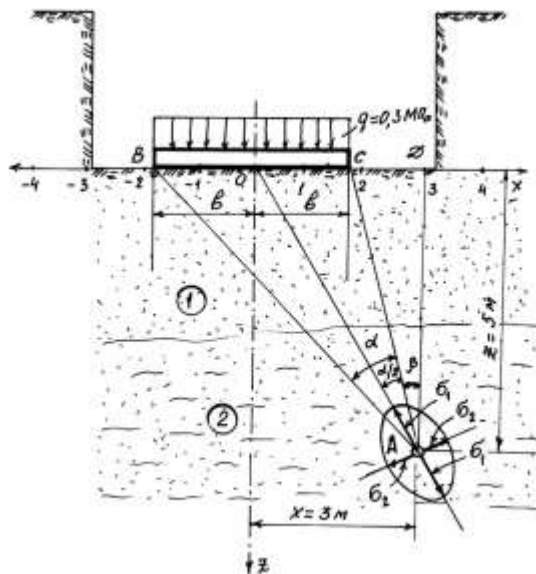


Рис. 2. Расчетная схема по определению напряженного состояния точечного объекта от нагрузки подземных туннелей: 1 – Основания из песка средней крупности и средней плотности; 2 – Слабый

подстилающий слой из пылеватого песка во влажном состоянии

Нарисуем биссектрису угла  $\alpha$ , которая делит угол на 2 равные части. Биссектриса угла  $\alpha$  будет характеризовать состояния одного главного сечения рассматриваемой точки А, а перпендикуляр к биссектрисе - состояния второго главного сечения.

Таким образом, направления главных сечений становится известными. Теперь вычисляем величины главных напряжений в точке А следующей формулой:

$$\sigma_1 = \frac{q}{\pi} (\alpha + \sin\alpha)$$

$$\sigma_2 = \frac{q}{\pi} (\alpha - \sin\alpha)$$

Здесь  $\alpha$ -измеряется радианами.

Отмечаем величины  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  в определенном масштабе от точки А и получаем эллипсоид.

Форма эллипсоида характеризует напряженное состояние данной точки А на поверхности коллектора от влияния нагрузок длинноразмерных подземных сооружений.

Форма эллипсоида характеризует напряженное состояния данной точки А на поверхности коллектора от влияния нагрузок длинноразмерных подземных сооружений.

Чем больше вытянутый эллипсоид, тем в данной точке компонент касательных напряжений имеет большую величину, а при приближении к кругу эти напряжения приближаются к нулю. Значит в этих точках, где форма эллипсоида вытянута, объект подвергается к сдвиговым деформациям, а где форма эллипсоида приближается к кругу, там происходит сжатия от нормальных компонентов напряжений.

На основании выше изложенного можно сделать следующие выводы:

1. Установлено, что глубина заложения тяжелых подземных сооружений сильно влияет на напряженное состояние коммуникационных сооружений находящихся по соседству с ними.

2. Определены главные компоненты напряжений на поверхности коммуникационных сооружений от тяжелых подземных сооружений, которые позволяют выбрать материалы конструкций для коммуникационных сооружений воспринимающих этих напряжения.

3. Построен эллипсоид главных напряжений, который позволяет оценить напряженное состояния коммуникационных сооружений, находящихся под влиянием действующих нагрузок от тяжелого подземного сооружения.

#### Литература

1. Березанцев В.Г. расчет прочности оснований сооружений. М.: Стройиздат,1960-360с.
2. Горбунов–Посадов М.И., Маликова Т.А., Соломин В.И. Расчет конструкции на упругом основании. М.: «Стройиздат», 1984-680с.
3. Мустафаев А.А. Механика грунтов (учебник для вузов на азерб. яз.) Изд. «Маариф», Баку-1973-304с.
4. Самедов А.М., Иванова Н.Н. Деформирование малоэтажных зданий от компонентов напряжений высотных домов, находящихся по соседству с ними. Журнал/ НДІБВ. «Нові технології в будівництві»,М.: 12(12), Киев, 2006г.-с.14÷19.
5. Самедов А.М. Расчет и проектирование оснований и фундаментов (учебник для вузов) Изд «Маариф», Баку – 1992г.-495с.
6. Цытович Н.А. и др.. Основания и фундаменты Изд. «Высшая школа», М.: 1970г.-382с.

**А.Ю. САРАТОВА, Е.И. ГАНШИНА**

*ДонГТУ, г. Алчевск, Украина*

## ОПТИМИЗАЦИЯ КОНСТРУКЦИИ ЖЕЛЕЗОБЕТОННОЙ ЗАТЯЖКИ ШАХТНОЙ КРЕПИ

При креплении капитальных горных выработок рамными конструкциями крепи наибольшее распространение в настоящее время получили железобетонные затяжки. Они способны обеспечить длительную эксплуатацию выработки в условиях высокого горного давления. Однако у них есть ряд существенных недостатков, среди которых основным является их большая масса (22 кг) и стоимость (20 грн. / шт. или 2,4 долл./шт. ), причём потребность таких затяжек на 1 пог. м выработки достигает 50 шт. и более. Затяжки при креплении укладывают вручную, их большая масса приводит к высоким трудовым затратам. При повышенном горном давлении затяжки разрушаются (рис. 1).

Как показали исследования, проведённые в ДонГТУ [1], характерными видами деформаций железобетонных затяжек являются: первичные трещины в бетоне, смятие углов и кромок, излом в пролётной части без и с разрывом арматуры, соскальзывание конца затяжки с фланца спецпрофиля, смятие затяжек при податливости крепи из-за уменьшения её периметра. Из всех видов деформаций лишь первичные трещины могут считаться допустимыми.

Средневзвешенная надёжность железобетонных затяжек по массиву обследованных выработок составляет в кровле 0.68; в боках - 0.80, а на участках с активным проявлением горного давления (в зоне влияния очистных работ) не превышает 0.5. Хрупкий характер разрушения железобетонных затяжек и возможность их соскальзывания со спецпрофиля крепи из-за слабого заземления концов вызывает опасность внезапных вывалов породы в выработку и травматизма горнорабочих. Поэтому разработка и оптимизация конструкции затяжки представляет собой актуальную научную задачу.

Анализ работы железобетонных затяжек показывает, что они, как правило, испытывают внецентренное сжатие и изгиб, что сопровождается образованием трещин и сколов бетона, разрывом арматуры.

Целью исследования являлось определение резервов повышения несущей способности железобетонных затяжек при одновременном снижении их массы.

Основная идея исследований состояла в том, чтобы на основе изучения особенностей и закономерностей работы затяжки, установленной на рамную податливую крепь разработать и обосновать необходимую ее несущую способность, требуемую схему армирования, за счет чего повысить технико-экономические показатели затяжки путем уменьшения ее массы и стоимости.

Задачами исследовательской работы по изучению железобетонной затяжки были:

- анализ состояния вопроса;
- проведение патентных исследований для выявления основных тенденций развития конструкций железобетонных затяжек;
- выбор и обоснование расчётной схемы затяжки;
- определение требуемой несущей способности затяжек в соответствии с несущей способностью рамной податливой крепи;
- исследование зависимости несущей способности затяжки от площади армирования и высоты защитного слоя;
- разработка оптимальной по армированию и толщине железобетонной затяжки с высокой несущей способностью;
- оценка технико-экономического эффективности применения в промышленности рекомендуемой железобетонной затяжки.

Для решения поставленной задачи использовались: аналитический метод исследований, теория расчёта железобетонных конструкций, опыт проектирования и эксплуатации железобетона [2,3]. Расчёты производились с помощью системы компьютерной алгебры из класса систем автоматизированного проектирования, ориентированной на подготовку интерактивных документов с вычислениями и визуальным сопровождением MathCad.

Железобетонная затяжка рассматривалась в рамках известной расчётной схемы как однопролётная балка под действием внешней самой неблагоприятной нагрузки со стороны пород – сосредоточенной силы в середине пролёта. При поперечном изгибе затяжки взаимодействие сжатой зоны бетона и арматуры в растянутой зоне показано на рис. 2. Для определения зависимости несущей способности затяжки от особенностей её конструкции (армирования и толщины сжатой зоны бетона) была разработана компьютерная модель в рамках математического пакета MathCad, с помощью которой были построены графики искомой зависимости несущей способности затяжки от основных влияющих факторов (рис. 3):



Рис. 1. Деформации железобетонных затяжек

$$F = f(A, B_c, h_z, h),$$

где  $A$  – площадь армирования растянутой зоны ж/б затяжки,  $m^2$ ;  
 $B_c$  – прочность бетона на сжатие, МПа;  
 $a$  – высота защитного слоя, м;  
 $h$  – высота затяжки, м.

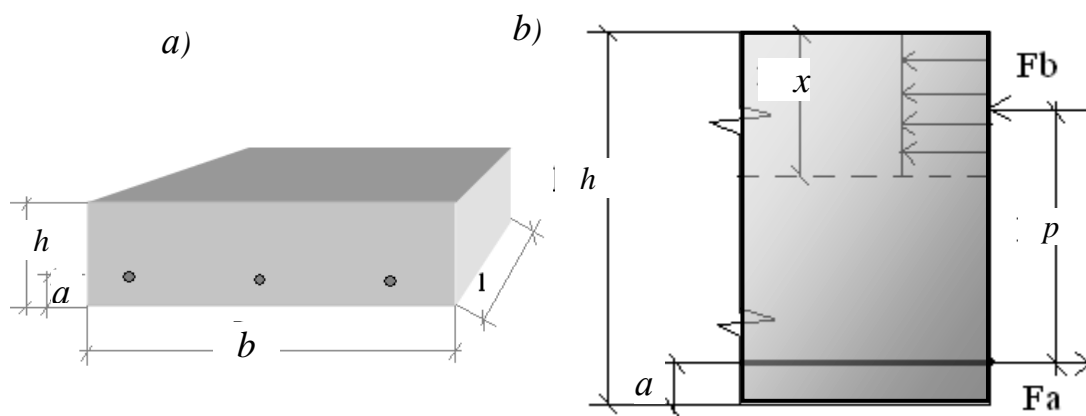


Рис. 2. Общий вид (а) и расчётная схема (б) железобетонной затяжки

В результате на основании разработанного алгоритма получили важные зависимости несущей способности затяжки  $F$  (Н) от площади арматуры  $A$  ( $m^2$ ).

На рис. 3 изображены сверху вниз: 1,2,3 - графики несущей способности стандартных затяжек по мере увеличения толщины  $a$  защитного слоя 5,10, 15 мм, нижняя кривая 4 - оптимизированная затяжка, у которой толщина  $h$  уменьшена на 20%, – с 50 до 40 мм.

Следовательно, при уменьшении толщины защитного слоя затяжки заметно увеличивается и её несущая способность  $F$ , Н. Однако уменьшать защитный слой  $a$  до нуля нельзя по технологическим условиям и особенностям взаимодействия арматуры с бетоном. Так как требуемая по нормам несущая способность затяжки должна быть равна 3,5-3,8 кН, достаточно использовать оптимизированную железобетонную затяжку с площадью арматуры  $1,5 \cdot 10^{-4} m^2$  и толщиной защитного слоя 50 мм. Большая толщина защитного слоя нецелесообразна по условиям работы железобетона в выработке, где нет циклов замораживания и оттаивания.

#### Выводы:

1) нашедшие широкое распространение в угольной промышленности ж/б затяжки излишне массивны и дороги, что ведёт к перерасходу материальных и трудовых затрат при креплении горных выработок;

2) проведенными исследованиями установлено, что можно значительно уменьшить материалоемкость железобетонной затяжки путём оптимизации её конструкции;

3) в настоящее время при существующей технологии изготовления и промышленного использования железобетонной затяжки допустимо уменьшить её толщину на 20%, изменив её арматурный каркас и его пространственное расположение;

4) переход на оптимальную конструкцию ж/б затяжек позволит снизить их массу с 22 кг до 17,6 кг, уменьшить расход

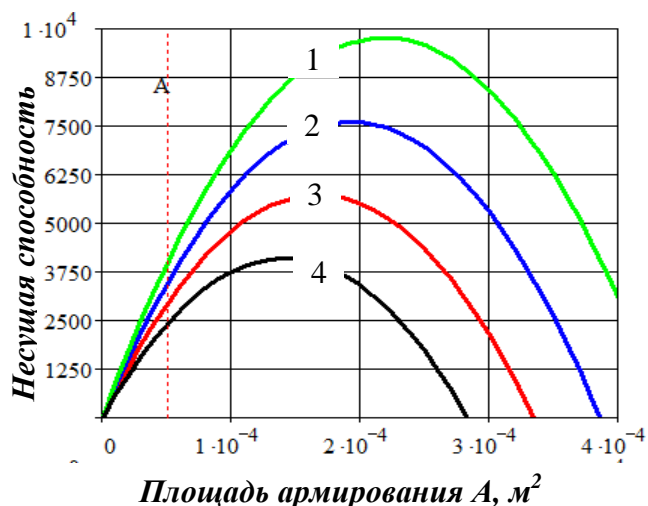


Рис. 3. Расчётные графики зависимости несущей способности затяжки  $F$ , Н от площади её армирования  $A$ ,  $m^2$  при разной толщине защитного слоя  $a$ , м.

бетона до  $0,2 m^3$  на 100 шт. затяжек, снизить транспортные расходы и трудозатраты на установку затяжек при креплении на 20-25%, стоимость затяжки при этом снизится с 20 до 16 тыс. грн. (с 2,4 тыс. долл. до 1,9 тыс. долл.) за 1000 затяжек или на 150-200 тыс. грн. (18,4 – 24,5 тыс. долл.) на 1 км горной выработки.

Поэтому можно считать новую затяжку для крепления капитальных выработок весьма перспективной и заслуживающей широкого внедрения вместо обычных затяжек.

## Литература

1. Литвинский Г.Г. и др. Межрамные ограждения шахтной крепи / Г.Г. Литвинский, Г.И. Гайко, И.В. Малеев, В.Б. Волошин – Алчевск: ДГМИ, 2000. – 110 с.
2. Пособие по проектированию бетонных и железобетонных конструкций из тяжелого бетона без предварительного напряжения арматуры (к СП 52-101-2003) / - М.: Центральный научно-исследовательский и проектно-экспериментальный институт промышленных зданий и сооружений (ЦНИИПРОМЗДАНИЙ), 2005. – 304 с.
3. Байков В.Н., Сигалов Э.Е. Железобетонные конструкции. Общий курс. – М.: Стройиздат, 1991. – 448 с.

**Ю.М. СЕЛЕЗНЕВА, Е.В. БЛИННИКОВА**

*Украинский государственный научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики и маркшейдерского дела (УкрНИМИ) НАН Украины*

## **ПАРАМЕТРЫ МАЛОАМПЛИТУДНОЙ НАРУШЕННОСТИ КАК ГЛАВНЫЙ ФАКТОР РИСКА НЕВЫПОЛНЕНИЯ КАЛЕНДАРНОГО ПЛАНА РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ**

Каменный уголь является главным источником энергетической независимости Украины от поставок газа, нефти и ядерного топлива. Вместе с тем глубина разработки украинских угольных месторождений увеличилась до 700 - 1000 метров и более. В связи с этим увеличивается уровень горного давления, усложняются условия разработки из-за повышенного содержания газа, интенсивной нарушенности месторождений, высокой температуры и других негативных факторов. С учетом того что условия разработки ухудшаются – календарные планы развития горных работ составляются все с большей напряженностью, что повышает риск невыполнения календарных планов, и, вследствие, влечет за собой снижение рентабельности подземной угледобычи. В связи с этим оценка рисков невыполнения календарных планов развития горных работ является важной научно-технической задачей.

Целью данной статьи является снижение рисков невыполнения календарного плана развития горных работ, в частности с помощью методов дополнительной разведки месторождений.

Теоретическая значимость полученных результатов заключается в разработке стохастической имитационной сетевой модели календарного плана развития горных работ и доказательству того, что максимальные риски задержки сроков выполнения календарного плана обусловлены малоамплитудной нарушенностью. Практическое значение заключается в разработке методов снижения рисков невыполнения развития календарного плана горных работ.

Модель управления внутренними рисками проекта отработки новых запасов [1-3] приведена на рисунке 1. Маневрирование очистным забоем во всех случаях осуществляется в условиях неполной геологической информации о параметрах малоамплитудной нарушенности. Из-за этого успешное парирование проектных рисков, связанных с переходом геологических нарушений встречается нечасто.

В настоящее время методы дополнительной разведки месторождений угля получили существенное развитие, в результате чего увеличилась надежность и достоверность результатов разведки [4, 5].

Томография массива горных пород основана на определении скорости распространения сейсмических или электромагнитных волн в исследуемой среде. Чаще всего применяются схемы прозвучивания и отражения волн.

На рисунке 2 показана схема прозвучивания выемочного столба с помощью системы анкеров, которые используются в качестве излучателей и геофонов, выполняющих роль приемников. При этом сейсмические сигналы в виде продольных и поперечных волн приходят от каждого анкера-излучателя к каждому геофону-приемнику.

На рисунке 3 показано распределение сейсмических волн по площади выемочного столба, подготовленного к отработке в условиях угольной шахты. Затем исходную информацию в виде волнового поля обрабатывают специальными алгоритмами и получают распределение скоростей распространения сейсмических волн по площади выемочного столба.

Практика показывает, что скорость распространения сейсмических волн в пределах площади одного и того же выемочного столба может меняться в два и более раз. Так на распределении, приведенном на рисунке 3 скорость распространения сейсмических волн изменяется от 1100 м/сек до 2000 м/сек. Основными причинами вариации скорости распространения сейсмических волн являются непостоянное строение толщи (например, наличие замещений угольного пласта прочным песчаником), зоны повышенной трещиноватости, а также малоамплитудные геологические нарушения.

Применение томографии массива горных пород позволяет получить значительный экономический эффект за счет снижения потерь пригодных к выемке участков выемочного столба, сохранения проектных темпов отработки запасов, и уменьшения износа оборудования.



Рис. 1. Модель управления рисками



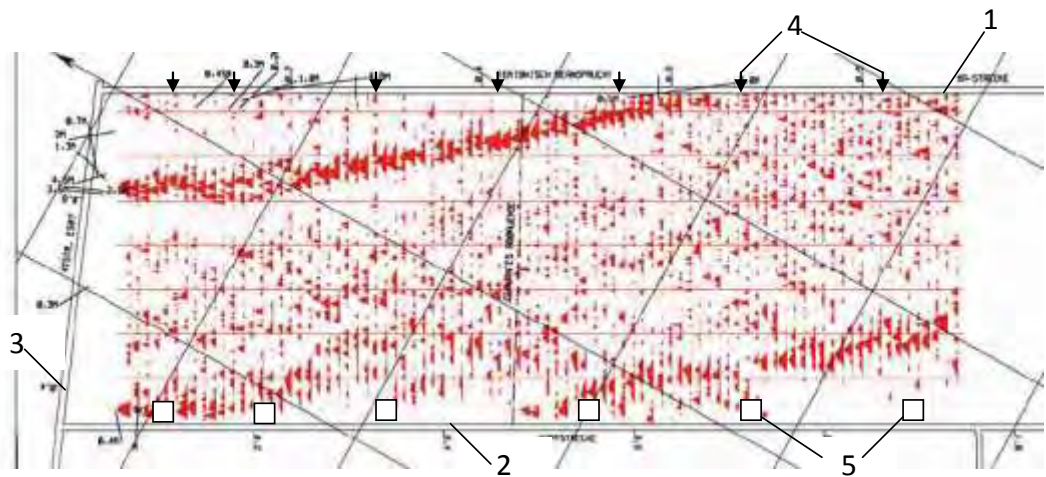


Рис. 2. Схема прозвучивания выемочного столба, совмещенная с распределением волнового поля сейсмограмм

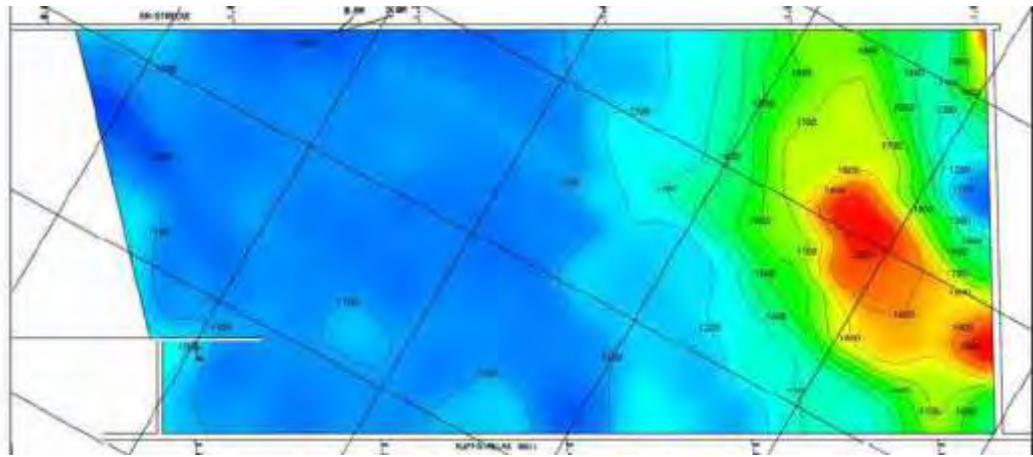


Рисунок 3 - Распределение скорости распространения сейсмических волн в пределах площади выемочного столба

### Литература

1. Пискунова Н.В. Системный подход к разрешению проблем шахт Украины // Уголь Украины. – 2002. – № 5. – С. 13-16.
2. Алавердян Л.Н. Уголь в системе энергообеспечения национальной экономики // Уголь Украины. – 2008. – № 6. – С. 9-12.
3. Литвин А.А. Философско-методологическое осмысление понятия риска // Філософія науки: традиції та інновації, 2009. – № 1. – С. 24-31.
4. Глухов А.А., Компаниец А.И., Анциферов А.В. Прогноз тектонических нарушений угольных пластов методом сейсмического просвечивания // Уголь Украины. – 2007. – № 8. – С.41-45.
5. Нагорный Ю.Н., Нагорный В.Н. Прогноз степени нарушенности пластов мелкоамплитудными разрывами на глубоких горизонтах // Уголь Украины. – 1984. – № 4. – С. 36-37.



## **ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ПРОХОДКИ ПРОТЯЖЕННЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В КРЕПКИХ ПОРОДАХ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ**

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Среди основных направлений расширения минерально-сырьевой базы Криворожского железорудного бассейна большое значение имеет разработка богатых руд на глубоких горизонтах.

Одной из основных проблем шахт Криворожского бассейна является отставание по строительству новых горизонтов, которое составляет по 5-8 лет в зависимости от шахты, что в свою очередь влечет за собой значительное снижение объемов производства товарной продукции и угрозу консервации шахт в связи с отсутствием подготовленных запасов рудного сырья (притом, что на глубине 1500 м суммарные запасы богатой железной руды составляют свыше 1500 млн. т).

Анализ исследований и публикаций. Последние разработки буровой, погрузочной и вспомогательной техники ведущих производителей применяются на шахтах и рудниках многих стран мира. Основным направлением совершенствования современного горного оборудования, в частности разработок шведской компании «Atlas Copco» и финской «Sandvik Tamrock», является применение на буровых установках и погрузочных машинах компьютеров со специальным программным обеспечением, которое имеет широкие возможности. Высокий уровень автоматизации, компьютеризации и программирования требует внедрения новых подходов к разработке технологических решений проходки горных выработок, обеспечивающих максимальное использование возможностей современной проходческой техники [1].

В этом направлении работы ведутся на ведущих рудниках мира: Anglo Platinum Group (Южная Африка), «KGHM» (Польша), Kemi (Финляндия), El-Teniente (Чили), Barrick Goldstrike Mines (США) и других. Не являются исключением и постсоветские государства. В ряде стран, где ведется интенсивная подземная добыча полезных ископаемых, в том числе и в России, проводятся работы по развитию технологий строительства подземных сооружений, прорабатываются новые методы и методологии подготовки месторождений к разработке полезных ископаемых подземным способом с использованием новейшего проходческого оборудования [2].

Постановка задачи. Анализ показал, что в настоящее время весьма важной является задача обоснования параметров технологии проходки протяженных горизонтальных выработок, которые обеспечат снижение капитальных затрат и трудоёмкости работ, повышение скорости проходки в крепких породах за счёт рационального использования возможностей высокопроизводительных проходческих комплексов.

Изложение материала и результаты. В последние годы при проходке подземных капитальных, подготовительных и очистных выработок на рудниках применяется высокопроизводительное самоходное проходческое оборудование с автономным дизельным или электрическим приводом. Однако при традиционной организации ведения проходческих работ, применение комплексов самоходного оборудования в одном забое, как правило, не оправдывает материальных затрат на их приобретение, так как в большинстве случаев техника значительную часть времени простаивает в ожидании фронта работ.

Анализ производственной деятельности ряда шахт Публичного Акционерного Общества «Криворожский железорудный комбинат» (ПАО «КЖРК») показал наличие тесной связи между технической производительностью проходческого оборудования и коэффициентом его использования (КИО). Данный показатель характеризует степень производительного использования оборудования, как активной части производственных основных фондов. В большинстве случаев КИО рассчитывается как отношение продолжительности фактической работы оборудования к плановому фонду времени [3]. Установлено, что чем большую техническую производительность имеет самоходное оборудование, тем ниже коэффициент его использования. Это можно объяснить многооперационностью взаимосвязанных систем параметров и операций, составляющих производственный процесс, а также вероятностной и естественной продолжительностью их выполнения. Следует отметить, что обычно применяемый для повышения КИО многозабойный способ ведения проходческих работ, базирующийся исключительно на основе практического опыта и интуиции инженерно-технических работников, хотя и доказал свою эффективность при использовании традиционной техники, в данном случае не дает положительных результатов.

С целью обоснования рациональных параметров технологии проходки с использованием современных проходческих комплексов был проведен сравнительный анализ темпов проходки выработок на строительстве новых горизонтов при использовании традиционной и новой техники. На основании полученных результатов построены соответствующие графики, рис. 1.

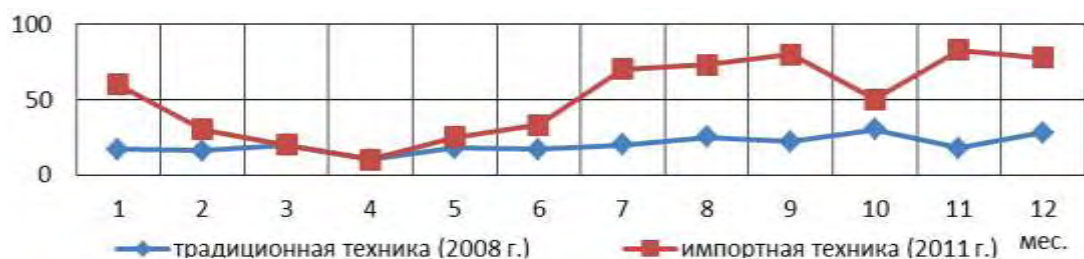


Рис. 1. Темпы проходки квершлага гор.1390м шахты «Родина» ПАО «КЖРК»:

1 – с применением традиционной техники (2008 г.);

2 - с применением импортной техники (2011 г.).

Для условий шахт ПАО «КЖРК» были произведены расчеты проходческих циклов при проведении протяженных горизонтальных выработок. Первый вариант расчета – с использованием отечественного оборудования – буровой каретки УБШ и погрузочной машины ППН-3 заходками 1,8 м, второй вариант – с использованием нового оборудования компаний «Atlas Copco» и «Sandvik Tamrock» заходками 3,0 м.

В результате расчета определены продолжительности операций проходческого цикла при проведении протяженных горизонтальных горных выработок импортной и отечественной техникой, представленные соответственно в табл. 1 и табл. 2. В основу расчета заложено по 16 циклов проходки, с техническим обслуживанием техники и настилкой рельсового пути. Установлено, что продолжительность проходки традиционной техникой за 16 циклов составляет 618 часов, а продолжительность проходки новой техникой за 16 циклов составляет 377 часов. Это составляет соответственно 30 и 19 дней.

Таблица 1

Наименование работ ( $l=3.0$ м.)	Ед. измерения	Объём	Час (мин.)	Склад Ланки	%
Проветривания забоя			65		6%
Подготовка НДМ к работе и ее перегон			27	1	2%
ПЗБС			15	2	1%
Уборка породы	вес.	35	455	2	39%
Перегон и подготовка каретки к бурению			26	2	2%
Бурение шпуров под анкерную крепь	шт.	24	48	1	4%
Установки болтов	кол.	24	48	2	4%
Бурение шпуров по забою и под коммуникации	шт.м.	76	304	2	26%
Перегон каретки до камеры НДМ			36	2	3%
Настилка временного рельсового пути					0%
Доставка ВВ	кг	188	209	3	18%
Заряжание и взрывание	шт.м.	228,3	143	3	12%
<b>Всего:</b>	<b>мин.</b>		1167	7	100%
<b>Расчет времени на 1 цикл</b>	<b>часов</b>		2,8		

Таблица 2

Наименование работ ( $l=1,8$ м.)	Ед. измерения	Объём	Час (мин.)	Склад Ланки	%
Проветривания забоя			24		1%
Подготовка НДМ к работе и ее перегон			26	1	1%
ПЗБС			15	2	1%
Уборка породы	вес.	35	735	2	31%
Перегон и подготовка каретки к бурению			28	2	2%
Бурение шпуров под анкерную крепь	шт.	24	156	1	7%
Установки болтов	кол.	24	72	2	3%
Бурение шпуров по забою и под коммуникации	шт.м.	64	916	2	39%
Перегон каретки до камеры НДМ			14	2	1%
Нарращивание трубопровода			14	2	1%
Заклочение звена выдвжных рельсов			17	2	1%
Настилка временного рельсового пути		2	74,1	2	3%
Доставка ВВ	кг	102,4	114	3	5%
Заряжание и взрывание	шт.м.	128	143	3	6%
<b>Всего:</b>	<b>мин.</b>		2348	7	100%
<b>Расчет времени на 1 цикл</b>	<b>часов</b>		5,6		

Анализ полученных результатов показал, что при использовании традиционной техники значение КИО составляет 5,6 смены, а при новой технике – КИО = 2,8 смены. За 16 циклов суммарная длина пройденной выработки составляет 32 м при традиционной технике (30 суток) и 48 м – при новой (19 суток). Если взять за основу работу техники в течение 30 суток, то комплексы современного оборудования обеспечат за этот период 28 проходческих циклов с суммарным продвиганием забоя 84 м.

Выводы и направление дальнейших исследований. При технологии сооружения протяженных выработок с использованием высокопроизводительного проходческого оборудования возможно увеличение объемов выработки в 2-3 раза, значительно улучшаются условия труда проходчиков, существенно снижается трудоемкость работ и уровень травматизма. Это позволяет повысить интенсивность подготовки горизонтов и уменьшить общее количество техники и работающего персонала.

Вместе с тем, режимы работы высокопроизводительного оборудования не являются оптимальными, поскольку характеризуются низкими значениями коэффициентов его использования. Дальнейшие исследования следует направить на совершенствование схем подготовки новых горизонтов и разработку стратегии организации проходческих работ, которые позволили бы максимально использовать возможности современной проходческой техники.

### Литература

1. Ульф Линдер. Горное дело и строительство – Особые инновации: RCS, Atlas Copco Rock Drills AB, SE-701 91 Örebro, Sweden. – 2011 - №1, - С. 20-22.
2. Каргозия Б.А., Федунец Б.И., Шуплик М.Н. и др. Шахтное и подземное строительство: Учеб для вузов – 3-е изд., - М: Издательство Московского государственного горного университета, 2003.-Т.1.-723с., Т.2.-815с.
3. Андреев Б.М., Кононенко В.В., Бровко Д.В. Оптимізації часу проведення гірських виробок при реконструкції шахт // Вісник Криворізького технічного університету: Збірник наукових праць. – Кривий Ріг: КТУ. – 2010. – Вип. 25. – С. 56 – 61.

**А.Г. СОВГИРЕНКО, В.В. РЯБЧИЙ**

*Національний горний університет, Днепропетровск, Україна*

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СРЕДНИХ КВАДРАТИЧЕСКИХ ПОГРЕШНОСТЕЙ КООРДИНАТ УГЛОВ ПОВОРОТОВ ГРАНИЦ ЗЕМЕЛЬНЫХ УЧАСТКОВ НА ТОЧНОСТЬ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ИХ ПЛОЩАДЕЙ ПРИ ИНВЕНТАРИЗАЦИИ ЗЕМЕЛЬ**

Актуальность. Инвентаризация земель является одним из основных мероприятий при проведении землеустройства. Последним нормативно-правовым актом, который регулирует процесс инвентаризации земель в Украине, является «Порядок проведения інвентаризації земель» [1]. Данный нормативно-правовой акт содержит значения граничных погрешностей углов поворотов границ земельных участков, которые необходимо выдерживать при выполнении геодезических работ. Однако в [1] не указаны допустимые средние квадратические погрешности определения площадей. При инвентаризации земельные участки могут иметь различные площади, и с какой допустимой погрешностью они могут быть определены – неизвестно.

Цель – исследование влияния инструктивных [1] значений средних квадратических погрешностей координат углов поворотов границ земельных участков на точность определения их площадей при инвентаризации земель.

В ходе данной работы были поставлены такие задачи:

- проанализировать средние квадратические погрешности определения площадей с учетом регламентируемых в [1] граничных средних квадратических погрешностей углов поворотов границ земельных участков;
- проанализировать, как полученные погрешности будут искажать «номинальные» значения площадей и длины сторон земельных участков.

Основная часть. Согласно [1] средняя квадратическая погрешность положения межевого знака относительно ближайших пунктов государственной геодезической сети сгущения, городских сетей не должна превышать, в городах Киеве, Севастополе, городах – областных центрах – 0,1 м, в других городах и поселках – 0,2 м, в селах – 0,3 м, за пределами населенных пунктов – 0,5 м.

Для данной работы, исследуем земельные участки с площадью от одного до тридцати шести гектаров. Конфигурация данных участков – прямоугольная и квадратная, с коэффициентом вытянутости  $k$  от 1 до 2. Как уже отмечалось в [2], коэффициент вытянутости влияет на погрешность определения площади, и с его увеличением погрешность возрастает. Межевые знаки запроектируем через 200 м, в соответствии с

пунктом 3.5 [3]. По этим исходным данным, рассчитаем средние квадратические погрешности определения площадей  $m_s$  по формуле:

$$m_s = \frac{m_t}{2\sqrt{2}} \sqrt{\sum_{i=1}^n L_i^2}, \quad (1)$$

где  $m_t$  – средняя квадратическая погрешность положения углов поворотов границ земельного участка;  $L_i$  – расстояние между  $(i - 1)$  и  $(i + 1)$  углами поворотов границ земельного участка;  $i$  – порядковый номер угла поворота границ земельного участка.

Если земельный участок прямоугольной формы, имеет четыре угла поворота, и известна его диагональ  $D$ , то формулу (1) можно представить в виде:

$$m_s = \frac{m_t}{\sqrt{2}} D. \quad (2)$$

### Результаты расчетов

Результаты определения средних квадратических погрешностей площадей занесены в табл. 1

Таблица 1

Значения средних квадратических погрешностей площадей

Длина $a$ , м	Ширина $b$ , м	Площадь $S$ , га	Диагональ $D$ , м	$\sqrt{\sum_{i=1}^n L_i^2}$ м	При $m_t=0,1$ м $m_s$ , м <sup>2</sup>	При $m_t=0,2$ м $m_s$ , м <sup>2</sup>	При $m_t=0,3$ м $m_s$ , м <sup>2</sup>	При $m_t=0,5$ м $m_s$ , м <sup>2</sup>
$k=1$								
100	100	1	141,42		10	20	30	50
200	200	4	282,84		20	40	60	100
300	300	9		734,85	25,98	51,96	77,94	129,9
400	400	16		979,8	34,64	69,28	103,92	173,21
500	500	25		1232,88	43,59	87,18	130,77	217,94
600	600	36		1264,91	44,72	89,44	134,16	223,61
$k=2$								
200	100	2	223,61		15,81	31,62	47,43	79,06
400	200	8		721,11	25,5	50,99	76,49	127,48
600	300	18		1034,41	36,57	73,14	109,72	182,86
800	400	32		1264,91	44,72	89,44	134,16	223,61

На основании значений, полученных в табл.1, построен график зависимости средней квадратической погрешности площади от ее значения при  $k = 1$ .

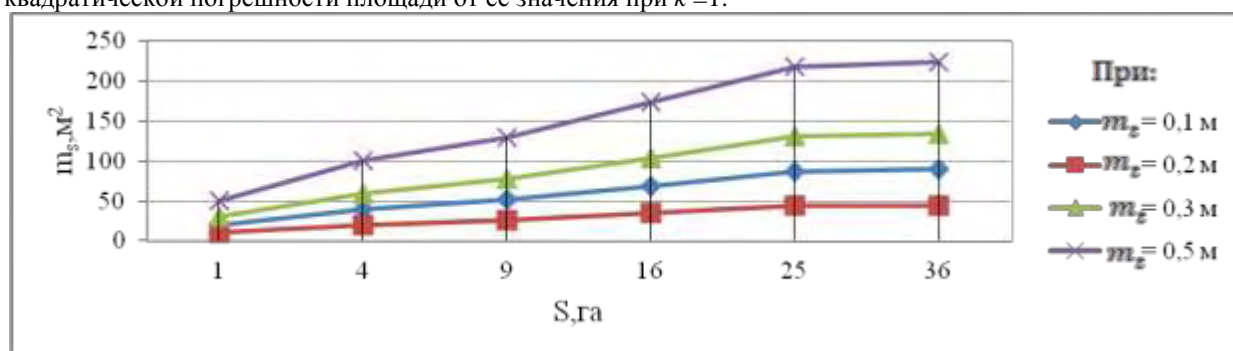


Рис. 1. График зависимости средней квадратической погрешности площади от ее значения

Анализируя данные в табл.1, а также график (рис.1), можно сделать вывод, что при увеличении площади земельного участка, значение средней квадратической погрешности площади возрастает. Также можно видеть, что эти погрешности значительны (от 10 – до 224 м<sup>2</sup>).

Рассмотрим теперь, как с учетом полученных предельных погрешностей могут быть искажены длины сторон земельных участков. Для этого введем понятие «номинальная площадь», т.е. – это исходная площадь участка, без учета погрешности определения площади. С учетом значения средней квадратической погрешности площади рассчитаем «новые» длины сторон. Результаты расчетов приведены в табл. 2.

Большие земельные участки были разделены на небольшие участки. Сумма площадей этих небольших земельных участков должна быть равной площади большого земельного участка. Определим средние квадратические погрешности площадей больших и небольших земельных участков, а также средние

квадратические погрешности их сумм. Результаты расчетов при  $m_{\epsilon}=0,5$  м приведены в табл. 3.

Таблица 2

Значения «новых» длин сторон земельных участков прямоугольной формы

$S$ , га	$m_s$ , м <sup>2</sup>	$S + m_s$ , м <sup>2</sup>	$S - m_s$ , м <sup>2</sup>	$a$ , м	$b^+$ , м	$b^-$ , м	+ $\Delta$ , м	- $\Delta$ , м
5	113,19	50113,19	49886,81	250,00	200,45	199,55	0,45	-0,45
8	127,48	80127,48	79872,52	400,00	200,32	199,68	0,32	-0,32
18	182,86	180182,86	179817,14	600,00	300,30	299,70	0,30	-0,30
32	223,61	320223,61	319776,39	800,00	400,28	399,72	0,28	-0,28

Продолжение таблицы 2

$b$ , м	$a^+$ , м	$a^-$ , м	+ $\Delta$ , м	- $\Delta$ , м
200,00	250,57	249,43	0,57	-0,57
200,00	400,64	399,36	0,64	-0,64
300,00	600,61	599,39	0,61	-0,61
400,00	800,56	799,44	0,56	-0,56

Таблица 3

Значения средних квадратических погрешностей суммы площадей небольших участков

№ п/п	Площадь большого земельного участка $S$ , га	СКП $m_{sb}$ , м <sup>2</sup>	Количество земельных участков с небольшой площадью	Площадь небольшого земельного участка $S$ , га	СКП $m_{sn}$ , м <sup>2</sup>	СКП суммы площадей $m_{\Sigma sn}$ , м <sup>2</sup>	$\Delta_s = m_{\Sigma sn} - m_{sb}$ , м <sup>2</sup>
1	20	146,97	4	5	113,19	226,38	79,40
2	48	226,38	12	4	100,00	346,41	120,02
3	100	300,00	25	4	100,00	500,00	200,00

Полученные данные, приведенные в табл. 3, показывают, что средняя квадратическая погрешность суммы площадей небольших участков значительно превышает среднюю квадратическую погрешность площади большого участка (от 79 – до 200 м<sup>2</sup>).

Выводы. Анализируя полученные результаты, было установлено, что значения средних квадратических погрешностей для площадей от 1 га до 36 га при средних квадратических погрешностях положения углов поворотов равных 0,1 м, изменяются в пределах от 10 – до 45 м<sup>2</sup>; при средних квадратических погрешностях положения углов поворотов равных 0,2 м – от 20 – 89 м<sup>2</sup>; при средних квадратических погрешностях положения углов поворотов равных 0,3 м – от 30 – 134 м<sup>2</sup>; при средних квадратических погрешностях положения углов поворотов равных 0,5 м – от 50 – 224 м<sup>2</sup>.

Так как в [1], не указаны допустимые значения средних квадратических погрешностей площадей, то для случая, когда средняя квадратическая погрешность положения углов поворотов равна 0,1 м, вычисленные значения средних квадратических погрешностей площадей можно принять, как допустимые. Для случаев, когда средняя квадратическая погрешность положения координат углов поворотов равна от 0,2 – 0,5 м, значения средних квадратических погрешностей площадей довольно значительны, и они могут исказить как значения площадей, так и значения длин сторон земельных участков.

Кроме того, сумма площадей отдельных участков не будет совпадать с общей площадью всего большого земельного участка. Поэтому, в случае определения площадей в городах (не областных центрах), поселках, селах и за границами населенных пунктов, предлагается уменьшить значения допустимых средних квадратических погрешностей положения координат углов поворотов границ земельных участков.

### Литература

1. Порядок проведения інвентаризації земель, затверджений постановою Кабінету Міністрів України від 23.05.2012 № 513.
2. Рябчий В.В. Визначення допустимих значень середніх квадратичних похибок площ земельних ділянок за межами населених пунктів / В.В. Рябчий., М.В. Трегуб // Геодезія, картографія та аерофотознімання. – 2011. – Вип. 74. – С. 136 –142.
3. Інструкція про встановлення (відновлення) меж земельних ділянок в натурі (на місцевості) та їх закріплення межовими знаками, затверджена наказом Державного комітету України із земельних ресурсів від 18.05.2010 № 376, із змінами та доповненнями, внесеними наказом Державного комітету України із земельних ресурсів від 25.02.2011 №117

## ПОВЕРХНОСТНАЯ ЭНЕРГИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

### Актуальность темы

Анализ теорий разрушения горных пород Кулона-Мора, Треска, Прандтля, Шлейхера, Ирвина, Орвана и других показал, что они не учитывают: молекулярное строение породы. Присутствие эмпирических показателей снижает достоверность результатов. Наличие указанных недостатков приводит к увеличению энергозатрат и снижению КПД разрушения. Уточнение математического аппарата является актуальной научной задачей так как позволяет учесть технологические и физико-механические показатели разрушения горных пород в функциональном виде.

### Материал и результаты исследований

Понятие «поверхностная энергия»  $\gamma$  связано с межмолекулярным взаимодействием. На молекулы внутри горных пород действуют силы притяжения со стороны других молекул. Их равнодействующая равна нулю. Для молекул, находящихся на поверхности, равнодействующая сил притяжения не равна нулю и ее вектор направлен внутрь породы, перпендикулярно к поверхности. Молекулы поверхностного слоя имеют дополнительную потенциальную энергию, которая называется поверхностной энергией. При образовании поверхности разделения фаз затрачивается работа преодоления поверхностной энергии. Для уменьшения энергоемкости разделения фаз горных пород, целесообразно разработать математическую модель расчета поверхностной энергии на молекулярном уровне и выбрать параметр управления последней. Удельная поверхностная энергия горной породы  $\gamma$ , Дж/м<sup>2</sup> [1]:

$$\gamma = E \cdot \alpha_0^2 / \left( Y_0 \cdot \pi^2 \right), \quad (1)$$

где  $E$  - модуль упругости тела, Па;

$\alpha_0$  - радиус действия межмолекулярных сил притяжения, м;

$Y_0$  - расстояние между соседними плоскостями расщепления, м.

Из формулы Вульфа-Брегга [2], расстояние между соседними плоскостями расщепления, м:

$$Y_0 = \eta \cdot \lambda / (2 \cdot \sin \theta), \quad (2)$$

где  $\eta$  - порядок дифракционного спектра потока электронов материала, о.е.;

$\lambda$  - длина волны потока электронов материала, м;

$\theta$  - угол отражения дифракционного потока электронов материала, градус.

Модуль Юнга с учетом молекулярного строения породы, Па [3]:

$$E = 2c \cdot K / (c + 1), \quad (3)$$

где  $c$  - размерность пространства решетки [4], о.е.;

$K$  - коэффициент поверхностного натяжения материала, Па.

Физический смысл размерности пространства решетки связан с плоскостями расщепления и индексами Миллера. Если плоскость расщепления пересекает три грани кристаллической решетки, то размерность пространства  $c = 3$ , если две, то  $c = 2$ , если одна, то  $c = 1$ .

В уравнении (3) не учтены длина ребра кристаллической решетки  $a$ , поэтому (4) принимает вид:

$$E = \frac{2 \cdot c}{c + 1} \cdot \frac{K}{a}, \quad (4)$$

Коэффициент поверхностного натяжения материала  $K$  [5]:

$$K = Z \cdot Q \cdot \rho \cdot \delta, \quad (5)$$

где  $Z$  - число атомных слоев в поверхностном слое материала, о.е.;

$Q$  - удельная теплоемкость плавления, Дж/кг;

$\rho$  - плотность материала, кг/м<sup>3</sup>;

$\delta$  - толщина поверхностного слоя материала, м.

Горные породы, имеют трехмерную кристаллическую решетку. При такой решетке, число атомных

слоев в поверхностном слое материала площадью  $1 \text{ м}^2$ ,  $Z = 10^6$  [6]. После подстановки (5) в (4) получено:

$$E = \frac{2 \cdot c}{(c+1) \cdot a} \cdot Z \cdot Q \cdot \rho \cdot \delta \quad (6)$$

В (6) представлен дискретный подход с учетом параметров молекулярного строения горных пород. Предел прочности на разрыв межмолекулярных связей [7]:

$$\sigma_p = \sqrt{\frac{2 \cdot E \cdot K}{\pi \cdot l}} \quad (7)$$

Изменения в горных породах, вызванные перепадами температуры, выветриванием, перераспределением горных нагрузок, тектоническими движениями, насыщением или потерей жидкости, сопровождающиеся возникновением трещин, разуплотнением и дилатансией. Учтен фактор наличия микротрещин в породе через параметр  $l$  - длина гипотетической трещины, м. После подстановки (5) и (6) в (7), получено:

$$\sigma_p = \sqrt{\frac{4 \cdot c}{(c+1) \cdot a \cdot \pi \cdot l}} \cdot Z \cdot Q \cdot \rho \cdot \delta \quad (8)$$

Физический смысл радиуса действия  $\alpha_0$  [2] и расстояния межмолекулярных связи  $b$  [8] одинаков. Поэтому в дальнейших расчетах будет использоваться  $b$ .

$$b = \frac{\hbar^2 \cdot \nu^2}{\pi \cdot d^2 \cdot m \cdot V^2 \cdot \sigma_p \cdot H} \quad (9)$$

где  $\hbar = 6,6256 \cdot 10^{-34}$  - постоянная Планка, Дж [9];

$\nu$  - собственная частота колебаний молекулы, Гц;

$d$  - диаметр молекулы, м;

$m$  - масса молекулы, кг;

$V$  - скорость нагружения породного массива, м/с;

$\sigma_p$  - предел прочности на разрыв межмолекулярных связей, Па;

$H$  - общее число атомов (ионов) в упаковке кристаллов среды на плоскости  $1 \text{ м}^2$ , в.о.

В (10) не учтены число Авогадро ( $N_A = 6.62 \cdot 10^{23}$ , моль [10]) и деформация сдвига  $\varepsilon$ , о.е. После подстановки (9) в (10), получено (11):

$$b = \frac{\hbar^2 \cdot \nu^2 \cdot N_A \cdot \varepsilon}{\pi \cdot d^2 \cdot m \cdot V^2 \cdot \sqrt{\frac{4 \cdot c}{(c+1) \cdot a \cdot \pi \cdot l}} \cdot Z \cdot Q \cdot \rho \cdot \delta \cdot H} \quad (10)$$

После подстановки (2), (6), (10) в (1) получено:

$$\gamma = \frac{\sin \theta \cdot \hbar^4 \cdot \nu^4 \cdot l \cdot N_A^2 \cdot \varepsilon^2}{\eta \cdot \lambda \cdot \pi^3 \cdot d^4 \cdot m^2 \cdot V^4 \cdot H^2 \cdot Z \cdot Q \cdot \rho \cdot \delta} \quad (11)$$

### Выводы

1. Разработана математическая модель поверхностной энергией горных пород, которая отличается от известных тем, что позволяет учесть физико-механические параметры на молекулярном уровне.

2. При разработке математических моделей разрушения горных пород на молекулярном уровне, континуальный подход классической механики сплошных сред не может быть полностью применен. Это связано с дискретностью молекулярного строения горных пород. Выведенная формула поверхностной энергии позволяет осуществить переход от континуального к дискретным подходу и повысить точность расчета.

### Литература

1. Obreimow I. W. Eine Methode zur Herstellung einkristalliger Metalle / I. W. Obreimow, L. W. Schubnikow Z. - Phys., 1924.- 289 p.



2. Шаскольская М. П. Кристаллография / М. П. Шаскольская ; - М.: «Высшая школа», 1984.- 376 с.
3. Кривцов А. М. Метод частиц и его использование в механике деформируемого твердого тела [Текст] / А. М. Кривцов, Н. В. Кривцова // Дальневосточный математический журнал ДВО РАН, 2002, Т.3 - №2 - с. 254-276.
4. Мычко Д. И. Моделирование в химии [Текст] / Д. И. Мычко // Хімія: проблеми викладання, 2004, №6 - с. 49-59.
5. Сумм Б. Д. Новые корреляции поверхностного натяжения с объемными свойствами жидкостей [Текст] / Б. Д. Сумм // Вестник Московского Университета серия «Химия», 1999, Т. 40 - №6 – с. 400 – 405.
6. Кравцов А. М. О механических характеристиках наноразмерных объектов [Текст] / А. М. Кравцов, Н. Ф. Морозов // Фізика твердого тела, 2002, Т. 44 - №12 - с. 2158-2163.
7. Гарбер Р. И. Физика прочности кристаллических тел [Текст]/ Р. И. Гарбер, И. А. Гиндин // Успехи физических наук, 1960, Т. 80 - № 1 – с. 57-106.
8. Терентьев О. М. Урахування міцності молекулярних зв'язків гірських порід при виборі робочих органів для її руйнування / О. М. Терентьев// Вісник НТУУ «КПІ», серія «Гірництво», 2010, № 19.
9. Спиридонов О.П. Фундаментальные физические постоянные / О.П. Спиридонов. – М.: Высшая школа, 2001. - 238 с.
10. Лурье Ю. Ю. Справ очник по аналитической химии / Ю. Ю. Лурье. – М.: «Химия», 1989. - 448 с.

**А.М. ХАЛАЧЕВА, И.А. КУЗНЕЦОВА, А.В. ЗЕМЦОВА**

*Казахский национальный технический университет имени К.И. Сатпаева*

## **МОНИТОРИНГОВЫЕ НАЗЕМНЫЕ И ДЗЗ НАБЛЮДЕНИЯ ЗА СОСТОЯНИЕМ ЛЕДНИКА ТУЮКСУ**

Ледники как динамически неустойчивые системы быстро реагируют на климатические изменения. Сокращение размеров современных ледников влечет за собой изменения ландшафтов в гляциальной зоне, образование новых озер и активизацию стихийно-разрушительных процессов: катастрофических селей, ледяных обвалов, прорывных паводков и т. п. Своим присутствием ледники создают угрозу человеческой жизни, деятельности и разрастающейся инфраструктуре [1].

В основном мониторинговые наблюдения за состоянием ледников проводят наземными и дистанционными методами.

К наземным методам относятся повторные геодезические съемки ледников, включая наземные фототеодолитные измерения для определения текущего положения краев ледников и рельефа их поверхности на момент съемки, а также их изменения во времени (“колебания ледников”), барометрическое нивелирование, наземные гравиметрические и радиолокационные измерения толщины льда с последующим вычислением его объема. С помощью радиолокации оцениваются также слоистость ледников и наличие в них воды.

В современных условиях наиболее актуальными являются методы ДЗЗ. Благодаря космическим съемкам мы можем добиться одновременного охвата всей площади ледника, повторить наблюдения и на основе анализа данных дать предварительный прогноз эволюции ледника, а также оценить экологическое состояние исследуемой местности.

Ледник Центральный Туюксуйский (рис.1) является ключевым – тестовым в системе Мирового мониторинга ледников Земли и систематически исследуется в течение более полувека [2]. Он представляет собой верхний участок бассейна р. Малой Алматинки, которая является левым притоком р. Или – крупнейшей водной артерии на юго-востоке Казахстана[3].

В настоящее время наблюдения за ледником Центральный Туюксу проводят наземным способом. На леднике установлена речная сеть, все точки сети привязаны методом прямой засечки с геодезических пунктов, которые размещены на бортах ледника. Подобные геодезические съемки выполнялись с 2006 года с циклом в один год, было выполнено шесть циклов наблюдений. Результатом обработки тахеометрической съемки в программе Surfer были получены контурная карта и трехмерная модель ледника. Оцифровка контура ледника позволила выполнить подсчет площади ледника.



Рис. 1. Ледник Центральный Туюксу

Площадь ледника по данным мониторинга сократилась на 0,067 км<sup>2</sup>, а с 2010 и 2011 года, т.е. за год площадь сократилась на 0,133 км<sup>2</sup>. За весь период с 2006 по 2011 года площадь Центрального Туюксуйского ледника по данным тахеометрической съемки сократилась на 0,2 км<sup>2</sup>[4].

Однако, как уже было сказано выше, наземные наблюдения достаточно трудоемки, поэтому на наш взгляд, целесообразно проводить их для уточнения данных полученных с авиационных или космических аппаратов, а также для наблюдений, когда другими методами невозможно провести наблюдения.

Перспективным методом наблюдения за ледником являются материалы дистанционного зондирования. Одним из доступных источников информации для мониторинга ледника являются снимки, полученные со спутников Landsat и ALOS за период времени с 2000 по 2010 годы. Привязка осуществлялась в модуле ArcGIS – ArcMap по характерным точкам на снимках. Это могут быть водоемы, пересечения дорог, место впадения одной реки в другую, углы зданий т.д. Затем подключался следующий привязанный космический снимок, в результате появилась идентичная точка, опознанная на двух снимках. После привязки снимка выполнялся процесс дешифрирования.

Результаты дешифрирования позволили определить границы объекта за разные годы наблюдений. На рисунке 2 показаны изменения границы ледника с 2000 года по 2010 год.

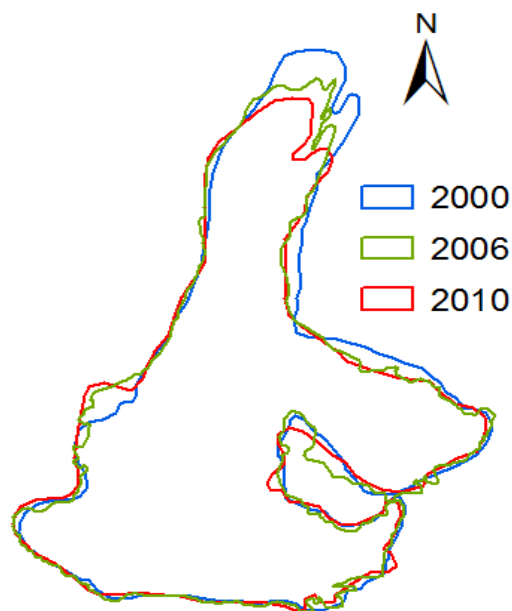


Рис. 2. Изменения границы ледника с 2000 года по 2010 год

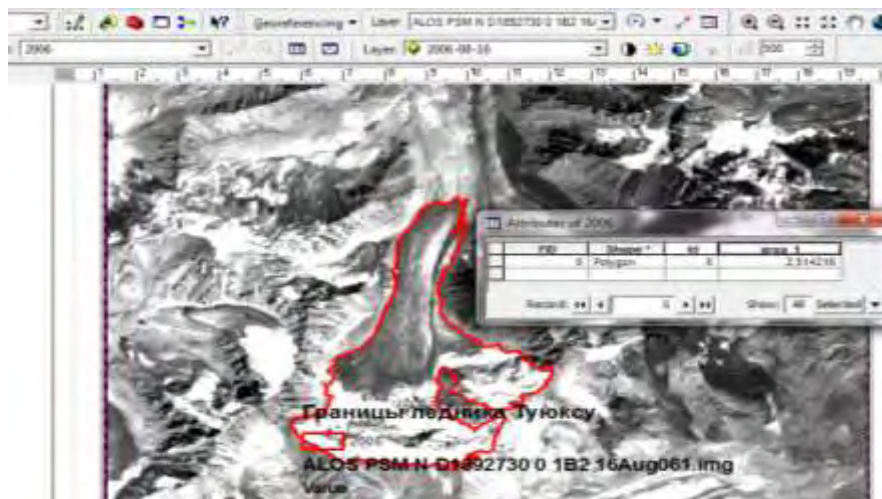


Рис. 3. Готовый результат подсчета площади

Используя способ вычисления площади полигональных объектов в программе ArcMAP, были получены значения площадей Центрального Туюксуйского ледника в квадратных километрах, согласно рисунку 3.

В таблице 1 показаны результаты вычисления площади Центрального Туюксуйского ледника с 2000 года по 2010 год.

Результаты вычисления площади Центрального Туюксуйского ледника за 2000-2010 гг.

№,п/п	Космический снимок	Год	Площадь ледника, км <sup>2</sup>
1	Landsat	2000	2,617
2	ALOS	2006	2,514
3	Landsat	2010	2,454

Согласно таблицы 1 в период с 2000 по 2010 года площадь ледника сократилась на 0,163 км<sup>2</sup>.

Данные наземной и космической съемок показали уменьшение площади ледника. Площадь ледника изменялась, главным образом, на его языке ниже границы питания. С 1958 – 2006 гг. полностью растаяла нижняя часть языка площадью около 273 тыс. м<sup>2</sup>, освободился ото льда участок длиной 687 м при средней ширине 400 м. Сокращение площади со стороны боковых морен на языке ледника составило 447 тыс. м<sup>2</sup>. В общей сложности ледник с 1958 – 2006 гг. потерял 720 тыс. м<sup>2</sup> площади, что по отношению к его первоначальной площади в 1956 – 1958 годы составляет 22 %, или 0,44 % в год. Этот показатель примерно равен величине изменения длины ледника и незначительно отличается от скорости сокращения площади и длины всех ледников северного склона Заилийского Алатау [5]. По наземным измерениям с 1958 – 2010 гг. площадь уменьшилась на 0,8км<sup>2</sup>.

### Литература

1. Носенко, Г. А., Рототаева О. В., Носенко О.А. Возможности мониторинга из космоса опасных гляциальных процессов в труднодоступных горных районах (на примере Кармадонской катастрофы 2002 г.) // Исследование Земли из космоса. - Москва: Наука, 2005г., № 1, С.75-81.
2. Касаткин Н.Е. Новые данные об изменении площади, объема и длины ледника Центрального Туюксуйского// Гидрометеорология и экология,2006, №4, с.93-101.
3. Макаревич К.Г., Вилесов Е.Н., Головкова Р.Г. Ледники Туюксу (Северный Тянь-Шань). - Л.: Гидрометеоздат, 1984.
4. Кузнецова И.А., Халачева А.М. Мониторинг изменения площади Центрального Туюксуйского ледника по космическим снимкам//Материалы восьмой международной научно-практической конференции «Динамика научных исследований», Польша, 2012, с.11-16.
5. Макаревич К.Г., Касаткин Н.Е. Полувековые исследования баланса массы и морфометрических изменений Центрального Туюксуйского ледника в Заилийском Алатау // Лед и снег, 2011, №1, с. 39-44.

**А.Н. ЧИСЛОВ, А.В. ЛЕОНОВ**

*Филиал Белорусского национального технического университета, г.Солигорск, Беларусь*

## **ГОРНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЕЛИЧИНУ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ДЛИННЫХ ЛАВ КАЛИЙНЫХ РУДНИКОВ СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Как известно, в нетронutom массиве породы находятся в состоянии напряженного равновесия. При проведении горных работ происходит перераспределение сил в массиве. Появляются зоны, в которых увеличивается значение давления, т.е. породы находят новую точку опоры и пытаются опять прийти в состояние равновесия. Так, впереди и с боков длинных очистных забоев появляется опорное давление, величина которого зависит от различных горно-геологических и горнотехнических факторов [1].

Рассмотрим влияние некоторых факторов на величину опорного давления вокруг длинного очистного забоя для условий отработки Старобинского месторождения калийных солей.

*а) Глубина разработки.*

Установлено, что с увеличением глубины Н разработки происходит увеличение опорного давления на целики. При рассмотрении опорного давления длинных очистных забоев на Старобинском месторождении видно, что оно прямо пропорционально глубине разработки согласно формуле

$$L = -38,6 + 0,29 \cdot H - 0,000079 \cdot H^2, \text{ м}$$

*б) Длина лавы.*

Увеличение длины лавы приводит к увеличению опорного давления впереди и с боков очистного забоя [2].

*в) Состояние массива соседних панелей.*

Исследования, проведенные В.А. Губановым [2], показали, что состояние массива соседних панелей также повлияло на распределение нагрузки по длине лавы. Так, со стороны отработанной панели происходит увеличение нагрузки на крепь лавы.

г) *Реологические свойства пород.*

Согласно выводам В.П. Дудукалова [3], чем больше выражены реологические свойства пород, тем больше рост опорного давления. Данное обстоятельство характерно и для Старобинского месторождения, поскольку здесь с увеличением глубины начинают проявляться реологические свойства пород.

д) *Сопротивление крепи.*

Сопротивление крепей, как показано на рис.1, также оказывает влияние на величину опорного давления впереди очистного забоя [4].

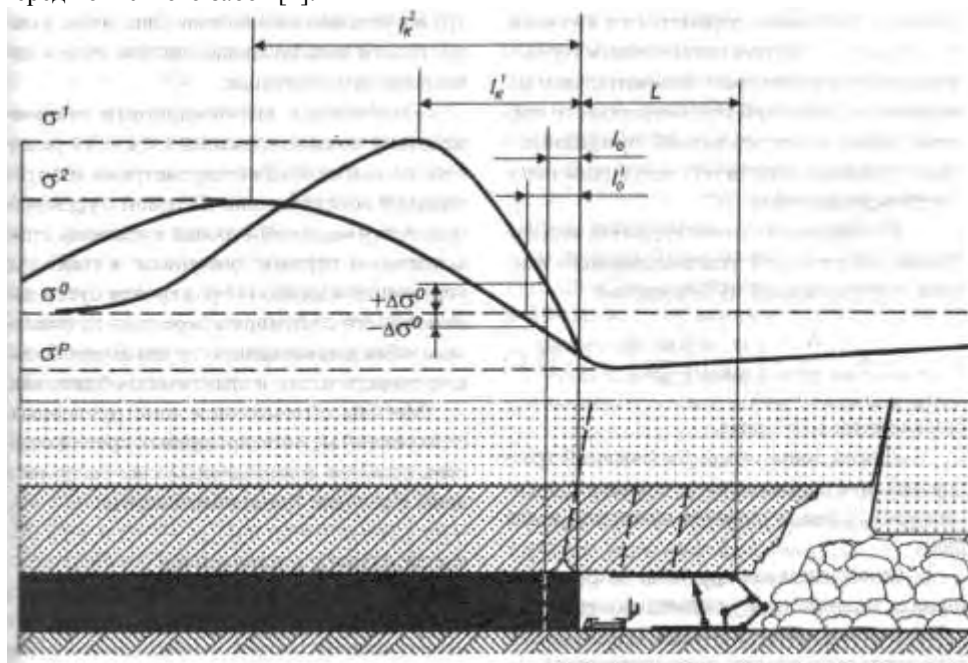


Рис. 1. Схема изменения параметров напряжений в опережающей нагруженной призабойной зоне и отстающей разгруженной зоне пласта с трудноуправляемым массивом кровли  $\sigma^1$  и  $l_k^1$  - соответственно максимальное напряжение и расстояние от поверхности забоя вглубь пласта до плоскости напряжений при применении механизированной крепи с умеренным недостаточным сопротивлением;  $\sigma^2$  и  $l_k^2$  - то же при применении механизированной крепи с высоким недостаточным сопротивлением;  $\sigma^0$  - первоначальное напряжение;  $\sigma^P$  - напряжение разгрузки;  $L$  - ширина поддерживаемого и охраняемого механизированной крепью призабойного пространства;  $l^0$  - ширина захвата выемочной толщины.

Как видим из рис.1, применение крепей с высоким сопротивлением позволяет сместить максимум опорного давления вглубь массива.

е) *Скорость подвигания забоя.*

Различные исследования показывают, что опорное давление прямо пропорционально изменению скорости подвигания забоя [5, 6]. Это можно проследить по рис.2, где отображены данные по лаве 9-1 рудника 4 РУ.

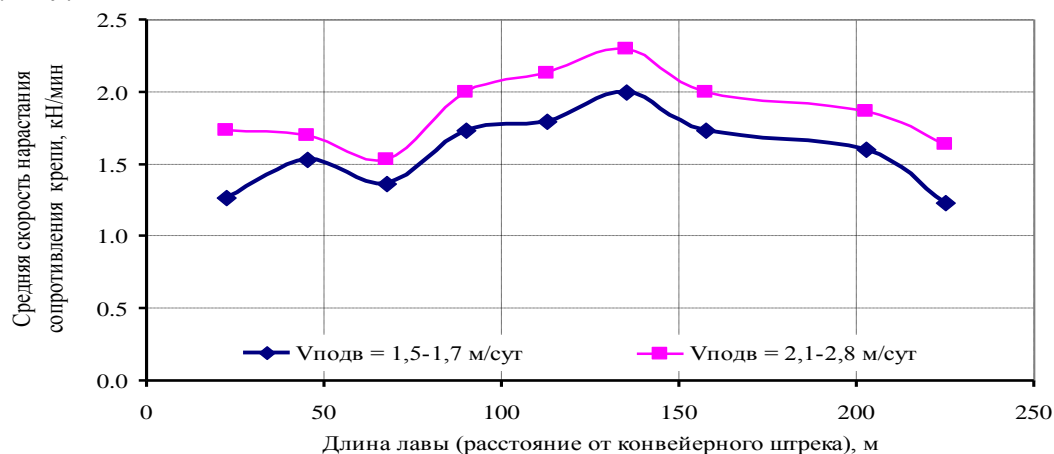


Рис. 2. Изменение средней скорости нарастания сопротивления крепи по длине лавы в зависимости от скорости ее подвигания

Как видим, на величину опорного давления влияют различные факторы, многие из которых можно учесть перед отработкой панели, что позволит лучше управлять горным давлением, избегая негативных явлений.

### Литература

1. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. М., Недра, 1980. – 360 с.
2. Динамические и газодинамические явления в калийных рудниках: Сб. статей горного информационно-аналитического бюллетеня/ М., 2004. – № 5. – 105 с.
3. Дудукалов В.П. Реологическое деформирование надработанной толщи как фактор увеличения опорного давления в краевой части пласта// Известия ВУЗов, Г. Ж., 2005. – № 6.
4. Коровкин Ю.А. и др. Теория и практика длиннолавных систем. – М.: Техгормаш, 2004. – 600 с.
5. Дудукалов В.П. Механизмы влияния скорости периодического подвигания лавы на проявления опорного давления и пучения почвы// Уголь. – 2008. – № 10. – С. 3-5.
6. Леонов А.В., Мисников В.А. Механизмы формирования опорного давления лав калийных рудников// Процессы и средства добычи и переработки полезных ископаемых: Сб. труд. – Минск: БНТУ, 2012.

**Ю.А. ТЕРЕЩУК, Е.В. БЛИННИКОВА**

*Украинский государственный научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики и маркшейдерского дела (УкрНИМИ) НАН Украины*

## **АНАЛИЗ ИЗМЕНЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ЗДАНИЙ ПРИ ИХ ПОДРАБОТКЕ ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ**

Проблема эксплуатации зданий, расположенных на подрабатываемых территориях, обострилась из-за длительного отсутствия или недостаточных объемов ремонтно-восстановительных работ. По этой причине большое количество зданий имеют повреждения, которые превышают допустимые по условиям эксплуатации. Так как за короткое время невозможно восстановить все поврежденные здания, то особую актуальность приобретает задача определения предельного деформационного ресурса зданий на подрабатываемых территориях. Деформационный ресурс – это показатель, характеризующий состояние подрабатываемого здания и его способность воспринимать деформационные воздействия. Для его определения необходимо установить на основании данных натурных наблюдений повреждения конструкций, влияющие на безопасность эксплуатации зданий в условиях длительного воздействия сдвижения земной поверхности.

Данные натурных наблюдений за поврежденным состоянием жилых, общественных и производственных зданий получены в процессе анализа и систематизации научно-исследовательских работ УкрНИМИ НАН Украины с изучением влияния горных выработок угольных шахт на объекты поверхности в период 1940-2007 гг. Всего было рассмотрено 1820 работ, среди которых отобрано 96 работ, в которых приведены условия подработки, деформации земной поверхности от влияния горных выработок, конструктивная характеристика зданий, повреждения конструкций. Основным критерием выбора зданий было принято максимальное раскрытие трещин в наружных стенах не менее 15 мм, при котором для всех видов зданий исчерпывается деформационный ресурс в условиях эксплуатации [1]. Таким образом, было отобрано 359 здания, из которых 355 расположены в Донецком угольном бассейне, в том числе 210 – в Донецкой области и 145 в Луганской области, и четыре здания расположены во Львовско-Волынском угольном бассейне (рис.1).

По этажности 329 жилых и общественных зданий подразделяются следующим образом: 143 – одноэтажные, 137 – двухэтажные, 14 – трехэтажные, 30 – четырехэтажные, четыре – пятиэтажные и один – девятиэтажный. Из 30 производственных зданий: 24 – одноэтажные, четыре – двухэтажные, два – трехэтажные. Размеры в плане отобранных жилых и общественных зданий находятся в пределах от 7 м до 87,6 м, производственных – от 8,7 м до 264 м.

Стены жилых и общественных зданий выполнены из различных материалов: кирпича, природного камня, шлакоблока, золошлакобетона и каркасно-щитовые облицованные кирпичом. Стены производственных зданий выполнены: из кирпича, природного камня, шлакоблока и из крупных панелей.

При обследовании каждого здания зафиксированы повреждения конструкций. Для жилых и общественных зданий – максимальное раскрытие трещин в наружных стенах, отклонение стен от вертикали, смещение балок и плит перекрытия и лестничных площадок на опорах. Для производственных зданий – максимальное раскрытие трещин в наружных стенах, отклонение стен и колонн от вертикали, смещение балок и ферм покрытия на опорах, изменение ширины и профиля подкрановых путей.





Рис. 1. Повреждения жилого дома в г. Кировское Донецкой области

Для плавных деформаций земной поверхности от влияния горных выработок характерно симметричное расположение трещин в наружных стенах зданий. Горизонтальным деформациям растяжения соответствуют наклонные трещины, а кривизне выпуклости – вертикальные и наклонные трещины. Горизонтальным деформациям сжатия и кривизне вогнутости земной поверхности соответствуют наклонные и горизонтальные трещины.

В жилых и общественных зданиях, которые подвергались воздействию плавных деформаций земной поверхности, максимальное раскрытия трещин в стенах находится в пределах от 15 мм до 250 мм. Отклонение стен от вертикали находятся в пределах от 30 мм до 222 мм.

В производственных зданиях, которые подвергались воздействию плавных деформаций земной поверхности, максимальное раскрытие трещин в стенах находится в пределах от 30 мм до 200 мм.

Предельные значения раскрытия трещин в наружных стенах жилых и общественных зданий  $\delta_{пр}$ , а также отклонения наружных стен от вертикали  $\Delta_{пр}$  приведены в таблице 1 [2].

Таблица 1

Расчетные предельные деформации жилых и общественных зданий в зонах сдвижения земной поверхности

Вид деформаций	Значения деформаций (мм) при количестве этажей здания				
	1	2	3	4	5
$\delta_{пр}$	45	55	55	60	60
$\Delta_{пр}$	145	150	-	-	-

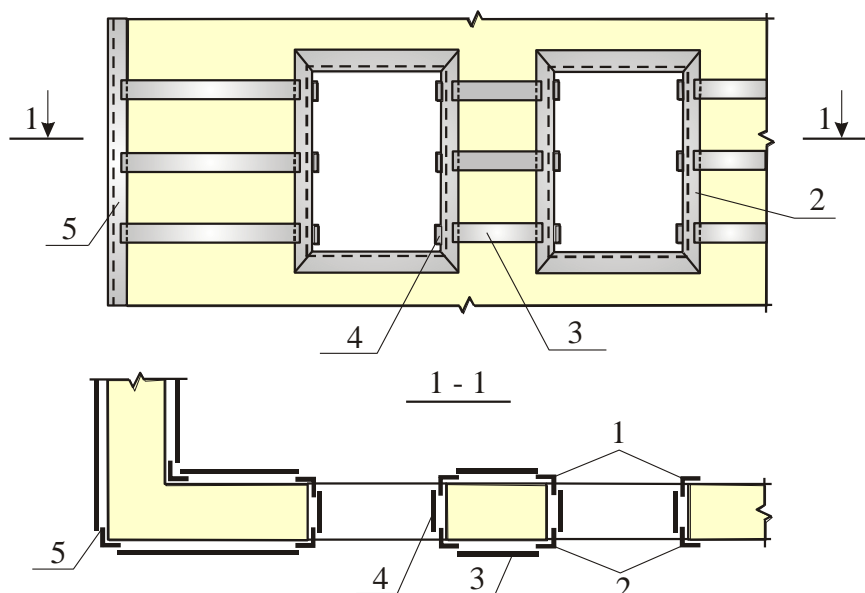
Для одноэтажных каркасных, с неполным каркасом и бескаркасных производственных зданий в зонах сдвижения земной поверхности расчетное предельное значение раскрытия трещин в наружных стенах  $\delta_{пр} = 60$  мм.

В зависимости от технического состояния здания следует применять соответствующие меры по повышению его остаточного деформационного ресурса.

Локальные меры защиты включают усиление простенков между оконными проемами стальными обоями, оконных и дверных проемов стальными рамами, увеличение площади опирания плит перекрытий на стены и плит покрытия на балки и фермы.

Общие меры защиты включают устройство замкнутых по периметру наружных стен здания комплексных стальных конструкций усиления простенков, оконных и дверных проемов (рис.2), устройство замкнутых по периметру наружных стен здания цокольных, межэтажных и карнизных стальных поясов, усиление колонн стальными обоями, а фундаментов и стен подвала железобетонными обоями.

Таким образом, установлены деформации конструкций, влияющие на безопасность эксплуатации жилых, общественных и производственных зданий в зонах сдвижения земной поверхности: раскрытие трещин в наружных стенах, отклонения наружных стен и колонн от вертикали.



1 – внутренняя рама, 2 – внешняя рама, 3 – продольная планка; 4 – поперечная планка; 5 – уголок  
 Рис. 2. Устройство замкнутых по периметру наружных стен здания комплексных стальных конструкций усиления простенков и оконных проемов

#### Литература

1. ГСТУ 101.00159226.001 – 2003. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. Введ. 01.01.2004. – К., 2004. – 128 с.
2. Проект «Розробка системи оцінки технічного стану та підвищення ресурсу безпечної експлуатації будівель за складних гірничо-геологічних умов»: звіт про НДР (заключ.) / УкрНДМІ; керівн. А.В. Анциферов. – ДР 0109U003537. – Донецьк, 2009. – 93 с.

**И.И. БАГАУТДИНОВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ БЕЗОПАСНЫХ И РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЦЕЛИКОВ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ**

Основной целью настоящей работы является увеличение эффективности отработки Верхнекамского месторождения калийных солей. В настоящее время это крупнейшее на территории страны месторождение (83% разведанных запасов) разрабатывается с применением камерной системы. Основным недостатком такого способа – значительные потери полезного ископаемого. По данным информационно – аналитического центра «Минерал», в 2007 году потери калийных солей в результате горно – геологических работ составили порядка 60%. В мире, где природные ресурсы являются ограниченным благом, столь низкая эффективность работы просто недопустима. Этот факт подчеркивают актуальность и своевременность данного исследования.

По результатам производственной практики, подавляющая часть потерь приходится на ленточные междукамерные целики. Очевидно, самый тривиальный способ снижения потерь ПИ, это изменение геометрических параметров системы «камера – целик».

Изучив подробно геологическую структуру и систему разработки месторождения, мы спроектировали конечно – элементарную математическую модель 6 – го блока 9 – ой панели 4-го горного участка, расположенного на СКРУ – 3 (соликамское калийное рудоуправление №3), Пермский край.

В результате решения задачи, ширина обрабатываемой камеры была увеличена с 8 до 10 метров. При этом в боках выработок мы наблюдали образование зон пластических деформаций. Анализируя полученные значения тангенциальных напряжений на контуре выработки, был сделан вывод: «Очистная камера шириной 10 метров устойчива и может эксплуатироваться».

Предложенный вариант отработки очистных камер сокращает потери в междукамерных целиках на 13,3%.

Научный руководитель: д.т.н., декан СФ, проф. А.Г. Протосеня



## **МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТОВ ДИФФЕРЕНЦИАЦИИ КАДАСТРОВОЙ СТОИМОСТИ ЗЕМЕЛЬ СЕЛЬСКОХОЗЯЙСТВЕННОГО НАЗНАЧЕНИЯ, УЧИТЫВАЮЩИХ НАЛИЧИЕ ОБРЕМЕНЕНИЙ**

В работе представлено обоснование актуальности и необходимости учета обременений земель сельскохозяйственного назначения с последующим снижением кадастровой стоимости таких земель путем введения коэффициентов дифференциации.

Для определения таких коэффициентов дифференциации необходимо оценить влияние обременений на сельскохозяйственную деятельность. Из-за недостатка статистической информации это предлагается сделать с использованием метода анализа иерархий Т. Саати, который позволяет получить коэффициенты значимости исследуемых факторов.

Составлена трехуровневая иерархия, первый уровень которой – цель анализа – оценка влияния обременений на эффективность использования земель сельскохозяйственного назначения. Второй уровень включает группы ограничений сельскохозяйственной деятельности (например: «ограничения в животноводстве»), а третий – все законодательно ограниченные виды сельскохозяйственной деятельности, которые в различных сочетаниях представляют собой ограничения зон с особым режимом использования (ограничения распашки земель, выпаса скота использования техники и т.д.). Полученные после проведения математических операций весовые коэффициенты каждого вида деятельности используются для расчета итоговых коэффициентов дифференциации кадастровой стоимости.

Пример расчета величины снижения кадастровой стоимости и земельного налога в результате использования предложенной методики подтверждает необходимость учета обременений. Снижение налогового бремени сельхозтоваропроизводителей позволит снизить затраты и компенсировать часть субсидий, выделяемых государством на сельскохозяйственную деятельность. Предложенная методика предусматривает возможность рассчитать коэффициент дифференциации для любого вида обременения и избежать повторный учет коэффициентов при наложении зон с аналогичными видами ограничений на одном земельном участке.

Научный руководитель: к.т.н., доцент каф. ИГ Е.Н. Быкова

**А.И. КАЗАНЦЕВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ГЕОДЕЗИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ ДЕФОРМАЦИИ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ**

В работе описывается методика организации геодезических наблюдений за объектами, которые находятся вблизи строящихся объектов. Целью работы является предотвращение опасных деформаций земной поверхности вблизи существующих зданий.

Для решения поставленной задачи необходимо проведение оценки степени влияния строящегося объекта. Основным источником возмущений являются земляные работы, в результате которых возникает открытая выработка – котлован. Его создание приводит к перераспределению сил, действующих в грунтовом массиве и как следствие деформирование грунтовых масс. При этом они главным образом испытывают горизонтальные смещения в сторону выработанного пространства, а также некоторые вертикальные смещения. Более детально оценить эти величины можно с помощью моделирования деформированного состояния грунтового массива.

Полученные значения деформаций и направления их распространения послужат основой для разработки системы наблюдений фактических деформаций земной поверхности и сравнения их с допустимыми для конкретного объекта (здания, сооружения, инженерных коммуникаций и др.)

Научный руководитель: зав. каф. ИГ, профессор М.Г. Мустафин

## **ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ПРОЯВЛЕНИЯ СОСТАВА, СВОЙСТВ И ТРЕЩИНОВАТОСТИ УГЛЯ И ГОРНЫХ ПОРОД**

Состав, свойства и трещиноватость являются фундаментальными характеристиками горных пород. Графоаналитическое моделирование проводится с целью количественной характеристики парагенетических связей и определения математических критериев статистических данных о составе, свойствах и трещиноватости пород. Используются результаты многолетних комплексных исследований вскрышных пород и угольных пластов на крупных карьерах Экибастуза и Кузбасса, а именно многочисленные микропетрографические определения состава, испытания прочности, плотности, пористости, скорости упругих колебаний и непосредственных замеров параметров трещиноватости пласто-пересечений.

Особенность наших исследований состоит в том, что используется не вся совокупность эмпирических данных для основных видов угленосных отложений, а для групп литотипов, отличающихся по геолого-генетическим признакам: по петрографическому составу и интервалу прочности. Математически установлена высокая информативность петрографо-генетической дифференциации при разделении и количественной оценки обломков (зерен) и цементирующего материала на три, а типа цементации на две группы.

В результате получена высокая точность и вероятность средних значений при вариационном анализе и тесная связь при парном и множественном корреляционном анализе зависимости показателей физико-механических свойств и степени трещиноватости от содержания предложенных петрографических компонентов состава.

Исследования показали возможность повысить точность и вероятность средних значений показателей, которые используются в инженерных расчетах, например при определении технологических параметров БВР на карьерах. Кроме того возможно прогнозная характеристика свойств и трещиноватости по установленным закономерностям, устраняя трудоемкое непосредственное их определение.

Научный руководитель: д-р. техн. наук, профессор Р.А.Такранов

**А.М. СНЫТКО**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА МЕТОДА ГЕОСТАТИСТИЧЕСКОЙ ИНТЕРПОЛЯЦИИ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КАДАСТРОВОЙ СТОИМОСТИ ЗЕМЕЛЬНЫХ УЧАСТКОВ НА ТЕРРИТОРИИ ГОРОДА ВСЕВОЛОЖСКА ЛЕНИНГРАДСКОЙ ОБЛАСТИ**

В работе рассматривается проблема действующего метода кадастровой оценки земель населенных пунктов с видом разрешенного использования – под индивидуальное жилищное строительство. Указанная проблема заключается в том, что регрессионный анализ, применяемый в существующей методике, не учитывает зависимости стоимости земельных участков от их взаимного местоположения. В то время как, рыночная стоимость земельных участков, расположенных ближе всего друг к другу, в наибольшей степени похожа, вследствие чего предлагается использовать новый, более корректный метод кадастровой оценки – метод геостатистической интерполяции.

В качестве исходных данных было принято значение рыночной стоимости по 61 земельному участку города Всеволожска. Принятие рыночной стоимости в качестве исходных данных обусловлено тем, что в соответствии с Земельным кодексом РФ, в случаях, если рыночная стоимость земельного участка определена, его кадастровая стоимость принимается равной рыночной стоимости.

Из двух существующих групп методов интерполяции выбран именно кригинг, потому что в отличие от детерминированных методов он учитывает существование пространственной автокорреляции в данных. В группу методов кригинга входит четыре метода, каждый из которых базируется на одной из одиннадцати моделей вариограмм.

Выбор конкретного метода кригинга и модели вариограммы сопряжен с рассмотрением различных сочетаний типов кригинга и вариограмм. Для выбора метода кригинга и модели вариограммы было составлено полное декартово произведение всех возможных вариантов, в соответствии с которым в результате многократной реализации операций по построению карт проинтерполированных значений была составлена таблица ошибок, при анализе которой выбрана сферическая модель вариограммы и метод построения карты проинтерполированных значений – ординарный кригинг.

Для построения карты проинтерполированных значений использовался программный комплекс

ArcGIS.

Научный руководитель: к.т.н., доцент кафедры ИГ Киселев В.А.

**А.Н. ШОКОВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ЦЕЛИКОВ ПРИ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОЙ ОТРАБОТКЕ АПАТИТО- НЕФЕЛИНОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НЬЮРКПАХК**

Месторождение апатит-нефелиновых руд Ньюркпахк, входящее в состав восточного рудника ОАО «Апатит» разрабатывается открытым способом с 1982 года. Конечная глубина карьера составит 425 метров. В дальнейшем планируется переход на подземную отработку запасов находящихся как в прикарьерной области, так и непосредственно под дном карьера. В первой части работы производится обоснование устойчивости целиков для наиболее предполагаемой камерно-столбовой системы разработки. Определены параметры междукамерных, междупанельных, междуэтажных целиков для трех возможных вариантов мощности рудного тела на основании метода относительной оценки устойчивости обнажений, предложенной профессором В.Д. Слесаревым. Для оценки адекватности принятых размеров и выявления характера напряженно-деформированного состояния в целиках использовался численный метод конечных элементов. Для этого реализован ряд пространственных конечно-элементных моделей, учитывающие последовательность основных этапов разработки месторождения и гравитационно-тектонический тип напряженно-деформированного состояния массива. Получены графики распределения напряжений по центральным линиям целиков, действующие по трем основным осям. Исходя из максимальных действующих сжимающих напряжений в центральных линиях целиков, определены коэффициенты запаса устойчивости целиков, с учетом разной степени трещиноватости массива. Во второй части работы производится оценка устойчивости предохранительного целика между камерой и дном карьера. По реализованным плоским конечно-элементным моделям получены зависимости максимальных действующих напряжений от мощности предохранительного целика, с учетом разного количества обрабатываемых камер. В связи с влиянием массового взрыва на предохранительный целик, приняты прочностные свойства сильнотрещиноватого массива. По полученным коэффициентам запаса прочности определены оптимальные параметры предохранительного целика.

Научный руководитель: д.т.н., профессор А.Г. Протосеня

MARIA A. ROCHIKASHVILI  
TU Bergakademie Freiberg, Germany  
MSUME (MAMI), Moscow, Russia

## MATHEMATICAL MODELING OF FAILURE DEPENDENCY OF SUBSYSTEMS IN HAZARDOUS PRODUCTION PROCESSES WITH A CASE STUDY ON THE RELIABILITY OF AIR FLOW SYSTEMS TO PREVENT EXPLOSIONS IN MILL SYSTEMS

Hazardous production facilities create risks of emergencies and accidents with serious environmental, social and economic consequences. Complex technical systems may fail unexpectedly leading to process disruption and a safety-hazard situation. The system failure results from failure dependencies of subsystems where the degradation process of subsystems/components is random and uncertain. Hence, a quantitative reliability assessment of complex systems is of paramount importance. For this, assessment failure data, which are scarce and not well recorded are needed and they are statistically inconsistent. Most often, in such industries, reliability is expressed linguistically (like Good, OK, Bad, etc.,) rather than quantitatively.

In the paper an approach for quantitative reliability estimation considering failure dependency among subsystems will be discussed. Several methods and techniques, such as fault tree, reliability block diagram and Boolean methods and others. The purpose of each of these methods (applied separately and in combinations) allows for an evaluation of reliability and availability of technical systems and their subsystems. Simulation methods based on block diagram reliability are designed for non-repairable systems in which a failure of one subsystem can be mitigated by another intact subsystem.

The approach is applied to a case study about bulk storage of flour in milling processes as a system of subsystems. With extra air flow systems explosions and bulk suspensions can be prevented both in terms of timely scheduling of suitable maintenance task but and designing constructive methods for safety.

В.И. БАРАШКИНА, В.В. БЛОЩИЦИНА, А.А. КРУПНИК  
Днепродзержинский государственный технический университет, Украина

## ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ НЕКОТОРЫХ НЕЛИНЕЙНЫХ СИСТЕМ

### Введение

В настоящее время в теории автоматического управления существует большое количество различных методов и подходов к исследованию устойчивости электромеханических систем. Однако, наиболее хорошо проработанная часть этих методов создана для анализа линейных систем [1]. В то время, как известные технических объекты и системы являются, строго говоря, нелинейными и их линеаризация приводит к потере уникальных свойств нелинейностей и утрате физического смысла законов, явлений и процессов, на основании которых построена исследуемая система. Поэтому разработка методов определения устойчивости нелинейных объектов является актуальной.

Целью данной работы является исследование устойчивости динамической системы 1-го порядка с иррациональной нелинейностью типа «квадратный корень».

Материалы и результаты исследования.

Исследование устойчивости будем осуществлять для нелинейных систем с отрицательной и положительной обратными связями, структурные схемы которых показаны на рис. 1.

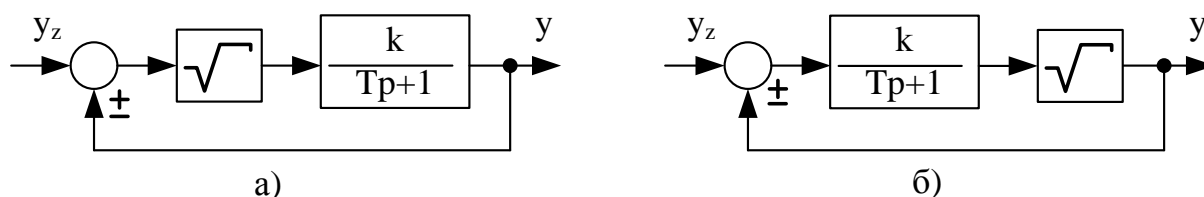


Рис. 1. Структурные схемы исследуемых систем управления

Дифференциальные уравнения, которые описывают процессы, протекающие в рассматриваемых

системах будут

$$Tpy + y = k\sqrt{y_z \pm y} \quad (1)$$

и

$$Tpy^2 + y^2 = k(y_z \pm y) \quad (2)$$

соответственно.

Исследование устойчивости рассматриваемых систем будем осуществлять с использованием метода амплитудно-фазовых характеристик для замкнутых систем. В соответствии с этим методом замкнутая система будет устойчива, если точка с координатами (1,0) расположена слева от АФХ при обходе ее в направлении, соответствующем возрастанию частоты [2].

Амплитудно-фазовые характеристики систем (1) и (2) будем искать в результате численного решения следующих нелинейных уравнений, которые получены из уравнений (1) и (2) заменой оператора Лапласа на оператор Фурье

$$F_1(y_z, y) = Tj\omega y + y - k\sqrt{y_z \pm y} = 0; \quad (3)$$

$$F_2(y_z, y) = Tj\omega y^2 + y^2 - k(y_z \pm y) = 0. \quad (4)$$

Использование метода Ньютона для решения уравнений (3) и (4) позволяет записать следующие итерационные зависимости для неизвестной величины  $y$  [3,4].

$$y_{i+1} = y_i - \frac{jT\omega y_i + y_i - k\sqrt{y_z \pm y_i}}{jT\omega + 1 \mp 0.5k / \sqrt{y_z \pm y_i}}; \quad (5)$$

$$y_{i+1} = y_i - \frac{jT\omega y_i^2 + y_i^2 - k(y_z \pm y_i)}{2jT\omega y_i + 2y_i \mp k} \quad (6)$$

Результаты численного решения уравнений (5) и (6) для различных величин входного сигнала  $y_z \in [0,1]$  показаны семейством амплитудно-фазовых характеристик, которые в трехмерном комплексном пространстве образуют поверхности, показанные на рис.2.

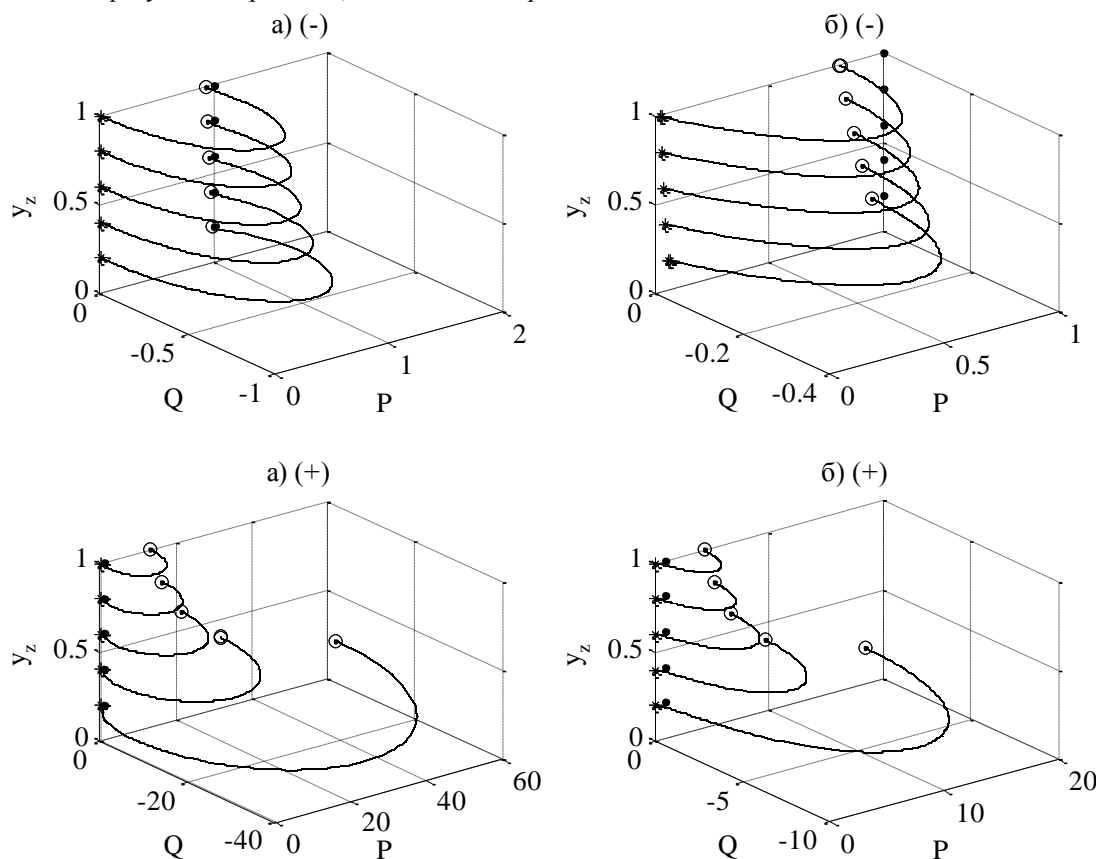


Рис. 2. Амплитудно-фазовые характеристики рассматриваемых систем

Анализируя полученные графики, можно сказать, что системы с отрицательной обратной связью удовлетворяют критерию Найквиста и являются устойчивыми при любых значениях амплитуды входного сигнала  $y_z$ , причем при увеличении входного сигнала  $y_z$  запас устойчивости увеличивается.

Системы с положительной обратной связью – неустойчивы, однако, аналогичное увеличение задающего воздействия приближает их к границе устойчивости, оставляя тем не менее в неустойчивой зоне.

#### **Выводы.**

Обобщая полученные результаты, можно утверждать, что любые частотные характеристики нелинейной системы могут быть определены на основании уравнений ее движения без составления аналитического выражения частотной передаточной функции. Предложенный метод позволяет определить частотное характеристическое уравнение нелинейной системы, а затем изучать ее частотные характеристики, распространяя таким образом известные частотные методы исследования линейных систем на область нелинейных систем с дифференцируемыми нелинейностями.

#### **Литература**

1. Попович М.Г. Теорія автоматичного керування : підручник / М.Г. Попович, О.В. Ковальчук. – К.:Либідь, 1997 – 554 с. – ISBN 5–325–00805–6
2. Балкьер О. Анализ нелинейных систем : пер. с англ. / О. Балкьер [под. ред Р.В. Хохлова]. – М.:Мир, 1969. – 400 с.
3. Мудров А.Е. Численные методы для ПЭВМ на языках Бейсик, Фортран и Паскаль / А.Е. Мудров. – Томск.: МП"РАСКО", 1991. – 272 с. – ISBN 5-256-00602-9
4. Voliansky R.S., Sadovoy A.V. ITERATE ANALYSIS METHOD OF FREQUENCY CHARACTERISTICS FOR NONLINEAR DYNAMIC OBJECTS / R.S. Voliansky, A.V. Sadovoy // Modern Informatization Problems In The Technological And Telecommunication System Analysis And Synthesis, Proceeding XVVIII – Science Book Publishing House.:Lorman, MS, USA, 2013. – pp. 341-349 – ISBN 978-1-62174-014-8

**Е.Н. БОГАТОВА**

*Донбасский государственный технический университет, Украина*

## **ОЦЕНКА НАДЕЖНОСТИ ГОРНО-ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ**

Надежность горно-шахтного оборудования оказывает существенное влияние на объем добычи угля в очистных забоях. Поэтому она учитывается при расчетах среднесуточной нагрузки на лаву с помощью коэффициента машинного времени.

В нормативном документе [1] данный коэффициент учитывает надежность оборудования по группе последовательных перерывов в работе лав (возникающих только при работе комбайна) и по группе параллельных перерывов (возникающих с одинаковой вероятностью как при работе комбайна, так и при его остановке). Не вдаваясь в детальный анализ указанной методики учета надежности оборудования, следует отметить, что она не в полной мере отвечает фактическим ситуациям, связанным с простоями лав. Так, например, одновременный выход из строя нескольких видов оборудования на практике встречается весьма редко. Поэтому вероятность совместного появления этих событий невелика. Чаще всего очистной забой простаивает из-за выхода из строя какого-либо одного вида оборудования и в этом случае речь идет уже о вероятности появления несовместных событий, которая устанавливается по теореме сложения вероятностей [2].

Указанное обстоятельство позволило автору работы [3] рекомендовать при расчете коэффициента машинного времени учитывать суммарную длительность простоев, установленную по результатам работы лав-аналогов. Такой способ учета надежности оборудования более адекватен реальной ситуации, но он требует обобщения и анализа фактических данных о простоях лав по разным причинам.

На рис. 1 и рис. 2 показаны диаграммы распределения среднемесячного количества и длительности простоев лав по разным причинам на шахтах ГП «Свердловантрацит». Данные о простоях были собраны по результатам работы этих шахт в период с 1998 по 2000 г., что свидетельствует о их представительности.

Анализ построенных диаграмм показывает, что из всех причин простоев наибольший удельный вес как по частоте, так и продолжительности имеют простои очистного оборудования, включающего в себя угольные комбайны, скребковые конвейеры и механизированные крепи. По этим видам оборудования простои распределяются следующим образом: угольные комбайны - 38%; скребковые конвейеры 56%; механизированные крепи 6 %.

Полученные результаты могут быть использованы при расчетах коэффициентов машинного времени с учетом среднемесячной длительности простоев очистного оборудования. Однако, при этом остается открытым вопрос о влиянии времени эксплуатации очистного оборудования на продолжительность его простоев и, как следствие, на среднесуточную нагрузку на лаву.

В нормативном документе [4], данное обстоятельство учитывается путем корректировки нормативной нагрузки на лаву с помощью поправочных коэффициентов. Если механизированный комплекс эксплуатируется более 1 года, но менее 2 лет, то коэффициент равен 0,9, а при сроке более 2 лет – 0,85. В нормативном документе [1] учитывается отработанный ресурс только угольных комбайнов. Так для

комбайнов 1К101, 2К101, МК67 после капитального ремонта и добычи свыше 100 тыс. тонн, а также для остальных комбайнов при добыче свыше 200 тыс. тонн поправочный коэффициент равен 0,9.



Рис. 1. Диаграмма распределения среднеемесячного количества простоев лав



Рис. 2. Диаграмма распределения среднеемесячной продолжительности простоев лав

Из приведенных данных следует, что продолжительность простоев очистного оборудования



изменяется в зависимости от времени его эксплуатации и состояния (новое, после капитального ремонта). В то же время до настоящего времени исследования изменения среднемесячной частоты и продолжительности простоев очистного оборудования в зависимости от срока его эксплуатации и состояния не проводились. Поэтому в расчетах надежности оборудования влияние этих факторов учитывается весьма упрощенно, что не позволяет более точно обосновывать нормативные нагрузки на лаву.

На рис. 3, 4, 5 показаны графики изменения частоты простоев лав с течением времени для 3-х случаев: 1 – очистное оборудование (угольные комбайны) не подвергалось капитальному ремонту в течение длительного, более 1 года, срока его эксплуатации; 2 – очистное оборудование после капремонта; 3 – новое оборудование.

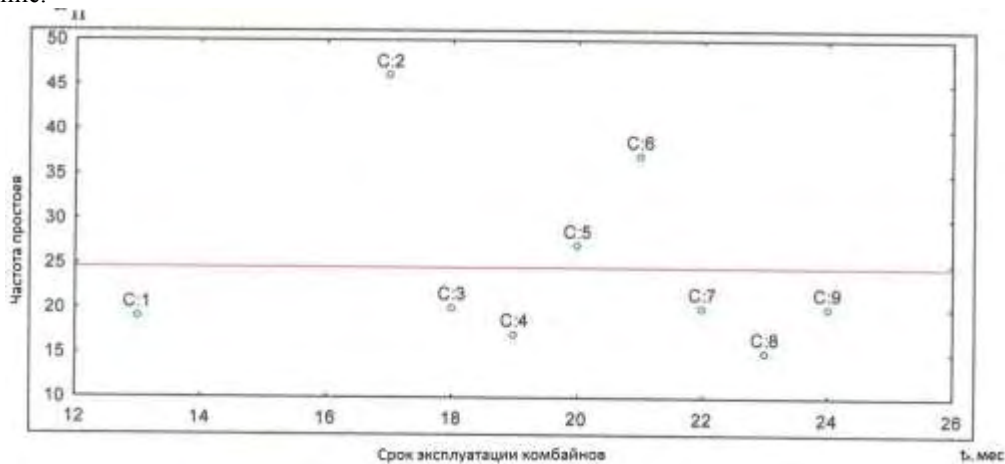


Рис. 3. График зависимости частоты простоев от продолжительности эксплуатации комбайнов (срок службы > 1 года)

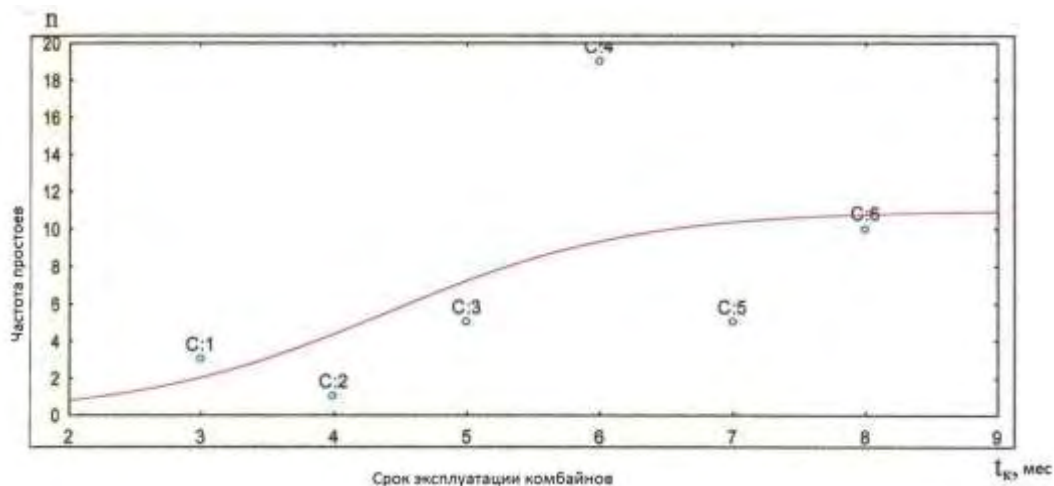


Рис. 4. График зависимости частоты простоев от продолжительности эксплуатации комбайнов (капитальный ремонт)

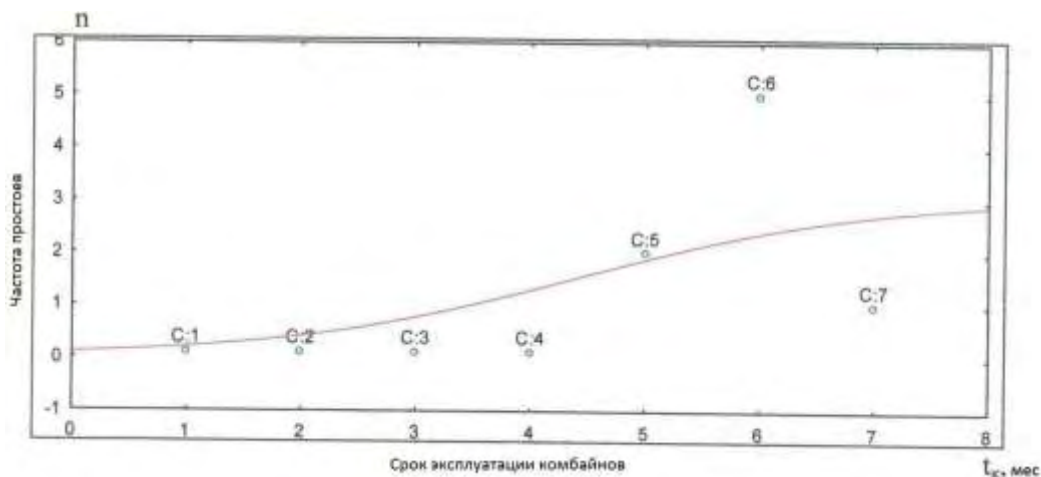


Рис. 5. График зависимости частоты простоев от продолжительности эксплуатации комбайнов (новые)

Из этих рисунков следует, что в первом случае частота простоев оборудования достаточно высока и колеблется относительно генеральной и средней величины. Во втором случае, наблюдается, относительно быстрое в течение 2-3 месяцев нарастание частоты простоев угольных комбайнов с последующей стабилизацией этого процесса. В 3-м случае период нарастания частоты простоев увеличивается до 8 месяцев.

Для каждого из рассмотренных случаев характерны свои графики изменения частоты простоев. В 1-м случае – это прямая, параллельная оси X, а во 2-м и 3-м – логистическая кривая вида:

$$n_3 = -\frac{3}{1+29e^{-0,72t_k}}; n_2 = \frac{11}{1+11,2e^{-0,97(t_k-t_0)}}.$$

Полученные результаты позволяют уточнить методику расчета коэффициента машинного времени и нормативную нагрузку на лаву. Но они не отвечают на вопрос: «Каким образом можно снизить частоту и длительность простоев оборудования?». Одним из наиболее действенных способов решения данного вопроса является профилактический осмотр и ремонт горно-шахтного оборудования. Повышение эффективности этих работ требует разработки методики и выбора соответствующего оборудования для диагностики состояния отдельных узлов и деталей механизмов. С этой целью, необходимо по аналогии с изложенной выше методикой оценить частоту выхода из строя различных узлов и деталей, а также длительности их замены и ремонта.

На основе представленных результатов исследований можно сделать вывод о том, что диагностику технического состояния нового оборудования (угольных комбайнов) следует начинать регулярно проводить не позже чем через 8 месяцев с момента начала эксплуатации; оборудование после капремонта подлежит диагностике через 3 месяца, а старое оборудование должно диагностироваться с первых дней его эксплуатации.

### Литература

1. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. – Ч.П.-М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1979. – 243с.
2. Иванова В.М. Математическая статистика/В.М. Иванова, В.И. Калина, Л.А. Немулова и др. – М.: Высшая школа, 1975. – 398с.
3. Ткачев Г.П. Способы повышения машинного времени выемки угля в комплексно-механизированных очистных забоях шахт. – М.: ЦНИЭИуголь, 1984. – 45с.
4. Нормативы нагрузки на очистные забои и скорости проведения подготовительных выработок на шахтах. – Донецк: ДонУГИ, 2007. – 41с.

**М.С. ГОРНОСТАЙ, П.Н. ПОТОЦКИЙ**

*Белорусский национальный технический университет, г.Минск*

## СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ КОНСТРУКТИВНЫХ СХЕМ ПРИВОДОВ КОМБИНИРОВАННЫХ ИСПОЛНИТЕЛЬНЫХ ОРГАНОВ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ

Эффективность проходческих комбайнов в подземных горных выработках в значительной степени зависит от конструктивных схем приводов их исполнительных органов. Она определяется величиной потерь энергии в элементах привода, а также показателями безотказности и ремонтпригодности конструкции.

Оценку энергозатрат в приводе соосных роторов проведём применительно к редукторам первой и второй ступени, которые применяются на проходческих комбайнах ПК-8М и ПКС-8М, т. е. используя принципиальную кинематическую схему, представленную на рисунке 1.

Особенностью привода соосных роторов является то, что редуктор первой ступени представляет собой две независимые параллельные кинематические цепи *АI* и *БI*, приводимые во вращение от двух электродвигателей *М1* и *М2*. Выходными (ведомыми) звеньями редуктора первой ступени являются зубчатые колеса *9А* и *9Б*.

КПД  $\eta_A$  и  $\eta_B$  каждой из кинематических цепей

$$\eta_{A(B)} = \eta_{3,31}^m \cdot \eta_{n1}^n = 0,98^4 \cdot 0,998^{10} = 0,9224 \cdot 0,9802 = 0,8508, \quad (1)$$

где  $\eta_{3,31}$  - КПД одной пары цилиндрического зацепления зубчатых колес (отметим, что КПД зубчатого зацепления, особенно для мелкосерийного производства горных машин, имеет широкий диапазон от 0,997 до 0,999.; поэтому рекомендуется проводить экспериментальные измерения во время испытаний комбайнов);

*m* – количество зацеплений в каждой кинематической цепи (*A* или *B*);

$\eta_{n1}$  - КПД одного подшипника;

$n$  – количество подшипников в каждой кинематической цепи (А или В).

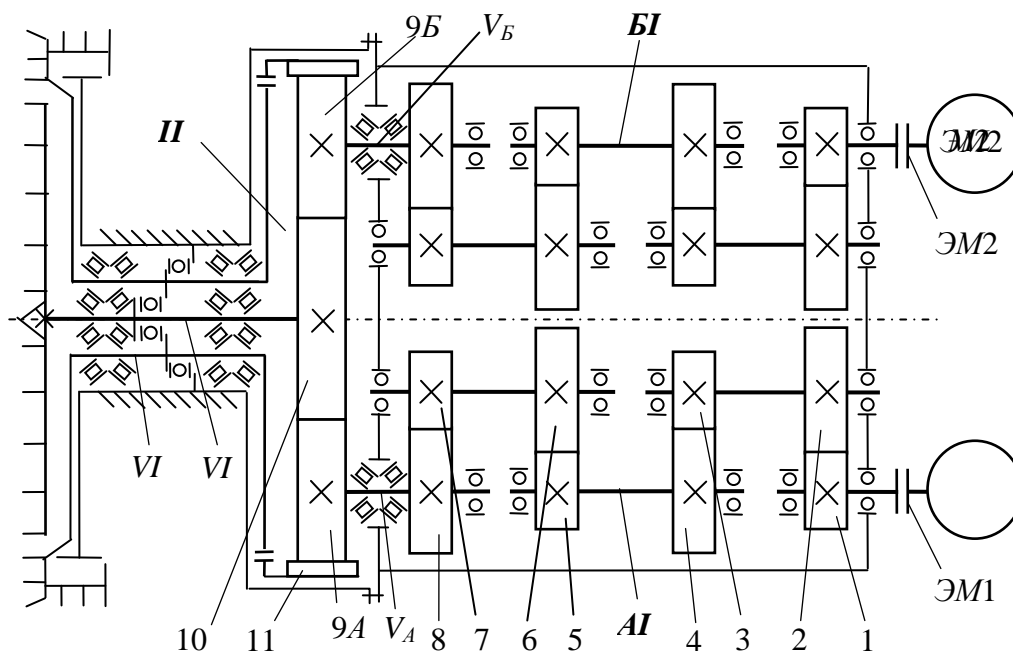


Рис. 1. Кинематическая схема двухпоточного привода роторов исполнительного органа комбайнов ПК-8М и ПКС-8М

Вторая ступень привода представляет собой цилиндрический редуктор с двумя параллельными ведущими валами ( $V_A$  и  $V_B$ ) и двумя соосными ведомыми валами  $VI$  и  $VII$ , на консолях которых установлены исполнительные органы: центральный бур и крестовина с ковшами.

КПД  $\eta_2$  второй ступени

$$\begin{aligned} \eta_2 &= (\eta_{9-10}^2 \cdot \eta_{n1}^z) \cdot (\eta_{9-11}^2 \cdot \eta_{n1}^k) = \\ &= (0,98^2 \cdot 0,998^3) \cdot (0,98^2 \cdot 0,998^3) = (0,9604 \cdot 0,9940)^2 = 0,9136 \end{aligned} \quad (2)$$

где  $\eta_{9-10}^2$  - КПД двух параллельных зацеплений колес 9А – 10 и 9Б – 10;

$\eta_{n1}^z$  и  $\eta_{n1}^k$  - КПД подшипников, образующих опоры валов  $VI$  и  $VII$ .

Суммарная мощность на валу  $VI$  центрального бура и валу  $VII$  крестовины с ковшами, при номинальной мощности каждого электродвигателя  $M1$  и  $M2$   $N_1 = N_2 = 110$  кВт равна

$$\begin{aligned} (N_{ц.б} + N_{кр}) &= (N_1 \cdot \eta_A + N_2 \cdot \eta_B) \cdot \eta_2 = \\ &= 2 \cdot 110 \cdot 0,8508 \cdot 0,9136 = 220 \cdot 0,7773 = 171 \quad \text{кВт} \end{aligned} \quad (3)$$

Таким образом, потери энергии в приводе соосных роторов по схеме, применяемой на проходческих комбайнах ПК-8М и ПКС-8М, составляют до 49 кВт.

При общем подходе к оценке потерь энергии в механических передачах, то КПД редуктора первой ступени, состоящего из одной цилиндрической и двухступенчатой планетарной передач, в приводе соосных роторов комбайна КРП-3 при использовании на первой ступени планетарных редукторов, выполненных в отдельных корпусах (Рис. 2), при мощности двигателей  $2 \times 110$  кВт равен

$$\eta_{A(B)} = \eta_{ц.н} \cdot \eta_{п.н} \cdot \eta_{2.н} = \eta_{3.31}^m \cdot \eta_{n1}^n = 0,99^{13} \cdot 0,998^{20} = 0,8775 \cdot 0,9608 = 0,7466, \quad (4)$$

т.е. на 12 % ниже, по сравнению с предыдущей схемой.

Однако следует рассматривать планетарную передачу как три параллельно работающие зубчатые зацепления, в которых суммарная мощность на приводном центральном колесе распределяется по трем потокам. Тогда КПД одной планетарной передачи

$$\eta_{п.н} = \frac{1}{3} \eta_{ц.к-с} \cdot \eta_{с-н.в} \cdot \eta_{n1}^6 \cdot 3 = \frac{1}{3} 0,99 \cdot 0,99 \cdot 0,998^6 \cdot 3 = 0,9684 \quad (5)$$

а КПД редуктора первой ступени

$$\eta_{A(B)} = \eta_{\text{ц.н}} \cdot \eta_{1\text{н.н}} \cdot \eta_{2\text{н.н}} = \eta_{3.31}^1 \cdot \eta_{\text{н1}}^4 \cdot \eta_{\text{н.н}}^2 =$$

$$= 0,99^1 \cdot 0,998^4 \cdot 0,9684^2 = 0,99 \cdot 0,992024 \cdot 0,9378 = 0,921 \quad (6)$$

Суммарная мощность на валу VI центрального бура и валу VII крестовины с ковшами

$$(N_{\text{ц.б}} + N_{\text{кр}}) = (N_1 \cdot \eta_A + N_2 \cdot \eta_B) \cdot \eta_2 =$$

$$= 2 \cdot 110 \cdot 0,921 \cdot 0,9136 = 220 \cdot 0,8414 = 185,1 \text{ ,кВт} \quad (7)$$

т.е. на 8,3 % выше, по сравнению с предыдущей схемой, при этом металлоемкость его значительно меньше (на 12 %).

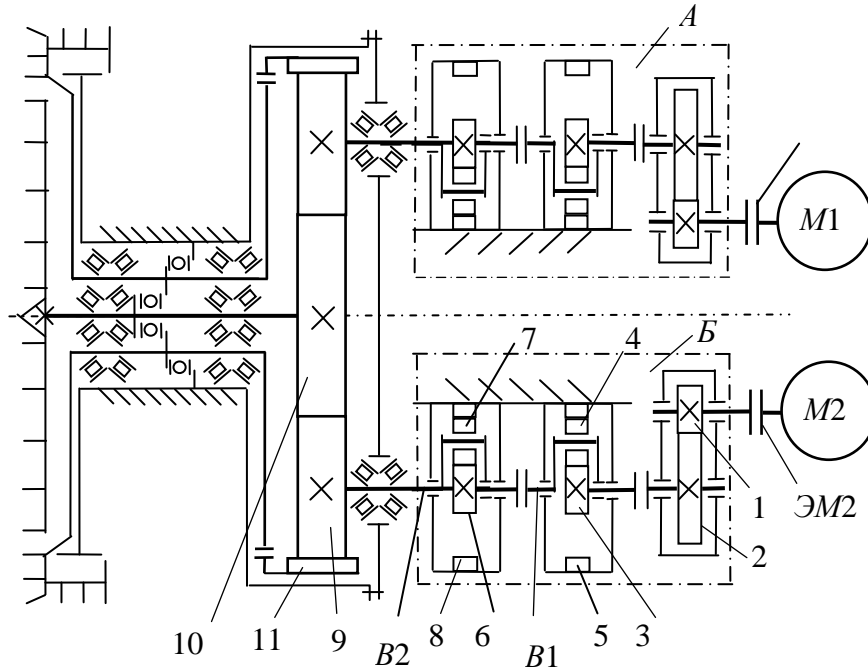


Рис. 2. Кинематическая схема привода роторов исполнительного органа комбайна КПП-3

Применительно к схеме (рис.3) с одномоторным приводом КПД  $\eta_A$  кинематической цепи двухступенчатого цилиндрического редуктора AI

$$\eta_A = \eta_{3.31}^2 \cdot \eta_{\text{н1}}^6 = 0,98^2 \cdot 0,998^6 = 0,9604 \cdot 0,9920 = 0,9527. \quad (8)$$

КПД  $\eta_B$  кинематической цепи раздаточного цилиндрического редуктора BI

$$\eta_B = \eta_{3.31}^2 \cdot \eta_{\text{н1}}^6 = 0,98^2 \cdot 0,998^6 = 0,9604 \cdot 0,9920 = 0,9527. \quad (9)$$

Тогда КПД редуктора (AI+BI) первой ступени

$$\eta = \eta_A \cdot \eta_B = 0,9527^2 = 0,9076. \quad (10)$$

КПД  $\eta_C$  кинематической цепи раздаточного цилиндрического редуктора CI в предположении, что поток мощности может передаваться по верхней 16-18 и 16-19 или нижней цепи зубчатых зацеплений 17-18 и 17-19. В идеальном случае обе (верхняя и нижняя) цепи нагружены половиной от мощности электродвигателя

$$\eta_C = \eta_{3.31}^2 \cdot \eta_{\text{н1}}^6 = 0,98^2 \cdot 0,998^6 = 0,9604 \cdot 0,9920 = 0,9527, \quad (11)$$

Тогда общий КПД одномоторного привода равен

$$\eta = \eta_A \cdot \eta_B \cdot \eta_C = 0,9527^3 = 0,8647. \quad (12)$$

Суммарная мощность на валу VI центрального бура и валу VII крестовины с ковшами, при номинальной мощности каждого электродвигателя  $N_1 = N_2 = 110$  кВт равна

$$(N_{\text{ц.б}} + N_{\text{кр}}) = (N_1 + N_2) \cdot \eta = 2 \cdot 110 \cdot 0,8647 = 190,2 \text{ кВт}. \quad (13)$$

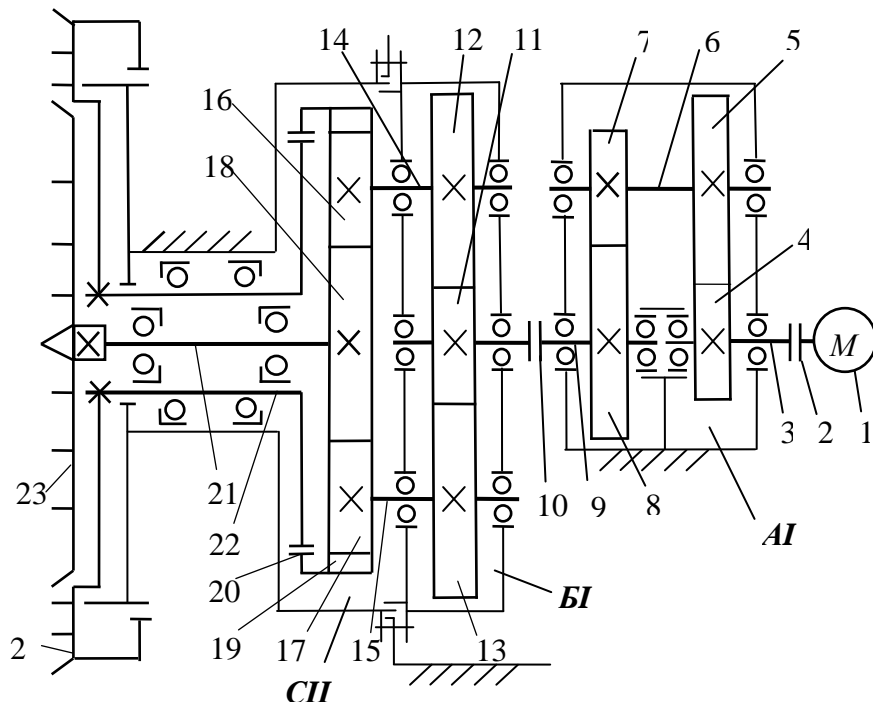


Рис. 3. Схема одноmotorного привода соосных роторов

Таким образом, одноmotorный привод соосных роторов (см. рис.3) по сравнению со схемами (см. рис. 1 и 2), где применяются спаренные приводы от двух электродвигателей, обладает большим КПД, меньшей металлоёмкостью, поэтому может рассматриваться как один из самых перспективных при дальнейшей модернизации проходческих комбайнов. В ближайшее время авторы проведут экспериментальные исследования на реальных проходческих комбайнах для оценки адекватности полученных значений КПД.

*Научный руководитель Басалай Г.А.*

**С.В. ЗАЙЧЕНКО, А.С. КОЦУР**

*Национальный технический университет Украины "Киевский политехнический институт"*

## **МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ ПО ПРОЧНОСТИ**

Постоянный рост цен на углеводородные энергоносители (газ и нефть) заставляет обратить внимание на такие энергоносители, как водоугольные суспензии и водоугольные топлива. Внедрение ВУТ обеспечивает практическое полное сгорание (98%) и снижение вредных выбросов в атмосферу. Основой водоугольных суспензий (ВУС) и водоугольных топлив (ВУТ) являются наличие в топливе тонких угольных частиц и жидкой фазы – воды. Поэтому одной из основных операций подготовки сырья при производстве ВУС и ВУТ есть дробление и помол угля. В связи с этим возможно применение обогатительных машин в основу которых положен принцип избирательного дробления ценного компонента по прочности [1, 2].

Авторами предложена новая схема сухого обогащения по прочности, которая предусматривает силовое отделение частей одного компонента от другого. Принцип работы машины обогащения по прочности представлен на рисунке 1.

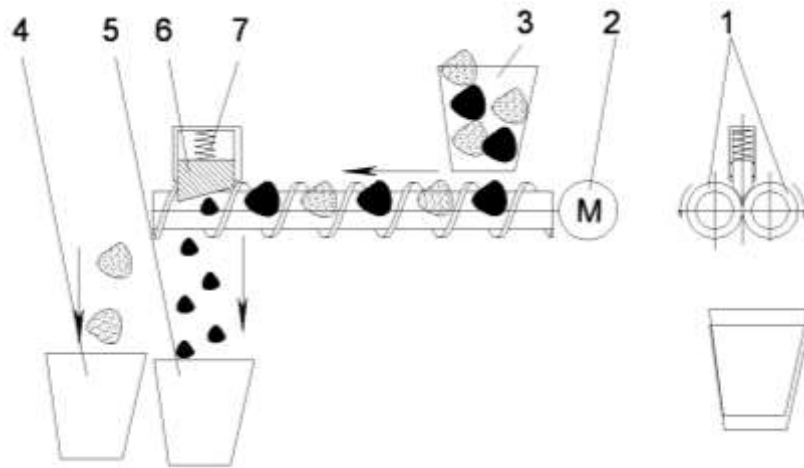


Рис. 1. Схема обогащения угля по прочности

Шнековая машина избирательного дробления работает таким образом. Горная масса попадает на шнеки 1 из принимающего лотка 3. Повод 2 приводит в движение шнеки 1, которые вращаясь двигают куски горной массы в направлении подвижного зуба 6. Горная масса надавливает на подвижный зуб 6, что приводит к его подъему и сжатию пружины 7 в случае действия куска породы с дальнейшим движением породы вдоль шнеков 1 и сбросом в бункер породы 4. В случае взаимодействия подвижного зуба 6 с ценным компонентом происходит измельчение и просыпание в бункер ценного компонента 5.

Рассмотрим процесс взаимодействия горной массы с рабочими органами машины избирательного дробления (рис. 2). При дроблении угля подвижным зубом в зоне контакта наклоненной под углом  $\alpha$  возникают нормальные  $p$  и тангенциальные  $\tau$  давления. Примем, что нормальные давления  $p$  равны прочности на сжатие угля  $\sigma_{\phi}$ . Тогда силу прижатия пружины необходимую для дробления угля можно найти из условия равновесия подвижного зуба:

$$\sum F_i^z = 0; -F + pS \cos(\alpha) - \tau S \sin(\alpha) = 0 \quad (1)$$

где  $S$  - площадь контакта.

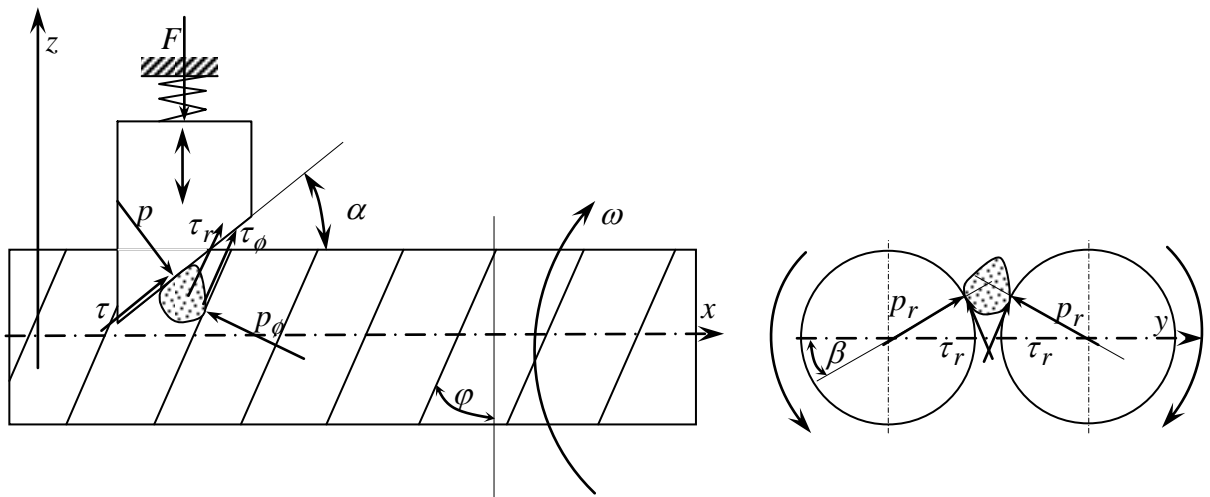


Рис. 2. Схема определения контактных давлений

Сделаем допущение, что нормальная и тангенциальная составляющие контактного давления связаны законом Кулона:

$$\tau = \mu p, \quad (2)$$

где  $\mu$  - коэффициент трения горной массы по поверхностям рабочих органов.

Подставляя 2 в 1 и решая относительно  $F$ :

$$F = \sigma_{\phi} S (\cos(\alpha) - \mu \sin(\alpha)).$$

При взаимодействии породы с подвижным зубом на него действует нормальное давление  $p$

равное  $\sigma_\phi$  и тангенциальное  $\tau = \mu\sigma_\phi$ . Со стороны шнека на него действуют контактные давление навивки  $p_\phi$ ,  $\tau_\phi$  и контактные давления со стороны оси  $p_r$ ,  $\tau_r$ .

Составим условие равновесия куска горной породы:

$$\begin{aligned} \sum F_i^z &= 0; \\ -S_1 p \cos(\alpha) + \mu S_1 p \sin(\alpha) + \\ + S_2 p_\phi \sin(\phi) \cos(\beta) + \mu S_2 p_\phi \cos(\phi) \cos(\beta) + S_3 p_r \sin(\beta) + \mu S_3 p_r \cos(\phi) \sin(\beta) &= 0 \\ \sum F_i^x &= 0; \\ S_1 p \sin(\alpha) + \mu S_1 p \cos(\alpha) + \\ - S_2 p_\phi \cos(\phi) \cos(\beta) + \mu S_2 p_\phi \sin(\phi) \cos(\beta) + \mu S_3 p_r \sin(\phi) \cos(\beta) &= 0 \end{aligned}$$

Приравняем площади контакта в виду их малой различности  $S_1 = S_2 = S_3$  и выражая  $p_\phi$  и  $p_r$  можно получить контактные давления взаимодействия рабочих органов с породой:

$$\begin{aligned} p_\phi &= f_1(\sigma_\phi, \alpha, \beta, \phi); \\ p_r &= f_2(\sigma_\phi, \alpha, \beta, \phi) \end{aligned}$$

На рис. 3 представлены распределения контактных нормальных давлений  $p_\phi$  и  $p_r$  от угла подъёма винта шнека  $\phi$ .

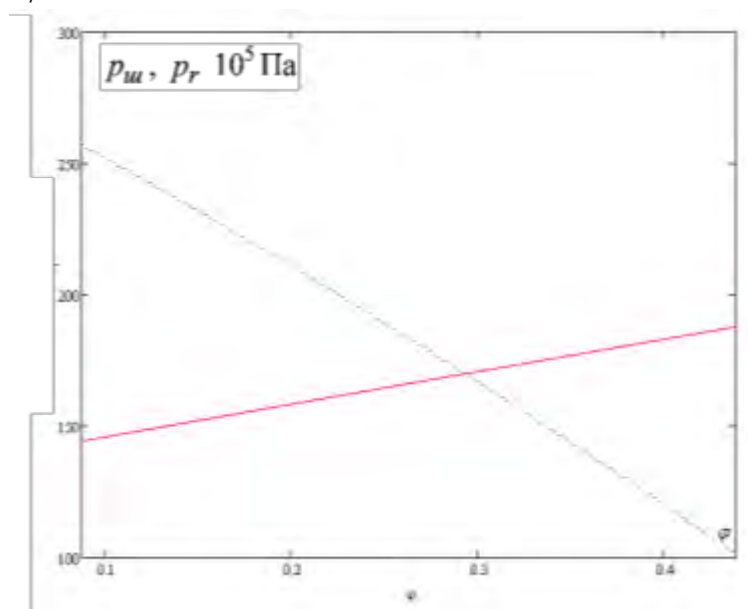


Рис. 3. График изменения нормальных контактных давлений: ..... -  $p_\phi$  и ——— -  $p_r$ .

Из анализа графиков изменения нормальных контактных давлений  $p_\phi$  и  $p_r$  возможно сделать вывод о обратной пропорциональной зависимости давления между осью шнека и породой от угла подъёма винта  $\phi$  и прямой пропорциональной зависимости давления между породой и витками шнека от угла подъёма винта  $\phi$ .

Полученные зависимости позволяют установить силовые параметры процесса избирательного дробления при обогащении угля, которые определяют основные параметры конструкции шнековой машины избирательного дробления.

#### Литература

1. Самилін В., Білецький В. Спеціальні методи збагачення корисних копалин. - Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. - 116 с.
2. Терентьев О.М. Основы переработки и обогащения полезных ископаемых. - Киев: Политехника, 2003. - 112 с.



## ДИСКОВАЯ МАШИНА ИЗБИРАТЕЛЬНОГО ДРОБЛЕНИЯ

В последние годы наблюдается тенденция снижения качества добытого угля за счет увеличения зольности и степени измельчения горной массы, потому реализация эффективных методов сухого обогащения мелких классов угля в условиях шахт особенно актуальна. Создание компактного и энергоемкого оборудования машин для обогащения угля позволит значительно уменьшить транспортные расходы при доставке на обогатительные фабрики.

Среди методов сухого обогащения горной массы, которая состоит из компонентов, которые имеют разные коэффициенты трения, следует отметить метод сухого обогащения по трению [1, 2]. Предложенные схемы методом обогащения по трению по ряду причин не нашли широкого применения. Главным недостатком существующих схем обогащения по трению возможно считать сложность процесса взаимодействия компонентов во время их движения, и как следствие, почти одинаковую траекторию движения частей компонентов. Для устранения данного недостатка авторами предложена новая схема сухого обогащения по трению, которая предусматривает силовое отделение частей одного компонента от другого. Принцип работы машины обогащения по трению представлен на рисунке 1.

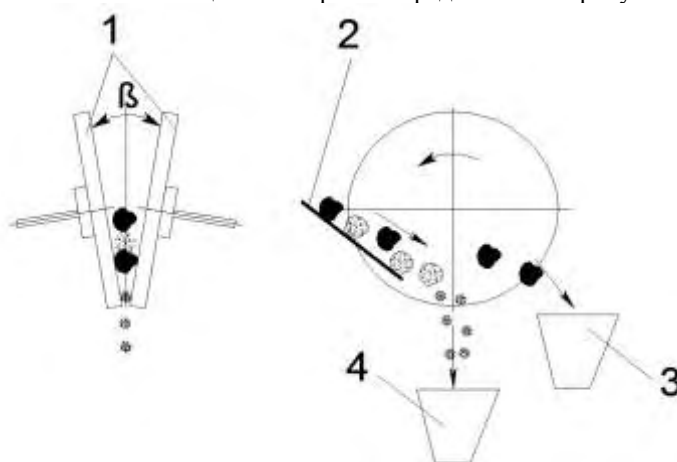


Рис. 1. Схема работы дисковой машины избирательного дробления

Машина избирательного дробления работает таким образом. Горная масса из питателя 2 попадает в пространство между дисками 1, которые вращаются в одну сторону. Под действием сил трения частицы породы увлекается дисками 1 и измельчаясь попадают в приемный бункер породы 4. Действие сил трения на куски угля достаточно для вращения часки и недостаточно для их захвата и измельчения, в следствие сравнительно меньшего значения коэффициента трения угля сравнительно с коэффициентом трения породы. При этом диски 1 разгоняют и забрасывают части угля в приемный бункер угля 3.

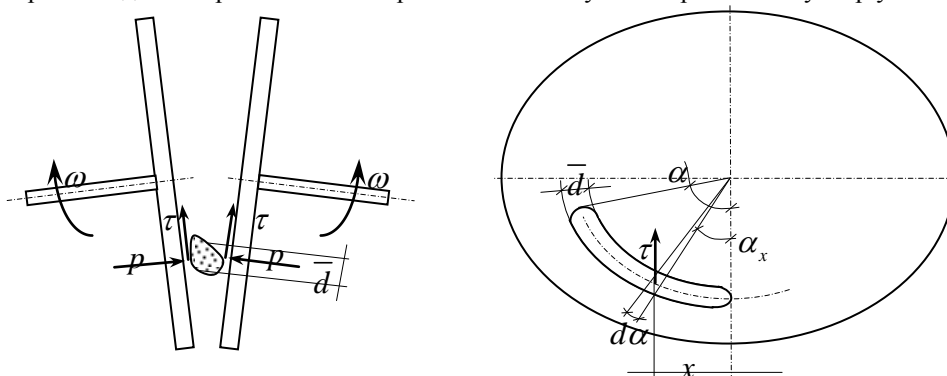


Рис. 2. Схема определения момента дробления горной породы

Рассмотрим процесс взаимодействия гной массы с дисками обогатительной машины (рис. 2). В процессе вращения дисков со скоростью  $\omega$  происходит захват горной массы. Начало взаимодействия характеризует угол  $\alpha$ . При дроблении горной массы со средним размером куска горной породы  $\bar{d}$  достигаются контактные давления  $p$  равные пределу порочности горной породы  $\sigma_{\bar{d}}$ . Горная порода стремится выйти из зоны разрушения, в результате чего появляется тангенциальная составляющая  $\tau$ .

Нормальная и тангенциальная составляющая связана законом Кулона:

$$\tau = \mu p = \mu \sigma_b,$$

где  $\mu$  - коэффициент трения породы по поверхностям дисков обогатительной машины.

Найдем необходимый момент для вращения дисков при дроблении породы путем рассмотрения элементарной части дуги шириной  $d\alpha$  и высотой  $d$  на радиусе дробления  $R$ . Площадь элементарной части дуги  $S_{\bar{d}}$ :

$$S_{\bar{d}} = R \bar{d} d \alpha.$$

Момент от действия тангенциальных сил на элементарной части дуги  $dM$  с положением на дуге  $\alpha_x$ :

$$dM = x \tau = R \sin(\alpha_x) \mu \sigma_b R \bar{d} d \alpha. \quad (1)$$

Проинтегрируем левую и правую части уравнения:

$$M = -R^2 \cos(\alpha_x) \mu \sigma_b \bar{d} \Big|_{\alpha}^0 = R^2 \cos(\alpha) \mu \sigma_b \bar{d}.$$

Окончательно зависимость для определения крутящего момента  $M$  и мощности  $N$  необходимых для вращения дисков обогатительной машины учетом коэффициента заполнения камеры дробления  $k_{\zeta}$ :

$$M = k_{\zeta} R^2 \cos(\alpha) \mu \sigma_b \bar{d}, \quad N = k_{\zeta} R^2 \cos(\alpha) \mu \sigma_b \bar{d} \omega.$$

Выводы

Полученная зависимость позволяет определить основные энергосиловые параметры дисковой обогатительной машины, основываясь на физико-механических свойствах горной породы и геометрических параметрах зоны дробления.

#### Литература

1. Самилін В., Білецький В. Спеціальні методи збагачення корисних копалин. - Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. - 116 с.
2. Берг Р.О. Технология гравитационного обогащения: Пер. с англ./ Пер. Е.Д. Бачевой. - Москва: Недра, 1990.- 574 с.

**ЗАКЛАДНОЙ А.Н., ЗАКЛАДНОЙ О.А., ОБОРОНОВ Т.Ю., СИВЦОВА Т.А.**  
*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

## **МОДЕЛЬ ФУНКЦИОНАЛЬНОГО ДИАГНОСТИРОВАНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ СИНХРОННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА**

Введение. Одной из актуальных задач энергосбережения является повышение эффективности электропотребления электромеханических систем с синхронным электроприводом (СЭП). Эти системы имеют значительные резервы экономии энергии, поскольку оснащенные им машины и установки являются одними из наиболее энергоемких потребителей электроэнергии [1].

Целью работы является разработка методики функционального диагностирования энергоэффективности СЭП, которая за счет контроля в реальном времени его текущих эксплуатационных параметров позволяет определять неэффективные режимы работы и принимать обоснованные решения по дальнейшей эксплуатации.

Материалы и результаты исследований. Разработанная диагностическая модель для определения энергетической эффективности работы СЭП учитывает качество напряжения питания.

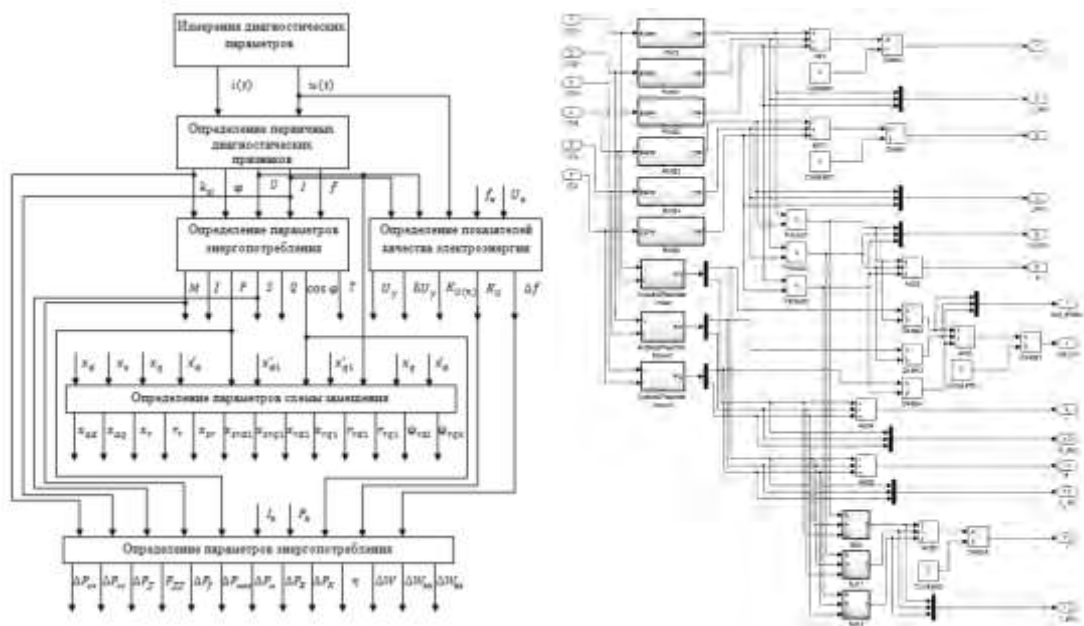


Рис. 1. Структурная схема модели функционального диагностирования энергоэффективности синхронного электропривода

В качестве первичных диагностических признаков принимаем мгновенные значения напряжений  $u(t)$  и токов  $i(t)$ . Мгновенные значения тока и напряжения с учетом высших гармоник

$$u(t) = U_0 + U_{1m} \sin(\omega t + \psi_{u1}) + U_{2m} \sin(2\omega t + \psi_{u2}) + \dots + U_{km} \sin(k\omega t + \psi_{ku}),$$

$$i(t) = I_0 + I_{1m} \sin(\omega t + \psi_{i1}) + I_{2m} \sin(2\omega t + \psi_{i2}) + \dots + I_{km} \sin(k\omega t + \psi_{ki})$$

Формирование диагностических признаков. Определяется частота  $f$ .

$$\text{Действующее значение напряжения и тока } U = \sqrt{\frac{1}{T} \int_0^T u^2(t) dt}, \quad I = \sqrt{\frac{1}{T} \int_0^T i^2(t) dt}$$

Действующее значение напряжения и тока для гармонических колебаний

$$U = \frac{1}{\sqrt{2}} U_m \approx 0,707 U_m, \quad I = \frac{1}{\sqrt{2}} I_m \approx 0,707 I_m$$

где  $U_m = \max(u(t))$ ,  $I_m = \max(i(t))$  амплитудное значение напряжения и тока соответственно.

Действующее значение напряжения и тока с учетом высших гармоник

$$U = \sqrt{U_0^2 + U_1^2 + U_2^2 + \dots + U_k^2}, \quad I = \sqrt{I_0^2 + I_1^2 + I_2^2 + \dots + I_k^2}$$

Определяется коэффициент загрузки по току двигателя  $k_{21} = \frac{I}{I_N}$ .

Определяются показатели качества электрической энергии (ГОСТ 13109-97).

Измеряется устоявшееся отклонение напряжения  $\delta U_y$ . Для каждого  $i$ -го наблюдения за период времени равный 24ч вычисляется действующее значение каждого межфазного напряжения основной частоты  $U_{(1)i} = \frac{1}{3} (U_{ABi} + U_{BCi} + U_{CAi})$ .

Вычисляется значение усредненного напряжения  $U_y$  как результат усреднения  $N$  наблюдений напряжений  $U_{(1)i}$  за интервал времени 1 мин по формуле  $U_y = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N U_{(1)i}^2}{N}}$ .

Вычисляется значение установившегося отклонения напряжения  $\delta U_y$  в процентах

$$\delta U_y = \frac{U_y - U_N}{U_N} \cdot 100,$$

Несинусоидальность напряжения. Измерение коэффициента  $n$ -й гармонической составляющей напряжения  $K_{(n)i}$  осуществляется для междуфазных (фазных) напряжений. Для каждого  $i$ -го наблюдения за период времени равный 24ч определяются действующее значение напряжения  $n$ -й гармоники  $U_{(n)i}$ .

Вычисляется значение коэффициента  $n$ -й гармонической составляющей напряжения  $K_{U(n)i}$  в процентах как результат  $i$ -го наблюдения  $K_{U(n)} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N (K_{U(n)i})^2}{N}}$ , где  $N \geq 9$ .

Вычисляется значение коэффициента искажения синусоидальности кривой напряжения  $K_{U_i}$  в

процентах как результат  $i$ -го наблюдения  $K_U = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^N K_{Ui}^2}{N}}$ , где  $N \geq 9$ .

Измерения отклонений частоты  $\Delta f$  осуществляются следующим образом:  $\Delta f = f_y - f_n$ , где  $f_n$  - номинальное значение частоты, Гц.

Определяются диагностические параметры энергоэффективности – параметры процесса энергопотребления. Определяется угол сдвига  $\varphi$  в каждой фазе двигателя. При работе электропривода в установившемся режиме с постоянными или медленно изменяющимися нагрузками среднее значение

$$\text{коэффициента мощности } \cos\varphi = \frac{W_a}{W_n} = \frac{\sum_{i=1}^n P_i t_i}{\sum_{i=1}^n S_i t_i}$$

Активная мощность (среднее за период значение мгновенной мощности)

$$P = \frac{1}{T} \int_0^T p(t) dt = \frac{1}{T} \int_0^T u(t)i(t) dt$$

Потребляемые полная  $S$ , активная  $P$  и реактивная  $Q$  мощности двигателя

$$S = S_A + S_B + S_C = 3U_{\Phi} I = \sqrt{3}UI; P = P_A + P_B + P_C = 3U_{\Phi} I \cos\varphi = \sqrt{3}UI \cos\varphi;$$

$$Q = Q_A + Q_B + Q_C = 3U_{\Phi} I \sin\varphi = \sqrt{3}UI \sin\varphi.$$

Мощность искажений обусловлена протеканием гармоник тока, не совпадающих по частоте с напряжением сети. Среднее арифметическое мгновенной мощности, связанной с этими гармониками, за период также равно нулю, однако и они вызывают дополнительные потери энергии в сети. Средняя мощность искажения двигателя  $T = \sqrt{S^2 - P^2 - Q^2}$ .

**Вторичные диагностические признаки.** Определение параметров схемы замещения для СД представленной в осях  $d$  и  $q$  (рис. 2) [2].

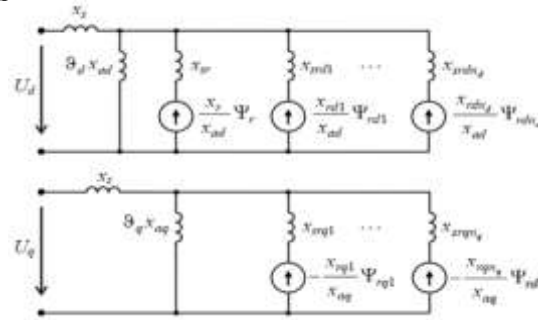


Рис. 2. Схема замещения синхронного двигателя

Реактивное сопротивление взаимной индукции по осям  $d$  и  $q$   $x_{ad} = x_d - x_s$ ,  $x_{aq} = x_q - x_s$ .

Активное и индуктивное сопротивления контура возбуждения

$$x_r = \frac{x_{ad}^2}{x_d - x_d'}, \quad r_r = \frac{x_r}{\omega_s - T_r} \quad x_{sr} = x_r - x_{ad} = x_{ad} \left( \frac{x_{ad}}{x_d - x_d'} - 1 \right).$$

Сопротивление рассеяния демпферных контуров в осях  $d$  и  $q$  определяется на основе схем замещения

$$x_{srd1} = \frac{1}{\frac{1}{x_{d1}' - x_s} - \frac{1}{x_{ad}} - \frac{1}{x_{sr}}}, \quad x_{srq1} = \frac{1}{\frac{1}{x_{q1}' - x_s} - \frac{1}{x_{aq}}}, \quad x_{rd1} = x_{ad} + x_{srd1}, \quad x_{rq1} = x_{aq} + x_{srq1}.$$

Активные сопротивления эквивалентных демпферных контуров оцениваются на основе переходных параметров двигателя по формулам  $r_{rd1} = \frac{(x_{rd1} x_d - x_{ad}^2) x_{d1}'}{\omega_s x_d x_{d1}'}$ ,  $r_{rq1} = \frac{x_{rq1} x_q - x_{aq}^2}{\omega_s x_q x_{q1}'}$ .

Формула для расчёта  $r_{rd1}$  выполняется, если соблюдено соотношение  $r_{rd1} \gg r_r$ , что справедливо для мощных явнополюсных синхронных машин и может рассматриваться как допущение для неявнополюсных синхронных машин в случае приближенного замещения ротора двумя эквивалентными демпферными контурами.

Определяются начальные значения потокосцепления обмотки возбуждения и потокосцепления демпферных контуров  $\psi_{rdi} = \frac{x_{ad}}{x_{rdi}} E_{\delta q}$ ,  $\psi_{rqk} = \frac{x_{aq}}{x_{rqk}} E_{\delta d}$ .

Определение рабочих параметров и построение статических характеристик СД.

Полезный момент на валу  $M_2 = \frac{P_2}{\Omega}$ , при  $\Omega = 2\pi n = \text{const}$  линейно зависит от  $P_2$ .

Момент холостого хода  $M = \frac{\Delta P_{\text{мех}} + \Delta P_f + \Delta P_{\delta}}{\Omega}$ .

$$\text{Электромагнитный момент } M = \frac{P}{\Omega} = \frac{P_2 + \Delta P_{\text{мех}} + \Delta P_f + \Delta P_\delta}{\Omega}$$

Полный ток определяется активной и реактивной составляющими. Первая создает момент двигателя (активную мощность), вторая – магнитный поток [3].

$$\text{Электромагнитная мощность на валу СД } P = M\omega.$$

Паразитные потери определяются потерями на гистерезис и вихревые токи в режиме холостого хода и под нагрузкой. Они зависят от нагрузки  $\Delta P_D = \Delta P_{DH} k_{3I}^2$ ,

$$\text{где } \Delta P_{DH} = 0,005 P_H - \text{дополнительные потери в номинальном режиме.}$$

Дополнительные потери в обмотках и сердечниках двигателя обусловлены несимметрией  $\Delta P_{НСМ}$  и несинусоидальностью  $\Delta P_{НС}$  напряжения питания  $\Delta P_{ДД} = \Delta P_{НСМ} + \Delta P_{НС}$ .

$$\text{Потери мощности на возбуждение, Вт } \Delta P_f = \frac{r_f I_f^2}{\eta_f} = \frac{U_f I_f}{\eta_f}$$

Механические потери мощности  $\Delta P_{\text{мех}}$  состоят из потерь на вентиляцию машины и на трение в подшипниках, ротора и охлаждающий газ, щетках и контактных кольцах. Механические потери в общем виде зависят от частоты вращения ротора  $\Delta P_{\text{мех}} = C_1 n^\alpha$ .

$$\text{Электромагнитная мощность } P_{\text{мех}} = \Delta P_1 - \Delta P_f - \Delta P_{\text{мех}} - \Delta P_\delta.$$

Магнитные потери мощности  $\Delta P_m$ , состоящие из потерь на гистерезис (перемагничивание) и на вихревые токи  $\Delta P_m = \Delta P_\epsilon + \Delta P_z = C_2 f_1^{1,5}$ .

$$\text{Электрические потери мощности в обмотке якоря, Вт, } \Delta P_E = mr I^2$$

Потери в питающем кабеле  $\Delta P_K$  зависят от сопротивления провода  $R_\Pi$  и полного тока  $I_\Pi$

$$\Delta P_K = 3 I_\Pi^2 R_\Pi.$$

Полные или суммарные потери мощности в машине  $\Sigma \Delta P = \Delta P_f + \Delta P_{\text{мех}} + \Delta P_\delta + \Delta P_m + \Delta P_E + \Delta P_K$ .

$$\text{Постоянные потери или потери холостого хода } \Delta P_{xx} = \Delta P_f + \Delta P_{\text{мех}} + \Delta P_m$$

$$\text{Коэффициент загрузки синхронного двигателя } k_3 = \frac{P_2}{P_{2н}} = \frac{I}{I_n}$$

$$\text{Переменные потери или потери короткого замыкания } \Delta P_{кз} = mr k_3^2 I_n^2 = k_3^2 \Delta P_{кн}$$

Зависимость КПД от коэффициентов загрузки  $k_3$  (рис. 3) и мощности  $\cos \varphi$

$$\eta = 1 - \frac{\Delta P_{xx} + k_3^2 \Delta P_{кн}}{k_3 S_n \cos \varphi + \Delta P_{xx} + k_3^2 \Delta P_{кн}}$$

Коэффициент ухудшения мощности из-за несимметрии напряжения, в относительных единицах

$$k_p = \frac{100 - k_{2U}^2}{100}$$

$$\text{Номинальная мощность с учетом несимметрии напряжения } P_n' = P_n k_p.$$

$$\text{Коэффициент загрузки АД по мощности } k_{3P} = \frac{P}{P_n} = \frac{P}{P_n k_p}.$$

$$\text{Потери энергии за время цикла } T_u \quad \Delta W = \int_0^{T_u} \Delta P dt = \int_0^{T_u} \Delta P_{xx} dt + \int_0^{T_u} \Delta P_{кз} dt = \Delta W_{xx} + \Delta W_{кз},$$

где  $\Delta W_{xx}, \Delta W_{кз}$  – потери энергии, обусловленные соответственно постоянными и переменными потерями мощности.

При работе двигателя с циклическими нагрузками потери энергии

$$\Delta W = \int_0^{T_u} \Delta P(t) dt \approx \sum_{i=1}^n \Delta P_i t_i,$$

где  $\Delta P_i, t_i$  – потери мощности и время работы при нагрузке  $K_{3I} = \frac{I_i}{I_n}$ ;  $n$  – число значений нагрузки на отдельных участках;  $\sum_{i=1}^n t_i = T_u$  – время цикла.

Энергия, потребляемая из сети за время цикла производственного механизма

$$W = \int_0^{T_u} \Delta P(t) dt.$$

Проверка методики осуществляется для двигателей серии СД2 основного исполнения, типа СД2-85/45-604. Эта серия характеризуется стабильными параметрами двигателей. В расчетах принято, что двигатель питается номинальным напряжением стандартной частоты. Результаты проверки приведены в табл.1

Таблица 1

Результаты расчетов зависимостей КПД и коэффициента мощности от загрузки		0,5	0,75	1,0	1,25
$K_z$		0,5	0,75	1,0	1,25
Паспортные данные		91,2	95,4	95,2	92,3
КПД	Значение	91,8	95,2	95,0	91,7
	Погрешность, %	-0,65	0,21	0,21	0,65
Паспортные данные		0,82	0,91	0,9	0,88
cosφ	Значение	0,79	0,89	0,9	0,85
	Погрешность, %	3,65	2,2	0,00	3,41

Выводы. Аналитическая проверка и результаты расчетов на ЭВМ в среде MATLAB зависимостей КПД, коэффициента мощности и рабочих параметров СД промышленной серии СД2 показали достаточно высокое соответствие результатов расчетов экспериментальным данным производителя. Относительная погрешность расчета параметров и характеристик СД по методике функционального диагностирования не превышает 7%, что вполне достаточно для инженерной практики.

### Литература

1. Закладной О.А. Функциональное диагностирование энергоэффективности электромеханических систем: Монография / О.А. Закладной. – М.: Издательство «Либра», 2013. – 195 с.
2. Мелешкина Г.А. Устойчивость энергосистем. / Мелешкина Г.А., Меркурьев Г.В. // Монография. Книга 1: СПб.: НОУ «Центр подготовки кадров энергетики», 2006. – 369.
3. Сыромятников И. А. Режимы работы асинхронных и синхронных двигателей // Под ред. Л. Г. Мамиконянца. 4-е изд., Перераб. и доп. М.: Энергоатомиздат, 1984.

**К.А. КАЛЮЖНЫЙ, А.В. САДОВОЙ, Ю.В. СОХИНА**

*Днепродзержинский государственный технический университет, Украина*

## АППРОКСИМАЦИЯ ИНДУКТИВНОСТИ ФАЗЫ СИНХРОННОЙ РЕАКТИВНОЙ МАШИНЫ

### Введение

Синхронные реактивные машины получили широкое применение в промышленности, науке и технике за счет ряда положительных качеств. Основными достоинствами этих машин являются относительная дешевизна, простота изготовления, надежность и длительный срок эксплуатации, который ограничен только сроком службы подшипников. В связи с этим область применения синхронных реактивных машин расширяется и возникает необходимость в создании новых и уточнении существующих законов управления, при синтезе которых используются математические модели различной степени детализации. Поэтому работа, посвященная уточнению существующих математических моделей синхронных реактивных машин (СРМ), является актуальной.

Проведенный анализ литературы [1-6] показал, что в большинстве существующих математических моделей синхронных реактивных машин для облегчения расчетов индуктивность фазы статора принимают изменяющейся по линейному или гармоническому законам. Это в свою очередь вносит определенную погрешность, которая влияет на конечный результат моделирования.

В [1] принято допущение, что собственная индуктивность каждой фазы не зависит от угла поворота ротора  $\theta_m$ , что не соответствует действительности. В [3, 4, 5] используют допущения, что индуктивность фазной обмотки статора описывается кусочно-линейными зависимостями только от угла поворота ротора, что не в полной мере отражает процессы, протекающие в реальном объекте. В [3] нелинейную магнитную цепь заменяют эквивалентной линейной, что вносит большую погрешность, вызванную некорректным учетом насыщения магнитной цепи.

Для получения математической модели СРМ, которая учитывает все выше перечисленные факторы и с высокой степенью точности соответствует реальной машине, в данной статье предлагается использовать аппроксимацию зависимости индуктивности фазной обмотки статора от угла поворота ротора и тока в обмотке.

### Постановка задачи

Целью работы является уточнение существующих математических моделей СРМ путем аппроксимации индуктивности фазной обмотки статора с учетом насыщения стали и построение семейства



характеристик зависимости индуктивности от угла поворота ротора и тока в обмотке.

Результаты исследования.

Рассмотрим обобщенную математическую модель СРМ [2, 3, 4].

Уравнение электрического равновесия  $k$ -ой фазы статора имеет вид

$$U_k = i_k R_k + \frac{d\psi_k}{dt}, \quad (1)$$

где  $\psi_k$  - потокосцепление  $k$ -ой фазы статора, определяется выражением

$$\psi_k = L_k(\theta_m) i_k \quad (2)$$

и зависит от индуктивности обмотки и тока в  $k$ -ой фазе, где  $\theta_m$  - геометрический угол поворота ротора.

В связи с тем, что в переходных режимах изменяется индуктивность  $L_k$  и ток  $k$ -ой фазы  $i_k$ , уравнение (1) с учетом выражения (2), можно представить следующим образом

$$U_k = i_k R_k + i_k \frac{dL_k(\theta_m)}{dt} + L_k(\theta_m) \frac{di_k}{dt} \quad (3)$$

или, принимая во внимание, что

$$\frac{dL_k(\theta_m)}{dt} = \frac{\partial L_k(\theta_m)}{\partial \theta_m} \frac{d\theta_m}{dt}, \quad (4)$$

где  $\frac{d\theta_m}{dt} = \omega$  - скорость вращения ротора, получим

$$U_k = i_k R_k + i_k \frac{\partial L_k(\theta_m)}{\partial \theta_m} \omega + L_k(\theta_m) \frac{di_k}{dt}. \quad (5)$$

С учетом того, что электрические градусы связаны с геометрическими соотношением

$$\theta = Zr \cdot \theta_m, \quad (6)$$

а индуктивность зависит не только от угла поворота ротора, но и от тока в обмотке, можно записать

$$L_k = f(\theta, i_k). \quad (7)$$

Выражение (5) примет следующий вид

$$U_k = i_k R_k + i_k \frac{\partial L_k(\theta, i_k)}{\partial \theta} \omega + L_k(\theta, i_k) \frac{di_k}{dt}. \quad (8)$$

Электромагнитный момент одной фазы СРМ определяется выражением [1]

$$M_k = i_k^2 \frac{\partial L_k(\theta, i_k)}{\partial \theta}. \quad (9)$$

Из выражения (9) следует, что двигательный момент создается при нарастании индуктивности фазы, а тормозной момент – при ее убывании.

Уравнениям (1)-(9) соответствует структурная схема одной фазы СРМ, которая имеет вид, показанный на рис. 1.

Для формирования блока нелинейной индуктивности (БНИ) произведены практические испытания двигателя ШД-5Д1МУ3, внешний вид которого показан на рис. 2.

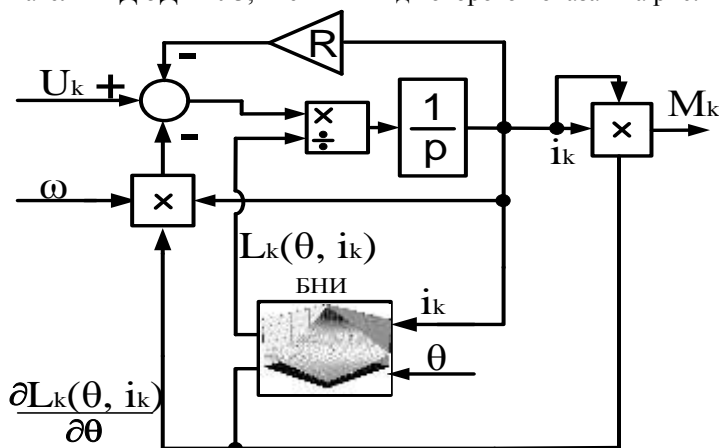


Рис. 1. Структурная схема одной фазы СРМ



Рис. 2. ШД-5Д1МУ3



В ходе испытаний измерялись угол поворота ротора, ток в обмотке фазы, напряжение питания, активное сопротивление и рассчитывалась индуктивность обмотки фазы статора.

Для того чтобы наглядно показать влияние насыщения стали на искривление кривой индуктивности, произведено построение зависимости  $L_k = f(\theta, i_k)$ , которая изображена на рис. 3.

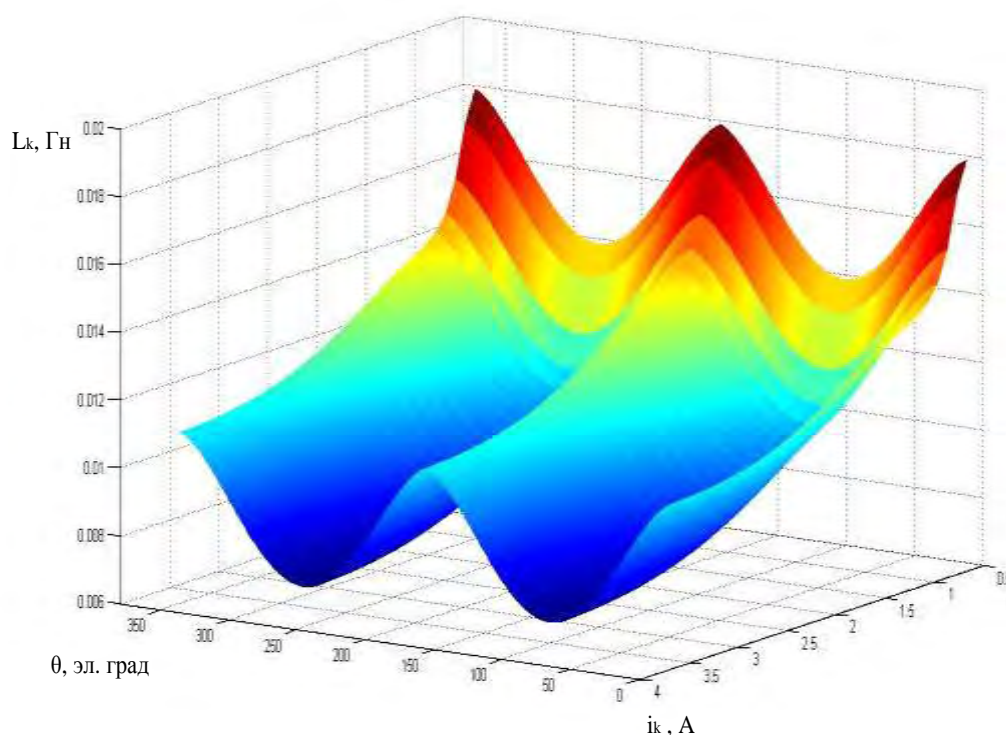


Рис. 3. Поверхность  $L_k = f(\theta, i_k)$

Полученная поверхность с точностью до 95% аппроксимирована с использованием программного обеспечения Table Curve следующим выражением:

$$L = \begin{cases} a + \frac{b}{I} + \frac{c}{I^2} + \frac{d}{I^3} + \frac{e}{I^4} + \frac{f}{I^5} + g\theta + h\theta^2 + i\theta^3 + j\theta^4 + k\theta^5, & 0 < \theta < 180; \\ a + \frac{b}{I} + \frac{c}{I^2} + \frac{d}{I^3} + \frac{e}{I^4} + \frac{f}{I^5} + g(\theta - 180) + h(\theta - 180)^2 + i(\theta - 180)^3 + \\ + j(\theta - 180)^4 + k(\theta - 180)^5, & 180 < \theta < 360, \end{cases} \quad (10)$$

где

$$a = 0.017552051, b = -0.06715383, c = 0.231440866, d = -0.32934965, e = 0.212806385,$$

$$f = -0.050735, g = -1.8223 \cdot 10^{-5}, h = -1.4919 \cdot 10^{-6}, i = 1.77627 \cdot 10^{-8}, j = -4.9799 \cdot 10^{-11},$$

$$k = 1.60145 \cdot 10^{-15}$$

Выводы

Полученная аппроксимация зависимости индуктивности фазной обмотки статора от угла поворота ротора и тока в обмотке  $L_k = f(\theta, i_k)$ , позволяет повысить точность математического моделирования синхронных реактивных машин за счет учета насыщения и использования гладких непрерывных функций. Данное положение создает предпосылки для создания новых и уточнения существующих законов оптимального управления и возможность проектирования прецизионных электроприводов.

### Литература

1. Кенио Т. «Шаговые двигатели и их микропроцессорные системы управления». Пер. с англ. Энергоатомиздат, 1978. - 200с.

2. Полевой Е.В., Садовой А.В. «Моделирование синхронной реактивной машины». – Санкт-Петербург, Проблемы недропользования, 2009.- 127с.
3. Полевой Е.В., Садовой А.В. «Моделирование многоканального управления синхронной реактивной машиной».- Донецк, Научный вестник ДГМА, 2009. – 123с.
4. Полевой Е.В., Садовой А.В. «Моделирование режимов работы синхронных реактивных электрических машин» - Вісник національного технічного університету «Харківський політехнічний інститут» - Харків НТУ «ХПІ», 2008. – 646с.
5. Цабенко М.В., Полевой Е.В., Садовой А.В. «Построение математической моделей шагового двигателя» - Кременчуг, «Электромеханические системы, методы моделирования и оптимизации», 2008, 274с.
6. Ткачук В.І. «Електромеханотроніка» – Львів: Видавництво Національного університету „Львівська політехніка”, 2006. 440 с.

**С.П. ЛИТКОВЕЦ**

*Луцкий национальный технический университет*

## ЭФФЕКТИВНЫЕ СТРАТЕГИИ УПРАВЛЕНИЯ СТАТИЧЕСКИМИ ТИРИСТОРНЫМИ КОМПЕНСАТОРАМИ РЕАКТИВНОЙ МОЩНОСТИ С ПРИНУДИТЕЛЬНОЙ КОММУТАЦИЕЙ

Характерной особенностью систем электроснабжения современных горных предприятий является большой удельный вес потребителей энергии с резко переменной нагрузкой. Из-за специфики производственных и технологических процессов на этих предприятиях значение коэффициента мощности колеблется от 0,5 до 0,8. Статические тиристорные компенсаторы (СТК) реактивной мощности являются эффективным инструментом повышения коэффициента мощности, а также позволяют стабилизировать напряжение в узлах электрической системы и значительно снизить потери электроэнергии. Обычно во время эксплуатации СТК реактивной мощности возникает вопрос об экономической целесообразности компенсатора как источника реактивной мощности. Критерием экономической целесообразности может служить критерий минимума удельной потребляемой активной мощности [1].

Перспективным способом решения поставленной выше задачи может быть использование СТК с изолированной нейтралью и принудительной коммутацией, у которого силовой трехфазный трансформатор выполнен с насыщенной магнитной системой [2], что позволяет получить на его вторичных обмотках напряжение почти прямоугольной формы. Указанный выше СТК позволяет независимо друг от друга (асинхронно) коммутировать по две фазы вторичной обмотки трансформатора, например, сначала фазы *a* и *b*, потом *b* и *c*, далее *c* и *a*.

СТК с изолированной нейтралью и принудительной коммутацией представляет собой систему с переменной структурой и параметрами. Можно выделить три участка, на которых закон изменения тока будет различным. На первом и третьем участках к последовательно соединенным фазным реакторам будет приложено линейное напряжение двух фаз вторичной обмотки трансформатора, а на втором участке после размыкания двух вторичных обмоток трансформатора последовательно соединенные фазные реакторы будут закорочены для обеспечения непрерывности тока через них. Схемы замещения, которые отображают указанный выше алгоритм переключения, приведены на рис.1.

Для стратегии управления СТК, при которой изменяется ширина импульса напряжения питания, возможны два режима коммутации: симметричный и несимметричный.

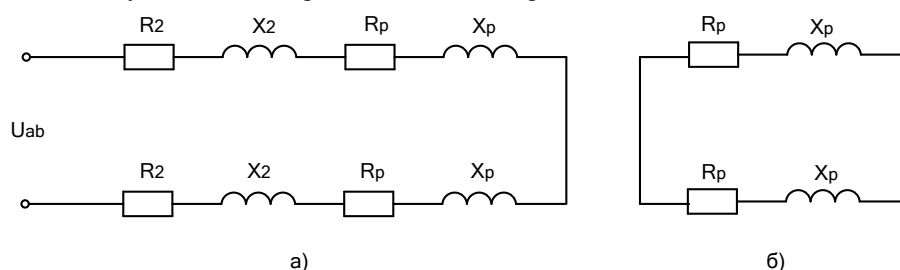


Рис. 1. Схемы замещения СТК с изолированной нейтралью и принудительной коммутацией: на первом и третьем участках (а); на втором участке (б)

При симметричной коммутации во время изменения угла управления коммутирующих тиристоров  $\alpha$  импульс напряжения питания на первом и третьем участках перемещается вправо симметрично относительно точек естественной коммутации (рис.2,а). При несимметричной коммутации импульс напряжения питания перемещается несимметрично относительно тех же точек (рис.2,б).

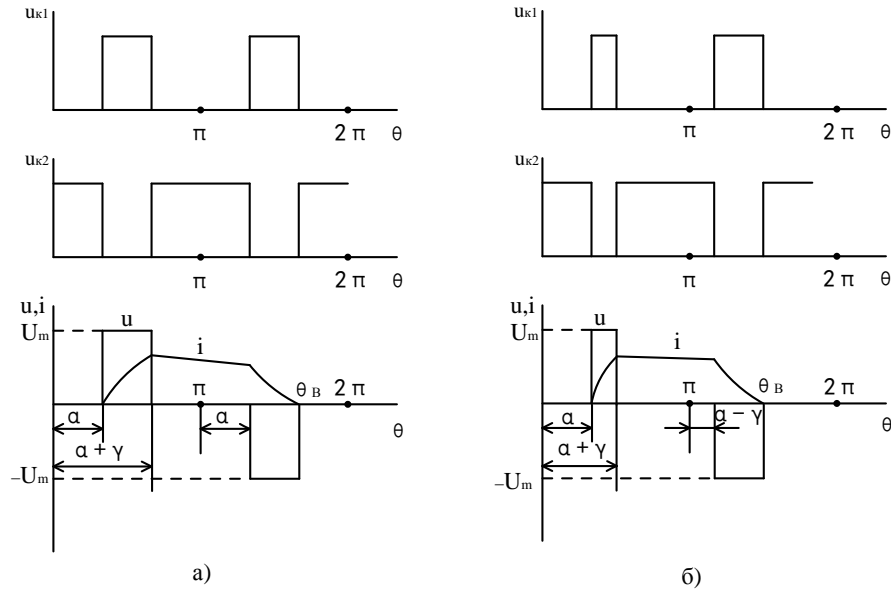


Рис. 2. Временные диаграммы напряжений и токов в СТК с принудительной коммутацией: а – при симметричном режиме коммутации тиристоров; б – при несимметричном режиме коммутации тиристоров

Обобщенное уравнение электрического равновесия цепи для всех трех участков будет иметь вид:

$$2x_{|2-n|} \frac{di_n(\theta)}{d\theta} + 2r_{|2-n|} i_n(\theta) = 2(2-n)U_m, \quad (1)$$

где  $n = 1, 2, 3$  – номер участка;  $U_m$  – амплитуда напряжения;  $\theta = \omega t$  – безразмерное время;  $\omega$  – круговая частота;  $r_l = R_2 + R_\delta$ ,  $x_l = X_2 + X_\delta$ ,  $r_0 = R_\delta$ ,  $x_0 = X_\delta$ ,  $R_2$  и  $X_2$ ,  $R_\delta$  и  $X_\delta$  – соответственно, активное и реактивное сопротивления вторичной обмотки трансформатора и фазного реактора. Решая уравнение (1), с учетом начальных условий определим токи на первом  $i_1(\theta)$ , втором  $i_2(\theta)$  и третьем  $i_3(\theta)$  участках для симметричного и несимметричного режимов коммутации тиристоров.

Рассматривая реактивную мощность как интегральную меру скорости изменения напряжения питания во времени [3], для симметричного режима коммутации можно записать в относительных единицах:

$$Q^*(\gamma) = \frac{1}{\rho_1 \pi} \left[ 1 - e^{-\rho_1 \gamma} + (1 - e^{-\rho_1 \gamma}) e^{\rho_0 (\gamma - \pi)} \right], \quad (2)$$

где  $\rho_1 = \frac{r_l}{x_l}$  – удельное сопротивление первого и третьего участка;  $\rho_0 = \frac{r_0}{x_0}$  – удельное

сопротивление второго участка.

Потребляемая активная мощность в относительных единицах СТК для симметричного режима коммутации будет составлять:

$$P^*(\gamma) = \frac{1}{\rho_1 \pi} \left[ \frac{1}{\rho} e^{-\rho_1 \gamma} - \frac{1}{\rho_1} + \gamma + \frac{1}{\rho_1} \ln \left( 1 + (1 - e^{-\rho_1 \gamma}) e^{\rho_0 (\gamma - \pi)} \right) - \frac{1}{\rho_1} (1 - e^{-\rho_1 \gamma}) e^{\rho_0 (\gamma - \pi)} \right]. \quad (3)$$

Для несимметричного режима коммутации интегральные показатели энергетического процесса в СТК с принудительной коммутацией будут определяться соотношениями:

$$Q^*(\gamma) = \frac{1}{\rho_1 \pi} \left[ 1 - e^{-\rho_1 \gamma} + (1 - e^{-\rho_1 \gamma}) e^{\rho_0 (2\gamma - \pi)} \right], \quad (4)$$

$$P^*(\gamma) = \frac{1}{\rho_1 \pi} \left[ \frac{1}{\rho_1} e^{-\rho_1 \gamma} - \frac{1}{\rho_1} + \gamma + \frac{1}{\rho_1} \ln \left( 1 + (1 - e^{-\rho_1 \gamma}) e^{\rho_0 (2\gamma - \pi)} \right) - \frac{1}{\rho_1} (1 - e^{-\rho_1 \gamma}) e^{\rho_0 (2\gamma - \pi)} \right]. \quad (5)$$

На рис.3 по формулам (2) – (5), построены зависимости  $Q^*(\gamma)$ ,  $P^*(\gamma)$ ,  $P_Q(\gamma) = \frac{P^*(\gamma)}{Q^*(\gamma)}$  при

симметричной и несимметричной коммутации тиристоры СТК реактивной мощности следующей конфигурации: трехфазный трансформатор ТРДН-25000/110-76У1 с РПН на двух расщепленных обмотках на стороне низкого напряжения  $\pm 15\% \pm 10$  ступеней, - 12% - 8 ступеней. Паспортные данные этого трансформатора: полная мощность  $S_{\text{ти}} = 25000 \text{ kVA}$ , потери холостого хода  $\Delta P_{\text{о}} = 25 \text{ kW}$ , потери короткого замыкания  $\Delta P_{\text{з}} = 120 \text{ kW}$ , напряжение короткого замыкания  $U_{\text{з}} = 10,5\%$ , ток холостого хода  $I_{\text{о}} = 0,75\%$ , высокое напряжение 115 кВ, низкое напряжение 6,5 кВ и 10,5 кВ. В качестве фазных реакторов выберем реактор РКОС-3900/10-У1 с паспортными данными: номинальная реактивная мощность  $Q_{\text{г}} = 3,9 \text{ Mvar}$ , номинальное напряжение  $U_{\text{г}} = 10 \text{ kV}$ , номинальный ток  $I_{\text{г}} = 385 \text{ A}$ , номинальная индуктивность  $L_{\text{г}} = 99,7 \text{ mH}$ , средние потери активной мощности в номинальном режиме  $\Delta P_{\text{нд}} = 8154,5 \text{ W}$ .

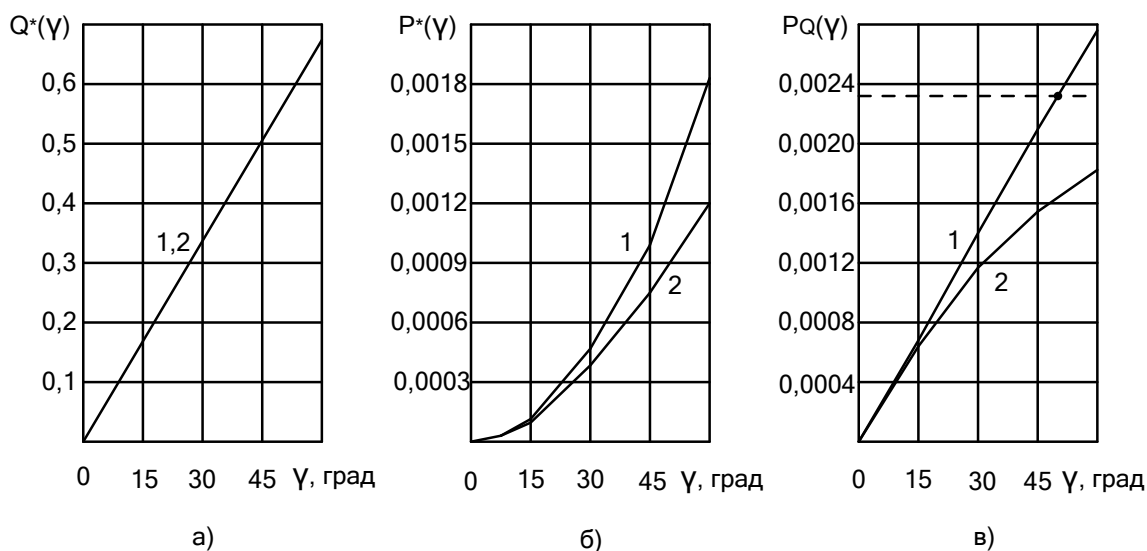


Рис. 3. Зависимости  $Q^*(\gamma)$ ,  $P^*(\gamma)$ ,  $P_Q(\gamma)$  СТК с принудительной коммутацией при симметричной (1) несимметричной (2) коммутации тиристоры

На основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы. Величина реактивной мощности СТК с принудительной коммутацией, являясь линейной функцией ширины импульса напряжения питания  $\gamma$ , не зависит от режима коммутации тиристоры (рис.3,а). Величина потребляемой активной мощности нелинейно зависит от  $\gamma$  и в случае несимметричной коммутации тиристоры она меньше (рис.3,б). Величина удельной потребляемой активной мощности в случае несимметричной коммутации тиристоры (рис.3,в) становится не только меньше величины экономически обоснованного уровня  $P_{Q\text{доп}} = 2,318 \cdot 10^{-3}$ , которая определяется базовым вариантом, но и конкурентоспособной по отношению к одноименным величинам других СТК реактивной мощности.

### Литература

1. Рогольский Б.С., Петухов Н.В., Грицюк Ю.В. Методы расчета экономически целесообразной мощности компенсирующих установок при наличии в его сетях синхронных машин и (или) тиристорных статических компенсаторы реактивной мощности // Промышленная электроэнергетика и электротехника (Промэлектро) – 2006. – № 3. – С. 53–58.
2. Патент Украины 72838. Регулятор реактивной мощности: Пат. 72838 Украина, МПК G05F 1/70 Н.В.Петухов, С.П. Литковец. – u 2012 02980; Заявл. 14.03.2012; Опубл. 27.08.2012, Бюл. № 16.
3. Маевский О.А. Энергетические показатели вентиляных преобразователей / О.А. Маевский. – М.: Энергия, 1978. – 320 с.

## ПРИМЕНЕНИЕ АНАЛИТИЧЕСКИХ ГРАНИЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ДЛЯ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ БАЛОК

Численно-аналитический метод граничных элементов (МГЭ) является эффективным методом решения задач теории упругости. При граничноэлементном моделировании размерность задачи уменьшается на единицу, что позволяет уменьшить порядок системы разрешающих алгебраических уравнений и повысить точность. Кроме того, предварительное аналитическое вычисление интегралов от фундаментальных решений для распределенных по граничному элементу усилий, позволяет провести распараллеливание вычислений.

Эффективность численно-аналитического варианта МГЭ особенно хорошо отражается при получении компонент напряженно-деформированного состояния в области приложения нагрузки.

Рассмотрим балку длиной  $3a$  и высотой  $h$ , жестко закрепленную по обоим концам (рис. 1). По верхней границе балки на отрезке  $x \in [a, 2a]$  действует равномерно распределенная нормальная нагрузка  $p_0$ .

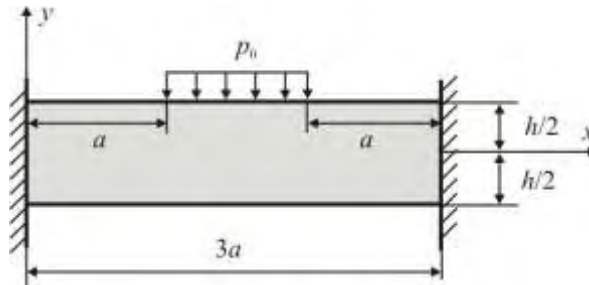


Рис. 1. Закрепленная жестко по обоим концам балка

Поставленной задаче соответствуют следующие граничные условия:

$$\sigma_y \Big|_{y=\frac{h}{2}} = \begin{cases} -p_0, & x \in [a, 2a], \\ 0, & x \notin [a, 2a], \end{cases} \quad (1)$$

$$u_x \Big|_{x=0} = u_y \Big|_{x=3a} = 0, \quad u_x \Big|_{x=0} = u_y \Big|_{x=3a} = 0.$$

Нормальное напряжение  $\sigma_x$  в каждой точке балки может быть рассчитано по формулам [2]:

$$\sigma_x(x, y) = \begin{cases} \frac{pa}{3h^3}(18x - 13a)y, & 0 \leq x \leq a, \\ -\frac{p}{3h^3}(18x^2 - 54ax + 31a^2)y, & a < x \leq 2a, \\ \frac{pa}{3h^3}(41a - 18x)y, & 2a < x \leq 3a. \end{cases} \quad (2)$$

Процедура получения фундаментальных решений для распределенной нагрузки представлена в работе [3]. Для решений задачи (1) воспользуемся фундаментальным решением задачи Кельвина для плоскости в перемещениях и напряжениях [4] в случае действия сосредоточенных нормальной и касательной к некоторой линии в плоскости сил в перемещениях и напряжениях:

$$\begin{aligned}
u_1^{(n)} &= p_n G_1^{(n,u)} = -\frac{p_n x_2}{2\mu} \Theta_1^K, \\
u_2^{(n)} &= p_n G_2^{(n,u)} = \frac{p_n}{2\mu} \left[ (3-4\nu)\Theta_3^K - x_2 \Theta_2^K \right], \\
u_1^{(\tau)} &= p_\tau G_1^{(\tau,u)} = \frac{p_\tau}{2\mu} \left[ (3-4\nu)\Theta_3^K + x_2 \Theta_2^K \right], \\
u_2^{(\tau)} &= p_\tau G_2^{(\tau,u)} = -\frac{p_\tau x_2}{2\mu} \Theta_1^K, \\
\sigma_{11}^{(q)} &= p_q G_{ij}^{(q,\sigma)} = p_q \left[ (\lambda + 2\mu) \frac{\partial G_1^{(q,u)}}{\partial x_1} + \lambda \frac{\partial G_2^{(q,u)}}{\partial x_2} \right], \\
\sigma_{22}^{(q)} &= p_q G_{ij}^{(q,\sigma)} = p_q \left[ (\lambda + 2\mu) \frac{\partial G_2^{(q,u)}}{\partial x_2} + \lambda \frac{\partial G_1^{(q,u)}}{\partial x_1} \right], \\
\sigma_{12}^{(q)} &= p_q G_{ij}^{(q,\sigma)} = p_q \mu \left( \frac{\partial G_1^{(q,u)}}{\partial x_2} + \frac{\partial G_2^{(q,u)}}{\partial x_1} \right),
\end{aligned}$$

где  $q = n, \tau$ ,  $G_{ij}^{(n,\sigma)}$ ,  $G_{ij}^{(\tau,\sigma)}$ ,  $G_i^{(n,u)}$ ,  $G_i^{(\tau,u)}$  – функции влияния и

$$\begin{aligned}
\Theta_1^K &= \frac{1}{8\pi(1-\nu)} \left[ a_x \ln(a_x^2 + x_2^2) - b_x \ln(b_x^2 + x_2^2) \right], \\
\Theta_2^K &= \frac{1}{4\pi(1-\nu)} \left[ \arctg(b_x, x_2) - \arctg(a_x, x_2) \right], \\
\Theta_3^K &= \Theta_1^K + \frac{x_2}{2} \Theta_2^K,
\end{aligned}$$

где  $a_x = x_1 - a$ ,  $b_x = x_1 + a$ .

При граничноэлементном моделировании балки воспользуемся методологией и подходами, изложенными в [4].

Перемещения и напряжения в центре элемента  $\gamma$   $O^{l\gamma}$  в координатах  $\mathbf{x}^{l\kappa}$ , связанных с элементом  $\kappa$  будут следующими:

$$\begin{aligned}
u_i^{l\kappa} \left[ O^{l\gamma}(\mathbf{x}^{l\kappa}) \right] &= p_n^{l\kappa} G_i^{(n,u)} \left[ O^{l\gamma}(\mathbf{x}^{l\kappa}) \right] + p_\tau^{l\kappa} G_i^{(\tau,u)} \left[ O^{l\gamma}(\mathbf{x}^{l\kappa}) \right], \\
\sigma_{ij}^{l\kappa} \left[ O^{l\gamma}(\mathbf{x}^{l\kappa}) \right] &= p_n^{l\kappa} G_{ij}^{(n,\sigma)} \left[ O^{l\gamma}(\mathbf{x}^{l\kappa}) \right] + p_\tau^{l\kappa} G_{ij}^{(\tau,\sigma)} \left[ O^{l\gamma}(\mathbf{x}^{l\kappa}) \right],
\end{aligned} \tag{3}$$

где  $l = 1, 2, 3$ ,  $i = 1, 2$ ,  $N^l$  – количество граничных элементов.

Тогда граничные условия (1) для центра элемента  $\gamma$  в своих координатах  $\mathbf{x}^{l\gamma}$  с учетом (3) примут вид **Ошибка!**  
**Источник ссылки не найден.** примут вид

$$\begin{aligned}
u_i^{l\gamma} \left[ O^{l\gamma}(\mathbf{x}^{l\gamma}) \right] &= u_i^{l\gamma} [0] = \sum_{\kappa=1}^{N^l} \sum_{j=1}^2 a_{ij}^{l\gamma\kappa} u_j^{l\kappa} \left[ O^{l\gamma}(\mathbf{x}^{l\kappa}) \right] = 0, \\
\sigma_{i2}^{l\gamma} \left[ O^{l\gamma}(\mathbf{x}^{l\gamma}) \right] &= \sigma_{i2}^{l\gamma} [0] = \sum_{\kappa=1}^{N^l} \sum_{\alpha=1}^2 \sum_{\beta=1}^2 a_{i\alpha}^{l\gamma\kappa} a_{2\beta}^{l\gamma\kappa} \sigma_{\alpha\beta}^{l\kappa} \left[ O^{l\gamma}(\mathbf{x}^{l\kappa}) \right] = p_{i2}^{l\gamma},
\end{aligned} \tag{4}$$

где  $\gamma = 1, N_1^l$ ;  $i, \alpha, \beta = 1, 2$ ,  $p_{22}^{l\gamma} = p_n^{l\gamma}$ ,  $p_{12}^{l\gamma} = p_\tau^{l\gamma}$ ,  $N_1^l$  – количество граничных элементов вне областей контактного взаимодействия.

Решение системы (4) относительно неизвестных  $p_n^{l\kappa} = p_{22}^{l\kappa}$ ,  $p_\tau^{l\kappa} = p_{12}^{l\kappa}$  позволяет определить контактные граничные условия и граничные условия в напряжениях, соответствующие условиям в перемещениях.

Пусть  $Ox_1x_2$  глобальная система координат и  $a_{ij}^\kappa = \cos(x_i x_j^\kappa)$ . Тогда перемещения и напряжения в некоторой точке глобальной системы координат  $M(\mathbf{x}^\kappa)$  в соответствии с (4) будут следующими:

$$u_i^l[M(\mathbf{x})] = \sum_{\kappa=1}^{N^l} a_{ij}^\kappa \left\{ p_n^{l\kappa} G_j^{(n,u)} [M(\mathbf{x}^{l\kappa})] + p_\tau^{l\kappa} G_j^{(\tau,u)} [M(\mathbf{x}^{l\kappa})] \right\},$$

$$\sigma_{ij}^l[M(\mathbf{x})] = \sum_{\kappa=1}^{N^l} \sum_{\alpha=1}^2 \sum_{\beta=1}^2 a_{i\alpha}^\kappa a_{j\beta}^\kappa \left\{ p_n^{l\kappa} G_{\alpha\beta}^{(n,\sigma)} [M(\mathbf{x}^{l\kappa})] + p_\tau^{l\kappa} G_{\alpha\beta}^{(\tau,\sigma)} [M(\mathbf{x}^{l\kappa})] \right\}.$$

На рисунке 2 показаны картины распределения полей напряжений возникающих в балке.

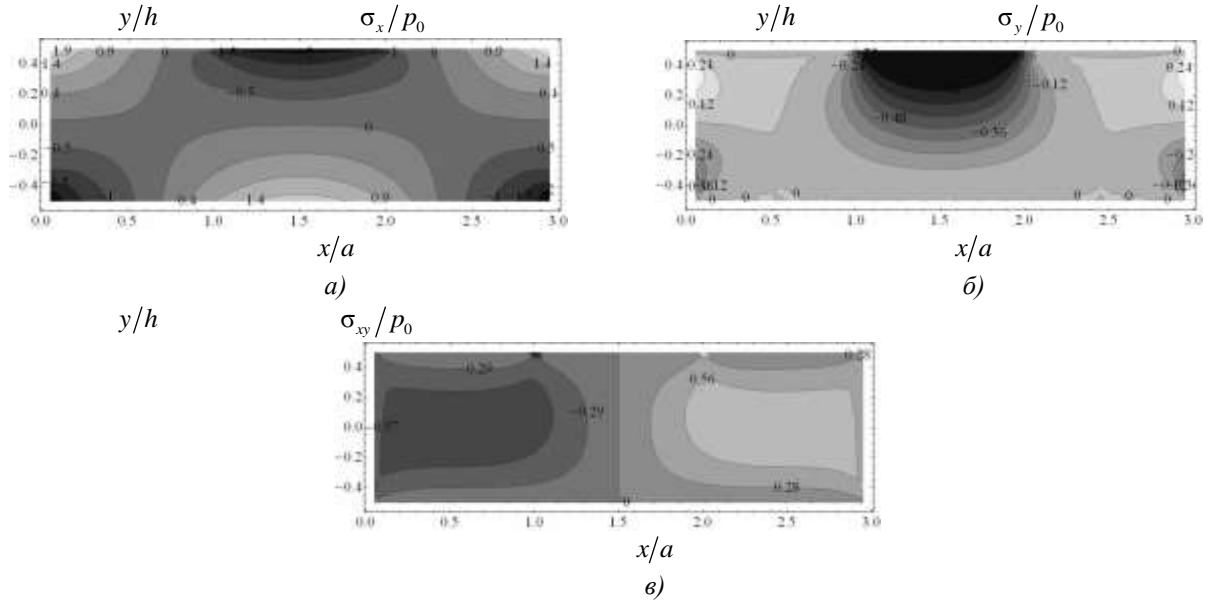


Рис. 2. Картины распределения нормальных напряжений а)  $\sigma_x$  и б)  $\sigma_y$  касательного напряжения  $\sigma_{xy}$

Проведем сравнение распределений напряжений, полученных обоими методами. На рисунке 3 показаны распределения нормальных напряжений  $\sigma_x$ , полученных при граничноэлементном моделировании (штриховая линия) и аналитически (сплошная линия) по формулам (2).

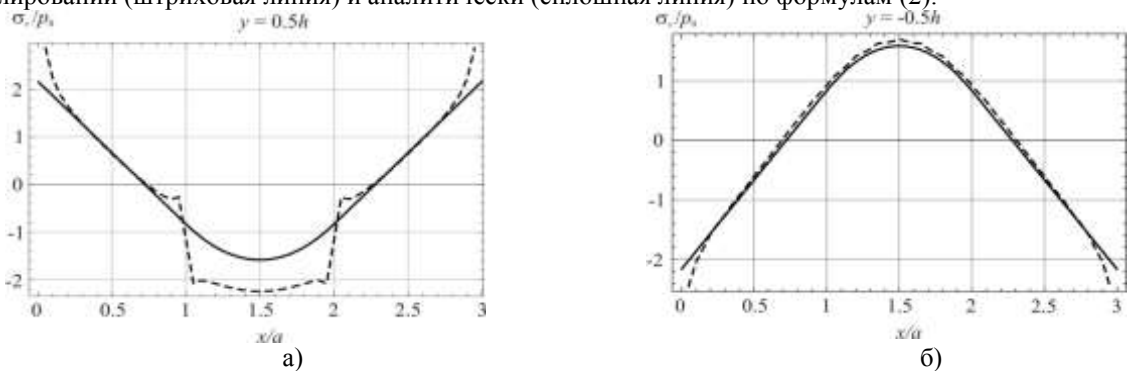


Рис. 3. Сравнение нормального напряжения  $\sigma_x$  на а) верхней границе бруса и б) нижней

На рисунке 3 а видно расхождение результатов в области приложения нагрузки и на концах, где балка жестко закреплена. Данный эффект обусловлен неточностью аналитического решения в окрестности приложения граничных условий. Анализ рисунка б б показывает хорошее соответствие результатов граничноэлементного моделирования аналитическому решению на нижней поверхности балки, находящейся на удалении от приложенной нагрузки.

Таким образом, полученное методом аналитических граничных элементов решение позволяет проводить более детальный анализ влияния нагрузки на напряженное состояние балки в окрестности ее приложения, а не только на некотором удалении.



## Литература

1. Горшков, А.Г. Сопротивление материалов: учеб. пос. / А.Г. Горшков, В.Н. Трошин, В.И. Шалашилин. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2005. – 544 с.
2. Мармыш, Д.Е. Граничноэлементное моделирование напряженно-деформированного состояния статически неопределимой балки // Теоретическая и прикладная механика. Вып. 28. 2013. С. 219–223.
3. Щербаков, С.С. Механика трибофатических систем / С.С. Щербаков, Л.А. Сосновский. – Минск : БГУ, 2011. 407 с.
4. Щербаков, С.С. Напряженно-деформируемое состояние трибофатической системы прижим-нож-опора режущего инструмента комбайна с учетом контактного взаимодействия / С.С. Щербаков, А.В. Круподеров, Д.Е. Мармыш // Методи розв'язування прикладних задач механіки деформівного твердого тіла: зб. наук. праць / ред. кол.: А.П. Дзюба (відп. ред.) та ін. – Дніпропетровськ: Ліра, 2012. – Вип. 13. – С. 438–443.
5. Бенерджи, П. Методы граничных элементов в прикладных науках / П. Бенерджи, Р. Баттерфилд. – М.: Мир, 1984. – 494 с.

**А.В. МЕЛЬНИК, Р.С. ВОЛЯНСКИЙ**

*Днепродзержинский государственный технический университет, Украина*

## ПОИСК ФУНКЦИЙ ЛЯПУНОВА ДЛЯ КОНСЕРВАТИВНОЙ СИСТЕМЫ С НЕЛИНЕЙНОЙ РЕГУЛЯРИЗАЦИЕЙ

Введение. В настоящее время при исследовании и синтезе систем управления технологическими процессами и электромеханическим оборудованием используется второй метод Ляпунова, основанный на применении положительно-определенных функций Ляпунова [1], отождествляемых с избыточной энергией, которая запасается на траекториях возмущенного движения замкнутой системы управления.

Известные методы нахождения коэффициентов функции Ляпунова через параметры объекта управления разработаны лишь для случая, когда эта функция задана в виде квадратичной формы с постоянными коэффициентами. Такой подход удобен для анализа и построения систем управления с линейной линией равновесного состояния регулятора и фиксированными значениями коэффициентов. Постоянство коэффициентов оптимального регулятора в некоторых случаях является причиной значительного демпфирования системы и, как следствие, снижение ее быстродействия.

В первую очередь это относится к системам управления, для которых выполнялась регуляризация, основанная на субъективном выборе коэффициентов регуляризирующего управляющего воздействия. Поэтому анализ литературных источников отметил возрастание интереса к нелинейной регуляризации, при которой коэффициент регуляризации заменяется некоторой функциональной зависимостью. Для регуляризованных таким образом систем в настоящее время неизвестны методы определения функции Ляпунова. Однако, можно утверждать, что благодаря используемой нелинейной зависимости, такие функции будут неквадратичными. Поэтому, работы, посвященные построению и исследованию неквадратичных функций Ляпунова, являются актуальными.

Постановка задачи исследования. Целью настоящей работы является определение и сравнительный анализ функции Ляпунова неквадратичной формы для регуляризованного динамического объекта 2-го порядка.

Материалы исследования. В качестве объекта исследования рассмотрим систему якорной стабилизации плавучей платформы с двумя плоскостями симметрии [2].

Уравнение, которое описывает колебания платформы в вертикальной плоскости, в относительных единицах в форме Коши будет

$$p^2 y_1 = -\frac{k^{zz} + \gamma S}{M} y_1 + \frac{P_{z\dot{a}\dot{a}\dot{c}}}{M \omega_{c\dot{a}\dot{a}\dot{c}}} u, \quad (1)$$

где

$$y_1 = \omega_c / \omega_{c\dot{a}\dot{a}\dot{c}}; \quad u = P_z(t) / P_{z\dot{a}\dot{a}\dot{c}}. \quad (2)$$

С учетом коэффициентов

$$b = -\frac{k^{zz} + \gamma S}{M}, \quad m = \frac{P_{z\dot{a}\dot{a}\dot{c}}}{M \omega_{c\dot{a}\dot{a}\dot{c}}}, \quad (3)$$

уравнение (1) можно представить следующей системой уравнений

$$p y_1 = b_{12} y_2; \quad p y_2 = b_{21} y_1 + m u, \quad (4)$$

для которой с учетом новых координат

$$\eta_1 = y_1 - y_1^*; \quad \eta_2 = y_2 - y_2^*; \quad U = u - u^*, \quad (5)$$

можно записать уравнения возмущенного движения

$$p\eta_1 = b_{12}\eta_2; \quad p\eta_2 = b_{21}\eta_1 + mU. \quad (6)$$

Динамический объект (6) является колебательным звеном с комплексно-сопряженными корнями характеристического уравнения без вещественных частей. Такому звену соответствуют колебательные переходные процессы. Это делает невозможным использование известных методов решения задачи аналитического конструирования регуляторов [3]. Поэтому такой объект подлежит регуляризации, выполнение которой позволяет преобразовать уравнения исследуемого объекта следующим образом

$$p\eta_1 = b_{12}\eta_2; \quad p\eta_2 = b_{21}\eta_1 - g\eta_2 + mU. \quad (7)$$

Оптимальное управление объектом (7)

$$U = -(v_{12}\eta_1 + v_{22}\eta_2) \quad (8)$$

будем искать из условия минимизации интегрального функционала качества

$$I = \int_0^{\infty} [(v_{12}\eta_2 + v_{22}\eta_2) + cU^2] dt \quad (9)$$

В функционале (9) и алгоритме управления (8) весовые коэффициенты являются коэффициентами функции Ляпунова, которые для объекта (7) определяются выражениями

$$v_{12} = mg; \quad v_{22} = 1. \quad (10)$$

С учетом коэффициентов (10) алгоритм (8) можно представить в виде

$$U = -(mg\eta_1 + \eta_2). \quad (11)$$

Анализ алгоритма управления (11) показывает, что работа системы зависит от коэффициента регуляризации  $g$ , назначение которого носит субъективный характер и поэтому создает предпосылки к изменению его в функции координат возмущенного движения. Поэтому вместо управляющего воздействия (11) будем рассматривать управление

$$U = -(mg(|\eta_1|)\eta_1 + \eta_2). \quad (12)$$

Для определения избыточной энергии, запасенной на траекториях возмущенного движения (7) под действием управления (12) составим основное функциональное уравнение Беллмана

$$\frac{\partial V}{\partial \eta_1} b_{12}\eta_2 + \frac{\partial V}{\partial \eta_2} (b_{21}\eta_1 + m_2U) + F + cU^2 = 0. \quad (13)$$

Дифференцирование уравнения (13) по управляющему воздействию позволяет представить оптимальное управление как производную от функции Ляпунова

$$U = -\frac{m_2}{2C} \cdot \frac{\partial V}{\partial \eta_2}. \quad (14)$$

В свою очередь, интегрирование выражения (14) по координате возмущенного движения  $\eta_2$  позволяет записать выражение для функции Ляпунова, которая для рассматриваемой системы примет вид

$$V = \frac{2C}{m_2} \left( V_{11}\eta_1^2 + mg(|\eta_1|)\eta_1\eta_2 + \frac{\eta_2^2}{2} \right) \quad (15)$$

Полученная функция Ляпунова (15) описывает достаточно большое семейство функций Ляпунова с переменным коэффициентом, который зависит от отклонения регулируемой координаты. Представители этого семейства при линейном, гиперболическом и иррациональном изменении коэффициента  $g(|\eta_1|)$  приведены в таблице 1 соответственно

Таблица 1

Неквадратичные функции Ляпунова 2-го порядка			
№ п.п.	Коэффициент $g( \eta_1 )$	Функция Ляпунова	
1.	$g = C_0 - C_1 \eta_1 $	$V = \frac{2C}{m_2} \left( V_{11}\eta_1^2 + m(C_0 - C_1 \eta_1 )\eta_1\eta_2 + \frac{\eta_2^2}{2} \right)$	(16)
2.	$g = \frac{C_0}{ \eta_1 }$	$V = \frac{2C}{m_2} \left( V_{11}\eta_1^2 + mC_0 \text{sign}(\eta_1)\eta_2 + \frac{\eta_2^2}{2} \right)$	(17)
3.	$g = \frac{C_0}{\sqrt{ \eta_1 }}$	$V = \frac{2C}{m_2} \left( V_{11}\eta_1^2 + mC_0\sqrt{ \eta_1 } \text{sign}(\eta_1)\eta_2 + \frac{\eta_2^2}{2} \right)$	(18)

На рис.1 - 3 представлены графики функций Ляпунова (16)-(18) для системы с единичными параметрами. Для сравнения на рис.4 приведена квадратичная функция Ляпунова с постоянными коэффициентами

$$V = \frac{2C}{m_2} \left( V_{11}\eta_1^2 + mg\eta_1\eta_2 + \frac{\eta_2^2}{2} \right). \quad (19)$$

**Выводы.** Выполненные исследования и приведенные графики функции Ляпунова показывают, что найденные неквадратичные функции Ляпунова являются положительноопределенными и могут использоваться для создания асимптотически устойчивых систем управления. С энергетической точки зрения предпочтительным является использование функции Ляпунова вида (20), которая обеспечивает минимальные значения избыточной энергии, запасенной при управлении. Примечательным для полученных функций является их существенная нелинейность в области малых значений координаты  $\eta_2$ , которая приводит к увеличению скорости рассеяния избыточной энергии и может служить источником повышения быстродействия.

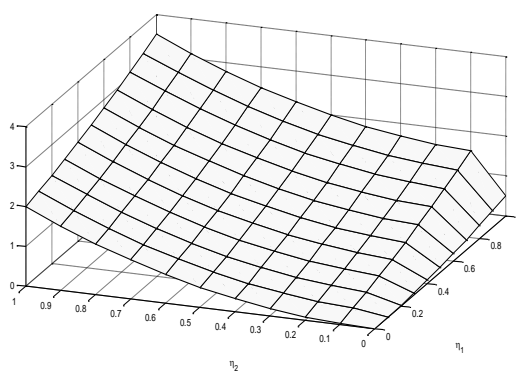


Рис. 1. Функция Ляпунова (16)

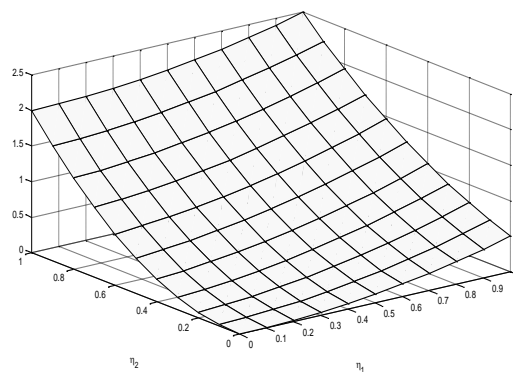


Рис. 2. Функция Ляпунова (17)

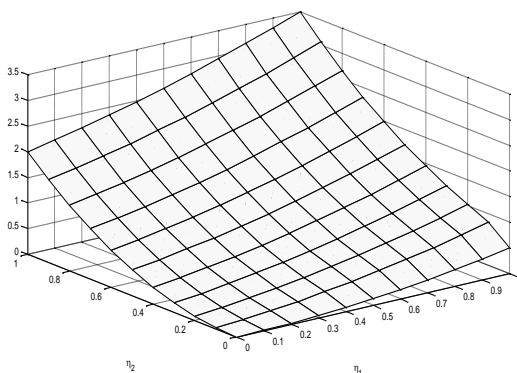


Рис. 3. Функция Ляпунова (18)

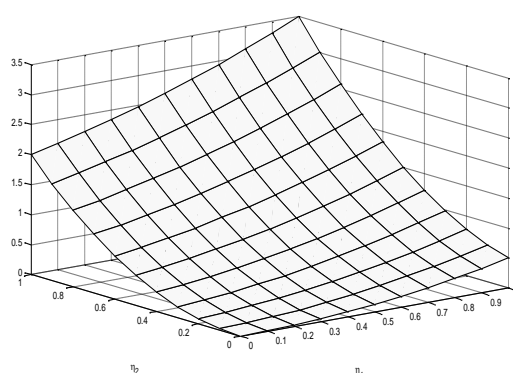


Рис. 4. Функция Ляпунова (19)

### Литература

1. Ляпунов А.М. Общая задача об устойчивости движения. М.: Изд-во Тех.- Теоретической литературы, 1950. 472с
2. Кульмач П. П. Якорные системы удержания плавучих объектов (Вопросы статики и динамики плавучих сооружений на якорях). – Ленинград: Судостроение, 1980. - 336 с.
3. Садовой А.В., Сухинин Б.В., Сохина Ю.В. Системы оптимального управления прецизионными электроприводами. – К.: ИСИМО, 1996. – 298 с.

**Е.С. РОЕНКО, Р.С. ВОЛЯНСКИЙ, В.И. РОЕНКО**

*Днепродзержинский государственный технический университет, Украина*

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФУНКЦИИ ЛЯПУНОВА ДЛЯ МАЯТНИКОПОДОБНЫХ ДИНАМИЧЕСКИХ СИСТЕМ

**Введение.** Метод функций Ляпунова давно и успешно применяется для исследования устойчивости решений обыкновенных дифференциальных уравнений. При этом устойчивость решений зависит от свойств

специально определенной функции Ляпунова. Второй метод Ляпунова оказался весьма эффективным при исследовании качественных характеристик решений импульсных, функционально-дифференциальных систем, в том числе систем с последействием, интегро-дифференциальных, стохастических, разностных, разрывных и других видов систем.

Анализ литературных источников показывает, что для определения устойчивости динамических систем используются различные модернизации классических функций Ляпунова [1]. Изучение устойчивости импульсных систем основано на использовании кусочно-непрерывных и кусочно-дифференцируемых функции Ляпунова [2]. В [3] конструируются дискретные функции Ляпунова. Отдельные работы посвящены использованию вместо одной нескольких функций Ляпунова или функций Ляпунова в векторной или матричной формах [4].

Обобщая проведенный анализ, отметим, что под функциями Ляпунова будем понимать некоторые вспомогательные функции, которые применяются для исследования качественных характеристик решений динамических систем и характеризующих избыточную энергию, запасенную в системе.

Несмотря на большое количество известных публикаций по анализу систем с использованием функций Ляпунова работы, посвященные построению функций Ляпунова для маятниковых электромеханических систем и, в первую очередь маятника Фуруты, авторам неизвестны. Вместе с тем ввиду сложности механической части таких систем их устойчивость удобно анализировать путем рассмотрения процессов преобразования запасенной энергии.

Постановка задач исследования. Целью работы является определение и анализ функции Ляпунова для маятниковой электромеханической системы.

Материалы исследования. Рассмотрим маятник Фуруты (рисунок 1), состоящий из руки, которая вращается приводным двигателем в горизонтальной плоскости, и элемента маятника, который свободно вращается в вертикальной плоскости. Такой объект обладает двумя степенями свободы, и его динамика описывается уравнениями Лагранжа второго порядка, которые в развернутом виде с учетом электромеханической части принимают вид:

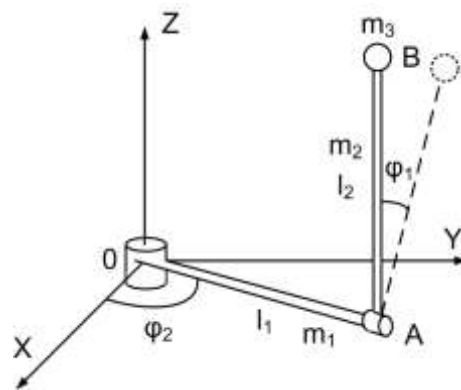


Рис. 1. Маятник Фуруты

$$\begin{aligned}
 p\varphi_1 &= \omega_1; \\
 p\omega_1 &= \frac{-m_3 l_1 l_2 \cos(\varphi_1) p\omega_2 + \frac{m_3 l_2^2}{2} \sin(2\varphi_1) \omega_2^2 + \frac{l_2 g}{2} \sin \varphi_1 (m_2 + 2m_3) + M_{TP}}{\frac{m_2 l_2^2}{3} + m_3 l_2^2}; \\
 p\varphi_2 &= \omega_2; \\
 p\omega_2 &= \frac{-m_3 l_1 l_2 \sin(\varphi_1) \omega_1^2 - m_3 l_1 l_2 \cos(\varphi_1) p\omega_1 - m_3 l_2^2 \sin(2\varphi_1) \omega_1 \omega_2 - M_{TP} + M_{EM}}{\frac{m_1 l_1^2}{3} + m_2 l_1^2 + m_3 l_1^2 + m_3 l_2^2 \sin^2(\varphi_1)};
 \end{aligned} \tag{1}$$

$$pM_{EM} = -\frac{1}{T_R} M_{EM} - \frac{(k\Phi)^2}{R R T_R} \omega + \frac{k\Phi}{R R T_R};$$

$$pU = -\frac{1}{T_P} U + \frac{K_P}{T_P} U_y,$$

$$\text{где } M_{TP} = \frac{R\omega_1}{\sqrt{\left(\frac{R\omega_1}{a}\right)^2 + 1}}. \tag{2}$$

Используя следующие обозначения

$$y_1 = \frac{\varphi_1}{\varphi_0}; y_2 = \frac{\omega_1}{\omega_0}; y_3 = \frac{\varphi_2}{\varphi_0}; y_4 = \frac{\omega_2}{\omega_0}; y_5 = \frac{M_{EM}}{M_{max}}; y_6 = \frac{U}{U_{max}}; u_y = \frac{U_y}{U_{y max}}, \quad (3)$$

представим систему (1) в относительных единицах

$$py_1 = y_2;$$

$$py_2 = \frac{1}{\frac{m_2 l_2^2}{3} + m_3 l_2^2} \left[ \frac{R}{\omega_0} y_2 \sqrt{\frac{1}{\frac{R^2}{a^2} y_2^2 + \frac{1}{\omega_0^2}}} + \frac{1}{2\omega_0} (m_2 + 2m_3) l_2 g \sin(\omega_0 y_1) + \right. \\ \left. + \frac{1}{2} m_3 l_2^2 \omega_0 y_4^2 \sin(2\omega_0 y_1) + m_3 l_1 l_2 p y_4 \cos(\omega_0 y_1) \right];$$

$$py_3 = y_4; \quad (4)$$

$$py_4 = \frac{1}{J_\Sigma} \left[ -\frac{R}{\omega_0} y_4 \sqrt{\frac{1}{\frac{R^2}{a^2} y_4^2 + \frac{1}{\omega_0^2}}} - m_3 l_1 l_2 \sin(y_3 \omega_0) y_2^2 \omega_0 - \right. \\ \left. - m_3 l_1 l_2 \cos(\omega_0 y_1) p y_2 - m_3 l_2^2 \omega_0 y_4^2 \sin(2\omega_0 y_1) y_2 y_4 \omega_0 \right];$$

$$py_5 = -\frac{1}{T_R} y_5 - \frac{1}{T_R} y_4 + \frac{1}{T_R} y_6; \quad py_6 = -\frac{1}{T_P} y_6 + \frac{1}{T_P} u_y,$$

$$\text{где } J_\Sigma = \frac{m_1 l_1^2}{3} + m_2 l_1^2 + m_3 (l_1^2 + l_2^2 \sin^2(\varphi_1)).$$

Классический подход к функциям Ляпунова базируется на рассмотрении следующей квадратичной формы

$$V = \sum_{i,j=0}^n V_{ij} \eta_i \eta_j. \quad (5)$$

В выражении (5) переменные состояния  $\eta_i$  являются координатами возмущенного движения, уравнения которого для линейной системы получаются заменой  $y_i \rightarrow \eta_i$ .

Для нелинейных систем такая замена неправомерна вследствие того что

$$f_i(y_i) - f_i(y_i^*) \neq f_i(y_i - y_i^*), \quad (6)$$

где  $f_i(\cdot)$  - некоторая нелинейность.

Поэтому для нелинейной системы (4) функцию Ляпунова будем искать как разность текущих и желаемых значений энергии, запасенной при движении объекта

$$V(\boldsymbol{\eta}) = V(\mathbf{y}) - V(\mathbf{y}^*). \quad (7)$$

Энергия, запасаемая при движении маятниковоподобной электромеханической системы, состоит из кинетической, потенциальной и электромагнитной составляющих

$$V(\mathbf{y}) = E_K + E_P + E_{EM}; \quad V(\mathbf{y}^*) = E_K^* + E_P^* + E_{EM}^*. \quad (8)$$

Для определения функции Ляпунова в относительных единицах в качестве базовых выберем максимальную потенциальную

$$E_{Pmax} = \frac{1}{2} g l_2 (m_2 + 2m_3), \quad (9)$$

максимальную кинетическую

$$E_{Kmax} = \frac{1}{2} \omega_0^2 \left( \frac{1}{2} \frac{m_1 l_1^2}{3} + \frac{1}{2} m_2 l_1^2 + \frac{1}{2} \frac{m_1 l_1^2}{3} + \frac{1}{2} m_3 (l_1 \sin(\varphi_2) + \right.$$

$$l_2 \sin(\varphi_1) \cos(\varphi_2) + l_2 \sin(\varphi_2) \cos(\varphi_1))^2 + (l_1 \cos(\varphi_1) + \quad (10)$$

$$\left. + l_2 \cos(\varphi_2) \cos(\varphi_1) - l_2 \sin(\varphi_1) \sin(\varphi_2))^2 + (l_2 \sin(\varphi_2))^2 \right),$$

и максимальную электромагнитную энергии

$$E_{EM} = \frac{LI_{\max}^2}{2} + CU_{\max}^2. \quad (11)$$

С учетом выражений (9)-(11) энергию, запасенную при движении системы, представим следующим образом

$$\begin{aligned} V(\mathbf{y}) = & \frac{1}{2} \frac{m_1 l_1^2}{3} y_4^2 + \frac{1}{2} m_2 l_1^2 y_4^2 \omega_0 + \frac{1}{2} \frac{m_2 l_2^2}{3} y_2^2 \omega_0 + \frac{m_3}{J_{\Sigma}} y_4^2 (l_1 \sin(y_3 \omega_0) + \\ & + l_2 \sin(y_1 \omega_0) \cos(y_3 \omega_0))^2 + \frac{m_3}{J_{\Sigma}} y_2^2 l_2^2 \cos^2(y_1 \omega_0) \sin^2(y_3 \omega_0) + \\ & + 2 \frac{m_3}{J_{\Sigma}} y_4 y_2 (l_1 \sin(y_3 \omega_0) + l_2 \sin(y_1 \omega_0) \cos(y_3 \omega_0)) (l_2 \cos(y_1 \omega_0) \sin(y_3 \omega_0)) + \\ & + \frac{m_3}{J_{\Sigma}} ((l_1 \cos(y_3 \omega_0) - l_2 \sin(y_1 \omega_0) \sin(y_3 \omega_0))^2 y_2^2 + 2(l_1 \cos(y_3 \omega_0) - \\ & - l_2 \sin(y_1 \omega_0) \sin(y_3 \omega_0)) (l_2 \cos(y_1 \omega_0) \cos(y_3 \omega_0)) y_2 y_4 + (l_2^2 \cos^2(y_1 \omega_0) \\ & \cos^2(y_3 \omega_0) y_4^2) + \frac{m_3}{J_{\Sigma}} (l_2^2 \sin^2(y_1 \omega_0) y_2^2) + \sin(y_3 \omega_0) + y_5^2 + y_6^2. \end{aligned} \quad (12)$$

Аналогичным образом может быть записано желаемое значение энергии в маятниковоподобной системе и найдена функция Ляпунова.

Выводы. Построенная функция Ляпунова (12) для маятника Фуруты позволяет исследовать устойчивость маятниковоподобных электромеханических систем. Анализ выражения (12) позволяет проследить гармоническую зависимость между запасенной энергией вращающейся в горизонтальной плоскости руки и вертикально движущегося элемента маятника.

#### Литературы

1. Akhmetov M. U., Zafer A. Stability of the zero solution of impulsive differential equations by the Lyapunov second method // Journal of mathematical analysis and applications. — 2000. - 248. - P. 69-82.
2. Bainov D.D., Simeonov P.S. Systems with impulse effect: stability, theory and applications. — Chichester: Ellis Horwood, 1989. — 256 p.
3. Анашкин О.В., Диблик Й. Об устойчивости разностных уравнений с запаздыванием // Динамические системы. — Симферополь: Таврия, 2007. — Вып. 23. — С. 113-122.
4. Мартынюк А.А., Слынько В.И. Об устойчивости движения нелинейной импульсной системы // Прикл. механика — 2004. — 40, N 2. — С. 134-144.

**А.В. САДОВОЙ, Е.В. ТИЩЕНКО**

*Днепродзержинский государственный технический университет, Украина*

## **ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ШАРОВОЙ БАРАБАННОЙ МЕЛЬНИЦЫ ПУТЕМ УПРАВЛЕНИЯ МЕЛЬНИЧНЫМ ВЕНТИЛЯТОРОМ**

### **Введение.**

Шаровые барабанные мельницы являются крупнейшими потребителями энергии в различных отраслях промышленности, использующих мелкодисперсную пыль [1]. Основные энергетические затраты связаны с вращением барабана мельницы и транспортировкой измельченного материала. Поэтому весьма актуальным является повышение энергетической эффективности процессов помола.

### **Постановка задачи исследования.**

Настоящая работа посвящена исследованию возможности повышения энергоэффективности шаровой барабанной мельницы помола сырого угля путем оптимального управления мельничным вентилятором.

### **Материал исследования.**

Скорость аэросмеси на выходе из барабана мельницы определяет диаметр и массу уносимых частиц угля. Уменьшение скорости аэросмеси приводит к переизмельчению материала и повышению удельных энергозатрат на помол.

С увеличением нагрузки повышается плотности аэросмеси

$$\rho_c = \rho_o + \rho, \quad (1)$$

где  $\rho_o$  - плотность воздуха;  $\rho$  - масса измельченного угля в  $1\text{м}^3$  пылеугольной смеси.

При одном и том же динамическом напоре

$$P = (\rho_o + \rho) \frac{V^2}{2} \quad (2)$$

скорость потока аэросмеси с увеличением  $\rho$  будет уменьшаться

$$V = \sqrt{\frac{2P}{\rho_o + \rho}}. \quad (3)$$

Зависимость диаметра твердых частиц, уносимых потоком воздуха, от его скорости выражается уравнением[2]:

$$d = \sqrt{\frac{18V\mu}{(\rho - \rho_c)g}}, \quad (5)$$

где  $\rho$  - плотность твердой частицы угля  $\text{кг}/\text{м}^3$ ,  $\rho_c$  - плотность аэросмеси  $\text{кг}/\text{м}^3$ ,  $\mu$  - коэффициент динамической вязкости  $\text{кг}/\text{м}\cdot\text{с}$ ,  $g$  - ускорение свободного падения.

Для предотвращения повышения энергетических затрат, связанных с переизмельчением угля, необходимо поддерживать постоянную скорость потока воздуха перед мельничным вентилятором, что можно обеспечить путем управления динамическим напором, то есть для своевременного уноса измельчаемого материала из барабана мельницы необходимо удерживать постоянную скорость воздушного потока с помощью мельничного вентилятора, который создает перепад давления (2).

На рисунке 1 представлена функциональная схема системы управления производительностью мельничного вентилятора в зависимости от нагрузки мельницы.

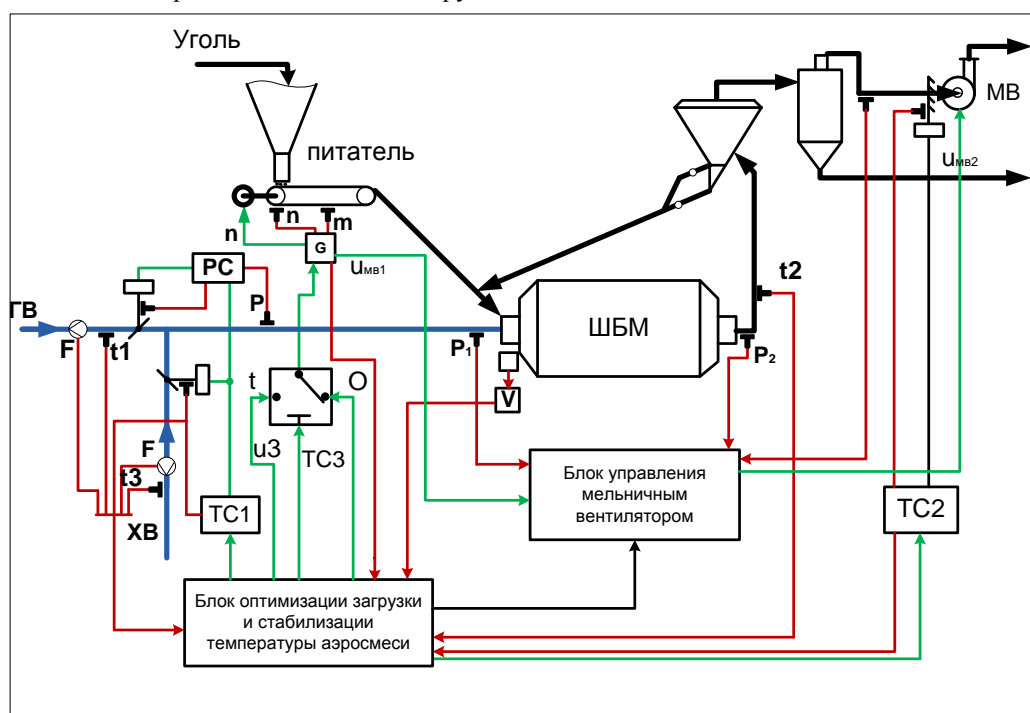


Рис. 1. Функциональная схема системы управление мельничным вентилятором

В состав системы входит блок оптимизации загрузки и стабилизации температуры аэросмеси [3,4], который осуществляет поиск максимальной производительности мельницы, удержание температуры аэросмеси на заданном уровне и выдает задание на блок управления мельничным вентилятором. Блок управления мельничным вентилятором осуществляет регулирование скорости вращения электропривода вентилятора, обеспечивая тем самым своевременный унос необходимой фракции угольной пыли из барабана мельницы.

На рисунке 2 приведен график изменения производительности мельницы ШБМ 287/410 при управлении мельничным вентилятором.



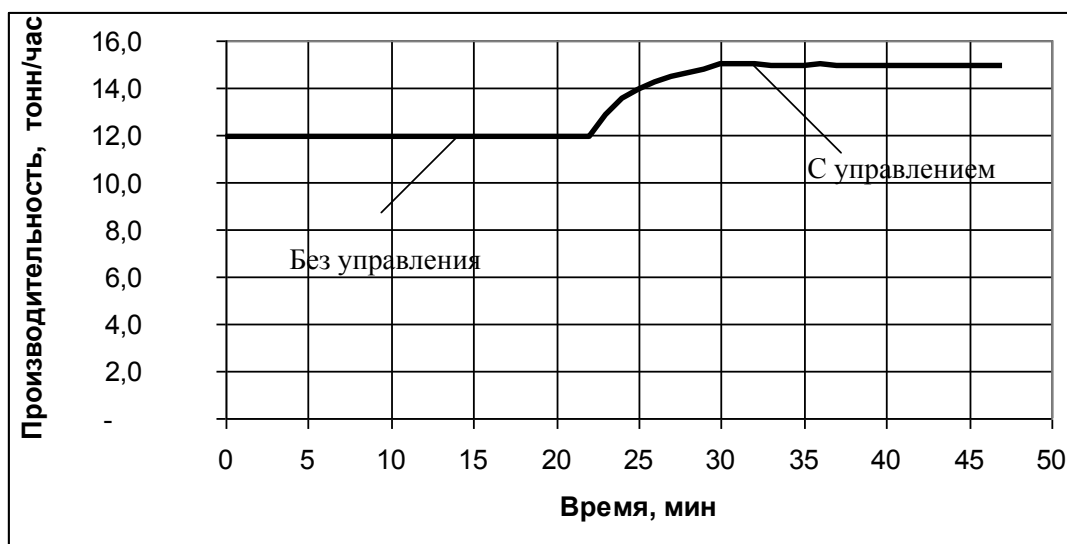


Рис. 2. График изменения производительности мельницы при управление мельничным вентилятором

### Выводы

Внедрение системы управления мельничным вентилятором позволяет повысить производительность мельницы на 18 - 22 % и снизить удельные энергозатраты на измельчение угля при сохранении заданной тонины помола на 17 – 21%. Срок окупаемости системы составляет не более четырех месяцев.

### Литература

1. В. Clermont and B. de Haas. Optimization of mill performance by using online ball and pulp measurements. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2010. SA ISSN 0038–223X/3.00 +0.00.
2. Гельперин Н.И., Айнштейн В.Г., Кваша В.Г. Основы техники псевдоожижения. – М. Химия, 1967.
3. Садовой А.В., Тищенко Е.В. Система оптимального управления объемным заполнением шаровой барабанной мельницы. Проблемы недропользования, Сборник научных трудов Часть 1, Санкт - Петербург, 2011.
4. Садовой А.В., Тищенко Е.В. Система оптимального управления объемным заполнением шаровой барабанной мельницы со стабилизацией температуры аэросмеси. Проблемы недропользования, Сборник научных трудов Часть 1, Санкт - Петербург, 2012.

**А.В. ТОРОПОВ, Л.В. БЕЛАЯ, В.Н. ФЕДОРЧЕНКО**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

## **КВАЗИОПТИМАЛЬНОЕ НЕЛИНЕЙНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ КОЛЕСА РОТОРНОГО ЭКСКАВАТОРА ПРИ СТАБИЛИЗАЦИИ МОЩНОСТИ СРЕЗАНИЯ**

В настоящее время все большее распространение в горнодобывающей технике получают системы регулирования технологических параметров [1]. Они находят применение в проходческих комбайнах, буровых станках и роторных экскаваторах. При этом выбор стабилизируемого технологического параметра определяется требованиями к надежности, максимальной производительности и эксплуатационным характеристикам установок. Реализация таких систем позволяет не только увеличить износостойкость оборудования, но также и улучшить работу горнодобывающих машин, оптимизировать их энергопотребление.

Одними из самых энергоемких и дорогих в эксплуатации горнодобывающей машиной являются экскаваторы непрерывного действия и, в частности, роторные экскаваторы. Для этих машин, вследствие их большой энергоемкости, актуальной является задача стабилизации мощности срезания слоя породы, в значительной степени определяющей потребление мощности из электрической сети. Отметим, что общая идеология систем резания остается неизменной, независимо от типа обработки (деревообработка, фрезерование, срез породы грунта) и вида режущего инструмента [2],[3].

Усилие срезания материала при обработке его режущим инструментом определяется выражением [3]:

$$P_{cp} = C_{cp} \cdot \omega^x \cdot t_{cp}^y \cdot V^z \cdot \rho; \quad (1)$$

где  $P_{cp}$  - усилие срезания;  $C_{cp}$  - постоянный коэффициент, определяемый формой зубцов режущего инструмента;  $\omega$  - угловая скорость вращения двигателя перемещения режущего инструмента;  $t_{cp}$  - глубина среза обрабатываемого материала;  $V$  - линейная скорость вращения режущего инструмента;  $\rho$  - плотность обрабатываемого материала;  $x, y, z$  - коэффициенты, определяемые формой режущего инструмента и углом наклона обрабатываемого материала, по отношению к инструменту.

Отметим, что на практике коэффициенты  $x, y, z$  для зубцов трапецеидальной формы принимают значения  $x = 1; y = 0,75; z = 0,85$  [3].

Поскольку, в большинстве случаев потребляемая мощность электроприводов при обработке породы поддерживается номинальной, то можно произвести линеаризацию выражения (1) в точке номинального режима работы. При этом переменными величинами являются линейная скорость вращения роторного колеса и плотности породы. Полагаем, что произведение скорости поворота стрелы на величину среза является величиной постоянной и не меняется при флуктуациях нагрузки.

$$P_{cp0} = C_{cp} \cdot 0,85 \cdot \omega^1 \cdot t_{cp}^{0,75} \cdot V^{-0,15} \Big|_{V0,\rho0} \cdot \rho + C_{cp} \cdot \omega^1 \cdot t_{cp}^{0,75} \cdot V^{0,85}. \quad (2)$$

С учетом инерционности изменения мощности срезания породы [3] при регулировании за счет изменения скорости вращения роторного колеса структурная схема контура стабилизации мощности срезания примет вид, представленный на рис.1 [1]:

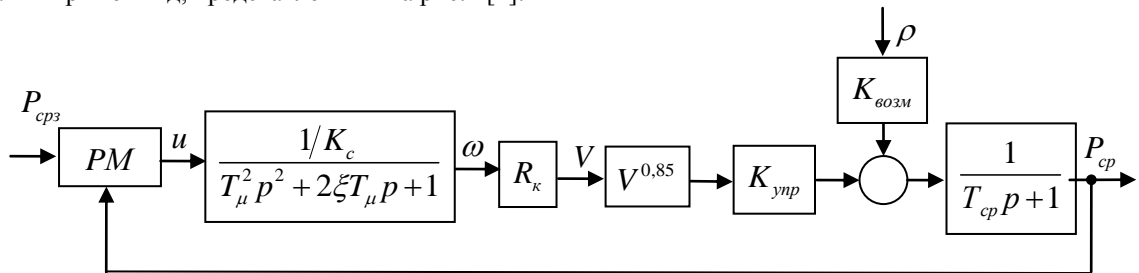


Рис. 1. Структурная схема контура стабилизации мощности срезания

На рис.1 введены следующие обозначения:  $R_k$  - диаметр роторного колеса;  $K_c$  - коэффициент обратной связи по скорости двигателя;  $\xi$  - показатель колебательности контура регулирования скорости;  $T_\mu$  - некомпенсируемая постоянная времени преобразователя; PM – регулятор мощности;  $P_{cpz}$  - заданное значение мощности срезания;  $K_{возм} = C_{cp} \cdot 0,85 \cdot \omega \cdot t_{cp}^{0,75} \cdot V^{-0,15} \Big|_{V0,\rho0}$ ;  $K_{ynp} = C_{cp} \cdot \omega \cdot t_{cp}^{0,75}$ ;  $u$  - управляющее воздействие.

В отличие от скорости поворота стрелы линейная скорость вращения роторного колеса меняется в широких пределах, то есть линеаризация в точке номинального режима работы является недопустимой. Следует отметить, что, помимо нелинейной зависимости мощности срезания от скорости, в контуре содержится еще одна нелинейность, обусловленная ограничением на выходе регулятора. Таким образом, для обеспечения высокой точности стабилизации мощности срезания породы необходимо решить задачу синтеза регулятора для объекта третьего порядка с двумя существенными нелинейностями.

Одним из перспективных направлений является использование для решения задачи синтеза регуляторов метода динамического программирования с использованием концепции метода инвариантного вложения [4]. Этот метод может применяться для систем высокого порядка с однозначными нелинейностями и обладает высокой вычислительной эффективностью. Осуществим линеаризацию нелинейностей методом «секущих», при этом однозначные нелинейности заменяются прямыми с коэффициентами усиления, являющимися функциями переменных состояния [5]. Далее запишем систему дифференциальных уравнений, соответствующих объекту управления структурной схемы, в нормальной форме Коши:

$$\dot{x}_1 = -a_1 x_1 + a_2(x_2) x_2; \dot{x}_2 = x_3; \dot{x}_3 = -a_3 x_2 - a_4 x_3 + b(u)u,$$

$$\text{где } x_1 = P_{cp}; x_2 = \omega; x_3 = \varepsilon; a_1 = T_{cp}^{-1}; a_2(x_2) = K_{ynp} T_{cp}^{-1} R_k^{0,85} K(\omega); a_3 = 2\xi T_\mu^{-1}; a_4 = T_\mu^{-2};$$

$b(u)u = sat(u)$ ,  $sat(u)$  - функция ограничения на управляющее воздействие.

После осуществления процедуры линеаризации процедура синтеза регулятора осуществляется в несколько этапов, подробно представленных в работах [5],[6]. Рассмотрим подробно заключительный этап

синтеза в котором осуществляется «сшивание» управляющих воздействий «в большом» и «в малом», при этом разность управлений представим в виде  $\Delta u = -\Delta k_1 x_1 - \Delta k_2 x_2 - \Delta k_3 x_3$ , где  $\Delta k_i$  - вариации коэффициентов оптимальных матриц усиления;  $\Delta u$  - вариация управляющего воздействия.

Полагаем эти вариации новыми управляющими воздействиями, при этом система дифференциальных уравнений «в большом», запишется:

$$\dot{x}_1 = -a_1 x_1 + a_{2B} x_2; \dot{x}_2 = x_3; \dot{x}_3 = -a_3 x_2 - a_4 x_3 - b_B (u_M + \Delta k_1 x_1 + \Delta k_2 x_2 + \Delta k_3 x_3), \quad (3)$$

где  $u_M$  - управляющее воздействие «в малом»;  $a_{2B}$ ,  $b_B$  - коэффициенты линеаризации нелинейностей «в большом».

С целью упрощения конечного закона управления осуществим решение задачи АК для критерия обобщенной работы А.А. Красовского [7]. После реализации поиска экстремума функционала качества по  $\Delta k_i$  для системы дифференциальных уравнений (3) модифицированное уравнение Гамильтона – Якоби – Беллмана запишется:

$$\sum_{i=1}^3 q_i x_i^2 + \frac{\partial S}{\partial x_1} (-a_1 x_1 + a_{2B} x_2) + \frac{\partial S}{\partial x_2} x_3 + \frac{\partial S}{\partial x_3} (-a_3 x_2 - a_4 x_3 - b_B u_M) = 0, \quad (4)$$

где  $q_i$  - весовые коэффициенты, определяющие ограничения на управление.

Функция Беллмана  $S$ , являющаяся решением уравнения (4) ищется в виде квадратичной формы

$$S(x_1, x_2, x_3) = \sum_{ij=1}^3 K_{ij} x_i x_j.$$

При этом окончательный закон управления мощностью срезания примет вид:

$$u_{PM} = - \left( u_M + \sum_{i=1}^3 \frac{b_B}{c_i} x_i^2 \left( \sum_{j=1}^3 K_{3j} x_j \right) \right), \quad (5)$$

где  $c_i$  - коэффициенты, определяющие вариации параметров оптимальных матриц усиления.

Исследование динамических характеристик контура стабилизации мощности с синтезированным регулятором, а также линейно-квадратичным регулятором было проведено методом цифрового моделирования с помощью математического пакета Matlab и его приложения Simulink. Графики переходных процессов по мощности срезания представлены на рис.2.

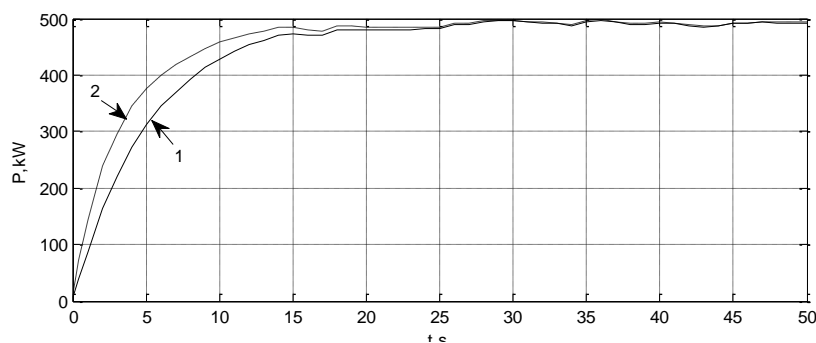


Рис. 2. Графики переходного процесса по мощности срезания при использовании линейно – квадратичного регулятора (кривая 1) и квазиоптимального нелинейного регулятора (кривая 2)

Очевидно, что при использовании синтезированного регулятора качество переходного процесса выше, влияние колебаний случайного характера, определяющих изменение плотности породы, менее существенно, чем в случае линейно – квадратичного регулятора.

### Литература

1. Бухгольц В.П., Снагин В.Т. Автоматическое управление роторными экскаваторами. М., Недра, 1986. - 143 с.
2. Новоселов В.Г, Кузнецов А.И Динамическая модель механизма резания лесопильной рамы с планетарным преобразователем.// Наука и образование на службе лесного комплекса: Матер. меж. нар. науч.-практ. конф. Т.2. – Воронеж: Воронеж. гос. лесотехн. акад., 2005. – С. 99 – 103.

3. Левин А.И. Математическое моделирование в исследованиях и проектировании станков. – М.: Машиностроение, 1978. – 184 с.
4. Ту Ю. Современная теория управления. – М.:Машиностроение, 1971. – 472с.
5. Кудин В.Ф. Аналитическое конструирование субоптимальных регуляторов для систем с неоднозначными нелинейностями//В.Ф.Кудин, А.В. Торопов// Тези доповідей XVII міжн. наук.-техн. конференції „Автоматика-2010”, 2010. – с. 234-236.
6. Кудин В.Ф. Инвариантное нелинейное управление электроприводом подачи системы стабилизации усилия резания металлорежущего станка по методу Айзекса – Беллмана /В.Ф.Кудин, А.В. Торопов // Технічна електродинаміка, - 2007. - №1 – с.35-39.
7. Справочник по теории автоматического управления. Под редакцией А. А. Красовского. — М: "Наука". Гл. ред. физ.-мат. Лит. 1987.— 712 с.

**Б.Л. ТЫШЕВИЧ, И.П. ИВАНОВ**

*Национальный технический университет Украины "Киевский политехнический институт"*

## **ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЯ НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ С ПОМОЩЬЮ НЕЙРОННЫХ СЕТЕЙ**

Прогнозирование процессов в технических системах актуальная задача с точки зрения правильного определения направления развития положительных или отрицательных изменений в состоянии системы. В целом точный прогноз изменения состояния поможет принять верное решение, или задействовать необходимые (оптимальные) ресурсы для предупреждения изменений в негативном направлении. Такой взгляд на применение современных методов и средств прогнозирования позволяет решить многие проблемы в сложных технических системах, которые формально невозможно или очень сложно описать математическими методами. К таким системам, где применение прогноза современными методами может дать значительные результаты, относятся транспортные системы, экологические и, несомненно, энергетические системы.

Сегодня, важнейшей задачей является формирование новых отношений между субъектами рынка и, в том числе, четко налаженных взаимоотношений между потребителем и энергоснабжающей организацией. Рынок должен создать, соответствующую действительной стоимости, оценку потребляемой электроэнергии, которая способствовала бы максимально эффективному функционированию энергосистемы. Поэтому, все более актуальной становится проблема качественного прогнозирования, анализа и управления электрической нагрузкой как в рамках энергосистемы в целом, так и для отдельно взятых групп энергопотребителей. Прогноз нагрузки также необходим для оптимизации эксплуатационного состояния мощной системы в условиях текущей нагрузки и планирования перетоков мощности и мероприятий по повышению энергоэффективности [1].

К прогнозированию режимов энергопотребления необходимо прибегать еще и потому, что изменения во времени электрической нагрузки представляют собой случайные процессы, то есть функции случайным образом зависят от времени, а также от ряда внутренних и внешних факторов. Кроме этого, электрическая нагрузка в электроэнергетических системах подвержена влиянию такого внешнего фактора, как погода с ее случайной изменчивостью. Можно утверждать, что электрическая нагрузка - непостоянный процесс, доминирующими причинно-следственными факторами которого является время суток и погодные условия. Зависимость нагрузки от времени отражает существование ежедневного образца графика нагрузки. Среди погодных факторов, влияющих на нагрузку, приоритетным является температура [2].

К настоящему времени разработано много различных методик для прогнозирования электрической нагрузки. К ним относятся следующие методы:

авторегрессия; обобщенное экспоненциальное сглаживание; факторный анализ.

Причем, для прогнозирования факторов могут быть использованы или модели временных рядов, или регрессионные модели, отражающие взаимосвязь факторов с внешними возмущающими параметрами системы электроснабжения [3]. Кроме этого, существует много других подходов к прогнозированию электрической нагрузки.

Однако, несмотря на многообразие существующих методов прогнозирования электрической нагрузки точное моделирование является весьма сложным из-за нелинейных и сложных связей между нагрузкой и факторами, от которых зависит моделирование. Кроме этого, некоторые математические модели нагрузки представляют динамику изменения электрической нагрузки, используя понятие временного ряда. Эти модели не принимают во внимание информацию, связанную с погодой, и пробуют предсказать будущие нагрузки, используя предыдущие значения [4].

Кроме упомянутых методов прогнозирования нагрузки, в настоящее время все шире применяется относительно новый метод, основанный на нейронных сетях. Нейронные сети - это устройства параллельной обработки информации всеми звеньями. Они обладают способностью к обучению и обобщению накопленных знаний. Натренированная на ограниченном множестве данных сеть способна обобщать полученную информацию и показывать хорошие результаты на данных, которые не

использовались в процессе обучения. Однако нейронные сети все же имеют недостатки. Несмотря на то, что они очень удобны для задач распознавания, классификации образов, прогнозирования и идентификации, субъект принимающий решение и контролирующей сеть не может получить ответы на вопросы о течении этих процессов. Для пользователя, обученная сеть подобна «черному ящику». Многие из недостатков могут быть решены с помощью комбинированных систем с нечеткой логикой, которые используют основные понятия теории нечетких множеств. Но в этом случае добавляются недостатки, связанные с субъективной оценкой процессов в прогнозируемой системе.

Для определения входных переменных нейронной сети при решении задач прогнозирования нагрузки можно воспользоваться моделью, описывающей изменения во времени фактических значений нагрузки, которая в общем виде представляется нелинейной функцией:

$$P_t = f(P_{t-n}, T_{t-n}, \varepsilon_t), \quad (1)$$

где  $P_t$  - фактическая нагрузка системы в момент времени  $t$ ;  $t$  - текущее время;  $P_{t-n}$  - предварительные данные наблюдения нагрузки;  $T_{t-n}$  - предварительные данные наблюдения внешних факторов (в частности температуры окружающей среды), влияющие на нагрузку;  $n$  - индекс ретроспективы данных;  $\varepsilon_t$  - случайная составляющая, которая представляет ненаблюдаемые эффекты, влияющие на нагрузку.

На основании выражения (1) первой переменной, которая должна быть использована в качестве входа, является именно нагрузка. В каждой задаче прогнозирования выбирается в отношении какой давности использовать предыдущие наблюдения за нагрузкой. Второй входной переменной может быть температура окружающей среды так как известно, что энергопотребление растет в холодные дни, когда включаются дополнительно электронагревательные устройства и в жаркие дни, когда включаются установки кондиционирования. В некоторых работах зарубежных авторов учитывались и другие экзогенные переменные, например, влажность воздуха или скорость ветра [5]. В большинстве же случаев разработчики моделей прогнозирования нагрузки не имеют большого выбора потому, что информации о погоде, кроме температуры, просто нет в наличии. Кроме того, в качестве входных переменных могут быть использованы параметры, связанные с любыми факторами определяющими работу горного предприятия.

Долгосрочное прогнозирование, согласно [5], проводится во временных диапазонах месяц-квартал-год. Наиболее реальным и полезным с точки зрения оперативного управления является месячный прогноз электропотребления. В современных условиях он необходим для обоснования технико-экономических показателей работы горного предприятия или энергетической компании и ее тарифной политики. Прогнозируемыми показателями являются месячное энергопотребление ( $P_{\Sigma}$ ), максимальное и минимальное нагрузки за месяц ( $P_{max}$  и  $P_{min}$ ) и коэффициенты, характеризующие неравномерность электропотребления: коэффициент неравномерности месячного графика нагрузки  $\alpha_M = P_{max} / P_{min}$  и коэффициент заполнения месячного графика нагрузки  $\beta_M = P_{mid} / P_{max}$  ( $P_{mid} = W_M / 24K_{DM}$ ;  $W_M$  - месячное энергопотребление;  $K_{DM}$  - количество дней в месяце).

Подбор входных переменных проводился на основании формулы (1). В результате определено, что на входы моделей подаются такие переменные, которые дают наименьшую погрешность прогноза: электропотребление за месяц, предшествующий прогнозируемому ( $P_{\Sigma-1}$ ); максимальное и минимальное значение нагрузки ( $P_{max-1}$  и  $P_{min-1}$ ); средняя температура ( $T_{mid-1}$ ); продолжительность дня ( $LD^{-1}$ ); количество праздничных дней ( $HD^{-1}$ ) того же месяца; прогнозное значение средней температуры на прогнозируемый месяц ( $T_{mid pr}$ ); прогнозная продолжительность дня ( $LD_{pr}$ ); прогнозируемое количество праздничных дней ( $HD_{pr}$ ) в прогнозируемом месяце. Особенности обучения состоят в выборе данных, которые берутся с таким расчетом, чтобы их сезон совпадал с тем сезоном, на который планируется делать прогноз, то есть, если нужен прогноз на текущий месяц, то для обучения берутся данные за два предыдущих месяца того же года и за три аналогичных месяца предыдущего года.

Для проверки выбранной методики была синтезирована нейронная сеть в среде MATLAB, которая состояла из четырех слоев нейронов. В результате исследований была достигнута относительно высокая точность прогнозирования на срок в 1 месяц. Максимальная погрешность составляла около 7%.

Отмечается повышение точности прогноза по сравнению с регрессионными моделями. Были проанализированы три диапазона прогнозирования: суточный, недельный, месячный. Исследовано несколько структур моделей прогноза с использованием нейронных сетей различного уровня сложности. Результаты проведенных исследований показали, что точность прогноза выше в зависимости от сложности модели для всех рассматриваемых временных диапазонов прогнозирования.

## Литература

1. Charytoniuk W., Chen M.S. Short-term Forecasting in Power Systems Using a General Regression Neural Network // IEEE Trans. on Power Systems. 1995. Vol. 7. № 1.
2. Гордеев В.И., Васильев И.Е., Щуцкий В.И. Управление электропотреблением и его прогнозирование. Ростов н/Д: Издательство Ростовского университета, 1991. 104 с.
3. Бэнн Д.В., Фармер Е.Д. Сравнительные модели прогнозирования электрической нагрузки: Пер. с англ. М.: Энергоатомиздат, 1987. 200 с.
4. Srinivasan D., Tan S.S., Chang C.S., Chan E.K. Practical implementation of a hybrid fuzzy neural network for one-day-ahead load forecasting // IEE Proc. Gener. Transm. Distrib. 1998. Vol. 145. № 6.

**Б.Л. ТЫШЕВИЧ, И.Н. ЛУКАЩУК**

*Национальный технический университет Украины "Киевский политехнический институт"*

## ПРИМЕНЕНИЕ НЕЙРОННЫХ СЕТЕЙ В ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫХ СИСТЕМАХ УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДАМИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ УСТАНОВОК ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

На горных предприятиях сосредоточено большое количество электроприводов. Вентиляция, подъем, водоотлив - технологически сложные стацустановки с разными системами электропривода, где имеют место нелинейности, сложная динамика, много обратных связей и др. Эти факторы приводят к проблемам в попытках реализовать новые системы и стратегию управления. На протяжении двух десятилетий развитие новых алгоритмов управления базировалось на современной и классической теориях управления. Современная теория, например, адаптивное и оптимальное управление вместе с классической теорией базировались на рассмотрении линеаризированных систем [1],..., [5].

Современная теория управления не популярна и сложна для практических применений за исключением некоторых специфических проблем. Поэтому до сих пор, например, в Японии около 84% систем управления технологическими комплексами используют классические ПИД регуляторы [4].

Использование новых методов синтеза САУ с использованием нечеткой логики и нейронных сетей привело к появлению интеллектуальных систем управления построенных на новых алгоритмах, которые отвечают требованиям к управлению сложными динамическими системами.

К таким системам бесспорно относится электропривод переменного тока с асинхронным двигателем системы ЧП-АД, который получил широкое распространение. В системе управления скоростью используется классический ПИД регулятор с подстройкой коэффициентов нейронной сетью управления (НСУ) в реальном времени. Дополнительным средством для повышения точности управления является введение моделирующей нейронной сети (МНС), которая выполняет идентификацию электропривода ЧП-АД. Наличие МНС позволяет повысить точность адаптации весовых коэффициентов НСУ и, как следствие, улучшить управление. Процесс обучения МНС может проводиться в статическом, нерабочем режиме.

Помимо преимуществ которые дает адаптивная подстройка коэффициентов ПИД регулятора, применение НСУ обеспечивает снижение параметрических, внешних возмущений и измерительных погрешностей. Для построения модели системы управления скоростью передаточная функция ПИД регулятора может быть задана как

$$G_c(s) = k_c [1 + (1/T_i)(s^{-1}) + T_d s]; \quad (1)$$

$$k_c = 100/(P_{BF} + P_{BN}), \quad (2)$$

где  $k_c$  – суммарный пропорциональный коэффициент;  $P_{BF}$  – неизменяемая часть;  $P_{BN}$  – часть, которая подстраивается НСУ;  $T_i$  – постоянная интегрирования;  $T_d$  – постоянная дифференцирования. Для компьютерной реализации необходимо составить математическое описание системы в дискретном времени. При этом выходной сигнал ПИД регулятора  $u(t)$  для управления электроприводом имеет вид:

$$u(t) = u(t-1) + [1/(P_{BF} + P_{BN})] [(1 - T/2 T_i)(e(t) - e(t-1)) + T/T_i e(t)]; \quad (3)$$

$$K_p(t) = k_c - K_I(t)/2, \quad K_I(t) = k_c T / T_i, \quad (4)$$

где  $e(t)$  – погрешность выхода;  $K_p(t)$ ,  $K_I(t)$  – коэффициенты для пропорциональной и интегрирующей частей регулятора;  $T$  – интервал дискретизации.

НСУ подстраивает коэффициенты (2), (4) таким образом, чтобы минимизировать значение оценочной функции:

$$J_v = 0,5 [V_{ref}(t-m) - V(t)]^2, \quad (5)$$

где  $V_{ref}$  – заданная скорость;  $V$  – действительная скорость. Весовые коэффициенты  $w_{ji}^C(t)$  входов нейронов НСУ задаются соответственно

$$\Delta w_{ji}^C(t) = -\eta \frac{\partial J_v}{\partial w_{ji}^C(t-1)} + \alpha w_{ji}^C(t-1) + \beta \Delta w_{ji}^C(t-2); \quad (6)$$

$$w_{ji}^C(t) = w_{ji}^C(t-1) + \Delta w_{ji}^C(t), \quad (7)$$

где  $\eta, \alpha, \beta$  – коэффициенты изменения, скорости изменения, ускорения изменения весовых коэффициентов при адаптации [6]. Изменение оценочной функции относительно адаптации весовых коэффициентов соответствует выражению:

$$\frac{\partial J_v}{\partial w_{ji}^C(t-m)} = -[V_{ref}(t-m) - V(t)] \frac{\partial V(t)}{\partial u(t-m)} \frac{\partial u(t-1)}{\partial P_{BN}} \frac{\partial P_{BN}}{\partial w_{ji}^C(t-1)}. \quad (8)$$

Изменение сигнала управления относительно адаптации пропорциональных коэффициентов соответствует выражению:

$$\frac{\partial u(t-1)}{\partial P_{BN}} = -[1/(P_{BF} + P_{BN})^2 (1 - T/2T_i) e(t-1) - e(t-2)] + (T/T_i) e(t-1) \quad (9)$$

Другим вариантом применения НСУ для адаптации ПИД регулятора является возможность изменения постоянных времени. Если принять

$$T_i = T_{iF} + T_{iN}, \quad (10)$$

где  $T_{iF}$  – неизменяемая постоянная времени;  $T_{iN}$  – постоянная времени, которая подстраивается НСУ. При этом уравнения (8), (9) принимают вид:

$$\frac{\partial J_V}{\partial w_{ji}^C(t-m)} = -[V_{ref}(t-m) - V(t)] \frac{\partial V(t)}{\partial u(t-m)} \frac{\partial u(t-1)}{\partial T_{iN}} \frac{\partial T_{iN}}{\partial w_{ji}^C(t-1)};$$

$$(11) \quad \frac{\partial u(t-1)}{\partial T_{iN}} = 100/(P_{BF} + P_{BN})^2 T/2T_i^2 [e(t-1) - e(t-2)] + (-T/T_i^2) e(t-1) \cdot \quad (12)$$

При реализации системы управления с МНС и НСУ необходимо использовать элементы задержки:  $z^{-1}$ , и  $z^{-2}$  обеспечивающих повышение точности адаптации весовых коэффициентов. Для адаптации весовых коэффициентов  $w_{ji}^E(t)$  МНС и  $w_{ji}^C(t)$  НСУ используется алгоритм "обратного распространения". Связь между изменением параметров МНС и НСУ можно описать через изменение погрешностей между слоями нейронов.

Структурная схема системы управления изображена на рис. 1. Система была смоделирована в MATLAB 7. Сигналы  $V_{ref}(t)$ ,  $V(t)$ ,  $e(t)$  для системы управления с использованием обычного ПИД регулятора показаны на рис. 2, для системы управления с использованием ПИД регулятора вместе с НСУ и МНС изображены на рис. 3. Из графиков видно, что адаптация с использованием НМ значительно улучшает качество управления сложными динамическими системами.

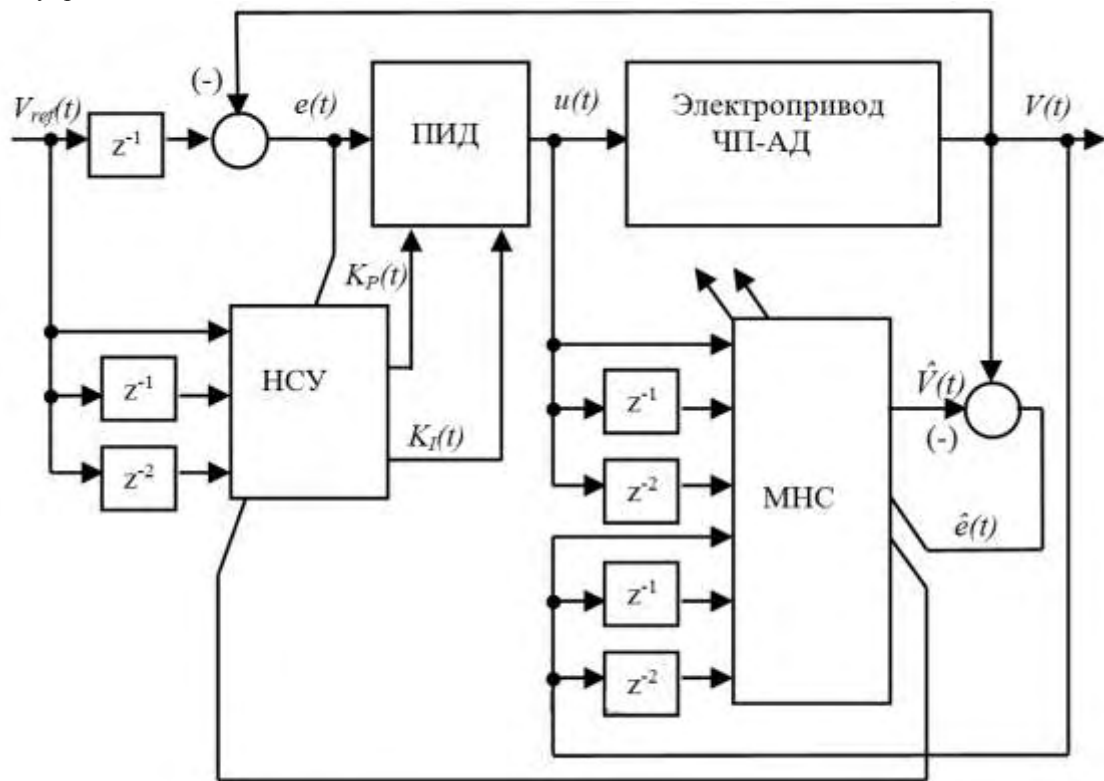


Рис. 1. Структурная схема интеллектуальной системы управления



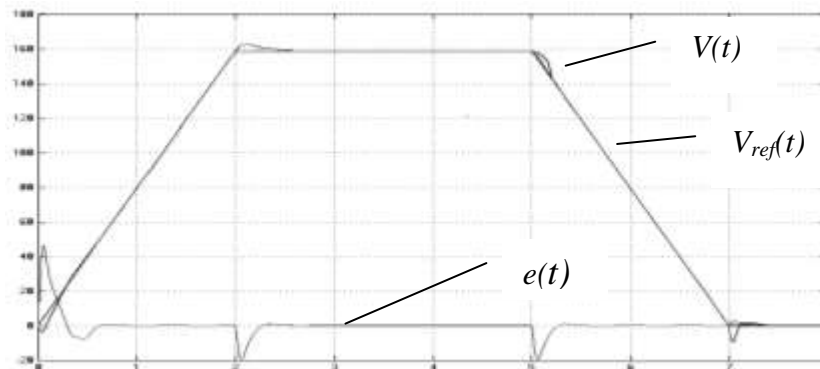


Рис. 2. Переходной процесс для системы управления с использованием обычного ПИД регулятора

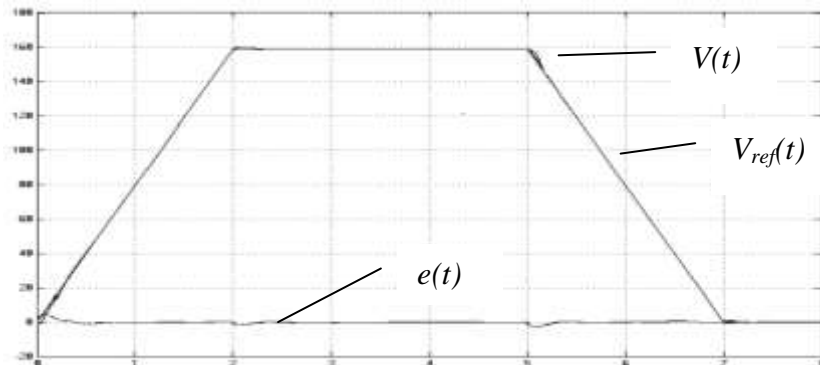


Рис. 3. Переходной процесс для системы управления с использованием ПИД регулятора вместе с НСУ и МНС

#### Литература

1. Astrom K.J., Wittenmark B. "Adaptive Control", Addison Wesley, USA, 1989.
2. Narendra K.S., Ortega R., Dorato P. "Advances in Adaptive Control", IEEE Press, New York, 1991.
3. "Special Issue on Neural Network Hardware", IEEE Trans on Neural Networks, Vol.3, pp.347-506, 1992.
4. Togai M., Watanabe H. "Expert system on a chip: An engine for real-time Approximate Reasoning", IEEE Expert, Vol. 1, pp.55-62, 1986.
5. Yamakawa T., "Fuzzy microprocessors – rule chip and defuzzification chip" Proc. of Int. Workshop on Fuzzy Systems Applications, Iizuka-88, Kyushu, pp. 51-52, 1988.
6. Kong S. G., Kosko B. "Adaptive fuzzy systems for backing up a truck-and-trailer", IEEE Truns. on Neural Networks, Vol.3, pp.211-223, 1992.

**Б.Л. ТЫШЕВИЧ, Р.Е. ХИЛЕНКО**

*Национальный технический университет Украины "Киевский политехнический институт"*

## **КОМПЕНСАЦИЯ ВЛИЯНИЯ НА ХАРАКТЕРИСТИКИ ЭЛЕКТРОПРИВОДА ПОСТОЯННОГО ТОКА ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ СТАТИЧЕСКИХ И ДИНАМИЧЕСКИХ СОСТАВЛЯЮЩИХ УСИЛИЙ МЕХАНИЧЕСКОЙ ЧАСТИ**

Как показывает анализ режимов работы подъемной установки существенное влияние на режимы управления, переходные процессы, и в конечном итоге на качество управления (оптимальность, колебательность переходных процессов, динамическую ошибку) оказывает динамика связанная с упругими свойствами канатов [1],..., [4]. Поскольку динамические усилия механической части влияют на изменение координат электрической части, то для улучшения качественных характеристик электропривода необходимо эти усилия компенсировать. Такого рода компенсация позволит упростить математическое описание электропривода, и рассмотреть его как объект оптимизации без учета влияния механической части.

Регулируемый привод как переменного так и постоянного тока как правило содержит контур тока, оптимизированный для компенсации постоянных времени роторной или якорной цепей. Компенсировать влияние возмущающего момента  $M_B = M_C + M_D$  на характеристики привода можно, если сложить каким либо образом вычисленное значение компенсирующего момента  $M_K = M_B$  с действующим значением  $M_B$  с

противоположным знаком. Такой метод компенсации возможен, если привести значение  $M_K$  ко входу контура тока. Эффективность такого метода компенсации можно проверить, взяв в качестве примера привод постоянного тока подъемной установки.

Если обозначить суммарное динамическое усилие приведенное к окружности барабана подъемной машины  $F_D$ , а статическое усилие как  $F_C$ , то их можно представить как возмущающее усилие  $F_B$ :

$$F_B = F_C + F_D. \quad (1)$$

Тогда механическая характеристика электродвигателя с учетом усилия  $F_{ДВ}$  развиваемого на валу двигателя и приведенного к барабану:

$$F_{ДВ} - F_B = \frac{J}{C_D} \frac{d\omega_D}{dt}, \quad (2)$$

где  $J$  - момент инерции;  $\omega_D$  - действительная скорость двигателя.

Из (2) можно определить возмущающее усилие  $F_B$ :

$$F_B = F_{ДВ} - \frac{J}{R_{Ш}} \frac{d\omega_D}{dt} = I_D \frac{C_D}{R_{Ш}} - \frac{J}{R_{Ш}} \frac{d\omega_D}{dt}, \quad (3)$$

с учетом того, что

$$F_{ДВ} = I_D \frac{C_D}{R_{Ш}}, \quad (4)$$

где  $I_D$  - действующий ток якоря;  $R_{Ш}$  - радиус канатоведущего шкива;  $C_D$  - постоянная двигателя.

Исходя из выражения (3) можно определить сигнал компенсации  $F'_K$ , который равен текущей величине усилия  $F_B$  и определяется по действующим значениям  $\omega_D$  и  $I_D$ . Если полученное усилие  $F'_K$  подать с противоположным знаком по отношению к действующему в электроприводе возмущающему усилию  $F_B$ , то влияние возмущения будет компенсировано.

Отрицательно влияет на характеристики привода и обратная связь по ЭДС двигателя, пропорциональная скорости вращения. Она оказывает демпфирующее влияние, что приводит к повышению колебательности переходных процессов в электроприводе. Компенсацию можно произвести аналогично компенсации возмущающих усилий, сформировав сигнал  $F''_K$  пропорциональный ЭДС и противоположный ей по знаку.

Для использования такого принципа компенсации в реальной системе регулирования электроприводом, необходимо  $F'_K$  подать на вход контура тока, поскольку время реакции замкнутого контура тока на сигналы управления меньше, чем у контура скорости. После приведения ко входу регулятора тока компенсирующего сигнала  $F'_K$ , его величина определяется выражением:

$$F'_K = k_T \left( I_D - \frac{J}{C_D} \frac{d\omega_D}{dt} \right), \quad (5)$$

где  $k_T$  - коэффициент обратной связи в контуре тока.

Сигнал  $F''_K$  пропорциональный ЭДС и противоположный ей по знаку также подается на вход регулятора тока:

$$F''_K = -k_T \omega_D C_D W_{я}(p) = -k_T \omega_D \frac{C_D / R_{\Omega}}{T_{\Omega} p + 1}, \quad (6)$$

где  $W_{я}(p)$  - передаточная функция якоря двигателя;  $R_{\Omega}$  и  $T_{\Omega}$  - соответственно сопротивление и постоянная времени якорной цепи.

Учитывая (5) и (6) можно сформировать блок компенсации (БК) выходной сигнал которого равен

$$F_K = F'_K + F''_K = k_T \left( I_D - \frac{J}{C_D} \frac{d\omega_D}{dt} \right) - k_T \omega_D \frac{C_D / R_{\Omega}}{T_{\Omega} p + 1}. \quad (7)$$

Построенная по (7) структурная схема БК для контура тока показана на рис.1.

При реализации БК, поскольку  $I_D$  и  $\omega_D$  измеряемые величины, получить первую производную от  $\omega_D$  не представляет сложностей.

Оценить уровень компенсации динамической составляющей можно смоделировав систему подчиненного регулирования электроприводом в которой действует возмущающее воздействие представляющее собой синусоидальные колебания в соответствии с выражением:  $F_D(t) = A \sin(\alpha t)$ . (8)

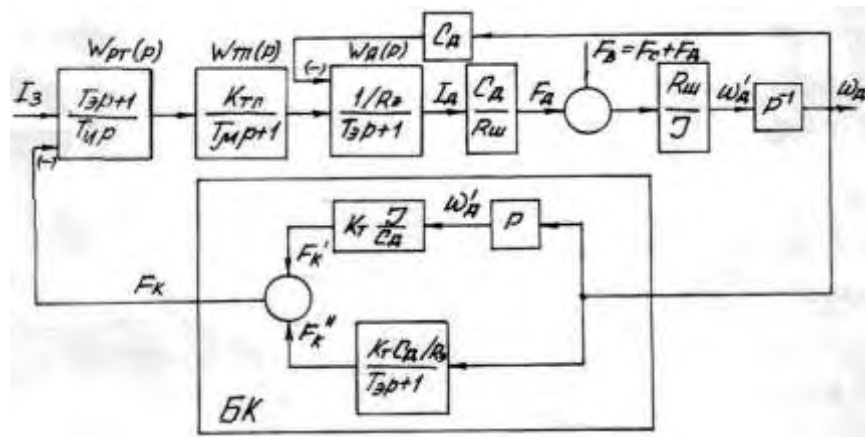
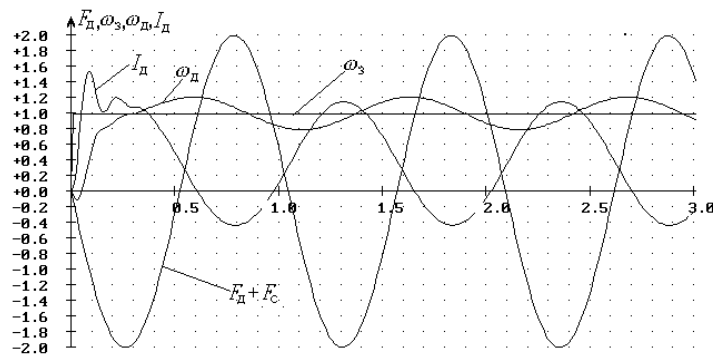
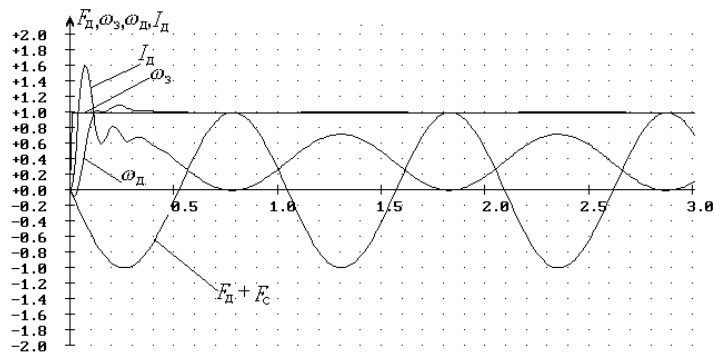


Рис. 1. Структурная схема блока компенсации

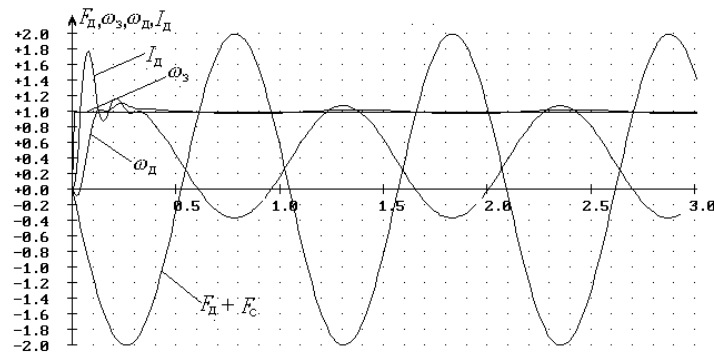
Для проверки эффективности использования блока компенсации сравнивается изменение действительной скорости электродвигателя  $\omega_d(t)$  при  $A=2F_c$  без блока компенсации (график переходной функции для  $\omega_d$ , а также изменение  $F_d, I_d$  показан на рис.2,а), с изменением скорости при  $A=F_c$  (показан на рис.2,б), и с графиком для  $A=2F_c$  (показан на рис.2,в), при включенном блоке компенсации.



а



б



в

Рис. 2. Графики переходных функций без компенсации (а) и при компенсации (б, в) динамического усилия  $F_d$

Использование БК обеспечивает компенсацию значительного увеличения возмущающего усилия и снижает колебательность переходных процессов. В сочетании электропривода с механической частью действие блока компенсации приводит к исключению колебаний результирующих усилий, определяющих изменение скорости, ускорения двигателя и канатоведущего шкива подъемной установки.

### Литература

1. Борцов Ю. А., Соколовский Г. Г. Тиристорные системы электропривода с упругими связями. - Л. Энергия, 1979. - 160 с.
2. Егоров В. Н. Шестаков В. М. Динамика систем электропривода. - Л.: Энергоатомиздат, 1983. - 216 с.
3. Ильин С. Р. Динамические усилия в канатах уравновешенной подъемной установки со шкивом трения// Изв. вузов. Горный журнал, 1988, № 2. -С.61-68.
4. Ильин С. Р. Параметрический резонанс в уравновешенной подъемной установке с упругими приводными устройствами// Изв. вузов. Горный журнал, 1988, № 8. -С.71-75.

**А.К. ЧУГУНОВ**

*Национальный горный университет, Днепрпетровск, Украина*

## **УМЕНЬШЕНИЕ ОТКЛОНЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЯ И ПУСКОВЫХ ТОКОВ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕТЕЙ, ПИТАЮЩИХ ШАХТНЫЕ КОМБАЙНОВЫЕ ДВИГАТЕЛИ, ПУТЕМ ВНЕДРЕНИЯ ИНДИВИДУАЛЬНОЙ КОМПЕНСАЦИИ РЕАКТИВНОЙ МОЩНОСТИ**

Актуальность. Сегодня на угольных шахтах вводится новое оборудование, позволяющее осуществлять плавный запуск электродвигателей. Принцип действия этого оборудования основан на применении микропроцессорной техники (транзисторов), которые генерируют высшие гармоники в сеть. В связи с чем на одной из шахт ведущего угольного предприятия Украины ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», дающего 25% всей угледобычи Украины, возникла проблема запуска асинхронного двигателя. Как показали исследования причиной этому были сильные броски реактивного тока и существенное влияние высших гармоник. В связи с чем встала задача создания установки, позволяющей производить индивидуальную компенсацию реактивной мощности, улучшать форму синусоидального сигнала и снижать пусковые токи.

Целью работы является разгрузка питающих сетей и трансформаторов от реактивной мощности путем внедрения индивидуальной компенсации реактивной мощности, уменьшение пусковых токов асинхронной машины, выбор оптимального способа компенсации реактивной мощности.

Основная часть. В этой связи, были поставлены задачи:

1. Создания устройства индивидуальной компенсации реактивной мощности с улучшенными технико-экономическими показателями.
2. Исследование переходных процессов в асинхронной машине при подключении устройства индивидуальной компенсации реактивной мощности.

В установленном режиме работы двигателя устройство должно повышать энергоэффективность двигателя путём компенсации его реактивной мощности. Однако, основная область применения – пуск двигателя от сети ограниченной мощности, с целью уменьшения пускового тока, потребляемого из сети и увеличения перегрузочной способности двигателя в пусковом и статическом режимах работы.

Принцип действия компенсатора реактивной мощности сети основан на генерировании тока, отстающего или опережающего по фазе напряжение сети в точке подключения компенсатора, что эквивалентно потреблению или генерированию реактивной мощности, в результате чего достигается компенсация реактивной мощности сети.

Для определения необходимой емкости конденсаторных батарей и исследования режима переходных процессов в асинхронной машине была написана математическая модель[2], по которой была создана силовая модель в среде Matlab, представленная на рис.1.

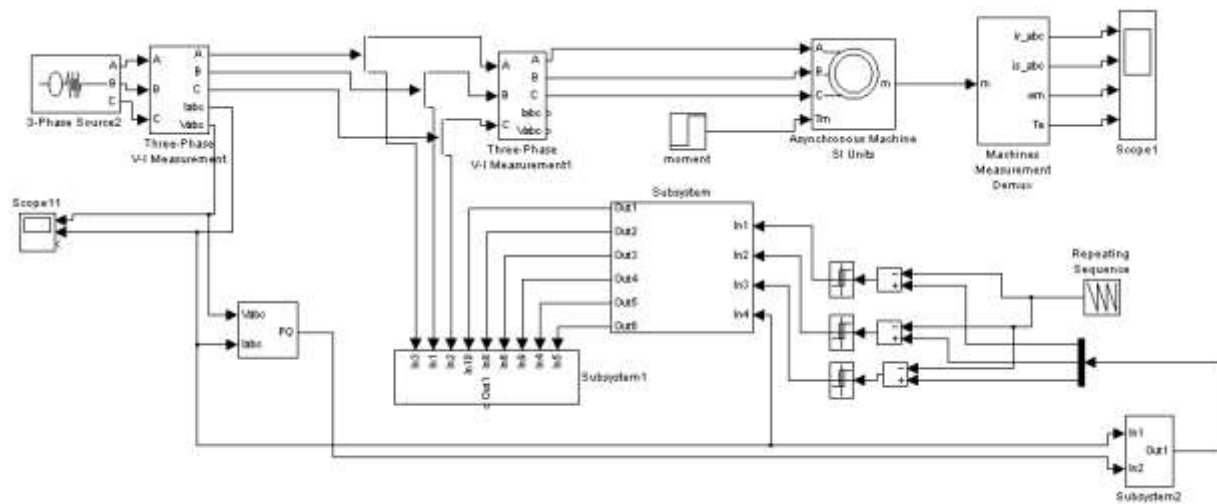


Рис. 1. Силовая модель асинхронного двигателя

Она в себя включает сам двигатель, конденсаторные батареи, соединенные в треугольник и подключенные к линии при помощи IGBT транзисторов (рис. 2), а также систему управления транзисторами, которая представлена на рис 3. Задачей системы управления является измерение токов нагрузки сети ( $i_{C_a}$ ,  $i_{C_b}$ ,  $i_{C_c}$ ), и вычисления тока задания компенсатора для создания необходимого потока мощности компенсации. Преобразователь выполнен на полностью управляемых ключевых элементах.

«Наиболее распространены два метода управления компенсаторами: метод «мгновенной мощности» (или « $p-q$  теория») и метод управления в синхронной системе координат, основанный на прямом и обратном преобразовании Парка-Горева. Функционально система управления ПРУ разделена на две подсистемы. Задачей первой является вычисление значений активной и реактивной составляющих мощности, которые компенсатор должен генерировать в сеть для компенсации активной и реактивной мощности нагрузки. Задачей второй подсистемы является управление переключением ключевых элементов преобразователя напряжения для создания заданного потока мощности. Преимуществом использования теории «мгновенной мощности» является отсутствие необходимости использования системы синхронизации сигналов токов задания компенсатора с напряжением сети, так как это осуществляется автоматически.» Это обеспечивает хорошее качество управления мощностью компенсатора в динамических режимах работы. Это особенно важно при работе с сетью ограниченной мощности, когда изменение мощности компенсатора приводит к изменению фазы напряжения сети в точке подключения.[1]

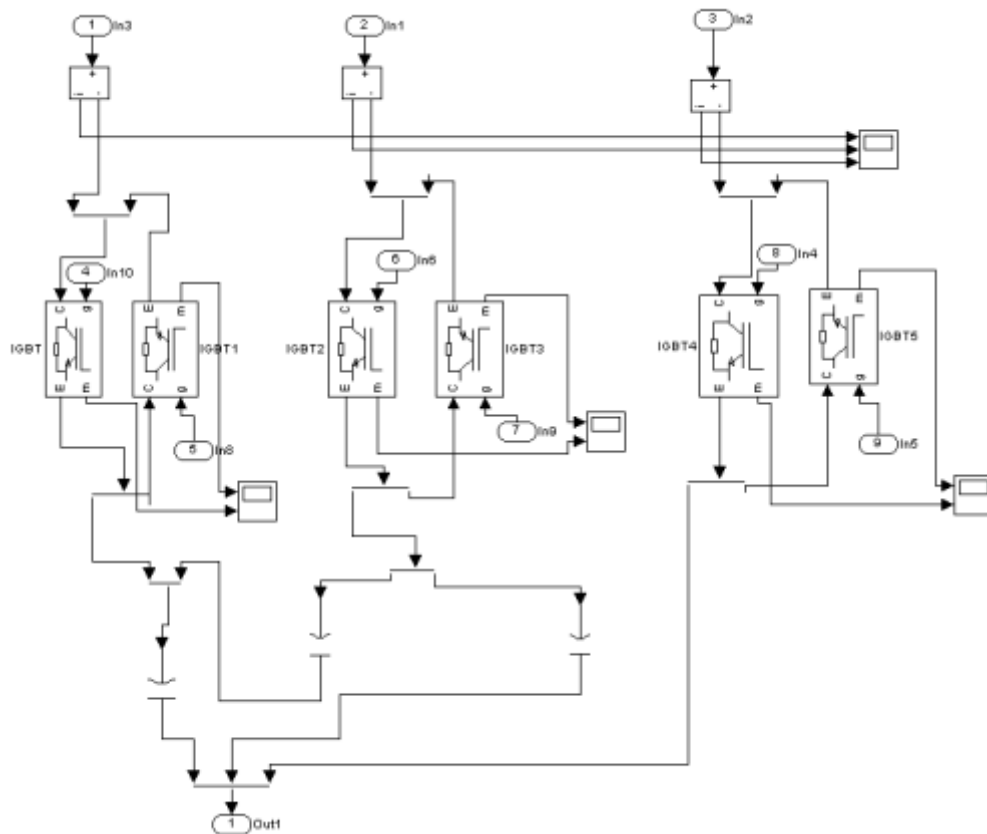


Рис. 2. Схема подключения конденсаторных батарей с использованием IGBT транзисторов

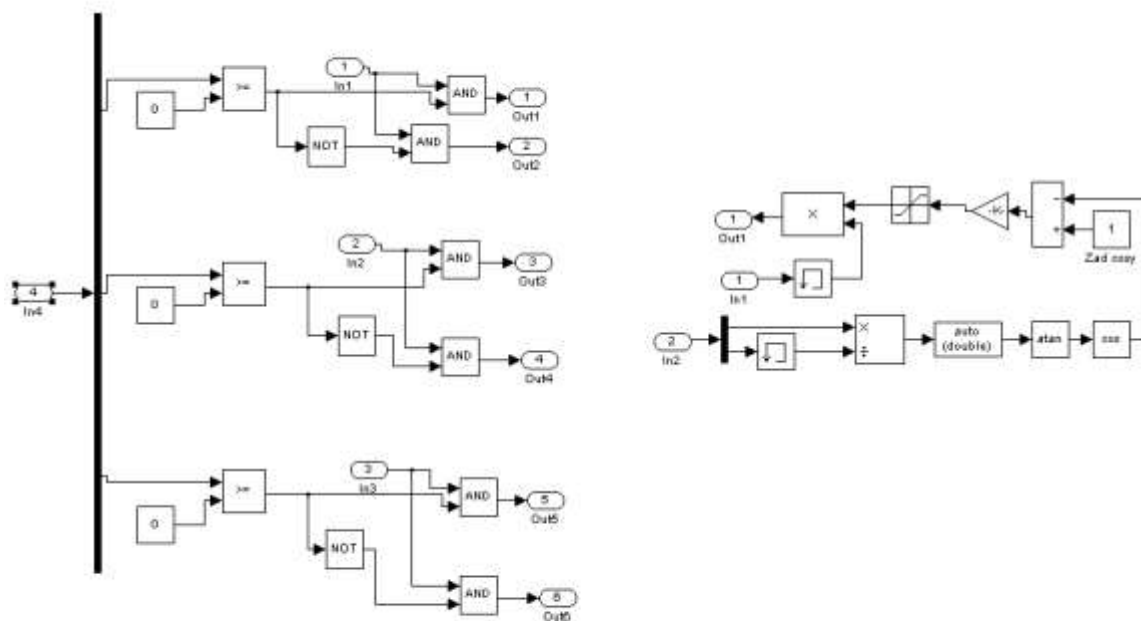


Рис. 3. Система управления транзисторами

На силовой модели были смоделированы переходные процессы в шахтном комбайновом двигателе серии ЭКВ мощностью 110кВт, представленные на рис. 4.

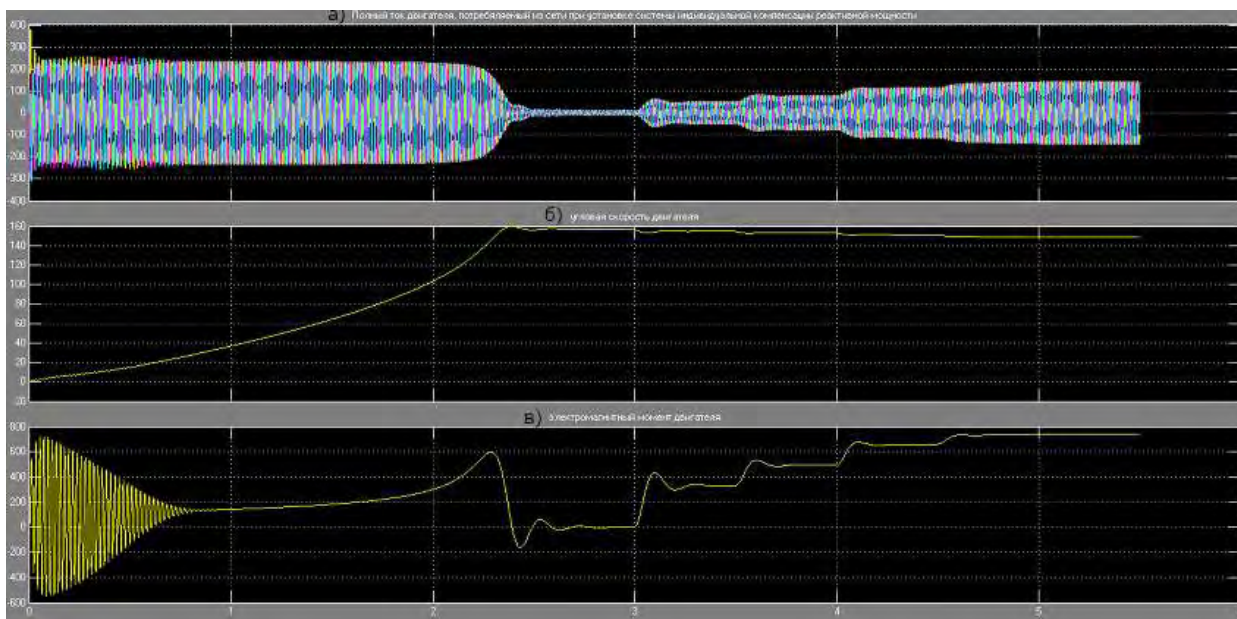


Рис. 4. Переходные процессы в шахтном комбайновом двигателях серии ЭКВ, в зависимости от режима работы двигателя (запуск двигателя, нагрузка на 50,75,100 и 125%). а) ток потребляемый из сети; б) угловая скорость двигателя; в) электромагнитный момент двигателя

Выводы. Разработанная автоматическая система компенсации реактивной мощности в зависимости от реактивной составляющей полного тока позволяет: задавать желаемый коэффициент мощности, снижать несинусоидальность питающего напряжения путем подавления высших гармоник, что положительно сказывается на работе двигателя. Снижение пусковых токов также помогает разгрузить питающую сеть и повысить уровень напряжения на зажимах других электроприемниках, запускающихся одновременно с данным двигателем, что приводит к уменьшению необходимого сечения кабельных сетей за счет снижения пусковых и перегрузочных токов.

#### Литература

1. Розанов Ю.К., Рябчицкий М.В, Смирнов М.И. Пуско-регулирующее устройство для асинхронного двигателя на основе преобразователя напряжения с ёмкостным накопителем // XI-я международная конференция «Электромеханика, электротехнологии, электротехнические материалы и компоненты» МКЭЭЭ – 2006: Тез. докл. – Алушта, 2006.- С. 182-183.
2. Чугунов А.К. Оценка эффективности вариантов включения конденсаторных батарей при компенсации реактивной мощности, потребляемой трансформатором / Чугунов А.К.// Гірнична електромеханіка та автоматика: Наук.-техн.зб. - 2009. - 2010. - №84 С. 187-189.

**С.В. ШЕКА, Н.Н. ЗАБЛОДСКИЙ**

*Донбасский государственный технический университет, Украина*

## ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИЙ ДЕЗИНТЕГРАТОР В ТЕХНОЛОГИИ ПРИГОТОВЛЕНИЯ ВОДОУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА

На сегодняшний день процессы дробления и измельчения твердых материалов в целях обогащения, выделения полезного компонента, повышения реологической активности, увеличения контактной поверхности и интенсификации ряда физико-химических процессов являются наиболее распространенными технологическими операциями промышленного производства различных материалов. Важность процессов технологического измельчения подчеркивает и тот факт, что именно на измельчение материалов различного происхождения в наше время расходуется более 20 % всей вырабатываемой на планете электроэнергии. Особенно остро проблема измельчения твердых сыпучих материалов различного состава и прочности стоит перед горной промышленностью, использующей для этих целей огромные энергетические ресурсы.

Одним из способов, позволяющих осуществлять различные технологические процессы тонкого и сверхтонкого измельчения, гомогенного перемешивания жидких и твердых порошковых веществ (приготовления эмульсий, суспензий и т.п.), ускорения некоторых химических реакций, является применение принципиально нового класса электромеханических преобразователей энергии – электромеханических дезинтеграторов (ЭМД) многофакторного действия [1, 2, 3].

ЭМД представляет собой совокупность индукторов, создающих бегущее магнитное поле и рабочей



камеры из немагнитного материала в которой размещаются ферромагнитные рабочие тела (ФРТ) и обрабатываемое вещество. Встречные бегущие поля образуют в пределах каждого полюсного деления локальные зоны с интенсивным вихревым движением ФРТ (например, игольчатого типа, которые целесообразно применять из опыта предыдущих разработок), посредством которых и происходит обработка исходного вещества. Помимо непосредственного механического воздействия ФРТ и самого электромагнитного поля, на обрабатываемое вещество воздействует также ряд сопутствующих эффектов: нагрев, механоактивация, электризация, широкий спектр локальных акустических давлений, а при определенных условиях также кавитация и электролиз (рисунок 1). В результате такой комплексной обработки многие процессы ускоряются в десятки и сотни раз, а некоторые процессы могут протекать только в ЭМД [4].

Основой для проектирования и исследования процессов в новых электромеханических устройствах является математическое моделирование электромагнитных полей.

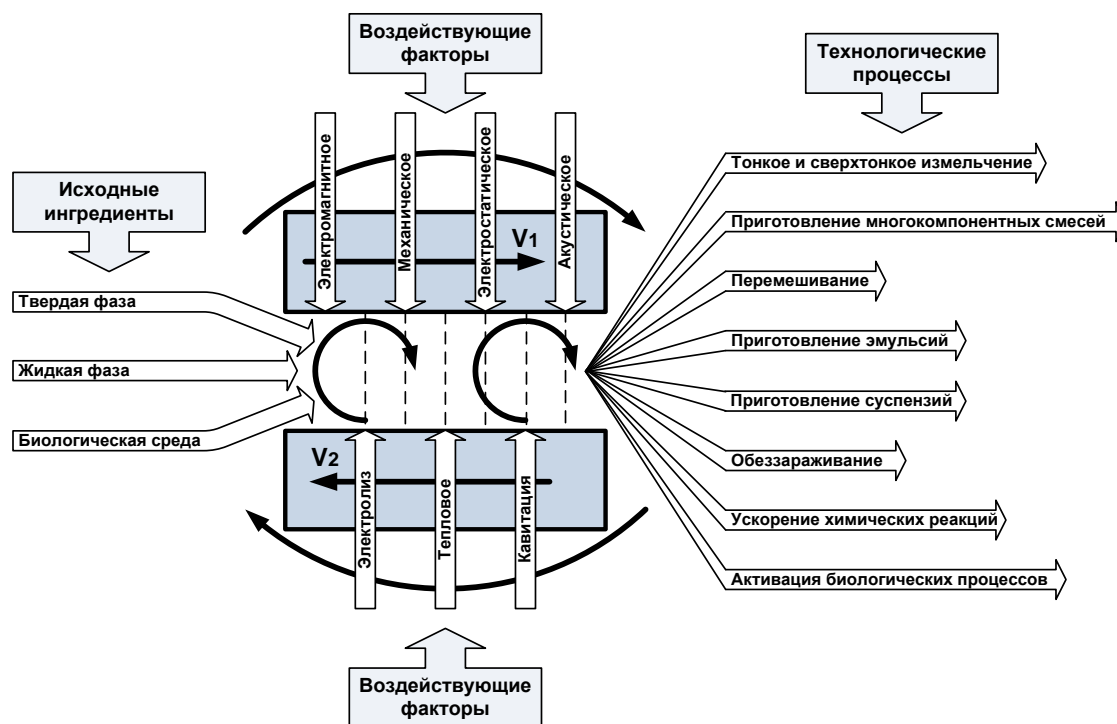


Рис. 1. Комплекс факторов в ЭМД, воздействующих на обрабатываемое вещество

Расчет квазистационарного магнитного поля ЭМД был проведен методом конечных элементов с использованием программно-вычислительного комплекса Comsol Multiphysics 3.5a. На рисунке 2 показано распределение векторного магнитного потенциала в активной зоне ЭМД. График распределения нормальной составляющей магнитной индукции, построенный вдоль длины ЭМД посередине воздушного зазора, представлен на рисунке 3. Расчет показал, что магнитное поле ЭМД имеет выраженный зубчатый характер, а значение магнитной индукции посередине зазора достигает 0,084 Тл, т.е. является достаточным для приведения в движение ФРТ [4].

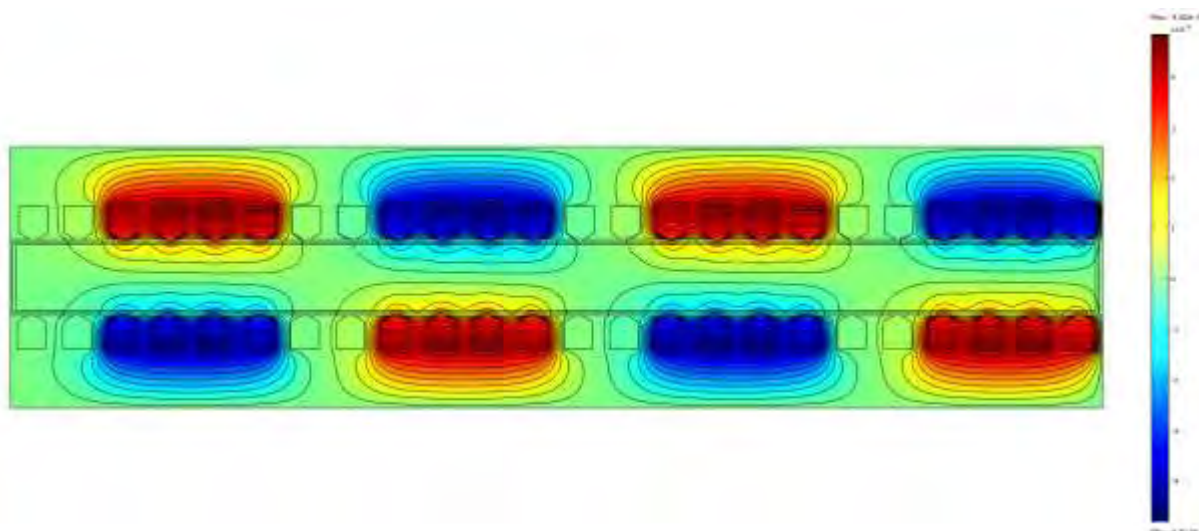


Рис. 2. Распределение векторного магнитного потенциала в активной зоне ЭМД

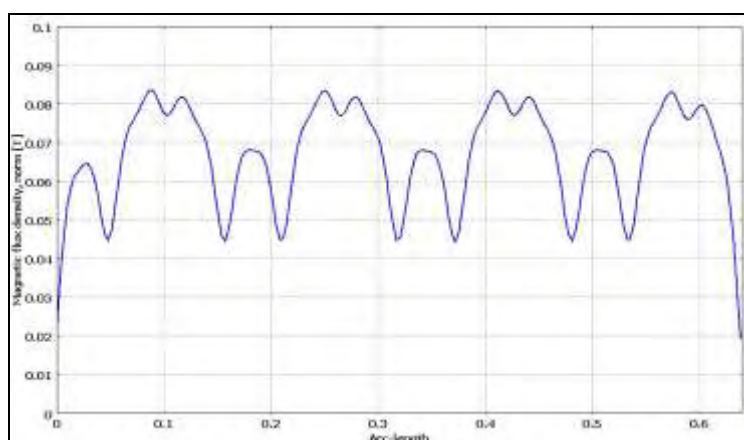


Рис. 3. Распределение нормальной составляющей магнитной индукции в ЭМД

Экспериментальные исследования показали, что расхождение значения магнитной индукции, полученного при численном расчете, и измеренного значения в изготовленном ЭМД не превышает 10 %.

Экспериментальный образец ЭМД, изготовлен в Донбасском государственном техническом университете. Общий вид экспериментального образца показан на рисунке 4 а. ЭМД состоит из верхнего 1 и нижнего 2 плоских индукторов с трехфазными обмотками 3 и 4, которые образуют бегущие магнитные поля с противоположным порядком чередования фаз, и рабочей камеры 5 с ФРТ, которая расположена в межиндукторном зазоре (рисунок 4 б).

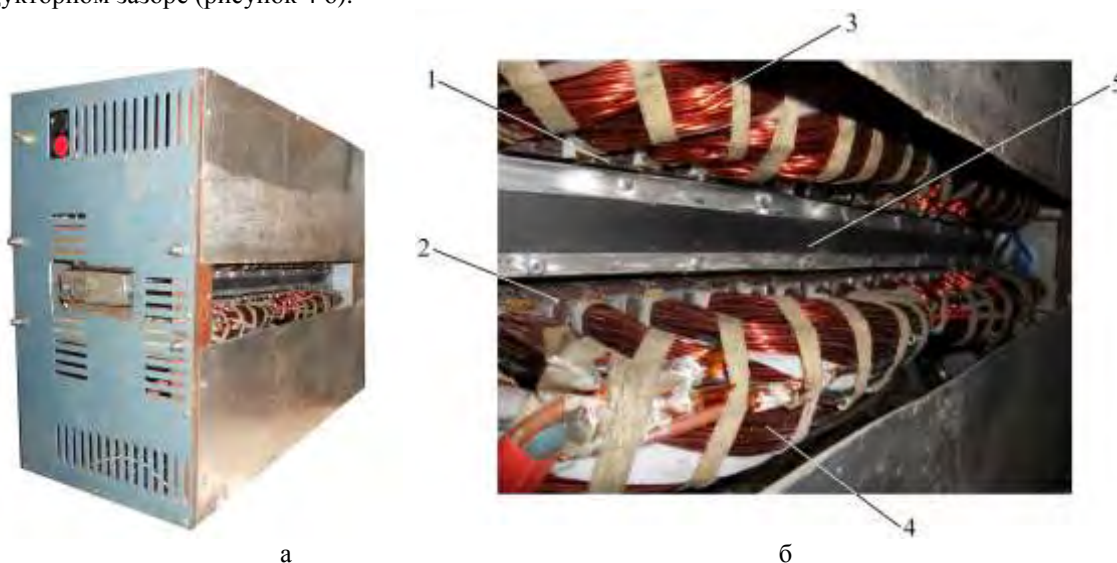


Рис. 4. Экспериментальный образец ЭМД. 1, 2 – индукторы бегущего поля; 3, 4 – трехфазные обмотки; 5 – рабочая камера

Технические данные исследуемого ЭМД приведены в таблице 1. Для испытаний использовались угли марки Т пластов L-3 и К-5 различной зольности, фракцией – 10...12 мм. Длительность помола составляла 2 минуты. Данные о гранулометрическом составе угля после помола приведены в таблице 2.

Таблица 1

№ п/п	Наименование параметра	Значение
1	Источник питания	Электросеть переменного тока
2	Напряжение питания, В	380
3	Частота, Гц	50
4	Число фаз	3
5	Активная мощность, кВт	4
6	Потребляемый ток, А	26,5
7	Коэффициент мощности, о.е.	0,23
8	Объем активной зоны электромагнитного воздействия, дм <sup>3</sup>	2,82
9	Объем рабочей камеры, дм <sup>3</sup>	2,68
10	Режим работы	Кратковременный
11	Максимальное время одного включения с последующей паузой для остывания, мин	7
12	Охлаждение	Принудительное воздушное

Таблица 2

Степень измельчения Марка угля	Степень измельчения				
	до 100 мкм	100-160 мкм	160-200 мкм	200 мкм – 1 мм	более 1 мм
Уголь марки Т (пласт L-3)	39,5 %	34,2 %	7,9 %	10,4 %	8 %
Уголь марки Т (пласт К-5)	14 %	30,2 %	14 %	27,9 %	13,9 %

Из данных таблицы 2 следует, что наибольший эффект помола с помощью ЭМД был достигнут для угля марки Т (пласт L-3) – 81,6 % фракции менее 200 мкм. Массовая доля фракции менее 200 мкм для угля марки Т (пласт К-5) составила 58,2 %.

### Литература

1. Шинкаренко В.Ф. Еволюційний синтез нових видів електромеханічних перетворювачів енергії технологічного призначення з використанням моделей макроеволюції / Шинкаренко В.Ф., Безсонов С.А. // Вісник Національного технічного університету «ХПІ». – Харків: НТУ «ХПІ», 2001. – № 16. – С. 171–173.
2. Пат. 43635 Україна, МПК В01F 13/00. Електромеханічний дезінтегратор / В.Ф. Шинкаренко, А.А. Августинович, В.В. Лисак, М.О. Вахновецька; заявник і патентовласник Національний технічний університет України «КПІ». – № u200902781 ; заявл. 25.03.2009 ; опубл. 25.08.2009, Бюл. № 16.
3. Заблодский Н.Н., Грицюк В.Ю., Шека С.В. Оценка электромагнитных усилий воздействующих на рабочие ферромагнитные тела в электромеханическом дезинтеграторе // Сборник научных трудов ДонГТУ. – Алчевск: ДонГТУ. – 2013. – Вып. 39. – С. 318-322.
4. Логвиненко Д.Д., Шеляков О.П. Интенсификация технологических процессов в аппаратах с вихревым слоем. Киев: Издательство «Техніка», 1976. – С. 144.

## СИСТЕМА ВЕКТОРНОГО ПОЛЕОРИЕНТИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ С ОДНОВРЕМЕННЫМ РЕГУЛИРОВАНИЕМ СКОРОСТИ И ПОТОКОСЦЕПЛЕНИЯ

Введение. Системы векторного управления находят все большее распространение среди электроприводов переменного тока, позволяя относительно просто и эффективно управлять асинхронным двигателем с короткозамкнутым ротором, существенно расширяя область его применения и вытесняя тем самым из автоматизированных управляемых приводов двигателя постоянного тока. Это связано в первую очередь с развитием преобразовательной техники и микроэлектроники, на базе которых проектируются надежные и относительно дешевые силовые управляемые преобразователи, реализующие алгоритмы управления практически любой сложности.

Принцип векторного управления [1] заключается в управлении активной и реактивной составляющими вектора тока статора. При этом вектор потокосцепления, компоненты которого содержат информацию о потокосцеплениях статора и ротора, стабилизируется на заданном уровне, близком к номинальному, на всем интервале работы асинхронной машины.

Однако при работе в режиме холостого хода стабилизация вектора потокосцепления на номинальном уровне является избыточной и приводит к излишнему потреблению реактивной энергии, снижая тем самым энергетические показатели электропривода и срок службы обмоток асинхронной машины.

Одним из способов решения данной задачи является одновременное управление потокосцеплением посредством регулятора реактивного тока (РРТ) и скоростью - регулятором активного тока. Поэтому определение составляющих вектора напряжения статора, обеспечивающего одновременное управление каналами активной и реактивной каналами составляющих электромагнитной энергии, является актуальной задачей.

Постановка задач исследования. Целью настоящей статьи является синтез и исследование системы векторного управления асинхронным электроприводом с одновременным регулированием скорости и потокосцепления.

Материалы исследования. Рассмотрим дифференциальные уравнения, описывающие динамику асинхронного двигателя в ортогональной неподвижной относительно статора системе координат  $\alpha, \beta$ :

$$\begin{aligned} p\Psi_{s\alpha} &= U_{s\alpha} - I_{s\alpha}R_s; & p\Psi_{s\beta} &= U_{s\beta} - I_{s\beta}R_s; & p\Psi_{r\alpha} &= -I_{r\alpha}R_r - z_p\omega\Psi_{r\beta}; \\ p\Psi_{r\beta} &= -I_{r\beta}R_r + z_p\omega\Psi_{r\alpha}; & p\omega &= \frac{M - M_c}{J}; & M &= \frac{3z_pL_m}{2L_r}(I_{s\beta}\Psi_{r\alpha} - I_{s\alpha}\Psi_{r\beta}). \end{aligned} \quad (1)$$

Сориентировав координатные оси по вектору потокосцепления ротора, представим динамику асинхронного двигателя (1) дифференциальными уравнениями, которые аналогичны уравнениям, описывающим машину постоянного тока.

На практике такой переход требует, чтобы для формирования входных сигналов в системе управления содержались координатные преобразователи, осуществляющие преобразования  $\alpha, \beta \Leftrightarrow U, V$ .

Для решения поставленной задачи управления рассмотрим вектор, характеризующий желаемое положение объекта на комплексной плоскости. В ортогональной системе координат, связанной с потокосцеплением ротора, этот вектор характеризуется модулем  $|z|$  и полной фазой  $\varphi = \arg(z)$  относительно вещественной оси.

Разложение рассматриваемого вектора на проекции позволяет на выходах силовых РАТ и РРТ сформировать необходимую комбинацию управляющих воздействий. При этом напряжение, создаваемое регулятором реактивного тока (РРТ), ориентируется по мнимой оси комплексной плоскости, а напряжение, вырабатываемое регулятором активного тока (РАТ), направляется по действительной оси комплексной плоскости (Рис.1).

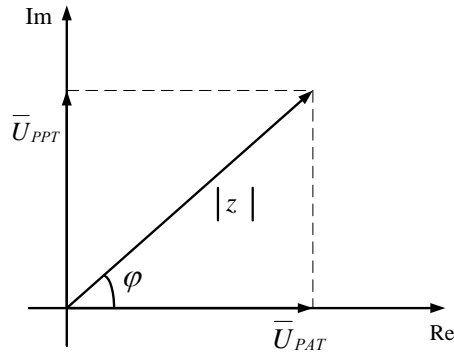


Рис. 1. Ориентации составляющих вектора напряжения статора асинхронного двигателя

При ограничении на модуль управляющего воздействия, алгоритм управления в закрытом фазовом пространстве, которое формируется регулятором потокосцепления, будет:

$$U_{PI} = \text{sat} \left[ k_{\psi 0} \left[ \text{sat} \left[ (\omega^* - \omega) \sqrt{\text{Re}(z)^2 + \text{Im}(z)^2} \sin(\arg(z)) \right] - \psi \right] + \frac{k_{\psi} (\omega^* - \omega)}{p} \right]. \quad (5)$$

Подчиненный регулятору потокосцепления регулятор реактивного тока реализует алгоритм управления:

$$U_{PPT} = \text{sat} [k \cdot (I_{sU}^* - I_{sU})]. \quad (6)$$

Регулятор скорости формирует управляющее воздействие вида:

$$U_{PI} = \text{sat} \left[ k_{\omega 0} \left[ (\omega^* - \omega) \sqrt{\text{Re}(z)^2 + \text{Im}(z)^2} \cos(\arg(z)) \right] + \frac{k_{\omega} (\omega^* - \omega)}{p} \right], \quad (7)$$

а подчиненный ему регулятор активного тока функционирует в соответствии с алгоритмом:

$$U_{PAT} = \text{sign} [k \cdot (I_{sV}^* - I_{sV})]. \quad (8)$$

Анализ приведенных выкладок позволяет сделать вывод, что синтезированные регуляторы реализуют управляющие воздействия, зависящее от желаемого положения изображающей точки на комплексной плоскости. Эти управления позволяют снижать потокосцепление ротора в режиме холостого хода и повышать его до необходимого уровня в динамических режимах и при появлении на валу двигателя нагрузки.

В результате математического моделирования рассматриваемой системы управления асинхронным двигателем типа 4A280M6У3 [2], мощностью **90 кВт**, получены графики скорости и момента на валу двигателя (Рис. 2).

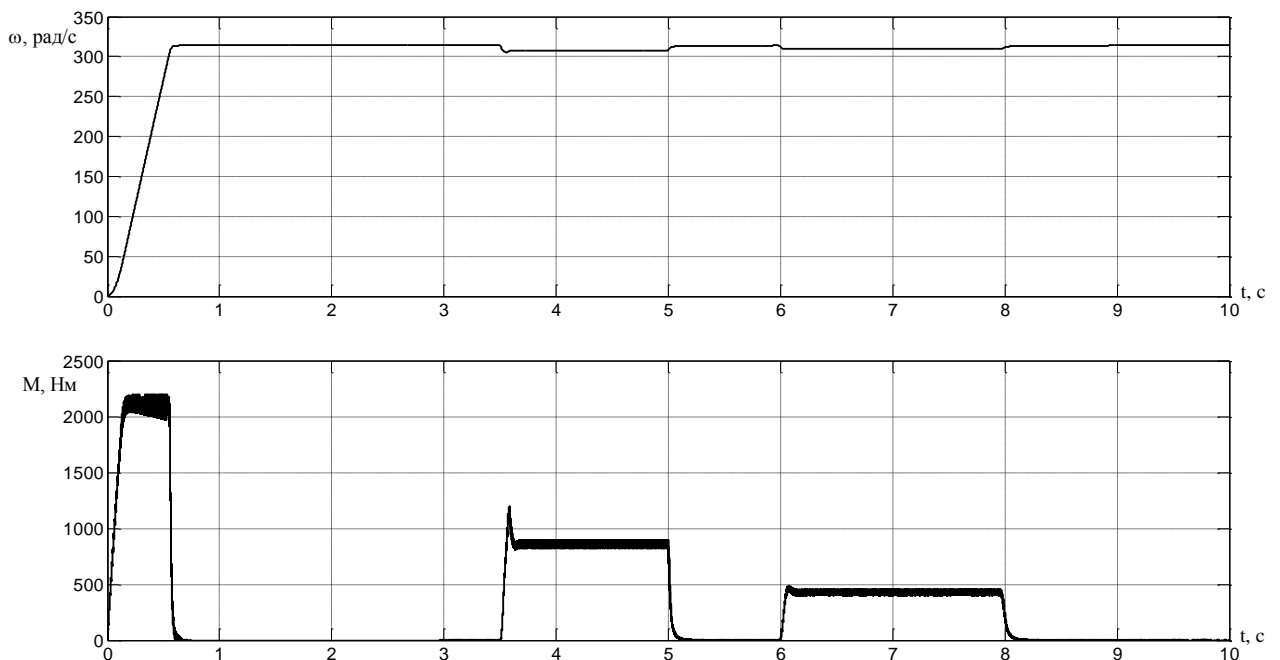


Рис. 2. График скорости и момента асинхронного двигателя

Эти результаты получены для рассматриваемой системы, в которой моделировались: процесс пуска двигателя на холостом ходу; ударный наброс нагрузки в момент времени 3.5 с., выход на холостой ход в момент времени 5 с. и в момент 6 с. повторное приложение нагрузки, величина которой составляла половину номинального момента двигателя и длилась 2 с.

На Рис.3. приведены графики модулей потокосцеплений ротора и статора асинхронного двигателя.

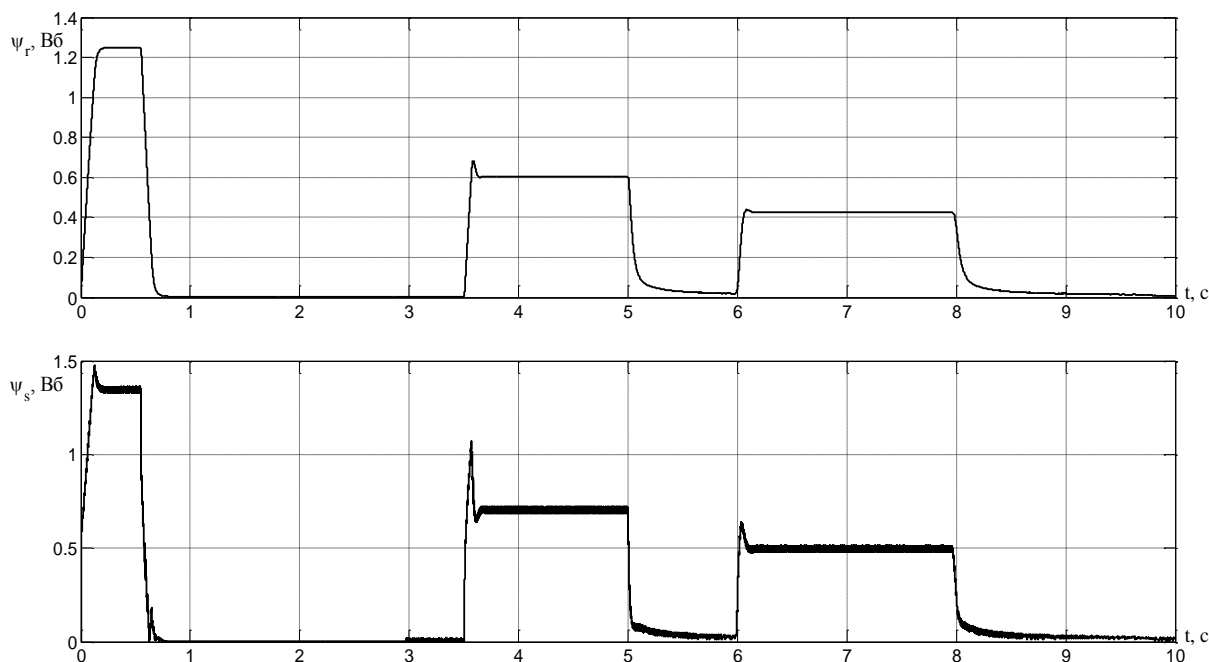


Рис. 3 – График потокосцепления ротора и статора асинхронного двигателя

Выводы. Полученные графики демонстрируют высокое качество процессов управления в синтезированной системе, которое сопровождается снижением потокосцеплений, величины которых обуславливаются значением нагрузочного момента. В свою очередь, снижение потокосцеплений свидетельствует об уменьшении потребления реактивной энергии, обеспечивая на холостом ходу практически единичный коэффициент мощности.

#### Литература

1. Виноградов, А.Б. Векторное управление электроприводами переменного тока / А.Б. Виноградов; ГОУВПО «Ивановский государственный энергетический университет им. В.И. Ленина». - Иваново, 2008. - 320 с.
2. Асинхронные двигатели серии 4А: Справочник / А. Э. Кравчик, М. М. Шлаф, В. И. Афонин, Е.А. Соболенская. — М.: Энергоиздат, 1982. —504 с, ил.

С.С. ЩЕРБАКОВ, О.А. НАСАНЬ, Л.А. ШЕМЕТ  
Белорусский государственный университет

## КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИНАМИКИ ТРЕХМЕРНОГО НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ СИСТЕМЫ ПРОТИВОРЕЖУЩИЙ БРУС/НОЖ/ПРИЖИМ/ОСНОВАНИЕ/БОЛТЫ

Введение. Система противорежущий брус/нож/прижим/основание/болты режущего барабана, представленная на рисунке 1, является одной из наиболее нагруженных и ответственных систем комбайна. Это многокомпонентная трибофатическая система, реализующая как динамическое ударное контактное взаимодействие с трением между ее различными элементами, так и динамический неконтактный изгиб ножа.

В рамках работ по усовершенствованию данной системы, проводимых на ПО «Гомсельмаш», производится замещение импортных стальных ножей и противорежущего бруса, на изготовленные из чугуна марки ВЧТГ. Данный высокопрочный чугун отечественной разработки имеет высокие прочностные (до 1500 МПа) и пластические (относительное удлинение до 4%) характеристики. Применение нового материала для изготовления ножей делает необходимым решение задачи оценки динамического напряженно-

деформированного состояния системы противорежущий брус/нож/прижим/основание/болты с учетом ударной силы резания зеленой массы и контактного взаимодействия между элементами системы.

Основной метод исследования – компьютерное конечноэлементное моделирование.

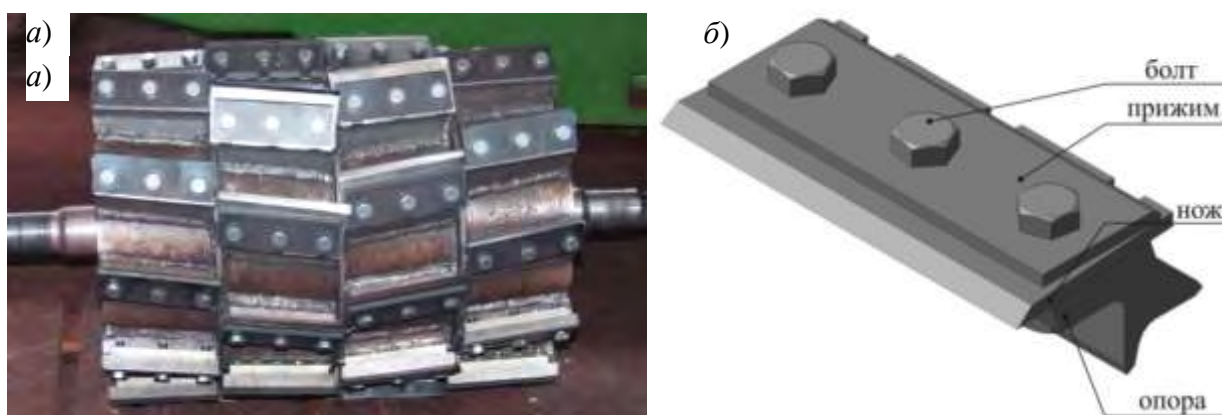


Рис. 1. Общий вид а) режущего барабана комбайна, б) системы болты–нож–прижим–опора

Построение конечноэлементной модели с учетом контактного взаимодействия.

Конечноэлементное моделирование системы противорежущий брус/нож/прижим/основание/болты, режущей зеленую массу, см. рисунок 2, было проведено в пакете ANSYS для материалов с механическими свойствами, приведенными в таблицах 1 и 2.

Система движется со скоростью 125,664 рад/сек, вращаясь вокруг центра режущего барабана в соответствии с рисунком 2. Зеленая масса и противорежущий брус находятся в условиях жесткой сцепки. Усилие затяжки болтовых соединений равно 60кН для каждого болта. Ускорение при расчете преднапряженного состояния не учитывается, поскольку в динамической постановке задачи в динамике оно проявляется естественным образом. Нижняя поверхность основания жестко закреплена (моделируется жесткая сцепка с внешней поверхностью барабана). Задняя стенка противорежущего бруса также жестко закреплена.

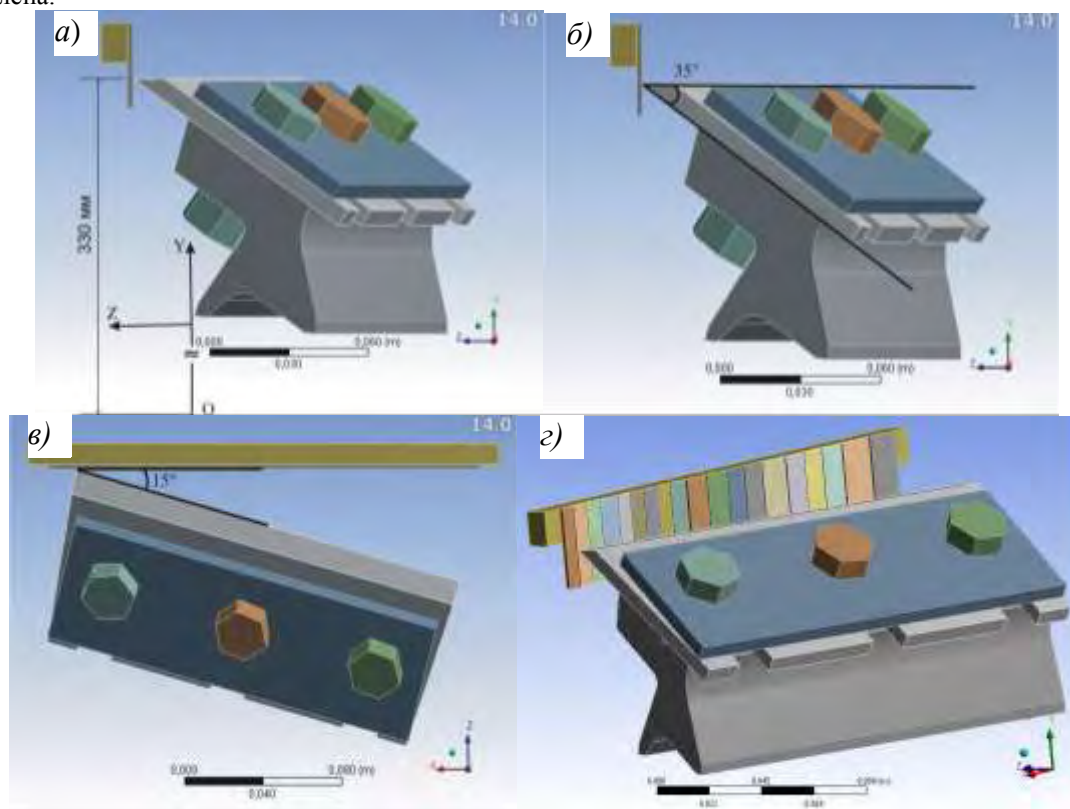


Рис. 2. а) указание расположения осей и центра вращения, б), в) углы резания зеленой массы, г) исследуемая модель



Таблица 1

Свойства материалов системы			
Материалы	Зеленая масса	Чугун	Сталь
Свойства			
$E, \text{Па}$	$2,7451 \cdot 10^8$	$1,65 \cdot 10^{11}$	$2 \cdot 10^{11}$
$\nu$	0,12	0,28	0,3
$\rho, \text{кг/м}^3$	800	7200	7850

Таблица 2

Коэффициенты трения (статика/динамика) между различными материалами системы			
	Зеленая масса	Чугун	Сталь
Зеленая масса	0,39/0,58	0,39/0,58	0,39/0,58
Чугун	0,39/0,58	–	0,3/0,3
Сталь	0,39/0,58	0,3/0,3	0,2/0,2

Для корректного моделирования зеленой массы целесообразно рассматривать ее в качестве многоэлементной («многостеблевой») системы. При представлении зеленой массы в виде пластины, характер ее разрушения не вполне соответствует ее обычному поведению: происходит быстрое распространение магистральной трещины перед фронтом резания. Такой характер трещинообразования обусловлен малой плотностью и низкой прочностью материала зеленой массы, а также большой скоростью ножа.

Для более корректного моделирования процесса резания рассматривается модель зеленой массы в виде ряда нешироких пластин, см. рисунок 2 г). Ширина пластин выбиралась примерно одинаковой.

Время прохождения ножа сквозь зеленую массу разбивалось на пять равных интервалов. В процессе резания напряженно-деформированное состояние анализировалось для шести моментов времени: 0,00003 с, 0,00033 с, 0,00063 с, 0,00093 с, 0,00123 с, 0,00153 с.

Напряженное состояние, контактное взаимодействие. Из-за поворота исследуемых контактных поверхностей вследствие движения системы относительно неподвижной системы координат, для получения контактных усилий брались распределения первого главного напряжения и интенсивности напряжений, которые на поверхности тел с некоторой погрешностью описывают контактное давление и силу трения соответственно.

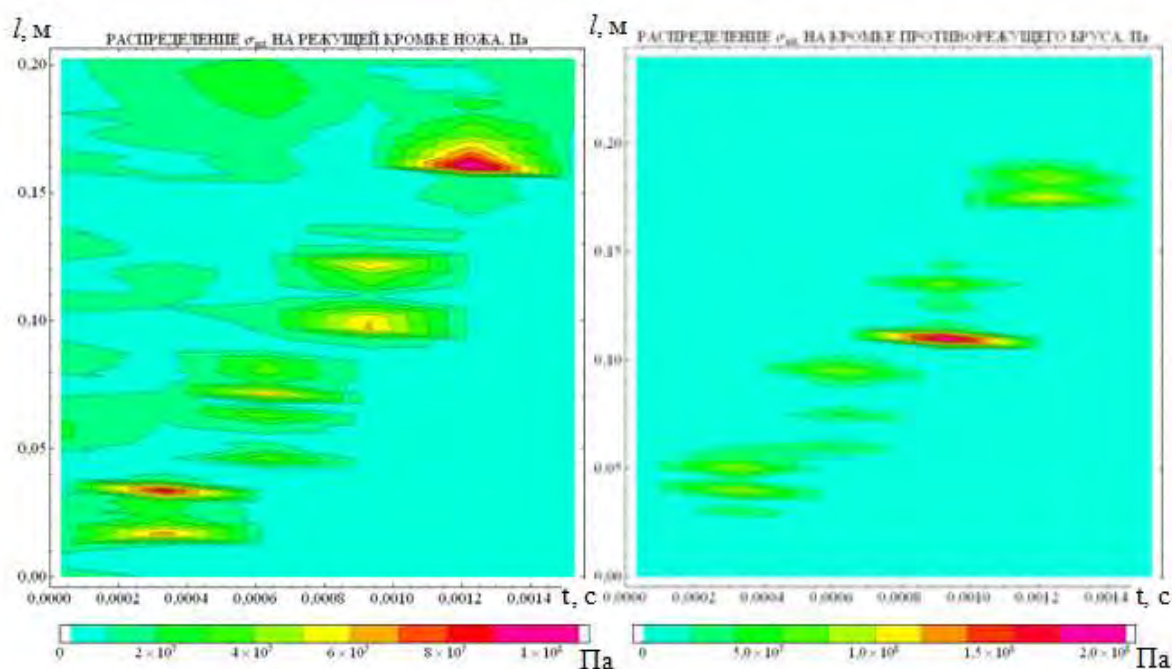


Рис. 3. Распределение интенсивности напряжений на режущих кромках лезвия ножа (слева) и противорежущего бруса (справа) во все моменты времени резания

Из рисунка 3 видно, что напряженно-деформированное состояние системы, обусловлено интерференцией волн напряжений вследствие динамического процесса резания. Напряжения наибольшей интенсивности в ноже сосредоточены в местах затяжки болтов, превышая в несколько раз напряжения, возникающие при резании. Наибольшая интенсивность напряжений на кромке лезвия ножа увеличивается в 1,5-8 раз при ударном резании по сравнению со статическим преднапряженным состоянием. Наибольшие контактные усилия сосредоточены в центре бруса, значительно уменьшаясь на его концах. Максимум

распределений интенсивности напряжений в некоторый момент времени на кромках бруса и лезвия ножа находится в окрестности резания, что соответствует проведенным статическим расчетам [1].

Анализ трехмерных распределений интенсивности напряжений на режущей кромке ножа, показывает, что, как и в статическом расчете, максимальная интенсивность наблюдается на концах ножа [1]. Однако, в противоречащем брусе, жестко закрепленном по всей задней поверхности, максимальная интенсивность напряжений в центре, почти в шесть раз больше чем на его концах.

Полученные результаты позволяют перейти к непосредственному анализу исследуемой системы при ее многоцикловом ударном нагружении посредством оценки ее объемной поврежденности [2].

### **Литература**

1. Журавков М.А., Щербаков С.С., Насань О.А., Шемет Л.А. Компьютерное моделирование системы болты-прижим-нож-опора // Тр. Международного форума-конкурса молодых ученых, 25 – 27 апреля 2012 г., Санкт-Петербург (Россия) / Редкол.: Л.С. Синьков, Ю.М. Сишук, А.Н. Мартемьянова. – Санкт-Петербург: СПбГГИ, 2012. –Т.1. –С. 174-176.

2. Щербаков, С.С. Механика трибофатических систем / С.С. Щербаков, Л.А. Сосновский. – Минск: БГУ, 2011. – 407 с.

**С.А. МАРЬЕНКОВ**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СУПЕРКОНДЕНСАТОРНОГО МОДУЛЯ В СОСТАВЕ ИСТОЧНИКА БЕСПЕРЕБОЙНОГО ПИТАНИЯ С ГИБРИДНЫМ НАКОПИТЕЛЕМ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ**

В работе рассматривается применение суперконденсаторного модуля в составе источника бесперебойного питания (ИБП) с гибридным накопителем электрической энергии. Целью внедрения суперконденсаторного модуля является повышение быстродействия ИБП, что является основным параметром для ряда технологических процессов с непрерывным циклом, а также увеличение степени срока службы аккумуляторной батареи, что в свою очередь положительно сказывается на эксплуатационных параметрах всего ИБП.

В результате проведенных исследований был предложен метод определения параметров суперконденсаторного модуля для ИБП с гибридным накопителем, а также метод выбора параметров самих аккумуляторных батарей. Были проанализированы различные математические модели накопителей энергии, а также построены компьютерные модели суперконденсаторного модуля и аккумуляторной батареи в среде MatLab с приложением Simulink, которые позволяют с достаточной точностью производить анализ гибридной накопительной системы. На базе полученных моделей был проведен анализ ИБП с различной конфигурацией гибридной накопительной системы, и была установлена целесообразность применения суперконденсаторного модуля в качестве дополнительного накопителя электрической энергии в ИБП.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Б.Н. Абрамович

**А.П. ШЕВЧУК**

*Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»*

## **АВТОМАТИЧЕСКОЕ РЕГУЛИРОВАНИЕ РЕЖИМОВ НАПРЯЖЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕТОДОВ НЕЧЕТКОЙ ЛОГИКИ**

Необходимость создания энергоэффективных распределительных систем электроэнергии на предприятиях минерально-сырьевого комплекса обуславливает важность внедрения энергосберегающих технологий. Снижение потребления электроэнергии может быть достигнуто за счет регулирования режима напряжения на уровне центра питания (ЦП), позволяющего уменьшить потери электрической энергии в линиях электропередачи и электроустановках.

На современных горных и нефтегазодобывающих предприятиях групповое регулирование напряжения на сборных шинах главной понизительной подстанции осуществляется путем изменения коэффициента трансформации силового трансформатора под нагрузкой. Однако в настоящее время отсутствует научное обоснование выбора определяющего присоединения, по параметрам которого устанавливается рациональный уровень напряжения. Под рациональным уровнем напряжения понимают уровень, при котором суммарные потери в системе электроснабжения и отдельных электроустановках приближаются к минимально возможным.

Предлагается определять рациональный уровень напряжения при групповом регулировании коэффициента трансформации путем лингвистической обработки экспертных оценок параметров системы электроснабжения и отдельных присоединений электротехнического комплекса посредством fuzzy технологий.

Выявленные зависимости и диапазон вариаций лингвистических термов, характеризующих длины и параметры линий, мощности нагрузок, регулирующие эффекты по напряжению, категоричность электроприемников по ущербу позволяют установить в системе электроснабжения рациональный режим напряжения, с учетом технических ограничений, определяемых топологией и структурой распределения регулирующих компонентов.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Абрамович Б.Н.