

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ  
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
НАЦИОНАЛЬНЫЙ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ УНИВЕРСИТЕТ «ГОРНЫЙ»

# **ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ**

МЕЖДУНАРОДНЫЙ ФОРУМ-КОНКУРС МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

23-25 апреля 2014 г.

*Сборник научных трудов*

*Часть I*

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ  
2014

УДК 00 (55+62+66+33+50+54)

ББК 2 (26+33+60+66)

П 493

В сборнике помещены труды молодых исследователей, участников Международного форума-конкурса «Проблемы недропользования» 23-25 апреля 2014 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 23<sup>rd</sup> to 25<sup>th</sup> April 2014. 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: профессор В.Л.Трушко (председатель), доц. Л.С. Синьков, доц. Ю.М. Сишук, А.Н. Мартемьянова

ISBN 978-5-94211-689-7 (Часть I)  
ISBN 978-5-94211-688-0

© Национальный минерально-сырьевой  
университет «Горный», 2014

## СОДЕРЖАНИЕ

<i>ГЕОЛОГИЯ.....</i>	<i>4</i>
<i>ПРОБЛЕМЫ РАЗВЕДКИ И ОСВОЕНИЯ НЕФТЯНЫХ И ГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....</i>	<i>26</i>
<i>ПРОБЛЕМЫ ДОБЫЧИ РУДНОГО И НЕРУДНОГО СЫРЬЯ.....</i>	<i>70</i>
<i>ГЕОДЕЗИЯ, ГЕОМЕХАНИКА И ПОДЗЕМНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО.....</i>	<i>126</i>
<i>ЭНЕРГЕТИКА И ЭЛЕКТРОМЕХАНИКА.....</i>	<i>183</i>
<i>МАШИНОСТРОЕНИЕ И ГОРНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ.....</i>	<i>223</i>

## CHEMICAL AND ISOTOPIC INVESTIGATION OF LITHIUM-RICH BRINE FROM THE SALAR DE UYUNI (BOLIVIA)

### 1. Introduction

Bolivia is a country of contrasts. App. 60 % of the bolivianos living under the poorest conditions existing in South America. This is despite the fact that Bolivia is rich in raw materials like gas, oil and silver and especially lithium (Beutler 2011). The brine containing lithium is deposited in the world largest salt flat: The Salar de Uyuni, which has an expansion of about 10.000 km<sup>2</sup> (Fig.1). The salt crust consists of 11 smooth mud layers and 12 salt layers with a thickness of app. 121 m. The Salar de Uyuni is located 3653 masl. at the deepest area of the central Altiplano, the highland of Bolivia (Risacher und Fritz 1991, 2009; Wolf 2010). Due to the 40-year friendship of the Universidad Autonoma Tomas Frias (Potosí) with the Technische Universität Bergakademie Freiberg (TU BAF) there have been field campaigns in 2009, 2010 and 2011 from scientists of both universities to apply conducted hydrogeological and hydrochemical investigations at the Salar de Uyuni. The aim was to identify possible sources and enrichment mechanisms of the elevated element concentrations. Furthermore the examination of the vertical and horizontal distributions of elements, to finally provide a data base for a more precisely localized extraction process of lithium from the brine. The NaCl-rich brine is located in the pores of the salt crusts, which have an average porosity of 20-30 % (Ericksen 1977). The upper salt crust is quite sharp distinguished by an impermeable layer of lacustrine sediments and the brine table is 10 to 20 cm below surface. Until now the only known permanent tributary is the Rio Grande de Lopez, which feeds the salar from the south east (Fornari et al. 2001; Risacher und Fritz 1991, 2000).



Fig.1. Geography of the Bolivian Highland: the Altiplano (data from Fornari et al. 2001)

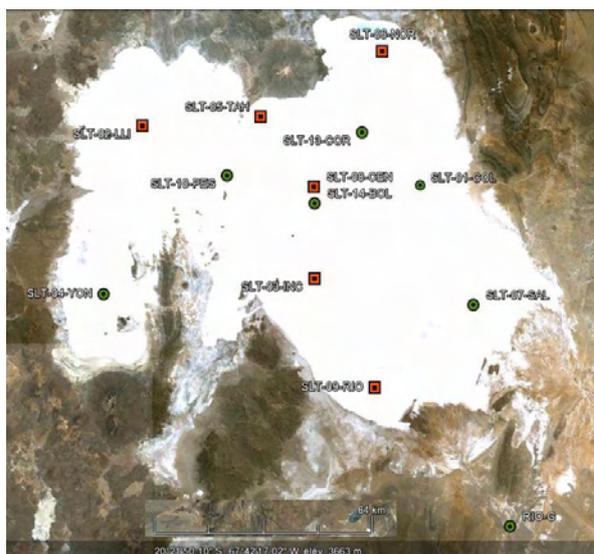


Fig.2. Sampling locations, red squares 4 wells drilled, green circles single wells (Heinrich 2012)

in Halle, the stable isotopes ( $\delta^2\text{H}$ ,  $\delta^{18}\text{O}$ ,  $\delta^{34}\text{S}$ ,  $\delta^{18}\text{O}$  sulphate, and  $\delta^{13}\text{C}$  TIC) were analysed.

### Sampling & Methods

During the field campaign 2010 ten investigation points were added to the previous two at SLT-01-COL and SLT-03-INC from 2009 (see in Fig.2). The locations were selected based on the considerations like the maximum and minimum salt thickness and lithium anomalies. There the chemistry, hydraulic and hydrogeological properties were investigated. Production wells were cased to a depth of 9.5 m, to allow for depth dependant sampling. Measurement of on-site parameters and photometry, as well as an attempt to acid/base titration, were carried out directly in the field. The chemical brine composition was determined by TIC, IC, and ICP-MS in the laboratory of Hydrogeology at the TU BAF. Density was measured at the Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR) in Hannover. At the Helmholtz Centre of Environmental Research (UFZ)

## 2. Results & Conclusion

The results display that neither the chemical nor the isotopic compositions of the brine vary depth depending. Due to the measured Eh and pH the brine can be dedicated to euxinic seawater (Fig.3). This means that the brine is a limited body of circulating water under anaerobic conditions. Due to the lack of oxidation, the organic material is preserved and  $H_2S$ -containing fermentation gases were produced and observed as smell of rotten eggs (Stolzenberger-Rami-rez). Water samples from the second salt layer (SLT-02-LLI-B and SLT-04-YON) differ clearly from brine in the first layer. Differences could be observed with respect to isotopic and chemical characteristic. This suggests that the lacustrine sediments form an impermeable layer between the different salt crusts. However, as detected in previous studies, there is a spatial distribution; an increase in concentration with decreasing distance to the Rio Grande delta (Risacher und Fritz 1991; Risacher et al. 2006; Risacher und Fritz 2009). This trend could be confirmed. At point SLT-09-RIO the highest lithium concentrations (1.3 g/L) were measured. A second, though less distinct anomaly regarding concentration, is located in the north-east of the salar. At this sampling site, lithium concentrations of about 760 mg/L in the brine are comparably high. This strongly suggests the presence of a subterranean connection between the Salar de Uyuni with the Salar de Coipasa. An aquifer, overlain by young volcanic rocks, is assumed to exist in the area of the Serrania Intersalar. Thus, a transport of the brine from Coipasa to Uyuni is possible. (Wolf 2010)

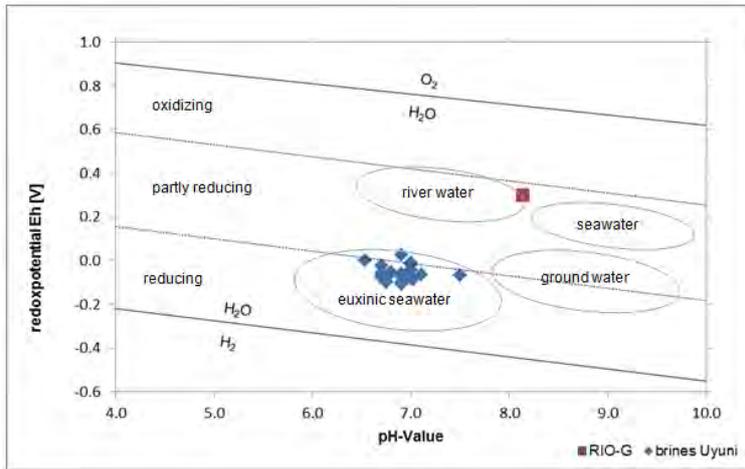


Fig.3. Eh/pH conditions of the brines in comparison to them of natural water (Merkel und Planer-Friedrich 2002; Hölting und Coldewey 2009)

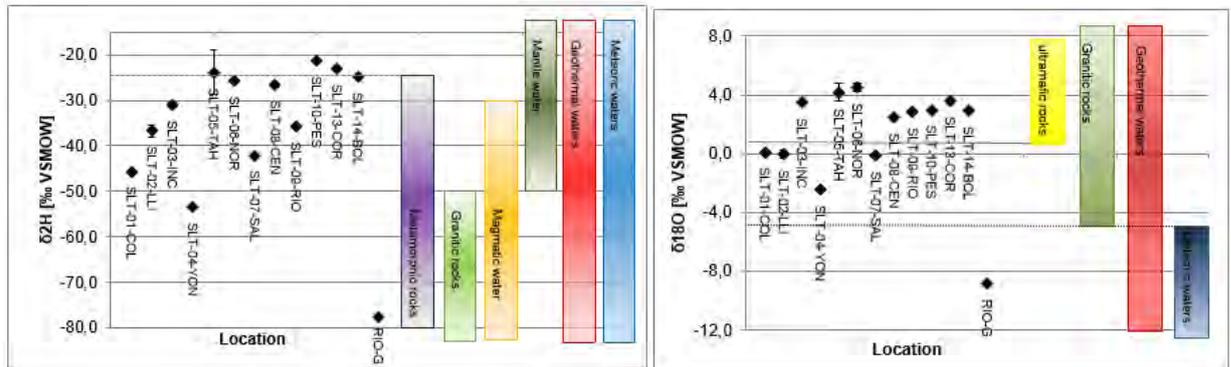


Fig.4. Isotopic composition  $\delta 2H$  [‰ VSMOW] (left) and  $\delta 18O$  [‰ VSMOW] (right) in brine and river water, with standard deviation and isotopic range of rocks and waters after (Clark und Fritz 1997)

The determination of the stable isotopes  $\delta 2H$  (-53.5 to -20.5 ‰),  $\delta 18O$  (-2.47 to 4.75 ‰) and  $34S$  (10.6 to 18‰) in the brine shows the typical isotopic ratio for meteoric waters ( $\delta 2H$ , -125 to 5 ‰;  $\delta 18O$ , -30 up to -5 ‰) and sulphur from volcanic origin (2 to 15 ‰; Clark und Fritz 1997).

In conclusion the salt crust of the Salar de Uyuni is fed by a complex system of tributaries: One is the Rio Grande de Lipez, which drains the volcanic area in the south. Another one is the surface runoff of weathering rocks, all over the surrounding mountain ranges. Furthermore, the connection with the Salar de Coipasa leads to an indirect transport from diapiric material. And an ancient salt deposits over layered by young volcanic material, but, harvested by groundwater also enter into the salar. Two of these processes listed above, are only obviously current providing: Rio Grande de Lipez and weathering of surrounding rock material. (Ericksen 1977; Rettig et al. 1980; Wolf 2010).

## References

1. Beutler, B. (2011): Das weiße Gold der Zukunft. Bolivien und das Lithium. 1., neue Ausg. Berlin: RotbuchVerlag.
2. Clark, I. D.; Fritz, P. (1997): Environmental isotopes in hydrogeology. Boca Raton, FL: CRC Press/Lewis Publishers.
3. Ericksen, G. E. (1977): Chemical Composition and Distribution of Lithium-rich brines in Salar de Uyuni and nearby Salars in Southwestern Bolivia. In: Energy 3, S. 355–363.

4. Fornari, M.; Risacher, F.; Féraud, G. (2001): Dating of paleolakes in the central Altiplano of Bolivia. In: *Palaeogeography, Palaeoclimatology, Palaeoecology* 172 (3-4), S. 269–282. DOI: 10.1016/S0031-0182(01)00301-7.
5. Heinrich, Judith (2012): Chemical and isotopic investigation of lithium-rich brine from the Salar de Uyuni (Bolivia). Diplomathesis (unpubl.). Technische Universität Bergakademie, Freiberg. Hydrogeologie.
6. Hölting, B.; Coldewey, W. G. (2009): *Hydrogeologie. Einführung in die allgemeine und angewandte Hydrogeologie*; 90 Tabellen. 7. Aufl. Heidelberg: Spektrum Akad. Verl.
7. Merkel, B. J.; Planer-Friedrich, B. (2002): *Grundwasserchemie. Praxisorientierter Leitfaden zur numerischen Modellierung von Beschaffenheit, Kontamination und Sanierung aquatischer Systeme* ; mit 56 Tabellen. Berlin [u.a.]: Springer.
8. Rettig, S.L.; Jones, B.F.; Risacher, F. (1980): Geochemical evolution of brines in the Salar of Uyuni, Bolivia. In: *Chemical Geology* 30 (1-2), S. 57–79. DOI: 10.1016/0009-2541(80)90116-3.
9. Risacher, F.; Fritz, B. (1991): Quaternary geochemical evolution of the salars of Uyuni and Coipasa, Central Altiplano, Bolivia. In: *Chemical Geology* 90 (3-4), S. 211–231. DOI: 10.1016/0009-2541(91)90101-V.
10. Risacher, F.; Fritz, B. (2000): Bromine geochemistry of salar de Uyuni and deeper salt crusts, Central Altiplano, Bolivia. In: *Chemical Geology* 167 (3-4), S. 373–392. DOI: 10.1016/S0009-2541(99)00251-X.
11. Risacher, F.; Fritz, B. (2009): Origin of Salts and Brine Evolution of Bolivian and Chilean Salars. In: *AquatGeochem* 15 (1-2), S. 123–157. DOI: 10.1007/s10498-008-9056-x.
12. Risacher, F.; Fritz, B.; Alonso, H. (2006): Non-conservative behavior of bromide in surface waters and brines of Central Andes: A release into the atmosphere? In: *Geochimica et Cosmochimica Acta* 70 (9), S. 2143–2152. DOI: 10.1016/j.gca.2006.01.019.
13. Stolzenberger-Ramirez, A.: *GeoDataZone. Das Lexikon der Erde*. Universidad Nacional de Jujuy. Online verfügbar unter <http://www.geodz.com/>.
14. Wolf, M. (2010): *Salare des Altiplano. ihre Entstehung und wirtschaftliche Bedeutung*. Technische Universität, Berlin. Ökologie.

**M. HERRMANN**

*TU Bergakademie Freiberg, Germany*

## **DATING CROCIDOLITE FROM GRIQUALAND WEST USING THE 40AR/39AR TECHNIQUE - METHODOLOGICAL AND REGIONAL IMPLICATIONS**

Understanding the mechanisms and geological framework of crocidolite formation is a matter of debate and often hampered by a precise knowledge of its formation age. To address this issue, we have dated a series of crocidolite (monoclinic amphibole asbestos) using the  $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$  technique. The samples came from the Asbesheuwels Subgroup (Griqualand West, South Africa), where they occur as secondary minerals within the banded iron formations and form so-called cross-fibre seams. At very low K-contents (0.01 - 0.20 wt% K), several fibre bundles between 6 and 30 mg were measured by laser induced step wise heating on an ARGUS noble gas mass spectrometer in the Argon laboratory Freiberg (ALF), Freiberg, Germany.

Resulting ages span a large range between 2.1 and 1.2 Ga, but fit into the known age range (2.7 - 1.0 Ga) of Griqualand West (Beukes & Gutzmer, 2008, Pickard, 2003, Cornell et al., 1998, Klein, 2005). The  $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$  age spectra mostly show relatively well developed plateaus, but some samples have likely been affected by Ar loss, leading to lower ages for the low-temperature steps and possibly to plateau ages that are too low. Our interpretation is that the crocidolite age spectra did not reflect a single event, but a series of post-formation thermal overprints that may have disturbed the K-Ar system. Although no closure temperature is reported for crocidolite, we assume it to be similar to other amphiboles (~500-550°C) and thus interpret the oldest age ( $2.13 \pm 0.02$  Ga) as formation age of the crocidolite deposit. This is slightly younger than the age of the banded iron formations (2.5 - 2.4 Ga). Several of our Ar-Ar ages range between  $1.63 \pm 0.02$  and  $1.87 \pm 0.02$  Ga (4 samples) and are most likely related to the Kheis event, during which the Congo Craton collided with the Caapvaal Craton (McCarthy & Rubidge 2005). The youngest age preserved by one sample ( $1.22 \pm 0.02$  Ga) might reflect a thermal resetting during the Namaqua-Natal-orogeny at about 1.4 - 1.0 Ga (McCarthy & Rubidge 2005).

In conclusion, crocidolite is a suitable phase to be dated by the  $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$  technique. Interpretation of ages, however, is hampered by the fact that the retentivity behaviour of argon in crocidolite during thermal overprints is unknown and that the conditions of crocidolite formation itself are poorly understood.

*Supervisor: Dr. Jörg Pfänder*

### **References**

1. Beukes, N. J., Gutzmer, J. (2008): Origin and Paleoenvironment Significance of Major Iron Formations at the rchean Paleoproterozoic Boundary, *Society of Economic Geologists*, Vol. 15, pp. 5-47.

2. Cornell, D. H., Armstrong, R. A., Walraven, F. (1998): Geochronology of the Proterozoic Hartley Basalt Formation, South Africa: constraints on the Kheis tectogenesis and the Kaapvaal Craton's earliest Wilson Cycle, *Journal of African Earth Sciences*, Vol. 26, No. 1, pp. 5-27.
3. Klein, C. (2005): Some Precambrian banded iron-formations (BIFs) from around the world: Their age, geologic setting, mineralogy, metamorphism, geochemistry, and origin, *American Mineralogist*, Vol. 90, pp. 1473-1499.
4. McCarthy, T., Rubidge, B. (2005): The Story of Earth and Life-A southern African perspective on a 4.6-billion-year journey, Struik.
5. Pickard, M. A. (2003): SHRIMP U-Pb zircon ages for the Paleoproterozoic Kuruman Iron Formation, Northern Cape Province, South Africa: evidence for simultaneous BIF deposition on Kaapvaal and Pilbara Cratons, *Precambrian Research*, Vol. 125, pp. 275-315.

**I. KOGAN**

*TU Bergakademie Freiberg, Germany*

**S. LIEBOLD**

*Technische Universität Chemnitz, Institute of Political Science, Germany*

## **RESOURCE MANAGEMENT IN THE VIEW OF SAXON HUMANISTS GEORGIUS AGRICOLA AND HANS CARL VON CARLOWITZ**

The origin of mining studies is usually referred to Georgius Agricola (1494–1555) and especially to his opus magnum *De re metallica libri XII* (Agricola 1556), which was the first comprehensive account on mining and mineralogy, dealing with various questions of exploration, exploitation and processing of mineral resources. At Agricola's time, Saxony was one of world's leading regions in ore mining, and the use of metals considerably increased during the Renaissance era. With 292 detailed illustrations, *De re metallica* became the most important miner textbook and handbook for at least two centuries.

Agricola's influence, nonetheless, is not restricted to mining or even geoscience, but extends to various fields of science and humanities. His higher education at the University of Leipzig comprising ancient languages, philosophy, theology and law was followed by a two-year stay in Italy, where he received a doctoral degree in medicine. Back in Saxony, he practiced as a physicist in several mining towns, served as a mayor in Chemnitz – studying its large copper works (Kramarczyk 2003) – and published on grammar, on weights and measures, and on the history of the Saxon court (Agricola 1520, 1533, 1555). For items recovered from the earth, Agricola introduced the term “fossil” (Agricola 1546).

The universalist approach of his thinking and scientific interests enabled Agricola to put the treatment of natural resources in a broad context of earth sciences and society. At the beginning of *De re metallica* he states: “There are many arts and sciences of which a miner should not be ignorant. First there is Philosophy, that he may discern the origin, cause, and nature of subterranean things; for then he will be able to dig out the veins easily and advantageously, and to obtain more abundant results from his mining. Secondly, there is Medicine, that he may be able to look after his diggers and other workmen [...]. Thirdly follows Astronomy [...]. Fourthly, there is the science of Surveying that he may be able to estimate how deep a shaft should be sunk [...]. Fifthly, his knowledge of Arithmetical Science should be such that he may calculate the cost to be incurred in the machinery and the working of the mine. Sixthly, his learning must comprise Architecture, that he himself may construct the various machines and timber work required underground [...] Next, he must have knowledge of Drawing, that he can draw plans of his machinery. Lastly, there is the Law, especially that dealing with metals, that he may claim his own rights, that he may undertake the duty of giving others his opinion on legal matters, that he may not take another man's property and so make trouble for himself, and that he may fulfill his obligations to others according to the law.” (Agricola 1556: 3–4)

Agricola not only provided a base for optimal use of natural resources, but also described the conditions of mining and its consequences for the landscape. He mentioned the heavy usage of timber by the mining industry and the decline of forests in the adjacent areas. Highlighting the economic importance of ore, he did not neglect miners' health, as he investigated the toxic potential of mineral substances, or their medicative effects respectively. Noting the disruptive power of pandemics and wars, he pointed out that not short-term profit but long-term gains should guide mining enterprises. His study on the large Chemnitz copper works is an excellent example of this synoptic view, starting from the machinery, techniques, modes and processes, leading to the discussion of risks resulting from this work, thus measuring benefit and detriment (Kramarczyk 2003). Therefore, *De re metallica* is more than a mining textbook – it analyses problems of a mining society, yet without questioning the necessity of mining itself. A child of his time, Agricola was unaware of the finite nature of resources. Increasing knowledge of earth's shape due to pioneering discoveries contributed to the illusion of an endless world with unlimited treasures. First and foremost, man proceeded to take possession.

The concept of sustainable use of resources has been put forward by the Saxon Captain of Mining Hans Carl von Carlowitz (1645–1714), initially applied to wood. Centuries of overexploitation had led to a considerable reduction of forest areas in Central Europe, and timber supply had become insufficient for the needs of urban regions. Staffed with the experience as a descendant of forest owners, Carlowitz, the founder of the term “sustainability”, called attention to the necessity of a balanced forestry (Carlowitz 1713). The nobleman who benefited from a profound humanist education including a five-year grand tour throughout Europe proposed restrictions to the timber markets, a complex of energy-saving measures and the use of resources replacing wood, paralleled by reforestation. His programme was partly based on Jean-Baptiste Colbert’s “grande réformation des forêts” (Devèze 1962). It influenced scientists like Abraham Gottlob Werner or Alexander von Humboldt, and it became increasingly reflected in economic theories. Today, the calculation of external costs is essentially based on works of Agricola and Carlowitz (Endres 2013, Kleeberg 2013, Sächsische Hans-Carl-von-Carlowitz-Gesellschaft 2013, Sauer 2013).

Saxon humanists have comprehensively addressed the use of natural resources. While Agricola aimed to maximise benefits and to minimise risks and harms for man and nature, Carlowitz adverted to a sustainable use that allows subsequent generations the same level of welfare. The humanistic understanding of economic activities by these two scientists should be the main principle of modern resource management.

### References

1. Agricola, G. (1520): *Georgii Agricolae Glauicii Libellus de prima ac simplici institutione grammatica*, Leipzig.
2. Agricola, G. (1533): *Georgii Agricolae Libri quinque de mensuris et ponderibus*. Paris.
3. Agricola, G. (1546): *De natura fossilium libri X*, Basel.
4. Agricola, G. (1555): *Vier Bücher von der hochlöblichen Sippschaft des Chur- und fürstlichen Hauses zu Sachsen*.
5. Agricola, G. (1556): *De re metallica libri XII*, Basel. [English translation H. C. and L. H. Hoover (1912), London].
6. Carlowitz, H.C. von (1713): *Sylvicultura oeconomica*, Leipzig.
7. Devèze, M. (1962): *La grande réformation des forêts sous Colbert (1661–1680)*. Thèse pour le doctorat ès lettres, Nancy.
8. Endres, A. (2013): *Umweltökonomie*. 4th ed., Stuttgart.
9. Kleeberg, K., Ed. (2013): *Hans Carl von Carlowitz und die Nachhaltigkeit, eine 300-jährige Geschichte*, Duderstadt.
10. Kramarczyk, A. (2003): *Die Kupfersaigerhütte des Ulrich Schütz in Chemnitz. Unternehmensgeschichte, Dokumentation, Perspektiven eines Bodendenkmals*. Agricola-Gespräch 12: 3-17.
11. Sächsische Hans-Carl-von-Carlowitz-Gesellschaft, Ed. (2013): *Die Erfindung der Nachhaltigkeit. Leben, Werk und Wirkung des Hans Carl von Carlowitz*. München.
12. Sauer, T., Ed. (2013): *Ökonomie der Nachhaltigkeit. Grundlagen, Indikatoren, Strategien*. 2nd ed., Marburg.

**A. NANKONDE**  
*University of Zambia*

## **BULK DENSITY STUDY OF KANSANSHI MINE MAIN PIT ORE ZONES**

### **Introduction:**

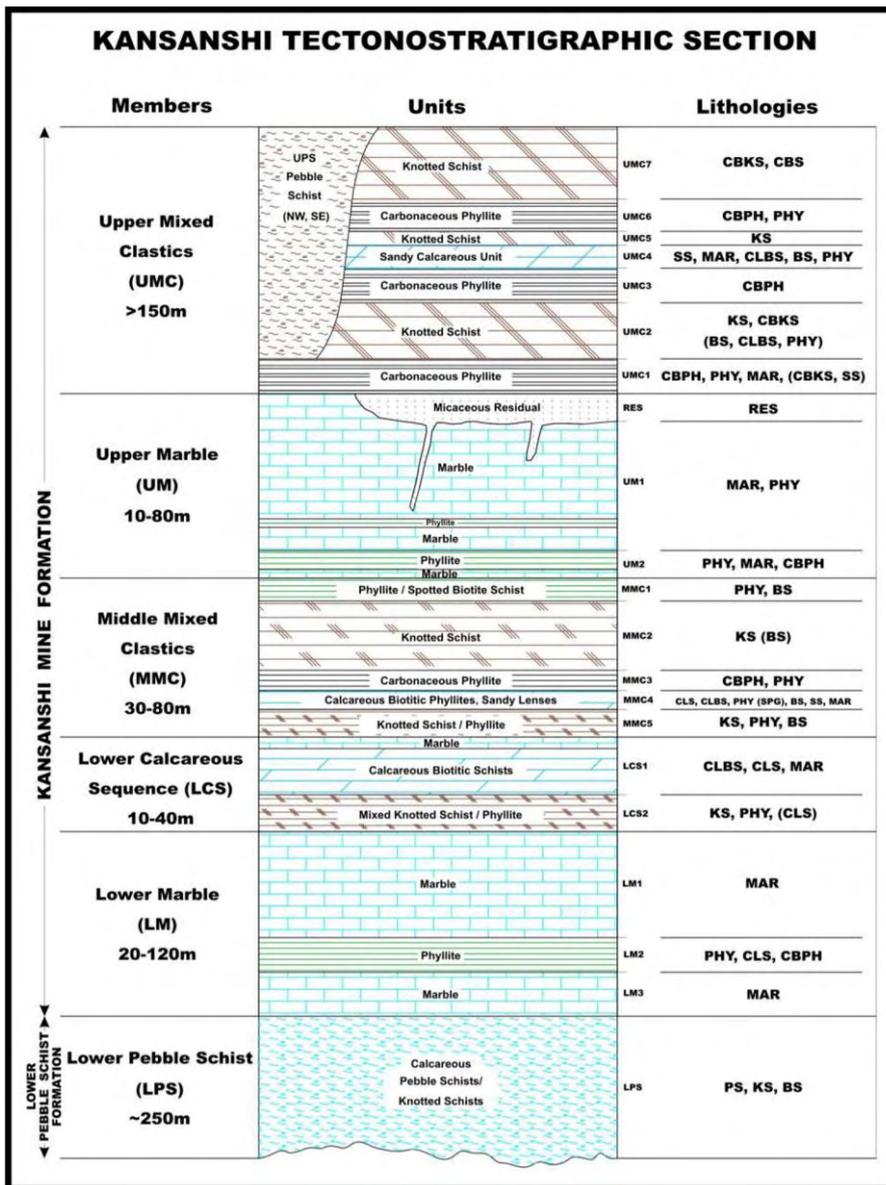
In the mining industry, conversion of volumes to tonnages is a routine task. In a typical practice, tonnage is calculated by multiplying a known volume of mineralized material by a predetermined Specific Gravity. Provided metal grade is known, the tonnage thus calculated is used to estimate contained metal for that material in a straight forward chore.

At Kansanshi mine in North Western Zambia, a mine owned by First Quantum Minerals limited, a research on the bulk densities of the ore zones was conducted in order to estimate the reserves, the bulk density was taken to be equal to the specific gravity due the fact that the reference substance used to measure the bulk density was water which has a density of very nearly 1g/cm<sup>3</sup>. It is important that the factors that are influencing the bulk density values are taken into consideration before the calculation of the reserves in order to maximize the profit and make production more economic.

The factors that were analysed during this research are the degree of weathering, copper content and the stratigraphic position of the rock sample.

### **Aim:**

The aim of this research was to collect a representative dataset of whole rock samples by in-pit sampling in the Kansanshi mine main pit, that represent the lithologies and weathering profiles, in order to conduct a specific gravity analysis using Archimedes Principles. Results wil then be validated against the Resource department dataset



and also against pichnometry test work at ALS laboratory at the mine to validate the test method for continued use at Kansanshi Mine.

**Methodology:**

300 representative whole rock samples were collected from the pit by grab sampling, each weighing atleast 1 kg. The samples were collected across all weathering profiles, stratigraphic positions and different copper contents. The weights of the samples were taken both dry and under water to calculate the bulk density.

**Results:**

The results which were obtained after calculating the bulk densities were analyzed to obtain the average bulk density values for the lithologies at Kansanshi mine which were sampled from, the average for the fresh and weathered sample for each rock type and the average according to the copper amount. Table 1 shows the stratigraphic sequence of Kansanshi mine.

Table 1

Table of the average bulk density values according to their degree of weathering

Lithology	Very weathered	Moderately weathered	Fresh rock
Biotite Schist	2.28	2.54	2.74
Carbonaceous knotted schist	1.70	1.87	2.61
Carbonaceous phyllite	1.37	2.09	2.64
Diorite	1.36	2.82	3.58
Knotted schist	1.61	2.51	2.77
Marble	2.35	2.50	2.71
Phyllite	1.78	2.03	2.70

Table 2

Table of the average bulk densities of the rocks according to their copper contents

Lithology	Low grade copper	High grade copper
Biotite schist	2.67	2.71
Carbonaceous knotted schist	2.43	2.63
Carbonaceous phyllite	2.13	2.49
Knotted schist	2.61	2.83
Marble	2.74	2.06
Phyllite	2.03	2.89

The specific gravity that is being used currently is between 2.7-2.9 for a fresh rock and between 1.7-2.7 depending on the degree of weathering of the rock. The specific gravity has been generalized to be between 2.7 and

2.9 across all the lithology's which is not supposed to be the case because for some lithology's the specific gravity is less than 2.7 which means that some of the tonnages have been over estimated.

The generalization of the specific gravity is not a good thing, because the value of the Specific Gravity varies within the Ore body. These variations could be attributed to the fact that the Ore body is composed of units of different physical and chemical compositions. The minerals that constitute these differ, resulting in various rock types of equally different Specific Gravity. In this research, the following factors, e. g mineralogy, type of host rock, mineral alteration, could have played a role in the differences of the Specific Gravity values that were arrived upon. In general terms, mineralogy affects the Specific Gravity of the materials mined because various minerals have different Specific Gravity values as such their predominance will influence the ultimate value of Specific Gravity. For instance, Bornite has higher value of Specific Gravity ranging between 4.9 and 5.4 while Chalcopyrite has a range of between 4.1 and 4.3. Therefore, rocks of higher bornite occurrence will result in higher Specific Gravity.

The degree of weathering greatly affect the specific gravity as the mass of the rock is greatly reduced after weathering. The difference in the values of the specific gravity of the same rock type with different degrees of weathering is very high so it would give a false estimation to generalize the SG value.

This research was also aimed at establishing a relationship between Specific Gravity and Grade of the total metal content, and if there is one (relationship), and then use it to create a model that would allow us to estimate one variable, for example, Specific Gravity when the other variable is known e. g Grade. Unfortunately, there were no clear relationship that could give meaningful interpretation between grade and specific gravity. There were also no clear relationship between specific gravity and the depth. That showed that the depth does not affect the specific gravity of the rocks. If it does, then its effect is so minimal.

The accuracy of this research might not be high because of the equipment available as well as the need to sample as many samples as possible with the employment of a cheap method again due to the large number of samples needed. Sampling the whole ore body proved difficult as some of the pit sections were unreachable especially on some benches due to instability of the bench walls.

**CHI CONG NGUYEN**

*Hanoi University of Natural Resources and Environment, Vietnam*

**XUAN LUAN TRUONG, HUNG LONG NGO, XUAN QUANG TRUONG,**

*Hanoi University of Mining and Geology, Vietnam*

**MUNEKI MITAMURA, VENKATESH RAGHAVAN, GO YONEZAWA,**

*Osaka City University, Japan*

**QUANG THIEN PHAM**

*ZOO-ASAP Joint-Stock Company*

## **SPATIAL PREDICTION OF LANDSLIDE SUSCEPTIBILITY IN UPPER REACHES OF RED RIVER BASIN, VIETNAM**

### **ABSTRACT**

Landslide hazards frequently occurs in the upper reaches Red River Basin Vietnam causes of and many loss of life and damages. Geoinformatics is applied recently in Vietnam but methodologies still need to be validated and improve to build better mathematical models for predicting landslide susceptibility. The main objective of this study is to evaluate and classify of risk levels of landslides maps base on the important factors causing landslides. The landslide factors was mention such as slope, thickness and properties of the crust of weathering, weathering, bedrock characteristics, distance to road, distance to faults, distance to rivers and streams, land-use maps. The result presents a account the actual locations those occurred over 20 years in the study area in Lao Cai Province in Red River basin. We have estimated landslide susceptibility under different geoenvironmental conditions. In this study, we integrate GeoInformatics and statistical models such as fuzzy logic and TRIGRS. Results for each model are evaluated, compared and matched to locations where new landslides occurred. The result of the study enabled the validation landslide susceptibility models suitable to the local geoenvironmental conditions.

Key words: Landslide Susceptibility, Geoenvironment, Geostatistics, Lao Cai, Red River Basin

### **1. INTRODUCTION**

The catastrophe for modern geology in general and landslide in particular which has caused considerable damage for human and property in many countries in the world, especially in upper reaches of Red river basin of Vietnam.

### **2. DATA AND METHODOLOGY**

#### **2.1. DATA**

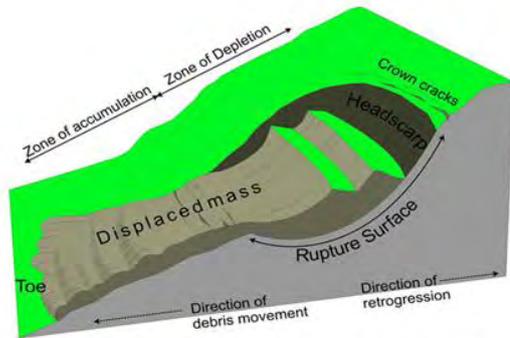
The authors have a lot of relevant documents, namely (a) Topographic map (at the scales 1: 50,000, 1:25,000, 1:10,000); (b) Landslide occurrence map and soil properties; (d) Vegetation Map; (e) 3D aerial photo; (f) Satellite images; (g) Geomorphology map (differ. Scale, Differ. Time); (h) Rainfall data and setting up of weather

stations; (i) Various geostatistical techniques to find susceptible zones; (j) Some typical sliding slopes could be monitored using; (k) Others.

## 2.2. METHODOLOGY

(1) Field work, Subscribe to the yearly fluctuations slope,....; (2) GIS, RS; (3) Construction Databases: GIS Database, web database; (4) Overlay maps; (5) Apply some models (V. D. Lomtadze's, TRIRGS, CF-Certainty Factor,...); (6) Calculate, given the different scenarios of landslide; (7) Established maps, alerts, Web Processing Services for Landslides (disasters in general)

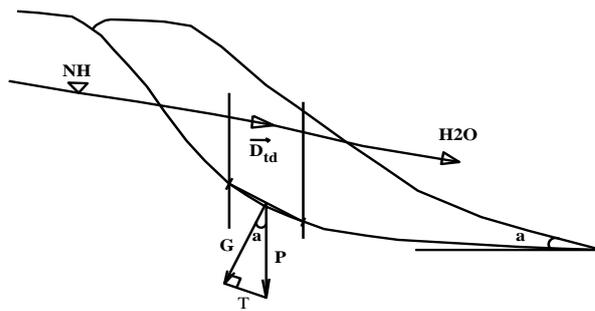
### Some models:



- Zone of accumulation
- Zone of depletion
- Crown cracks
- Rupture surface
- Displaced mass
- Heads carp
- Direction of debris movement
- Direction of retrogression

Hình 1.9: Sơ đồ hình dạng và cấu trúc khối trượt

Fig.1. Diagram the Formation and structure of the Sliding block



- P:** Gravity
- G:** Force keep sliding
- T:** Force of traction – slip
- v:** Volume, m<sup>3</sup>
- α:** Slope angle
- γ:** Natural density (volumetric) of soil (T/m<sup>3</sup>)
- Dtd:** Hydrodynamic water pressure T/m<sup>2</sup>
- F = tg φ:** Coefficient of friction angle C: Cohesive, T/m<sup>2</sup>
- L:** Slip length

- F > 1 :** Safely
- F = 1 :** dynamic equilibrium
- F < 1 :** Unsafe

$$F = \frac{\sum G}{\sum T} = \frac{tg\phi(v.\gamma.\cos\alpha) - D_{td} + C.L}{v.\gamma.\sin\alpha} = \frac{f(v.\gamma.\cos\alpha) - D_{td} + C.L}{v.\gamma.\sin\alpha}$$

Fig. 2. Diagram shows the forces acting on a sliding block (by V. D. Lomtadze)

Determine landslide risk map by model:

$$LSI = \sum_{i,j=1}^{n,m} (W_i * X_{ij}) * \prod_{q=1}^k C_q$$

i = 1,2,...,n  
j = 1,2,...,n  
q = 1,2,...,k

- **LSI:** Landslide Susceptibility Index (Sentitive index slide / slide risk)
- **X<sub>ij</sub>:** The assessental Index of level J of factors i
- **C<sub>q</sub>:** Value (0 or 1) of the team (by Boolean attribute – true and false)

C<sub>q</sub> = 0 when slope < 5°; C<sub>q</sub> = 1 if slope > 5°

- **n:** Number of factors determine the selected slides.
- **m:** Number of levels in each factor

From results determined **LSI**, divided into five different levels of the risk of landslides:

- (1) Very low; (2) Low; (3) Medium; (4) high; (5) Very high

**Model TRIGRS** (Transient Rainfall Infiltration and Grid-Based Regional Slope-Stability Analysis; by US Geological Suvey). This model can be summarized as follows:

TRIGRS is a Fortran program for computing transient pore-pressure changes and attendant changes in the factor of safety, due to rainfall infiltration using the method outlined by Iverson (2000). The authors extended Iverson's method by implementing the solution for complex, for additional basal boundary conditions, and a

simple runoff-routing scheme. The program operates on a gridded elevation model of a map area and accepts input from a series of ASCII text files. Infiltratio, hydraulic properties, and slope stability input parameters are allowed to vary over the grid area thus making it possible to analyze complex storm sequences over geological complex terrain.

The optimal routing scheme achieves mass balance between rainfall input, infiltration, and runoff over the entire grid by allowing excess water to flow to down slope cells that are receiving less direct precipitation than they are able to absorb. The program saves output to a series of text files that can be:

- + Embedding the results of model use into GIS softwares
- + Using the expert system in the analyses, assessment, correlation and check up of materials and obtained results for setting forth scientific conclusions and warnings on hazards.
- + Development of WPS (Web Processing Service) capabilities that allows for on-line simulation and result display (IST) on the computer network. Aiming to disseminate informations, serving the fast warning work for minimizing damages, contributing in the sustainable development.

### 3. RESULTS

Because of the limited number of pages so authors only cite a few results following:

The data are built by webform to put on the site; the difference maps data are managed by the GIS software. The factors causing landslides degree from large to small as follows:

A. *Natural conditions*: (1) Precipitation (flow, duration of heavy rainfall); (2) Slope angle of the hill/mountain; (3) Groundwater levels; (4) Layers of weathering; (5) Mechanical-physical properties of the land (soil-rocks); (6) Distance to the fault lines/zones of broken rocks); (7) Cross-sectional density distribution / density of deep cleavage; (8) Vegetation cover etc.

B. *Human activities* (promoted hills / mountains to make roads, cut down trees, etc.).

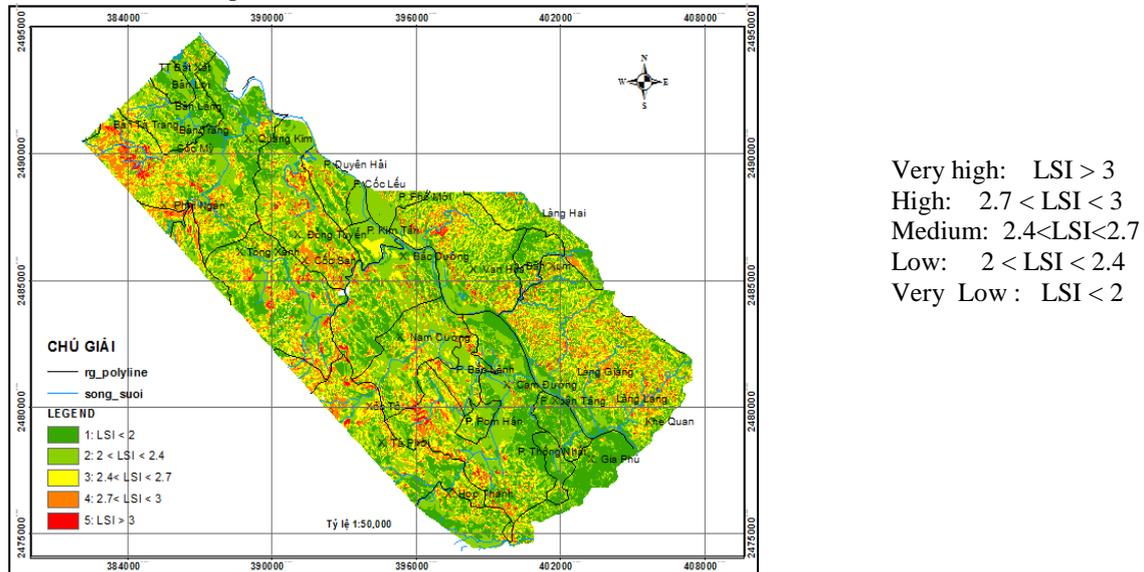


Fig. 3. Map of group risk landslide hazard

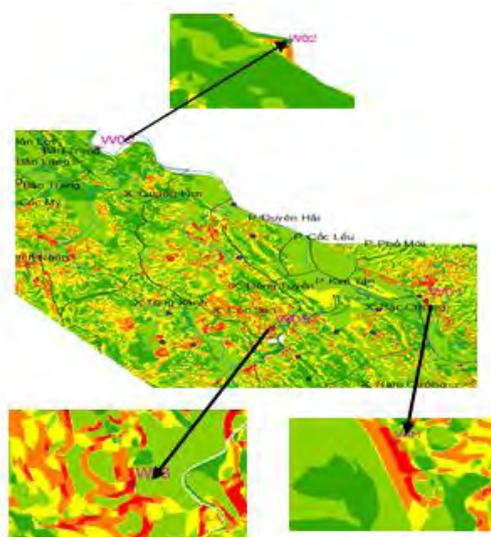


Fig. 4. Comparison between the predicted map with locations of some landslides

The authors have tested many different scenarios on the weights of the factors causing landslides and some application models to evaluate different landslides and choose the optimal, most consistent with the fact causing landslides occurred

### 4. CONCLUTIONS AND DISCUTIONS

The results of the study of landslide susceptibility has had good results, has launched a number of different scenarios, helped to predict more than 80% of known landslides point.

In the near future the authors would suggest installing some automatic observatory environmental erosion. Will help predict disasters to authorities, the communities most quickly.

Will help predict disasters fastest to the authorities, the communities

## References

1. Ayalew, L. and Yamagishi, H. 2005. Landslide in Sato Island of Japan. Part II. GIS-based susceptibility mapping with comparisons of results from two methods and verifications. *Engineering Geology* 81, 432-445.
2. Truong Xuan Luan et al. 2010. Area informatics and TRIGRS model for study shallow landslide vulnerability assessment, a case study in Bavi area. Hanoi Region, Vietnam. *International Conference on Geoinformatics for Spatial-Infrastructure Development in Earth and Allied Sciences*. Hanoi VN. 9-10 Dec, 2010. ISBN 978-4-901668-76-

**A.A. OTHMAN**

*Remote Sensing Group, Institute of Geology, TU Bergakademie Freiberg, Germany  
Iraq Geological Survey, Baghdad, Iraq*

**R. GLOAGUEN**

*Remote Sensing Group, Institute of Geology, TU Bergakademie Freiberg, Germany  
Helmholtz Institute Freiberg of Resource Technology, Germany*

## IDENTIFYING CHROMITE OCCURRENCE WITHIN THE MAWAT OPHIOLITE COMPLEX USING SPECTRAL ANGLE MAPPING: A CASE STUDY IN KURDISTAN REGION, NE IRAQ

**Abstract:** The aim of this study is to identify the new locations having high concentrations of chromite in the Mawat ophiolite complex (MOC), which is located in NE Iraq. We performed spectral angle mapping (SAM) technique on Advanced Space-borne Thermal Emission and Reflection Radiometer (ASTER) spectral bands to detect chromite occurrences within the ophiolites. We identified two new locations having high concentrations of chromite and verified one of them by the field observation and laboratory analysis. The verified location covers an area of  $\sim 0.3 \text{ km}^2$  and has coarse grain crystals within dunite, which is the host rock. The chemical analysis shows that the chromium ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ) concentration is  $\sim 8.46\%$ . The SAM method shows that this can be used as a powerful tool to explore the chromite deposits in semi-arid regions.

**Keywords:** Zagros; Mawat, ophiolite; chromite; SAM; ASTER; remote sensing; GIS

### 1. Introduction

The study area is located in the NE Iraq between  $36^\circ 00' \text{ N}$  and  $35^\circ 45' \text{ N}$ ; and between  $45^\circ 26' \text{ E}$  and  $45^\circ 35' \text{ E}$ . It covers about  $422 \text{ km}^2$  and comprises the Iraq Zagros Mountains (Figure 1A). The Zagros orogenic belt formed by the collision between the Arabian and the Eurasian margins, and the closure of the Neo-Tethys. The ophiolite in the Zagros orogenic belt corresponds to the suture between them [1]. The Iraqi part of Zagros Suture Zone (ZSZ) in the north and NE Iraq contains four complexes of Mawat, Penjween, Pushtashan and Bulfat (Figure 1A). The first three complexes are Cretaceous in age and the last one is considered to be Palaeogene [2]. The MOC is complete, whereas the outcrops of the other three complexes do not present a perfect ophiolite sequence [2]. Many studies were conducted for the MOC area to draw the geological map and to explore the mineral deposits (e.g. Bolton *et.al.* [3], Bolton [4], Smirnov and Nelidov [5], Al-Mehaidi [6]). The study area consists of different lithostratigraphic units, which formed through the Late Cretaceous and Mio-Pliocene periods. Almost all of the study area lies within Penjween-Walash Zone (PWZ) which is the part of the ZSZ (Figure 1A). The igneous rocks of the MOC consist of ultramafics (i.e. dunite, harzburgite, websterite, hornblendite, pyroxenite, serpentinite), gabbro and metabasalt [2, 6]. Usually, the chromite is found in ultramafic rocks [7]. The objective of this study is to identify new locations with high concentrations of chromite occurrences in the MOC.

### 3. Methodology

#### 3.1. Data Characteristics and Software

The ASTER sensor provides 14 bands including three visible near infrared (VNIR) bands, six shortwave infrared (SWIR) bands and five thermal infrared (TIR) bands [8]. We processed a cloud-free ASTER level 1A scene acquired on August 24, 2003. The scene was ortho-rectified and projected employing the WGS84 datum and the UTM 38N projection. It contains unprocessed digital numbers (DN) for each band at full resolution. Environment for Visualizing Images (ENVI) and PCI Geomatica software were used for data processing (layer stack, subset, math, radiometric correction and SAM). All GIS operations and final map preparation were carried out using ArcGIS10. Statistical operations were performed using R-based scripts.

#### 3.2. DN Values to Reflectance Conversion

We extracted the reflectance ( $\rho$ ) from the digital number (DN) of ASTER VNIR and SWIR data, where ASTER bands converted from DN to at-sensor radiance value ( $L_\lambda$ ). The at-sensor radiance can be obtained from DN values using equation (1; [12]). Then, we estimated the apparent reflectance ( $\rho$ ) of VNIR and SWIR bands using equation (2; [13]). To remove the effects of rugged terrain areas illuminated under low local solar elevation angles from planetary reflectance of ASTER data, we used the atmospheric and topographic correction for satellite imagery (ATCOR) in order to correct the effects of the atmosphere, sun illumination and sensor viewing geometry [14]. The

reflectance bands were stacked and clipped to cover the study area.

$$L_{\lambda} = (DN - 1) * UCC \quad (1)$$

$$\rho = \pi * L_{\lambda} * D^2 * [E_{sun,\lambda} * \cos(\theta)]^{-1} \quad (2)$$

Where, UCC is The conversion coefficients, which derived for each ASTER band using ASTER metadata,  $\pi$  is mathematical constant  $\sim 3.14159$ ,  $d$  is sun–earth distance in astronomic units,  $\theta$  is the solar zenith angle in degree and  $E_{sun,\lambda}$  is the solar spectral irradiance in  $W m^{-2} \mu m^{-1}$ . The solar spectral irradiance ( $E_{sun,\lambda}$ ) was derived for each ASTER band using the MODTRAN-based solar irradiance model [15].

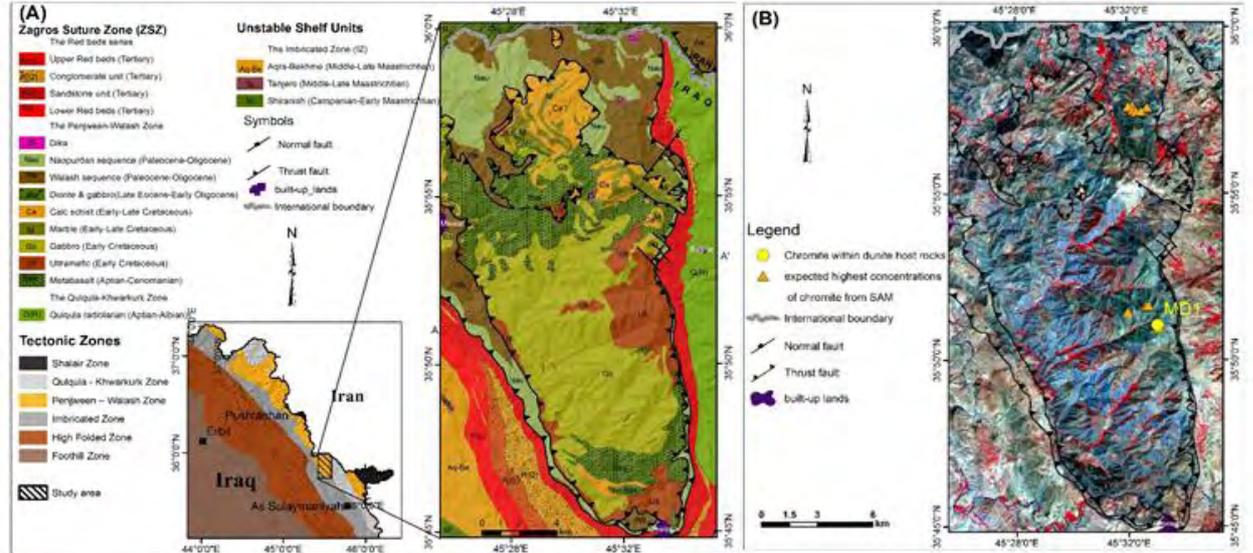


Fig.1.(A) Location map of the study area showing the tectonic zones (modified after [2, 9]) and geological map of the Mawat area (modified after [6, 10, 11]), (B) the expected chromite area and MD1 Field checkpoint overlapping ASTER data R3:G2:B1, acquired on August 24, 2003.

### 3.11. Spectral Angle Mapper

Spectral angle mapper (SAM) is the most automated method for mineral detection; it is summarized by comparing image spectra to individual spectra [16]. The SAM is a rapid method that is able to find the spectral similarity of the reflectance satellite image to reference reflectance spectra (library, field reflectance or extracted from satellite image). The spectral similarity was determined by calculating the angle between two spectra one of them is reflectance spectrum and the second is reference reflectance spectrum [16]. We performed the SAM method using ASTER reflectance data to determine chromite in the MOC. The chromite spectral signature of USGS spectral library [17] was resampled and used as a referencespectrum (endmember). To determine the area with highest concentrations of chromite, we used 0.05 as a maximum angle (radians). The result of SAM is a binary map (i.e. 0 and 1); where the value of 1 represents a perfect matching showing the chromite in our case.

### 4. Results

The radians value of 0.05 set at the SAM method yielded 13 pixels. These 13 pixels distributed in two groups represent the expected pixels that have the highest concentrations of chromite. We converted these pixels to points (Figure 1B). One group was accessible for ground truthing. This group is located in the surroundings of field checkpoint MD1 (Figure 1B). It covers  $\sim 0.3 km^2$  area ( $300m * 1000m$ ). The chromite in MD1 checkpoint is coarsely crystalline and of greenish-black color embedded into dunite, which is the host rock, (Figure 2B). One represented sample was chosen for chemical analyses (MD1; Table 1). The chromium concentration is 8.46%. The XRD analysis shows that this rock contains forsterite, chromite and chlorite.

Table 1

Chemical analysis of dunite and plagiogranite samples										
Sample no.	SiO <sub>2</sub> %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	TiO <sub>2</sub> %	CaO%	MgO%	SO <sub>3</sub> %	Na <sub>2</sub> O%	K <sub>2</sub> O%	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
MD1	36.16	9.01	1.99	0.03	0.26	43.31	0.16	<0.02	0.1	8.46%

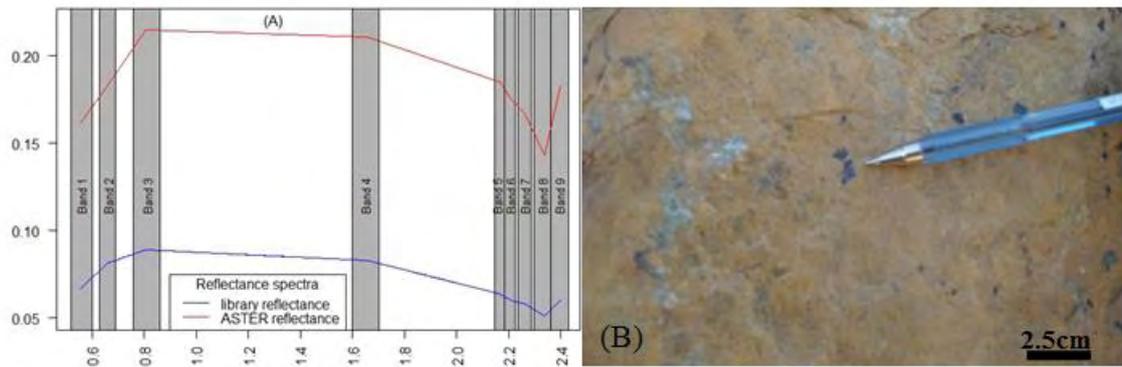


Fig. 2.(A) Library reflectance spectra of chromite and ASTER reflectance spectra of MD1 pixel; the rectangles represent the width of bands of ASTER sensor(B) Coarsely crystalline chromite within dunite host rocks at field checkpoint no. MD1

#### 4. Discussion

Both reflectance in figure 2A shows similarity in behavior, where the reflectance is clearly increasing from band 1 to band 3 and then shallow decreasing from band 3 to band 4. The reflectance of both curves show clearly decreasing from band 4 to band 8, finally they have sharp increasing from band 8 to band 9. The differences in the angles for the vector between band 2 and band 3, band 7 and band 8, band 8 and band 9 are because of Mg and  $Fe^{+2}$  effects, which are existing in the chemical composition of the olivine, where Mg and  $Fe^{+2}$  produces absorption features in these bands [18].

#### 5. Conclusions

The result of 0.05 threshold radius set at the SAM shows two expected locations, which have the highest contents of chromite. The collected samples from fieldwork show that the chromite is coarse grained within dunite host rocks that covers an area of  $\sim 0.3 \text{ km}^2$ . The chemical analysis shows that the chromium content is 8.46%. The difference between the library reflectance spectra of chromite and ASTER spectra of MD1 pixel is due to the difference in Mg and  $Fe^{+2}$  content. For the future, hyperspectral data with higher spatial resolution will be helpful to detect more chromite deposits. In addition, detailed fieldwork is necessary to estimate chromite ore reserve in the new location, which we found in this study.

#### Acknowledgments

The research was supported by the Ministry of Higher Education and Scientific Research of Iraq (MoHESR), and by the German Academic Exchange Service (DAAD). We are grateful to the Geological Survey of Iraq for providing the data and supporting in the fieldwork. In addition, the authors want to thank Mr. Ali Taha Yassin for his help in the fieldwork.

#### References

1. Moghadam, H.S.; Stern, R.J.; Chiaradia, M.; Rahgoshay, M. Geochemistry and tectonic evolution of the Late Cretaceous Gogher–Baft ophiolite, central Iran. *Lithos* 2013, 168–169, 33–47.
2. Jassim, S.Z.; Goff, J.C. *Geology of Iraq*; Dolin: Brno, Czech Republic, 2006; p. ^pp.
3. Bolton, C.M.; Lehner, H.P.E.; Mearthy, M.J. Six Monthly report July to December, 1954; GEOSURV: Baghdad, Iraq, 1954; p 158.
4. Bolton, C.M. Geological map kurdistan series, scale 1/100000, sheet k5, Choarta; GEOSURV: Baghdad, Iraq, 1954; p 32.
5. Smirnov, V.A.; Nelidov, V.P. Report on 1:200,000 prospecting-correlation of the Sulimaniya-Choarta-Penjwin area carried out in 1961; GEOSURV: Baghdad-Iraq, 1962; p 64.
6. Al-Mehaidi, H.M. Geological investigation of Mawat-Chuwarta area, northeastern Iraq; 609; GEOSURV: Baghdad, Iraq, 1974.
7. Gu, F.; Wills, B.A. Chromite- mineralogy and processing. *Minerals Engineering* 1988, 1, 235-240.
8. Abrams, M.; Hook, S. *ASTER user handbook (Version 2)*; Pasadena, CA-91109, USA, 2001; p 135.
9. Fouad, S.F., Tectonic map of Iraq, scale 1:1,000,000 In Third, Ed. GEOSURV: Baghdad, Iraq, 2010.
10. Sadat, M.A.A.N., The geological map of Marivan-Baneh Quadrangles, sheet NI-38-3 (map no. B5), scale 1:250000. . In Geological Survey of Iran: Tehran, Iran, 1993.
11. Nezhad, J.E., The geological map of Mahabad Quadrangles, sheet NJ-38-15 (map no. B4), scale 1:250000. In Geological Survey of Iran: Tehran, Iran, 1973.
12. Abrams, M.; Hook, S. *ASTER User Handbook Version 2 ed.*; Jet Propulsion Laboratory/California Institute of Technology: Pasadena, CA 91109, 2002; p. ^pp.
13. Susan Moran, M.; Jackson, R.D.; Hart, G.F.; Slater, P.N.; Bartell, R.J.; Biggar, S.F.; Gellman, D.I.; Santer, R.P. Obtaining surface reflectance factors from atmospheric and view angle corrected SPOT-1 HRV data. *Remote Sensing of Environment* 1990, 32, 203-214.
14. Richter, R.; Schläpfer, D. Atmospheric/topographic correction for satellite imagery (ATCOR-2/3 user guide, version 8.2.1, February 2013); Wessling, Germany, 2013; p 224.

15. Thome, K.J.; Biggar, S.F.; Slater, P.N. In Effects of assumed solar spectral irradiance on intercomparisons of Earth-observing sensors, 2001; 2001; pp. 260-269.
16. Chandrasekar, N.; Mujabar, P.S.; Rajamanickam, G.V. Investigation of heavy-mineral deposits using multispectral satellite data. *International Journal of Remote Sensing* 2011, 32, 8641-8655.
17. Clark, R.N.; Swayze, G.A.; Gallagher, A.J.; King, T.V.V.; Calvin, W.M. The US Geological Survey, digital spectral reflectance library: version 1: 0.2 to 3.0 microns; The U. S. Geological Survey: 1993; pp 93-592.
18. Abrams, M.J.; Rothery, D.A.; Pontual, A. Mapping in the Oman ophiolite using enhanced Landsat Thematic Mapper images. *Tectonophysics* 1988, 151, 387-401.

**HAO TANG, XIUCHENG TAN**

*State Key Laboratory of Oil and Gas Reservoir Geology and Exploitation,  
Southwest Petroleum University, China*

**XUEFEI YANG, QIYE ZHANG, CHENGPENG SU, HONGWEI LI, HONGYU CHEN**  
*College of Earthscience and Technology, Southwest Petroleum University, China*

## PALEOENVIRONMENT AND ORIGIN OF MICROBIALITES ACROSS PERMIAN-TRIASSIC BOUNDARY IN NORTHWESTERN SICHUAN BASIN, SOUTH CHINA

Microbialites are regarded as a prominent feature of the aftermath of end-Permian mass extinction (Kershaw et al., 2002), as well as an important evidence of early Triassic ocean conditions (Ezaki et al., 2008). Microbial carbonates forming sheets, mounds and biostromes, or crusts of ambiguous origin, above the fossil-rich uppermost Permian beds have been reported from several Tethyan shallow shelf sections including peritidal to open shelf settings at the base of Lower Triassic formations (Paul and Peryt, 2000; Twitchett, 1999; Haas et al., 2004; Baud et al., 2005; Heydari et al., 2000; Lehrmann et al., 2003; Kershaw et al., 2012; Ezaki et al., 2008). Elimination of grazing, burrowing, and substrate-competing organisms allowing generalist and opportunists, including microbial communities, to occupy large parts of the shelves after the end-Permian boundary event (Schubert and Bottjer, 1992). Otherwise, Riding's (2000) microbial calcification model stressed that microbial carbonate formation depends mainly on early lithification irrespective of competitive interactions. Kershaw et al. (2007) and Woods et al. (2007) suggested that the Permian-Triassic boundary microbialites were probably responses to lowered oxygen conditions and enhanced bicarbonate saturation of seawater. However, recent evidences indicating microbialites formed in a oxygenic environment have begun to emerge (Liu et al., 2010; Loope et al., 2013), suggesting microbialites' origin irrelevant of saturated anoxic water.

Here we report the results of petrographic and geochemistry investigations of microbialite across Permian-Triassic boundary in Yudongzi section, northwestern Sichuan Basin, south China. Our investigation



Fig. 1. Index map showing the study section in Sichuan basin, northwestern Yangtze Block

revealed this microbialite deposited near normal wave base and have low organic carbonate and total sulfur abundance, suggesting that saturated anoxic water is not necessary for microbialites while anoxia did not prevail in shallowest area of ocean after end-Permian mass extinction.

Yudongzi section (32°04'49.7"N, 105°9'34.5"W) is located in the northwest of Sichuan basin which is a late Mesozoic-Cenozoic foreland basin overlying late Neoproterozoic to middle Mesozoic passive margin and situated in northwestern Yangtze block (South China) (Rong et al., 2012) (Fig.1). The section spans the Upper Permian Changxing and the Upper Permian-Lower Triassic Feixianguan Formations, based on the first occurrence of conodont *Hindeodus parvus* (Fig.2 and Fig.3A). Obvious weathering residual (Fig.3B) and karst fabric (Fig.3C) on the top of Changxing Formation suggest that there is a disconformity between Changxing and Feixianguan Formations. Changxing Formation is matrix supported bioclastic limestone with abundant foraminifera, ostracodes and echinoderms, while the base of the Feixianguan Formation consists of microbialites, mudstone, oolitic grainstone (does not be illustrated here, but see Rong et al., 2012) from bottom to top respectively (Fig.2).

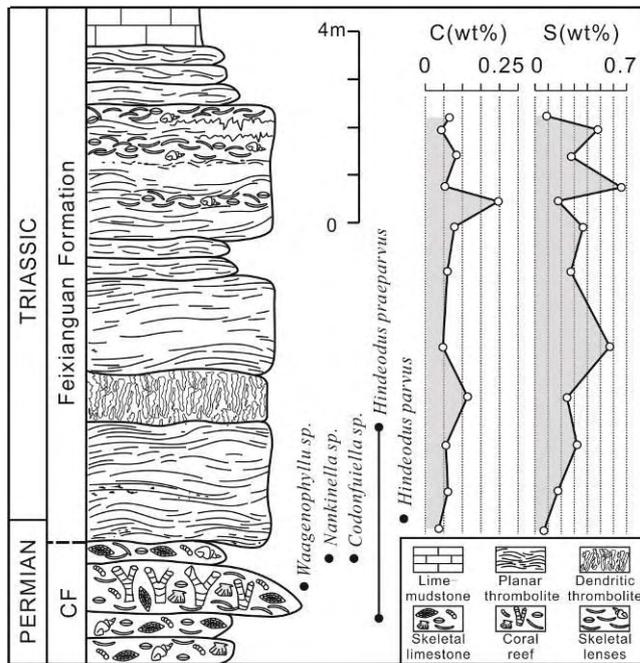


Fig. 2. Stratigraphic column and geochemistry of Yudongzi microbialites, CF: Changxing Formation

The samples from Yudongzi contain an average of 0.07 wt% organic carbon and 0.29 wt% total sulfur (Fig.2). Total sulfur values are assumed to reflect pyrite content, given the lack of sulfate-bearing minerals revealed in our petrographic analysis. Based on the field observation and analysis of polished slabs and thin sections, Yudongzi microbialites can be divided into three parts from bottom to top. The lowermost 2.5m-thick microbialite is planar thrombolite consists of framework formed by *Renalcis*-like clots (Fig.3D) and micrite with few skeletal fragments. Interestingly, the surface of this thrombolite is made of many oriented and elongated embossments (Fig.3E) formed under the long effect of paleo-currents such as waves and tides (Grotzinger and Knoll, 1995; Grotzinger, 1989), suggesting the planar thrombolite deposited near or slightly below waves base. The successive 1.1m-thick microbialite is domed dendritic thrombolite characterized by digitate branches growing upright and enclosed in micrite with some shell debris (Fig.3F). The elongation aspect ratio (i.e., ratio of height to width) of digitate branches (Fig.3F) formed by variety of clots in arched arrangement (Fig.3G) is high, ranging from 4:1 to 7:1, indicating high-energy level (Lee et al., 2010; Grotzinger et al., 1989).

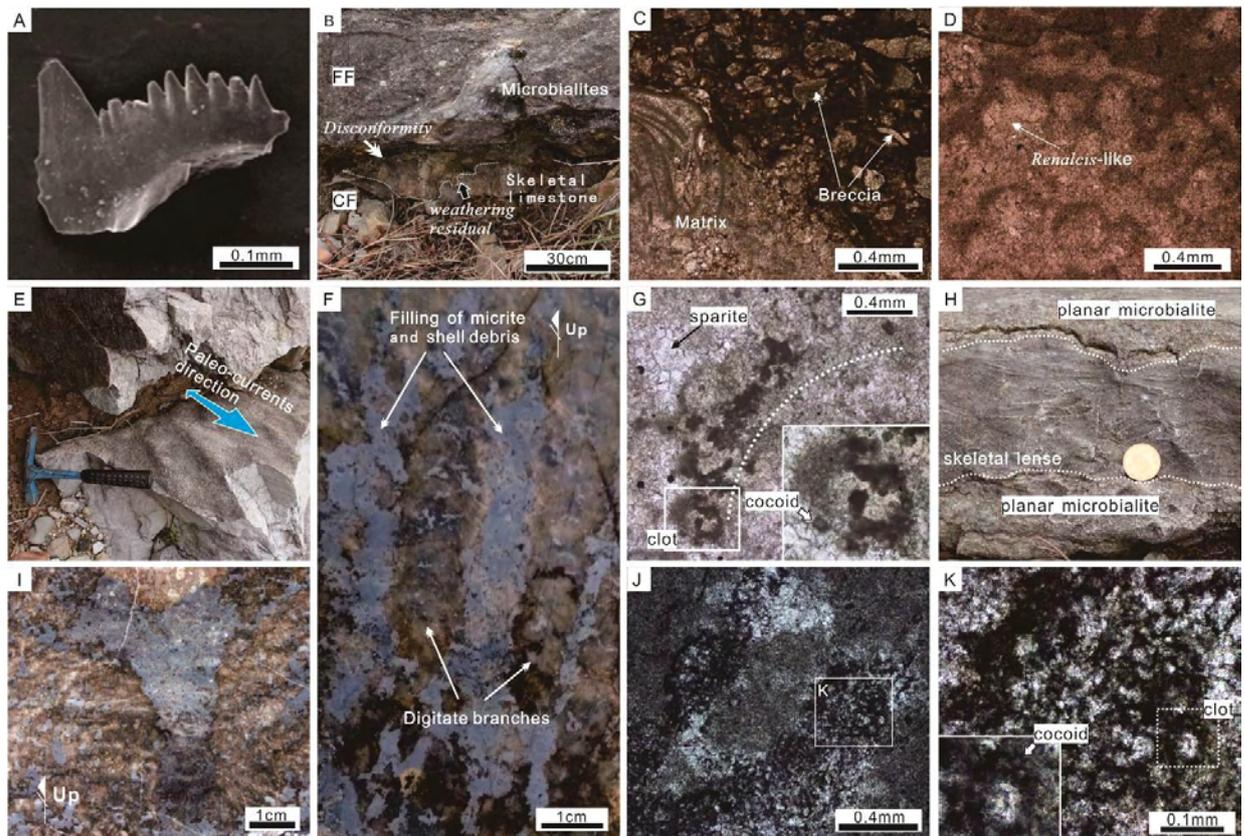


Fig. 3. (A) *Hindeodus parvus*. (B) Disconformity between Feixianguan Formation and Changxing Formation, skeletal limestone exposed to form weathering residual below the disconformity surface. FF: Feixianguan Formation, CF: Changxing Formation. (C) Matrix of skeletal stone enclosed in marl and breccia indicating the Karst of the top of Changxing Formation. (D) clots of *Renalcis*-like. (E) The elongating direction of embossments indicating the flowing direction of paleo-currents. (F) Digitate branches enclosed in micrite and shell debris. (G) Clots made of coccoid is in arched arrangement. (H) skeletal lenses in the topside planar microbialite. (I) burrows in the topside microbialites. (J) Clots amalgamated each other in the topside planar microbialite. (K) Clots made of coccoid, detailed area in (J) (white rectangle).

The topside microbialite is planar thrombolite consisting of larger and more dispersive clots than the lowermost one. There many lenses of skeletal fragments (Fig.3H) and burrows (Fig.3I) in topside planar thrombolite, suggesting that topside microbialite also deposited near waves base. In addition, the clots of topside planar thrombolite are different from the lowermost one, consisting of coccoid-cyanobacteria and sparite calcite (Fig.3J).

Widespread oceanic anoxia has been consistently considered as a main characteristic of the oceanic environment after the end-Permian mass extinction. However, the low abundances of organic carbon and total sulfur suggest that anoxia was not prevalent during the deposition of Yudongzi microbialite. Organic carbon abundances tend to be high in anoxic environments due to the limitation of aerobic decomposers (e.g., Arthur and Sageman, 1994). Similarly, bacterial sulfate reduction in anoxic environments tends to lead to high abundances of sulfide, a byproduct of sulfate reduction (e.g., Berner, 1970). The origin of microbialites is disputed (see the 1st paragraph) but many hypotheses are relevant to anoxic bicarbonate saturated seawater. Our results indicate that exclusion of grazers by anoxia maybe could not trigger the switch to microbial carbonate production, also suggest that the deposition of microbialite may be not facilitated by anoxic bicarbonate saturated seawater. It is further indicated that anoxia and euxinia could still play important parts of the marine and terrestrial mass extinctions, but they require another partner that could decimate shallow carbonate platforms

### References

1. Arthur, M. A., and B. B. Sageman, 1994, Marine shales: depositional mechanisms and environments of ancient deposits: *Annual Review of Earth and Planetary Sciences*, v. 22, p. 499-551.
2. Baud, A., S. Richoz, and J. Marcoux, 2005, Calcimicrobial cap rocks from the basal Triassic units: western Taurus occurrences (SW Turkey): *Comptes Rendus Palevol*, v. 4, p. 569-582.
3. Berner, R. A., 1970, Sedimentary pyrite formation: *American Journal of Science*, v. 268, p. 1-23.
4. Ezaki, Y., J. Liu, T. Nagano, and N. Adachi, 2008, Geobiological Aspects of the Earliest Triassic Microbialites Along the Southern Periphery of the Tropical Yangtze Platform: Initiation and Cessation of a Microbial Regime: *Palaeogeography, Palaeoclimatology, Palaeoecology*, v. 23, p. 356-369.
5. Grotzinger, J. P., 1989, Facies and Evolution of Precambrian Carbonate Depositional Systems: Emergence of the Modern Platform Archetype, 79-106 p.
6. Grotzinger, J. P., and A. H. Knoll, 1995, Anomalous carbonate precipitates: is the Precambrian the key to the Permian?: *Palaios*, v. 10, p. 578-596.
7. Haas, J., K. Hips, P. Pelikán, N. Zajzon, A. E. Götz, and E. Tardi-Filácz, 2004, Facies analysis of marine Permian/Triassic boundary sections in Hungary: *Acta Geologica Hungarica*, v. 47, p. 297-340.
8. Heydari, E., J. Hassanzadeh, and W. Wade, 2000, Geochemistry of central Tethyan upper Permian and lower Triassic strata, Abadeh region, Iran: *Sedimentary Geology*, v. 137, p. 85-99.
9. Kershaw, S., S. Crasquin, Y. Li, P. Y. Collin, M. B. Forel, X. Mu, A. Baud, Y. Wang, S. Xie, F. Maurer, and L. Guo, 2012, Microbialites and global environmental change across the Permian-Triassic boundary: a synthesis: *Geobiology*, v. 10, p. 25-47.
10. Kershaw, S., L. Guo, A. Swift, and J. Fan, 2002, ?Microbialites in the Permian-Triassic Boundary Interval in Central China: Structure, Age and Distribution: *Facies*, v. 47, p. 83-90.
11. Kershaw, S., Y. Li, S. Crasquin-Soleau, Q. Feng, X. Mu, P.-Y. Collin, A. Reynolds, and L. Guo, 2007, Earliest Triassic microbialites in the South China block and other areas: controls on their growth and distribution: *Facies*, v. 53, p. 409-425.
12. Lee, J.-H., J. Chen, and S. K. Chough, 2010, Paleoenvironmental implications of an extensive maceriate microbialite bed in the Furongian Chaomidian Formation, Shandong Province, China: *Palaeogeography, Palaeoclimatology, Palaeoecology*, v. 297, p. 621-632.
13. Lehrmann, D. J., J. Payne, S. Felix, P. M. Dillett, H. Wang, Y. Yu, and J. Wei, 2003, Permian-Triassic Boundary Sections from Shallow-Marine Carbonate Platforms of the Nanpanjiang Basin, South China: Implications for Oceanic Conditions Associated with the End-Permian Extinction and Its Aftermath: *Palaeogeography, Palaeoclimatology, Palaeoecology*, v. 18, p. 138-152.
14. Liu, H., Y. Wang, A. Yuan, H. Yang, H. Song, and S. Zhang, 2010, Ostracod fauna across the Permian-Triassic boundary at Chongyang, Hubei Province, and its implication for the process of the mass extinction: *Science China Earth Sciences*, v. 53, p. 810-817.
15. Loope, G. R., L. R. Kump, and M. A. Arthur, 2013, Shallow water redox conditions from the Permian-Triassic boundary microbialite: The rare earth element and iodine geochemistry of carbonates from Turkey and South China: *Chemical Geology*, v. 351, p. 195-208.
16. Paul, J., and T. Peryt, 2000, Kalkowsky's stromatolites revisited (Lower Triassic Buntsandstein, Harz Mountains, Germany): *Palaeogeography, Palaeoclimatology, Palaeoecology*, v. 161, p. 435-458.
17. Riding, R., 2000, Microbial carbonates: the geological record of calcified bacterial-algal mats and biofilms: *Sedimentology*, v. 47, p. 179-214.
18. Rong, H., Y. Jiao, L. Wu, Y. Gu, and L. Zhang, 2012, Relationship between heterogeneity and seismic velocities of the Yudongzi Triassic oolitic reservoirs in the Erlangmiao area, northwest Sichuan Basin, China: *Journal of Petroleum Science and Engineering*, v. 100, p. 81-98.
19. Schubert, J. K., and D. J. Bottjer, 1992, Early Triassic stromatolites as post-mass extinction disaster

forms: *Geology*, v. 20, p. 883-886.

20. Twitchett, R. J., 1999, Palaeoenvironments and faunal recovery after the end-Permian mass extinction: *Palaeogeography, Palaeoclimatology, Palaeoecology*, v. 154, p. 27-37.

21. Woods, A. D., D. J. Bottjer, and F. A. Corsetti, 2007, Calcium carbonate seafloor precipitates from the outer shelf to slope facies of the Lower Triassic (Smithian-Spathian) Union Wash Formation, California, USA: *Sedimentology and palaeobiologic significance: Palaeogeography, Palaeoclimatology, Palaeoecology*, v. 252, p. 281-290.

**М.Ю. АНАНЧЕНКО**

*Государственный ВУЗ «Национальный горный университет»  
Днепропетровск, Украина*

## **ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ КРИТЕРИИ СЕЙСМИЧЕСКОГО РАЗЖИЖЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ГРУНТОВ ХВОСТОХРАНИЛИЩ**

**Актуальность.** Последствия сильных землетрясений в разных регионах нашей планеты убедительно свидетельствуют о том, что остаточные смещения грунта играют зачастую первостепенную роль в нарушении целостности зданий и сооружений. Одно из часто встречающихся явлений – сейсмическое разжижение грунтов при землетрясениях.

Явление разжижения заключается в полной или частичной потере грунтом несущей способности и переходе его в текучее состояние в результате разрушения структуры и смещения частиц относительно друг друга. Чаще всего разжижаются водона-сыщенные слабосвязанные грунты.

Предприятия горно-металлургического комплекса являются важнейшим звеном в экономике Украины. При обогащении руды образуется огромное количество побочных продуктов – хвостов, требующих хранения. В этих условиях актуальным является наращивание существующих хвостохранилищ. Хвостохранилища крупных горно-обогатительных комбинатов относятся к классу особо ответственных сооружений. Одним из факторов, оказывающих влияние на их безопасность, являются сильные сейсмические воздействия, вызванные землетрясениями тектонической и техногенно-индуцированной природы.

При наращивании хвостохранилищ в основании ограждающих дамб последующих ярусов расположены низкоскоростные, обводненные техногенные грунты. При проектировании этих сооружений необходимо учитывать возможность разжижения грунтов в их основании.

Недоучет фактора сейсмического разжижения может привести к тяжелым авариям даже сейсмостойких сооружений.

**Целью** данной работы является апробация метода оценки сейсмического разжижения техногенных грунтов по геофизическим данным в условиях хвостохранилищ ГОКов.

**Основная часть.** Для решения вопроса о возможности сейсмического разжижения грунтов при заданных характеристиках ожидаемых землетрясений сегодня могут использоваться 0:

- полевые методы оценки динамических свойств грунтов;
- лабораторные методы динамических испытаний грунтов.

Наиболее обоснованным среди всех полевых методов оценки сейсмической разжижаемости грунтов в естественном залегании является метод стандартной пенетрации 0. Данный метод заключается в определении количества ударов  $N$  при погружении стандартного грунтоноса на фиксированную глубину.

Методика полевого определения потенциала разжижения грунтов при сейсмическом воздействии предполагает, во-первых, определение коэффициента циклического напряжения ( $CSR$  – cyclic stress ratio) в разрезе при прогнозируемом землетрясении, который представляет циклическую нагрузку на грунт.

Величина коэффициента циклического напряжения определяется для конкретного места с учетом вероятности возникновения сейсмического толчка заданной силы.

В основу оценки возможности разжижения положены эмпирические зависимости между числом ударов  $N$  и критическим значением приведенного циклического напряжения сдвига ( $CSR_{крит}$ ), вызывающего разжижение грунтов при землетрясении с магнитудой  $M = 7,5$  (выбрана магнитуда представительного и достаточно интенсивного толчка).

В настоящее время разработана 0 многообещающая альтернатива либо дополнение к подходам, базирующимся на пенетрационных свойствах – методика уточнения возможности сейсмического разжижения грунтов на выделенных участках и их локализация на основе скоростей поперечных волн  $V_S$  по данным сейсморазведки.

Использование величины  $V_S$  как критерия разжижаемости грунтов имеет определенные преимущества: измерения  $V_S$  можно проводить в грунтах, которые сложно испытывать зондированием или отбирать образцы (например, гравийно-галечные отложения), а также в местах, где нельзя проводить разведочные работы;  $V_S$  – это важнейший показатель физико-механических свойств грунтов, который требуется для ана-

литической оценки реакции грунтов на динамические воздействия и взаимодействия грунтов с сооружением в условиях таких воздействий 0.

Критерии разжижаемости грунтов по полевым измерениям скоростей поперечных волн были предложены в работах 0, поскольку и  $V_s$ , и количество ударов  $N$  метода стандартной пенетрации зависят от таких факторов, как коэффициент пористости, напряженное состояние, геологический возраст и пр.

Как и в методе стандартной пенетрации второй важнейшей характеристикой, определяющей возможность возникновения явления разжижения, является коэффициент циклического напряжения 0.

Коэффициент циклического напряжения CSR может быть определен через отношение среднего значения ожидаемых циклических напряжений сдвига при прогнозном пиковом горизонтальном ускорении на поверхности почвы к эффективному природному давлению грунта. Пиковые ускорения принимаются равными прогнозным значениям максимальных ускорений для проектного и максимального расчетного землетрясений. Данные характеристики получают в ходе оценки сейсмичности площадки размещения объекта. Эффективное природное давление грунта вычисляется как разность между полным природным давлением грунта и давлением жидкости в грунте (гидростатическое давление), которое также может быть легко оценено при известном уровне грунтовых вод и глубине точки исследований.

Для количественной оценки сейсмической разжижаемости грунтов в современной мировой практике используется величина потенциала разжижения  $F_L$ , имеющего физический смысл коэффициента запаса. Он рассчитывается как отношение коэффициента циклического сопротивления CRR к коэффициенту циклического напряжения.

Разжижение, по прогнозам, происходит, когда  $F_L \leq 1$ , и разжижение не происходит при  $F_L > 1$ . Допустимое значение  $F_L$  будет зависеть от нескольких факторов, включая приемлемый уровень риска для проекта, потенциал деформаций земной поверхности, степени и точности сейсмических измерений.

**Результаты.** В настоящей работе показана возможность применения рассмотренного метода в условиях хвостохранилищ г. Кривой Рог (Украина). Регион Кривого Рога является одним из крупнейших в мире районов добычи железной руды. В пределах региона расположено большое количество горно-металлургических предприятий. На примере одного из хвостохранилищ этого региона, рассмотрена оценка возможности сейсмического разжижения низкоскоростных техногенных грунтов.

Исходными данными для расчетов являлись:

- максимальные горизонтальные ускорения  $a_{max}$  для прогнозного землетрясения;
- данные об изменении скорости распространения поперечных волн  $V_s$  с глубиной по материалам полевой и скважинной сейсморазведки;
- положение уровня грунтовых вод (УГВ);
- значения плотности пород выше и ниже УГВ.

Количественная оценка возможности сейсмического разжижения осуществлялась на основе величины потенциала разжижения  $F_L$ .

Принимая во внимание, что намывные грунты представляют собой чередование грунтов с различным содержанием пылевато-глинистых частиц, расчеты потенциала разжижения  $F_L$  осуществлялись для двух граничных значений критической скорости  $V_{SI}^*$ , а именно 0:  $V_{SI}^* = 215$  м/с ( $F_{L1}$ ) и  $V_{SI}^* = 200$  м/с ( $F_{L2}$ ).

## Выводы

1. Основными геофизическими факторами, определяющими возможность разжижения, являются значения прогнозных пиковых горизонтальных ускорений поверхности грунта и закон изменения скорости поперечных волн с глубиной. Существенный вклад оказывает и глубина исследуемой точки в разрезе. Для точек, расположенных заведомо ниже уровня грунтовых вод (УГВ), вариации положения УГВ и плотности грунта выше и ниже УГВ (для физически реальных ситуаций) влияют на потенциал разжижения существенно меньше, чем перечисленные выше факторы.

2. Скважинные сейсморазведочные данные позволяют выполнить более детальное исследование изменения скорости поперечных волн с глубиной и, как следствие, более детально расчленив разрез на интервалы, для которых возможно разжижение. В то же время, полевые сейсмические данные КМПВ хотя и не позволяют строить столь детальные скоростные модели, но дают возможность изучать распределение зон, подверженных разжижению в пространстве, что оказывается невозможным при редкой сети скважин с ВСП.

## Литература

1. Разжижение грунтов при циклических нагрузках / [Вознесенский Е.А., Коваленко В.Г., Кушнарера Е.С., Фуникова В.В.]. – М.: МГУ, 2005. – 134 с.
2. Recent advances in soil liquefaction engineering: a unified and consistent framework / [R.B.Seed, K.O.Cetin, R.E.S.Moss et al.] //26th Annual ASCE Los Angeles Geotechnical spring seminar, Long Beach, California, April 30, 2003.
3. Simplified Procedure for Evaluating Soil Liquefaction Potential / [H.B.Seed, I.M.Idriss]. //Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division, ASCE, Vol. 97, No SM9, Proc. Paper 8371, 1971. – P. 1249 – 1273.
4. Liquefaction resistance of soils summary report from 1996 NCEER and 1998 NCEER/NSF workshops on Evaluation of Liquefaction Resistance of Soil / [T.L.Youd, I.M.Idriss, R.D.Andrus et al.]. //J. Geotech. Geoenviron. Eng. – 127, 2001. – P. 817 – 833.

5. Liquefaction resistance based on shear wave velocity / [ R.D.Andrus, K.H.Stokoe]. //Proc., NCEER Workshop on Evaluation of Liquefaction Resistance of Soils, Tech. Rep. NCEER-97-0022, T.L. Youd and I. M. Idriss, eds., National Center for Earthquake Engineering Research, Buffalo, P. 89-128.

**А.В. ВОЙТЕНКО, Е.Н. МОСТЫКА**

*Государственный ВУЗ «Национальный горный университет»  
Днепропетровск, Украина*

## **ГРАНАТЫ УКРАИНЫ – НОВЫЙ ВИД ПРИРОДНОГО АБРАЗИВНОГО СЫРЬЯ**

**Актуальность.** Основным материалом, применяемым в абразивной промышленности, является электрокорунд. Но для его производства требуются большие затраты электроэнергии. Поэтому применение относительно дешевого, а также экологически чистого природного абразивного материала, как гранат, является весьма актуальным.

В связи с отсутствием гранатовых месторождений в западной Европе и Центральной России они завозятся из Австралии, Северной Америки и частично из Индии. Стоимость 1 т гранатов стандартного качества – 400 евро. Прогнозные запасы абразивных гранатов в пределах Украинского щита составляет свыше 40 млн т.

К настоящему времени в Украине на территории Украинского щита разведаны только три месторождения гранатов, запасы которых утверждены в ГКЗ – гнейсы и гранитогнейсы Ивановского месторождения Винницкой области, гранатосодержащие вскрышные породы Завальевского месторождения графитов Кировоградской области, Артемовское месторождение гранатосодержащих горизонтов железистых сланцев Днепро-петровской области.

Имеются месторождения других видов сырья с промышленными содержаниями граната во вмещающих породах, которые рентабельно отрабатывать как попутное сырье на гранат.

Зависимость технологических свойств гранатов от их физико-механических особенностей и генетической принадлежности практически не рассматривалась в ранее проведенных исследованиях. Поэтому, учитывая то, что свойства гранатов изменяются в широких пределах, были проведены комплексные исследования абразивных свойств гранатов месторождений Украины.

**Целью** данной работы является исследование минералого-технологических особенностей абразивных гранатов месторождений Украинского щита.

**Основная часть.** В ходе работы были изучены перспективные месторождения Украины.

**Анновское месторождение** железистых кварцитов расположено в северной части Криворожского железорудного бассейна между северной окраиной г. Кривой Рог и селом Анновка на территории Днепропетровской и Кировоградской областей.

Гранатосодержащие породы представлены биотит-хлорит-гранатовыми и кварц-биотит-хлорит-гранатовыми сланцами 2-го и 3-го сланцевых горизонтов. Были изучены породы 2-го сланцевого горизонта. Образцы отбирались с уступов Анновского карьера на расстоянии 60, 90, 130 метров от начала горизонта.

На основании отобранных образцов были изготовлены шлифы и аншлифы для изучения минералогического состава, текстурно-структурных и технологических особенностей гранатов из сланцевых горизонтов.

В результате изучения гранатов Анновского месторождения установлено, что зерна гранатов мягкие и поэтому могут применяться в качестве мягкого абразивного сырья. Также зерна чистые и имеют небольшое количество инородных включений (рис. 1). Наблюдается прогрессивная зональность: повышенное содержание CaO и MnO в центре зерен способствует увеличению твердости зерна в центральной части по отношению к краевым частям [1]. Из этого следует, что применяя гранат в качестве абразива, его зерна, стачиваясь, остаются остроугольными, т.е. сохраняются режущие грани зерен.

**Артемовское месторождение** расположено в 500 – 700 м к юго-западу от с. Артемовка Петровского района Кировоградской области. Гранатосодержащие сланцы и кварцито-сланцы входят в состав первого железистого горизонта Артемовской свиты [2].

Изучение артемовских гранатов под микроскопом показало, что зерна граната слаботрещиноватые, имеют острые грани и могут применяться в качестве природного абразивного материала.

**Первомайское месторождение** расположено в Терновском районе г. Кривой Рог.



Рис. 1. Хлорит-биотит-гранатовый сланец. Свет проходящий, николи\*, ув.  
30

Гранатсодержащие породы представлены биотитовыми и кварц-биотитовыми сланцами с гранатом и амфиболом [3]. Пробы отобраны из сланцевых горизонтов по уступам карьера.

В результате изучения гранатов Первомайского месторождения установлено, что данные гранаты (рис. 2) являются непригодными для получения природного абразива, поскольку в результате того, что они сильно трещиноваты и разъедены куммингтонитом, они имеют очень маленькую площадь единичного чистого зерна (менее 0,1 мм).

**Абразивные свойства** гранатов Анновского и Артемовского месторождений изучались в специализированной лаборатории Запорожского абразивного завода.

В абразивной промышленности применяется гранатовый шлифматериал марки ГИ-97 (ТУ 2-036-4704436-004-91) зернистостью F60,32H, 16H,12H, ГОСТ 3647-80. Результаты испытаний на разрушаемость представлены в таблице 1.



Рис. 2. Биотит-хлорит-куммингтонитовый сланец с гранатом и магнетитом. Свет проходящий, николи\*, ув. 30

Таблица 1

Испытания на разрушаемость гранатовых шлифпорошков F60	
Название месторождений гранатсодержащих пород	Разрушаемость, %
Анновское (гранаты прокалены до 600°)	72
Анновское (гранаты прокалены до 750°)	69
Анновское (гранаты прокалены до 950°)	63
Анновское (гранаты непрокалены)	80 – 88
Артемовское (гранаты непрокалены)	71

Примечание: содержание граната в шлифпорошках не менее 99%.

Разрушаемость нормального электрокорунда, широко используемого в качестве абразивного материала, составляет 48 – 50%. Разрушаемость зерна F60, согласно табл. 1, на 20 – 40% больше у гранатов, чем у электрокорунда.

Испытания режущей способности были проведены на шлифовально-полиро-вальном станке ЗШП-350М. Опытные образцы микрошлифпорошков зернистостью M28 сравнивались по работоспособности с нормальным электрокорундом зернистостью M28.

Кроме того, проведены испытания полирующих свойств граната, обожженного при температуре 900 °С порошка зернистостью 5 мкм, с целью определения возможности его использования вместо дорогостоящего и дефицитного полирита.

В результате проведенных испытаний установлено, что микрошлифпорошки по своим шлифующим свойствам не уступают стандартному гранатовому порошку W2 для обработки телевизионных экранов. Однако изучаемые гранатовые микрошлифпорошки по съему стекла уступают в 1,5 – 2 раза микрошлифпорошкам из нормального электро-корунда.

Установлена принципиальная возможность применения обожженного гранатового порошка зернистостью 5 мкм на операции полировки стекла вместо полирита с увеличением расхода гранатового порошка в 1,5 – 2 раза.

## Выводы

1. В результате проведенных минералого-технологических исследований впервые на конкретных материалах показан не только процесс формирования и роста зерен граната, а и разрушения под действием хлоритов и других минеральных включений. Установлено, что зерна гранатов Анновского и Артемовского месторождений могут быть пригодны для использования в качестве абразивного материала.

2. Исследование разрушаемости и режущей способности показало, что данный гранат можно использовать как мягкий шлифпорошок на операции полировки стекла вместо полирита, а также при обработке древесины, пластмассы и цветных металлов. Процесс обжига граната улучшает его абразивные показатели в 1,5 раза.

3. При сравнительном анализе физико-механических свойств абразивных материалов установлено, что гранаты уступают электрокорунду по абразивной способности на 30 – 40%, а по механической прочности единичного зерна на 10 – 30% для зернистости 125 и на 30 – 50% для зернистости 40. Разрушаемость крупнозернистого граната F16-14 примерно в 2 раза выше, чем у электрокорундовых материалов.

4. По своим технологическим свойствам украинские гранаты не уступают гранатам основных мировых производителей, таких как “WesternGarnet”, “Barton”, и могут конкурировать на мировом рынке.

## Литература

1. Зональные гранаты из сланцев железорудной толщи Криворожского бассейна / Р.Я. Белевцев, С.Б.Степченко, О.П. Шаркин и др.// Минералогический журнал. – 1989. – 11. – №1. – С. 14 – 26.
2. Парагенетические ассоциации гранатосодержащих пород центральной части Украинского щита / Ю.С. Мостика, И.В. Ахметшина, В.Ю. Шутов и др. // Науковий вісник НГАУ. – 2000. – №3. – С. 18 – 20.

Т.А. ШАХБЕКЯН, С.Н. НАЗАРЕТЯН

Ереванский государственный университет, Армения

## ВЫДЕЛЕНИЕ И КЛАССИФИКАЦИЯ БЛОКОВ ЗЕМНОЙ КОРЫ ТЕРРИТОРИИ РЕСПУБЛИКИ АРМЕНИЯ

Для построения схемы блокового строения земной коры территории Армении решены следующие важные задачи [1]: а) дана более или менее принятая формулировка термина "блок"; б) исходя из геологических, геофизических, геоморфологических и геодинамических данных определены те относительно однородные фрагменты земной коры, которые ограничены региональными разломами и отличаются от соседних районов, являясь территорией данного блока; в) дана классификация блоков, исходя из рангов разломов(границы блоков), расположения блоков в тектоническом строении, размеров, глубинного строения и т.п.; г) на основе данных о современных движениях земной коры определены направления и средние скорости движений блоков.

Использованы следующие данные:

- Результаты интерпретаций данных, полученных методом обменных волн землетрясений (МОВЗ), особенно для выделения слоев и разломов в земной коре, а также обобщенные карты рельефа глубинных границ[2,3].
- Карты региональных и локальных компонентов гравиметрических, магнитометрических и геотермических полей и результаты их интерпретации, полученные нами и другими специалистами[3-8].
- Карты региональных разломов, выделенных разными методами, особенно комплексом геолого-геофизических данных [3-13].

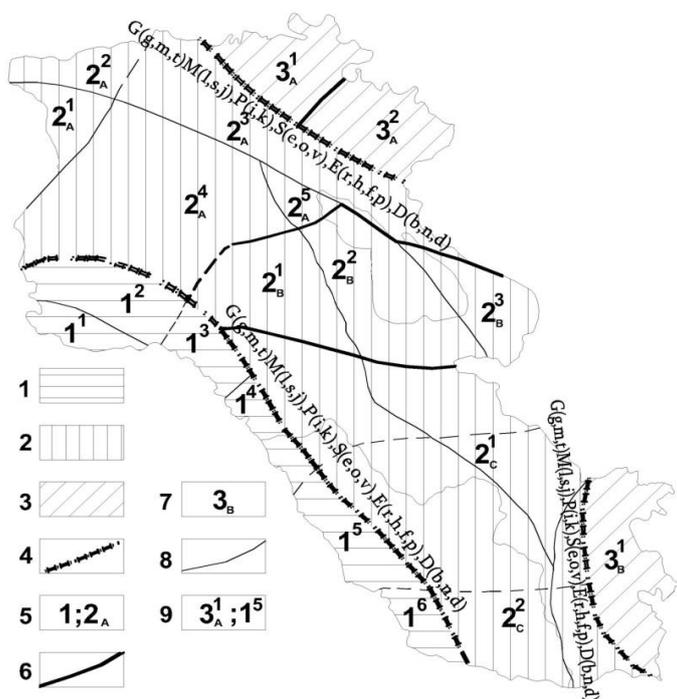


Рис.1. Схема блокового строения территории Армении по комплексу геолого-геофизических данных. 1-3 - мегаблоки; 4- границы мегаблоков; 5- нумерация мегаблоков; 6- границы блоков первого порядка; 7-нумерация блоков первого порядка; 8- границы блоков второго порядка; 9- нумерация блоков второго порядка

- Карты активных региональных разломов, составленные на основе полевых наблюдений за последние 20-30 лет[11-13].
- Данные о горизонтальных движениях земной коры по GPS, о механизмах очагов относительно сильных землетрясений и др.[11-17].
- Карты скоростей телесеismicических волн на разных глубинах земной коры и верхней мантии, составленные на основе записей региональных станций[18,19].
- Многочисленные геологические и геоморфологические фактические данные о поверхностных структурах и результаты их интерпретаций [5,6,10].

Выделение блоков земной коры территории Армении: Для этого использованы методы и подходы, разработанные разными специалистами[3-7,12,13].

Чтобы было ясно, на основании каких данных выделена граница того или иного блока, на рис. 1 латинскими буквами на разломе указаны эти методы и критерии выделения разлома. Они достаточно известны и представлены в работе[3]. Важно отметить, что один и тот же разлом выделен по нескольким группам критериев.

При выделении блоков взяты те фрагменты земной коры, которые в своих границах можно считать сравнительно однородными, т.е. имеют относительно единую структуру строения и породы

имеют одинаковый класс. Так как глубинные структуры территории РА в основном изучены по методам обменных волн землетрясений, гравиметрическими и магнитометрическими методами, а в верхней части коры и геологическими методами, поэтому более или менее надежны выделенные элементы глубинного строения, расположенные на глубинах до 20-30км.

Для классификации блоков, в первую очередь, учтены более или менее принятые схемы тектоники плит региона Анатолия-Кавказ-Иран. Обращено внимание также на два наиболее важных параметра: классы разломов и положение блока в известных схемах тектонического районирования территории РА. Поскольку территория республики находится в зоне коллизии (столкновения) тектонических плит, то единицей наиболее высокого порядка блоков взята мегаблок. Этим исключается наличие плит и сегментов на Малом Кавказе. Мегаблоки, в свою очередь, состоят из блоков разных порядков. Обычно зоны коллизии сильно раздроблены, количество разломов велико, имеется сложная картина тектонического строения и др. Эти особенности тектоники наблюдаются и на территории Армении[3,4,6,7,13]: разные ранги блоков и их большое количество, сложное глубинное строение блоков, их подвижки как в горизонтальном, так и в вертикальном направлениях, своеобразная жесткость пород до глубины 20-30км, которая соответствует мощности сейсмогенного слоя, дифференцированные параметры землетрясений(сила, глубина, механизм очага) и др.

На схеме выделены три мегаблока, которые соответствуют тектоническим зонам территории Армении и региональным зонам гравитационных и магнитных полей(рис.1), а также 5 блоков первого и 18 блоков второго порядка. Можно утверждать, что блоки первого порядка соответствуют тектоническим подзонам или геологическим крупным элементам земной коры(антиклинориумам или синклинориумам, сегментам и др.). В первом мегаблоке по геологическим и геофизическим данным для выделения блоков первого порядка нет явных признаков. Однако это не означает, что блоки первого порядка в этом мегаблоке вообще не существуют. Просто они четко не отражаются в геофизических и других полях. Во всех мегаблоках выделены блоки второго порядка. В общем плане первый мегаблок более сильно раздроблен на блоки, чем третий мегаблок.

На рисунке пунктирами обозначены предполагаемые границы мегаблоков и блоков. Методы и критерии выделения границ мегаблоков: G – Гравиметрические (g – линейные зоны высоких градиентов, m – изменения величин уровня поля, t – изменения направлений, форм, размеров, интенсивности локальных аномалий); M – Магнитометрические (l – линейные зоны высоких градиентов, s – изменения знака аномалий, j – изменения направлений, форм, размеров, интенсивности вытянутых аномалий); P – Геотермические (i – изменения величин теплового потока и геотермического градиента, k – наличие локальных аномалий теплового потока и геотермического градиента,); S – Сейсмологические (e – линейное распределение эпицентров сильных землетрясений, o – вероятные разломы по механизму очагов, v – резкие изменения скоростей сейсмических волн в земной коре и верхней мантии); E – Геологические данные (r – наличие разломов на поверхности, h – линейное распределение вулканических конусов, f – резкие изменения формаций, p – резкие изменения геоморфологических элементов); D – Данные глубинного строения (b – резкие изменения глубин кристаллического фундамента, n – ступенчатые изменения глубинных границ земной коры, d – изменения мощностей разных слоев земной коры).

## Выводы

1. Предложена новая схема блокового строения земной коры территории РА, на которой выделены мегаблоки и блоки первого и второго порядка на основе комплекса геолого-геофизических данных. Даются направления горизонтального перемещения блоков, сделаны предположения об их динамике. Подтверждается сделанное ранее разными специалистами заключение о том, что земная кора территории РА строго раздробленная. Ширина мегаблоков составляет как минимум 80км и они имеют распространение по направлению СЗ(общекавказское направление), а блоки первого и второго порядка имеют ограниченное распространение и они более изометричны.

2. Границы между мегаблоками(региональные разломы) в основном довольно надежно выделяются почти всеми геолого-геофизическими данными. С некоторыми оговорками надежно выделяются и границы блоков первого порядка. Подлежат корректировке границы значительной части блоков второго порядка, несмотря на то что они также выделены почти тем же подходом. Для этого необходимы новые исходные данные.

3. Источники элементов блокового строения территории РА в основном имеют глубину до 20-30км, поэтому вышеперечисленные закономерности, в лучшем случае, можно отнести только к этим глубинам. Сейсмогенный слой земной коры Армении, где происходит подавляющее большинство землетрясений, практически имеет те же самые глубины(0-35км).

## Литература

1. Шахбекян Т.А. О блоковом строении территории Республики. Вестник ЕГУ, №3, 2013. сс. 9-14(на армянском языке)
2. Бадалян М.С., Киракосян А.А., Осипова И.Б. Границы раздела в земной коре Армении по сейсмическим данным. Изв. АН Арм. ССР, Науки о Земле, 1986, I, сс. 42-52.

3. Назаретян С.Н. Глубинные разломы территории Армянской ССР (по геофизическим данным). Изд. АН Арм. ССР, 1984. 134с.
4. Акопян Ц.Г. Геологическое истолкование аномального магнитного поля. Геология Армянской ССР. Т. X “Геофизика”. Изд. АН Арм. ССР, 1972, сс. 65-82.
5. Габриелян А.А., Саркисян О.А., Симонян Г.П. Сейсмотектоника Армянской ССР. Изд. Ереванского университета, Ереван, 1981. 284с.
6. Меликсетян Б.М., Архипов Б.К., Капрало Г.П., Мещерякова В.Б. Особенности тектономагматического развития и закономерности размещения магматизма и оруденения в южной части Малого Кавказа (сообщения 1 и 2). Изв. АН Арм. ССР, Науки о Земле, 1975 № 6. сс. 52-66.
7. Саркисян О.А., Волчанская Н.К. О блоковом строении территории Армянской ССР и прилежащих районов Малого Кавказа. Изв. АН Арм. ССР, Науки о Земле, 4.1973, сс. 6-17.
8. Balassanian S., Nazaretian S., et. al. The new seismic zonation map for the territory Armenia. *Natural Hazards*. 15.1997, pp. 231-249.
9. Асланян А.Т. Региональная геология Армении. Изд. Айпетрат, Ереван, 1959. 340с.
10. Саркисян О.А. Палеотектонические карты Армянской ССР и прилежащих частей Малого Кавказа для Альпийского этапа развития. Изв. АН Арм. ССР, Науки о Земле, #3,1971, сс. 3-22.
11. Казарян А.Э. Анализ сейсмического состояния территории Армении, как одного из факторов оценки текущей сейсмической опасности. Изв. НАН РА, Науки о Земле. 2011, #2, сс. 29-42.
12. Davtyan V., Doerflinger E., Karakhanyan A., et al. Fault slip rates in Armenia by the GPS data. Изв. АН Арм. ССР, Науки о Земле, 2006, № 2. pp.3-18.
13. Karakhanyan A., Vernant P., Doerflinger E. et. al. GPS constraints on continental deformation in the Armenian region and Lesser Caucasus. *Tectonophysics*, 592(2013). pp.39–45.
14. Robert Reilinger et al. GPS constraints on continental deformation in the Africa-Arabia-Eurasia continental collision zone and implications for the dynamics of plate interactions. *Journal of geophysical research*, vol. 111, b05411, DOI:10.1029/2005jb004051, 2006. pp.1-26.
15. Dorbath L., Dorbath C., Rivera L., Fuenzalida A., Cisternas A., Tatevossian R., Aptekman J. Arefiev S. Geometry, segmentation and stress regime of the Spitak(Armenia) earthquake from the analysis of the aftershock sequence. *Geophys. J. Int.*, 108, 1992. pp. 309-328,
16. Назаретян С.Н., Киракосян А.А., Гаспарян В.С., Микаелян Э.М. Направления региональных напряжений в верхних частях земной коры территории Армении и вероятные активные глубинные разломы. В сборнике “Геодинамика Кавказа”. Москва, “Наука”, 1989, сс. 165-170.
17. Арефьев С.С. Эпицентральные сейсмологические исследования. ИЦК Академкнига, Москва, 2003, 375 с.
18. Закарян К.А. Об особенностях строения верхней мантии Кавказа по данным сейсмологических исследований. Москва: ИФЗ АН СССР, препринт №12, 1983. 14с.
19. Мкртчян М.Б. Скорости продольных волн в нижних частях земной коры Малого Кавказа по данным наблюдений сейсмических станций. Изв. АН Арм. ССР, Науки о Земле, 1984, № 3, сс. 57-66.

# ПРОБЛЕМЫ РАЗВЕДКИ И ОСВОЕНИЯ НЕФТЯНЫХ И ГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

XIANG BAI, JIE LAI

*Southwest Petroleum University, China*

## NEW PARAMETERS FOR EXPLAINING THE FLOW CHANNELS OF ACID-FRACTURE AND CALCULATING THE INITIAL FRACTURE CONDUCTIVITY

### Abstract

Acid fracturing is a common stimulation process in which the dissolution of formation rocks leaves unevenly etched fracture surfaces that creates lasting conductivity after fracture closure. The success of the stimulation job depends much on the final conductivity of the fracture after closure pressure applied. The classical correlation used to calculate the conductivity of acid fracture is the Nierode and Kruk Model, which is an exponential equation consisting of two parts: the initial conductivity under zero closure pressure and the rate of conductivity change with closure pressure.

Many studies has indicated that the acid fracture conductivity depends much on the geometric characteristics of the fracture surface (Swan et al. 1993; Swan et al. 1985; Ruffet et al. 1997), but the N-K model does not take it into account. There have been some studies tried to develop better models by using parameters on surface characteristics of the rough acid fracture (Ruffet et al. 1997; Gong et al. 1998; Pounik et al. 2008). However, their models consisting of these parameters either showed a poor fit to the experiment results or was just applicable to some special types of rocks. This paper defined some new parameters to explain the direction of the flow channels along the fracture for fluid and got a model with the new parameters to calculate the initial conductivity of the acid fracture.

### 1 Definition of new parameters

Establish a three-dimensional coordinate system for the acid rock sample as Fig. 1 shows. So the XY-plane of the coordinate system can be illustrated in the Fig. 2.



Fig. 1. Establishing of the coordinate system for acid rock sample

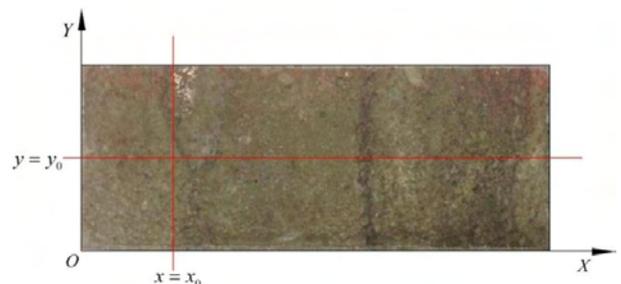


Fig. 2. The XY-plane of the coordinate system of Fig. 1

As Fig. 2 shows, cut the acid sample along arbitrary section along the X-direction ( $y=y_0$ ), so the profile of the cross-section can be illustrated in Fig. 3. Define the length of the upper side (i.e. the curved red line between point A and B) as The Length of the Curved-side of Cross-section, we shorten this parameter as  $L_{cc}$ .

In a similar way, cut the acid sample along arbitrary section along the Y-direction ( $x=x_0$ ), then get the profile of the longitudinal-section illustrated in Fig. 4 and define  $L_{cl}$  as the length of the upper side (i.e. the curved red line between point C and D) of the longitudinal-section.

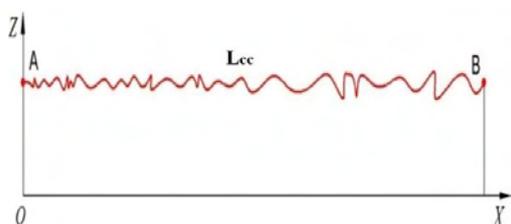


Fig. 3. Arbitrary cross-section of Fig. 2,  $L_{cc}$  is the length of the red line

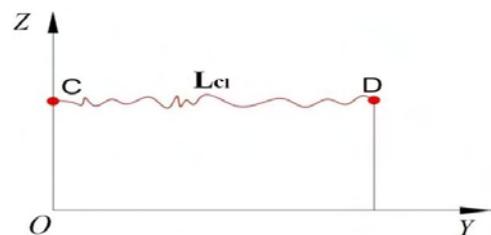


Fig. 4. Arbitrary longitudinal-section of Fig. 2,  $L_{cl}$  is the length of the red line

By using laser profilometer to scan the sample surface, we get the scanning data in three columns: two for the position and the third for the height. Define  $\mathcal{E}_{cc}$  as the ratio of  $L_{cc}$  compared to the scanning length along the X-direction. So it is calculated as:

$$\mathcal{E}_{cc} = \frac{L_{cc}}{N_x \Delta L_x} \quad (1)$$

where  $N_x$  is the number of scanning steps and  $\Delta L_x$  is the step length along the X-direction.

So the average value of  $\mathcal{E}_{cc}$  of the whole sample ( $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$ ) can be calculated as:

$$\overline{\mathcal{E}_{cc}} = \frac{\sum_{i=0}^{N_y} L_{cc(y=i)}}{N_x N_y \Delta L_x} \quad (2)$$

where  $N_y$  is the number of scanning steps along Y-direction,  $L_{cc(y=i)}$  is the value of  $L_{cc}$  when  $y=i$  and  $i$  is an arbitrary integer between 0 and  $N_y$ .

In a similar way, the average value of  $\mathcal{E}_{cl}$  of the whole sample ( $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$ ) can be calculated as:

$$\overline{\mathcal{E}_{cl}} = \frac{\sum_{i=0}^{N_x} L_{cl(x=i)}}{N_x N_y \Delta L_y} \quad (3)$$

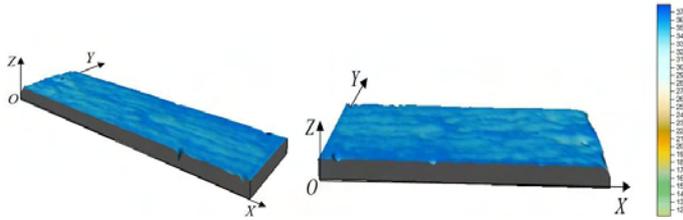


Fig. 5. 3D image of a sample with small values of  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  and  $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$

(2)  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  is large and  $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$  is small

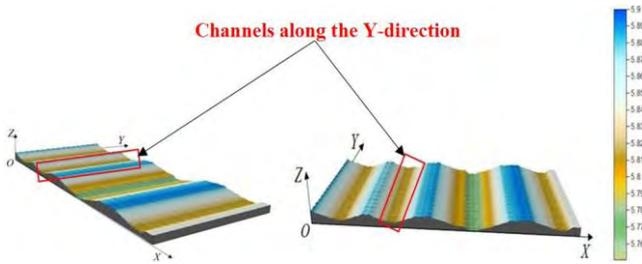


Fig. 6. 3D image of a sample with a large value of  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  and a small value of  $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$

(3)  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  is small and  $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$  is large

'pillars' to keep the fracture open. However, this condition dose not always mean a high conductivity, because some of the asperities also act as 'obstacles' to resist the flow of fluid along the X-direction, and the extent of this kind of resistance gets larger as the value of  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  becomes larger.

### Experimental study results

This paper conducted initial conductivity test experiments with 10 pairs of acid rock samples. By scanning the rough surface with profilometer, the average values of  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  and  $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$  for each pair of sample were calculated, then we fitted the experiment data and got a Calculation Model (Eq.4) for the initial conductivity with the parameter  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  and  $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$ .

### Relationship between the new parameters and flow channels along the fracture

Four extreme cases have been listed to explain how the new parameters affect the flow channels for fluid.

(1) Both  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  and  $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$  are very small

As Fig. 5 shows, small values of  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  and  $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$  represent the condition of evenly etched along the fracture surface. When closure pressure is applied, there is little flow channels for fluid.

As Fig. 6 shows, when the value of  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  is large and  $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$  is small, the flow channels along the Y-direction develop well but channels along the X-direction are poor (actually, the fluid flows along the X-direction).

As Fig. 7 shows, this case is contrary to that of Fig. 6, the flow channels along the X-direction develop well but channels along the Y-direction are poor.

As Fig. 8 shows, large values of  $\overline{\mathcal{E}_{cc}}$  and  $\overline{\mathcal{E}_{cl}}$  represent the condition of much unevenly etched along the fracture surface. When closure pressure is applied, the asperities on the surface act as

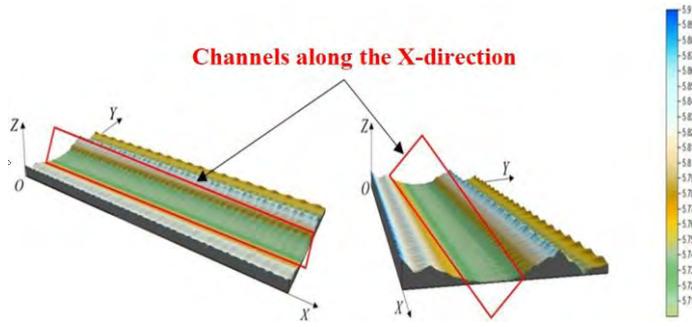


Fig. 7. 3D image of a sample with a small value of  $\overline{\varepsilon_{cc}}$  and a large value of  $\overline{\varepsilon_{cl}}$   
 (4) Both  $\overline{\varepsilon_{cc}}$  and  $\overline{\varepsilon_{cl}}$  are very large

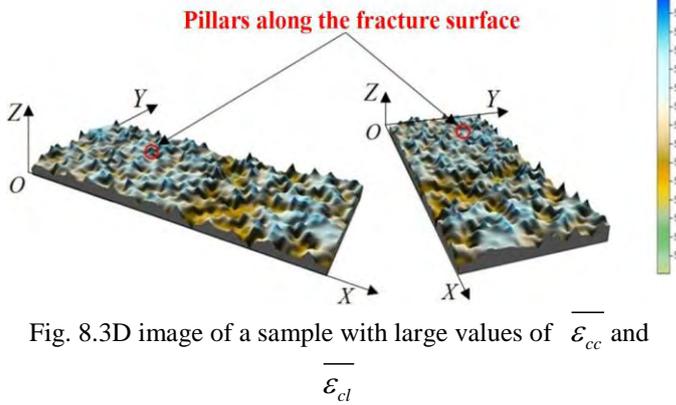


Fig. 8. 3D image of a sample with large values of  $\overline{\varepsilon_{cc}}$  and  $\overline{\varepsilon_{cl}}$

the value of  $\overline{\varepsilon_{cl}}$  is relatively large (the green line), although the depressed parts make the channels deeper, the raised parts act to narrow them, the integral effect slows down the increment of conductivity. The function  $f_2(\overline{\varepsilon_{cc}})$  indicates that the initial conductivity decreases as the value of  $\overline{\varepsilon_{cc}}$  rises, as is the case in Fig. 6.

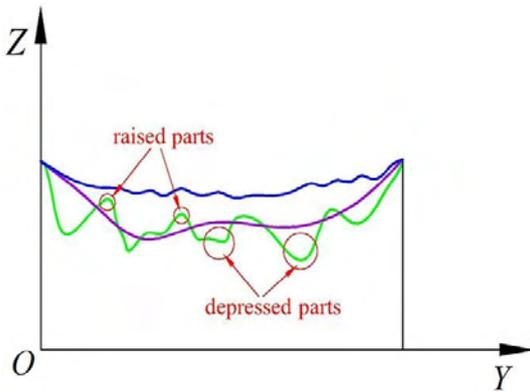


Fig. 9. A sketch map to explain function  $f_1(\overline{\varepsilon_{cl}})$

$$k_f w = 50124 \frac{\overline{\varepsilon_{cl}} - 1}{\overline{\varepsilon_{cl}} \overline{\varepsilon_{cc}}^{-1.96545}} \quad (4)$$

Where  $k_f w$  is the initial conductivity in  $\mu\text{m}^2 \cdot \text{cm}$ .

Actually, the model can be considered as the following form:

$$k_f w = k f_1(\overline{\varepsilon_{cl}}) f_2(\overline{\varepsilon_{cc}}) \quad (5)$$

Where:

$$\begin{cases} f_1(\overline{\varepsilon_{cl}}) = \frac{\overline{\varepsilon_{cl}} - 1}{\overline{\varepsilon_{cl}}} \\ f_2(\overline{\varepsilon_{cc}}) = \frac{1}{\overline{\varepsilon_{cc}}^{-1.96545}} \end{cases} \quad (6)$$

As Eq.5 and Eq.6 shows, the function  $f_1(\overline{\varepsilon_{cl}})$  indicates the change of the initial conductivity with the parameter  $\overline{\varepsilon_{cl}}$ : when  $\overline{\varepsilon_{cc}}$  is a constant, the initial conductivity increases as the value of  $\overline{\varepsilon_{cl}}$  rises, but the increment of conductivity becomes slower as  $\overline{\varepsilon_{cl}}$  gets larger. The reason can be explained as Fig. 9: when the value of  $\overline{\varepsilon_{cl}}$  is relatively small, the increment of it can significantly increase the volume of flow channel (from the blue line to the purple one in Fig. 9). When

Table 1  
The experiment results and the relative error of the model

Sample number	$\overline{\varepsilon_{cl}}$	$\overline{\varepsilon_{cc}}$	$(k_f w)_1$	$(k_f w)_2$	relative error
1	1.8325	2.9863	2662	2652	0.0038
2	1.8084	2.9845	2623	2612	0.0040
3	1.4719	2.4957	2546	2663	0.0459
4	1.4659	2.5072	2526	2616	0.0357
5	1.4149	2.2314	2959	3035	0.0257
6	1.5978	2.5963	2806	2875	0.0247
7	1.3341	1.9984	3329	3219	0.0330
8	1.2701	1.8549	3310	3165	0.0438
9	1.3171	2.0132	3012	3050	0.0127
10	1.2698	1.793	2975	3380	0.1362

Table 1 shows the experiment data and the relative error of the model, where  $(k_f w)_1$  is the initial conductivity from experiments and  $(k_f w)_2$  is calculated by the Equation 4.

## Conclusions

(1) The values of the relative error are between 0.38% and 13.62%, which show a good correlation between the model and the test data and indicate that the new parameters are appropriate for the characterization of the rough surface of the acid fracture.

(2) The new parameters can also offer a good explanation of the flow channels along the fracture.

(3) This paper has not studied the rate of conductivity change with closure pressure, because it is still necessary to find a new parameter which is more appropriate than the embedment strength to explain the mechanical properties of acid rock.

### References

1. Rodrigues, V.F., Medeiros, A.C.R. 2011, Limits of Acid Fracture Conductivity Correlation Improvement Through Acid Fracture Surface Characterization, Offshore Technology Conference Brazil held in Rio de Janeiro, 4-6 October 2011.

2. Rodrigues, V.F. 2011. Acid-Fracture Hydraulic Conductivity Correlations Based on Tridimensional Surface Characterization. PhD dissertation. LENEP/UENF, Macaé, Rio de Janeiro. Brasil (in Portuguese).

3. Swan, G. 1983. Determination of Stiffness and Other Joint Properties from Roughness Measurements. *Rock Mechanics and Rock Engineering* 16(1): 19-38. doi: 10.1007/BF0103026.

4. Ruffet, C.S., Féry, J.J., and Onaisi, A. 1997 Acid-Fracturing Treatment: A Surface-Topography Analysis of Acid-Etched Fractures To Determine Residual Conductivity. Paper SPE 38175 presented at the SPE European Formation Damage Conference, the Hague, 2-3 June.

5. Joel, E.O., U. of Oklahoma Pourmnik, Maysam, Does Rock Really Weaken During Acid Fracturing Operations? 142389-MS SPE Conference Paper - 2011.

**WENCHAO JIANG, ZHONGBIN YE, SHAOHUA GOU**

*School of Chemistry and Chemical Engineering,*

*Southwest Petroleum University, Republic of China*

**XIANGJUN LIU, LIXI LIANG, WEI ZENG, KUN LIU**

*State Key Laboratory of Oil and Gas Reservoir Geology and Exploitation,*

*Southwest Petroleum University, Republic of China*

## **CARBOHYDRATE MODIFIED POLYACRYLAMIDE AS EFFECTIVE INHIBITOR FOR SHALE HYDRATION**

### **Abstract**

Clay hydration and swelling, especially for shale gas, which would be encountered in over 70% of the formations faced in drilling operations, can have an adverse impact on the prospecting and development of oil and gas reservoirs, representing an increasing challenge to scientific research and industry. Most of traditional methods for clay swelling inhibition are the use of potassium chloride (KCl) and partially hydrolyzed polyacrylamide (HPAM) as clay swelling inhibitor which unfortunately has been confirmed to be effective and environmentally unacceptable. The aim of present study was modifying the polyacrylamide with carbohydrate, i.e.,  $\beta$ -cyclodextrin, and yielding a better performance of clay swelling inhibition. The essential features of modified copolymer have been characterized by infrared spectroscopy (IR), and proton nuclear magnetic resonance spectroscopy ( $^1\text{H}$  NMR). And the shale hydration inhibition has been evaluated by the expansion of interlayer spacing of montmorillonite measured with X-ray diffractometry (XRD) and by the indentation hardness of the shale.

Key words: shale hydration inhibition, polyacrylamide, carbohydrate modification

### **Introduction**

During oil and gas exploration and production, serious problems are frequently encountered in shale formations, which contain a high fraction of clay minerals such as smectites. These clay minerals immediately take up water from the operating fluid, resulting in rapid swelling and dispersion of the shale. This can lead to wellbore instability, which in the worst case can result in the loss of the drilling assembly, well side-tracks or total abandonment of the well.<sup>1</sup> Oil-based drilling fluids do not cause shale swelling, as they exclude additional water from the wellbore. Such fluids, however, are environmentally unacceptable and are particularly hazardous to marine ecosystems.<sup>2</sup> Therefore, the development of swelling inhibitors with improved effectiveness and environmental profile is an increasing interesting area of oilfield chemistry.

It is believed that high molecular weight polymers, such as HPAM and modified polyacrylamides can prevent osmotic swelling of clay and keep the rock strength by encapsulating clay particles hindering the ingress of water in the clay interlayer, which is the similar inhibiting mode of the  $\text{K}^+$  cations.<sup>3</sup>

More recently, our research group has reported modular  $\beta$ -cyclodextrin modified polyacrylamides exhibiting remarkable inhibition and synergy with salt. It has been proposed that these polymers may well function as swelling inhibitors by disrupting hydrogen bonding between water molecules and the silica or alumina functionalities on the clay surface. The hydroxyl groups of  $\beta$ -cyclodextrin, which is capable of hydrogen bonding, is

envisaged to compete with water molecules for these sites and also with water hydrating interlayer cations, resulting in absorption on the negatively charged clay surfaces and providing a seal against the ingress of water.<sup>4,5</sup> For extensive study, acrylic polyethers (APEG) which is a type of common shale-inhibitor polyethylene glycols (PEGs) and polypropylene glycols (PPGs) in drilling operations has been copolymerized with modular  $\beta$ -cyclodextrin, i.e., mono-2-*O*-(allyloxy-2-hydroxyl-propyl)- $\beta$ -cyclodextrin (*O*- $\beta$ -CD), acrylamide (AM) and acrylic acid (AA).

#### Materials and instruments

APEG (specification: 1000), AM and AA were used as received. HPAM (hydrolysis degree = 30%,  $M_w = 1.5 \times 10^7$ ). Montmorillonite (MMT, Xinjiang Xiazijie Bentonite, Xinjiang/China). *O*- $\beta$ -CD was synthesized by  $\beta$ -CD and AGE using the method described in an earlier published study.<sup>4</sup>

WQF-520 Infrared spectroscopy, Bruker AV III 400MHz (Bruker BioSpin, Switzerland), X-ray diffractometry (XRD, X'pert PRO, PANalytical B.V., The Netherlands), and RTR-1000 Rapid triaxial rock testing system (GCTS, USA) were applied to characterize and evaluate the obtained copolymer.

#### Results and discussion

Optimum conditions of the synthesis of copolymer

Copolymer AM/AA/APEG/*O*- $\beta$ -CD was synthesized by copolymerization of AM, AA, APEG, *O*- $\beta$ -CD. And the structure is shown in Fig. 1. The corresponding optimal synthesis conditions are established, the initiator concentration is 0.7wt%, the solution pH value is 7, the reaction temperature is 35 °C, the weight ratio of monomers is AM: AA: APEG: *O*- $\beta$ -CD=6.975: 2.5: 0.5: 0.025.

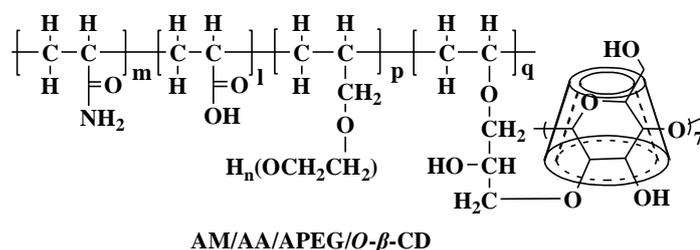


Fig. 1. Structure of AM/AA/APEG/*O*- $\beta$ -CD.

Characterizations of copolymer AM/AA/APEG/*O*- $\beta$ -CD

In the IR (WQF-520 Infrared spectroscopy) spectrum (Fig.2a) of AM/AA/APEG/*O*- $\beta$ -CD, peaks at 3450  $\text{cm}^{-1}$  and 3219  $\text{cm}^{-1}$  belonged to  $\text{NH}_2$  and OH groups, respectively. The absorptions at 1322  $\text{cm}^{-1}$ , and 1120  $\text{cm}^{-1}$  were assigned to the C-O stretching vibration.  $^1\text{H}$  NMR (Bruker AV III 400MHz, D<sub>2</sub>O, Fig.2b):  $\delta$  1.60 (a, 2H), 2.18 (b, 1H), 3.66-3.76 (c, 2H), 5.58-5.59 (d, 1H), 5.613-5.617 (e, 1H), 5.76-5.94 (f, 2H), 5.98-6.25 (g, 2H). Obviously, the above data agree well with the structure of AM/AA/APEG/*O*- $\beta$ -CD.

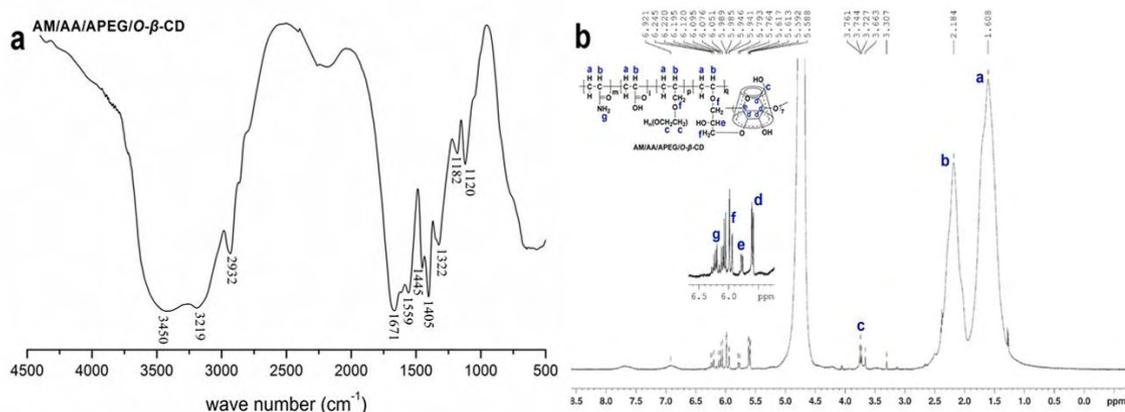


Fig. 2. IR and  $^1\text{H}$  NMR spectra of AM/AA/APEG/*O*- $\beta$ -CD.

Interlayer spacing of MMT and indentation hardness of the shale

The interlayer spacings of MMT in different aqueous formulations were investigated by X-ray diffractometry. The result of XRD analysis is shown in Table. 1. According to the data, the obtained copolymer could inhibit the hydration and swelling of MMT by the reduction of interlayer spacing, compared with the other formulations. It is clear that the addition of copolymer can improve the indentation hardness of the shale by the indentation hardness data.

The data of interlayer spacing and indentation hardness

Formulation	Interlayer spacing (Å)	Maximum load(KN)	Indentation hardness(MPa)
MMT/shale	12.6339	2.1831	490.72
MMT/shale-pure water	18.9532	0.5795	130.26
MMT/shale -KCl (10 wt %)	15.4582	1.8677	419.82
MMT/shale -CaCl <sub>2</sub> (10 wt %)	18.1523	1.7172	385.99
MMT/shale -NaCl (10wt %)	15.8745	1.2463	280.14
MMT/shale -Copolymer	16.6657	1.5968	359.92
MMT/shale -Copolymer-KCl (10 wt %)	15.2804	1.9932	448.02
MMT/shale -Copolymer-CaCl <sub>2</sub> (10 wt %)	17.6657	1.4426	324.27
MMT/shale -Copolymer-NaCl (10 wt %)	15.7628	1.1546	259.54

### Conclusion

The carbohydrate modified polyacrylamide AM/AA/APEG/*O*- $\beta$ -CD could significantly inhibit the hydration and swelling of shale. And the enhanced effectiveness of clay swelling inhibition could be obtained by the reduction of interlayer spacing expansion of MMT and keeping indentation hardness of the shale.

### Acknowledgments

The authors thank the National Natural Science Foundation of China (Nos. U1262209) for financial support.

### References

1. Boek, E.S.; Coveney, P.V.; Skipper, N.T. *Journal of the American Chemical Society* 1995, 117, 12608-12617.
2. Suter, J.L.; Coveney, P.V.; Anderson, R.L.; Greenwell, H.C.; Cliffe, S. *Energy & Environmental Science* 2011, 4, 4572-4586.
3. Bains, A.S.; Boek, E.S.; Coveney, P.V.; Williams, S.J.; Akbar, M.V. *Molecular Simulation* 2001, 26, 101-145.
4. Liu, X.J; Jiang, W.C; Gou, S.H; Ye, Z.B; Feng, M.M; Lai, N.J; Liang, L.X. *Carbohydrate Polymers* 2013, 96, 47-56.
5. Liu, X.J; Jiang, W.C; Gou, S.H; Ye, Z.B; Luo, C. *Journal of Applied Polymer Science* 2013, 128, 3398-3404.

**LIE KONG, LIJUN YOU, CAILIN WEN, YILI KANG**

*State Key Laboratory of Oil and Gas Reservoir Geology and Exploitation,  
Southwest Petroleum University, China*

## INFLUENCE OF SLIP EFFECT ON EVALUATING GAS FLOW VELOCITY SENSITIVITY OF TIGHT SANDSTONE

**Abstract:** Gas velocity sensitivity is an important phenomenon during tight gas reservoir exploitation owing to its rich silk-like illite. However, there are few standards developed for evaluating gas velocity. Due to slip effect of tight sandstone, several experiment methods published for evaluation of gas flow sensitivity focus on trying to weaken the slip effect. Based on slip effect mechanism, this paper analyzed methods such as industry standard method, liquid velocity sensitivity conversion method, twice-comparison velocity sensitivity method and back stepping method, and clarified their problems applying for the fractured tight reservoirs. Klinkenberg correction which may trigger particle migration is inapplicable for gas velocity sensitivity evaluation. It should consider slip effect and in situ conditions to optimize drawdown pressure.

### 1 Introduction

Velocity sensitivity (VS) of reservoir rock is the phenomenon of rock's permeability reduction induced by fine migration and throat block due to fluid flow. While the main flow medium for gas reservoir is gas. Whether VS exists under different pressure difference (PD) remains unclear. When gas flows through porous media, slip effect and VS will reduce the apparent permeability with increasing PD. There remains no standard method for gas VS evaluation owing to difficulties alone measuring VS's contribution to permeability decrease. VS evaluation experiment aims to know the relationship between reservoir permeability and flowrate. So how to evaluate gas VS is an urgent problem for determining the rational production rate of gas fields.

This paper introduces the current methods: the industry standard method, the liquid VS conversion method,

the twice-comparison VS method and the back stepping method. Then analyzes the applicability of these methods; And gives suggestion on gas VS experiment method.

## 2 Analysis of Gas VS Experiment Method

### a) The industry standard method

The experiment medium for industry standard method is liquid. It uses formation water or standard salt water to measure permeability with increasing displacing pressure. The critical flow velocity is the flow velocity when permeability drop equals 5% <sup>[1]</sup>.

The industry standard method uses liquid medium instead of gas, failing to simulate gas's slip effect, which will decrease evaluation accuracy. Since the flowrate will be so small for unconventional tight reservoir, there will be great errors using this method.

### b) The liquid VS conversion method

This method is based on the industry method. It needs to transfer the liquid-measured VS to gas ones. For liquid and gas percolation, one can get formula (1) and (2), respectively.

$$v_s = \frac{8640K(p_1 - p_2)}{\mu_s L} \quad (1)$$

$$v_g = \frac{8640Z_a T_a K(p_1^2 - p_2^2)}{2\mu_g Z p_a T L} \quad (2)$$

Suppose the PDs in formula (1) and (2) equal. One can get the saltwater-gas flowrate conversion equation <sup>[4]</sup>:

$$v_g = \frac{Z_a T_a \mu_s (p_1 + p_2)}{2\mu_g Z p_a T} v_s \quad (3)$$

Where:  $K$ ,  $K_g$ -permeability, gas permeability,  $\mu\text{m}^2$ ;  $v_s$ -the flowrate of fluid, m/d;  $p_1$ ,  $p_2$ - the inlet and outlet pressure of core, MPa;  $L$ -the length of core, cm;  $\mu_s$ -viscosity of saltwater, mPa·s. The disadvantages:  $\bar{\alpha}$  It ignores the influence of slip effect;  $\beta$  Formation water data are hard to obtain for some non-water-producing reservoirs;  $\beta$  The evaluation may be inaccurate with wettability difference in rock mineral-gas, rock mineral-liquid;  $\chi$  It brings errors like the standard method. And for tight sample, if reduce the error by increasing flow pressure, it needs to add the confining pressure of core holder. For fractured samples, this will bring stress sensitivity problems <sup>[4-6]</sup>.

### c) The twice-comparison VS method

The medium in the twice-comparison VS method <sup>[7]</sup> is gas. It needs to twice perform displacement on a same core sample. In the first and a repeated displacement experiment, it needs to measure gas permeabilities with increasing flowrates and plot the relationship curves (Fig. 1). The method explains: since the maximum flowrate firstly is smaller than the second one, all of the moveable formation fines have migrated. So the measured permeability drop is only triggered by slip effect.

If fine migration occurs only in the first experiment. Radius of pore throats will change after the first experiment, the slip factor and the real flow velocities in two experiments are different <sup>[8-10]</sup> which cannot be eliminated by simply subtraction.

### d) The back stepping method

In this method, one needs to plot the gas permeability vs. reciprocal of average inlet and outlet pressure curve (Fig. 2). Then back step the line section of curve 1 to get curve 2 (Fig. 2). This method thinks that fine migration occurs only under a low flowrate. So the difference at the left parts of two curves is VS's contribution <sup>[11]</sup>.

In fact, when the VS exists, the fines may be removed from the outlet for core which is velocity sensitive, leading to a permeability increase. This trends to make curve 1 rise up from curve 2. One can only get a downward curve without a straight part if VS occurs in low pressure. And the method ignores other factors that may also lead to the same result such as turbulent flow or high speed non-Darcy flow under higher pressure. Then the calculated

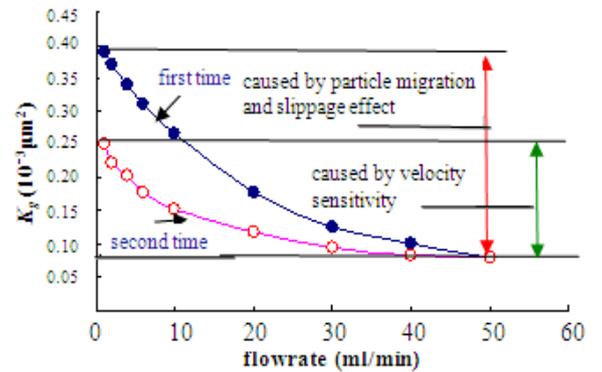


Fig. 1. Gas velocity sensitivity damage mechanism <sup>[7]</sup> (according to ZENG Wei, et al 2009)

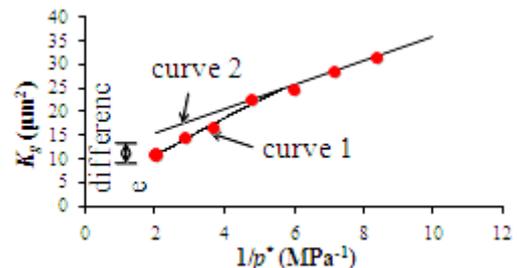


Fig. 2. Gas permeability ( $K_g$ ) vs. reciprocal of average inlet and outlet pressure ( $1/p^*$ ) relationship curve

permeability will be smaller than its real value using Darcy's formula, leading to the falling of curve 1.

### 3 Discussion

#### a) VS of gas reservoir

Formation fines of medium-high permeability gas reservoir usually fill in pores or loose cement on pores' surface. The fines may plug pore throats in high flowrate. Rock particles may even be displaced under high flowrate causing sand production, like Quaternary of Sebei gas field, China.

Various kinds of clay mines exist in pores of tight gas reservoirs with complicated shapes such as illite with fibrous, hair-like shapes. Whether fine migration will occur to plug throat to cause VS damage under high flowrate remains unclear since there isn't a scientific method to evaluate gas VS. For tight gas reservoir being rich in natural fractures, the fracture is a vital bridge between pore throat and hydraulic fracture or wellbore<sup>[12]</sup>. So it is worth further exploring whether VS damage exists or not. And during hydraulic fracturing, new formation fines may be induced<sup>[13]</sup>. These fines may flow with high-velocity gas to plug fractures to cause a decrease in fractures' flow conductivity.

#### b) Slip effect & gas reservoir damage evaluation

How to conduct single factor analysis and evaluate single factor's influence on percolation have become difficult problems due to the complex flow mechanism in micro or nano pore. The evaluated gas VS results based on gradually increasing flowrate are mixed with slip effect's contribution. How to weaken the contribution needs more research work. Li and Dong et al (2004) experimentally found increasing outlet pressure of cores with the permeability of  $0.0053 \sim 0.25 \times 10^{-3} \mu\text{m}^2$  by  $0.68 \sim 7.16 \text{MPa}$  can work<sup>[14]</sup>.

YOU et al (2013) defined the outlet or pore pressure under which the gas permeability trends to a steady value as limit pressure. And they proposed, for tight cores samples, the PD's influence on gas permeability could be ignored when the outlet pressure increased to limit pressure. The slippage factor was less than 0.05 and the permeability waved ranging within 3% under this condition. The limit pressure equals to a quarter of the displacement pressure for tight sandstone samples from Sulige gas field<sup>[15]</sup>. Consequently, one can consider setting outlet pressure as limit pressure to eliminate slip effect when conducting gas velocity evaluation.

#### c) Determination of rational production drawdown pressure of gas reservoir

VS, stress sensitivity, high-speed non-Darcy flow, and condensate gas reservoir's liquid trapping are caused by too large production PD. Too large PD in gas production process can neither get higher production nor avoid these phenomena above. And it may cause serious consequences such as sand production for high permeability loose sand gas reservoir. It needs to consider factors such as VS, stress sensitivity, high-speed non-Darcy phenomenon, lift-drainage and aqueous phase trapping damage to optimize production PD for aqueous phase trapping damaged gas reservoirs.

Currently, the testing technology under a simulated HTHP and downhole back pressure has been mature with the fast development of experiment equipment. One can optimize production PD by experiment simulation after considering these above factors.

### 4 Conclusion

(1) The evaluated gas VS results may be inaccurate using liquid owing to wettability difference in rock-gas, rock-liquid, particle-gas, and particle-liquid;

(2) The evaluated gas VS results based on gradually increasing flowrate are mixed with the contribution of slip effect.

(3) The mechanism of gas percolation is complex and the factors leading to the decrease of measured gas permeability are various. One should set out experimental carefully and analyze the results objectively during gas VS evaluations.

### References

1. SY/T5358-2002, Formation damage evaluation by flow test [S]. Beijing: Petroleum Industry Press, 2002.
2. Klinkenberg L J. The permeability of porous media to liquids and gases [J]. API Drilling and Production Practice, 1941: 200-213.
3. Li Zhiping, et al. Analysis method for gas reservoir cores' rate-sensitive experimental data and its applied research [J]. Drilling & Production Technology, 21 (6), 1998: 31-32.
4. Abdelaziz Khlaifat, et al. Deviation from Darcy's flow in fractured tight gas sand reservoirs, SPE149122, presented at SPE/DGS Saudi Arabia Section Technical Symposium and Exhibition, 15-18 May 2011, Al-Khobar, Saudi Arabia
5. Du Xinlong, et al. Controlling factors of stress sensitivity in low-permeability reservoirs[J]. Natural Gas Geoscience, 2010, 21(2): 295-299.
6. You Lijun, et al. Stress sensitivity of fractured tight gas sands in consideration of fractures and water saturation. Journal of China University of Petroleum, 2006, 30(2): 59-63.
7. Zeng Wei, et al. Correcting gas slippage effect in gas speed sensitivity experiment[J]. Drilling & Production Technology, 2009, 32 (4): 46-48.
8. Zhu Guangya, et al. A study of slippage effect of gas percolation in low permeability gas pools [J]. Nature Gas Industry, 2007, 27(5): 44-47.
9. Xiong Wei, et al. An experimental study on the percolation characteristics of single phase gas in low

and ultra-low permeability sandstone gas reservoirs [J]. *Nature Gas Industry*, 2009, 29(9): 75-77.

10. Yang Jian, et al. Characters of micro-structure and percolation in tight sandstone gas reservoirs [J]. *Advances in Mechanics*, 2008, 38(2): 229-235.

11. Wang Youfu, Le Taotao. A new method for experimental evaluation on gas flow velocity sensitivity based on gas formation rocks [J]. *Nature Gas Industry*, 2009, 29(10): 80-82.

12. You Lijun, Kang Yili. Aqueous capillary imbibition behavior management in fractured tight gas reservoirs [J]. *Advances in Earth Science*, 2013, 28(1): 79-85.

13. Chen Jinhui, et al. Study on the reservoir damage by particle migration induced by rock fracturing [J]. *Drilling Fluid & Completion Fluid*, 2010, 27(3): 17-19, 22.

14. S. Li, et al. Measurement and revised interpretation of gas flow behavior in tight reservoir cores, *Journal of Petroleum Science and Engineering*, vol. 65, no. 1-2, pp. 81-88, 2009.

15. You Lijun, et al. Pore Structure and Limit Pressure of Gas Slip effect in Tight Sandstone. *The Scientific World Journal*, 572140, 2013.

**SUNG-ROCK LEE, SE-JOON KIM, YOUNG-JOO LEE**  
*Korea Institute of Geoscience and Mineral Resources (KIGAM)*

## **R/D STATUS OF OIL AND GAS RESOURCES IN KIGAM: SPECIAL REFERENCE TO NATIONAL GAS HYDRATE PROGRAM IN KOREA**

### **Abstract**

Korea Institute of Geoscience and Mineral Resources (KIGAM) plays a key role in the research and technology development of conventional and unconventional oil and gas deposits, in collaboration domestic and overseas organizations and private sectors nationwide. It covers wide range of basic and applicable work scope such as petroleum geology, basin analysis and reservoir estimations associated with petroleum and gas exploration, development and production. Recently, the research in KIGAM has highly focused on the exploration and production of the unconventional hydrocarbon resources such as shale gas and coalbed methane overseas and offshore gas hydrate in East Sea, Korea. Especially as the gas hydrates are to be evaluated as a new future energy resource globally, Korean government has initiated national research and development program covering fundamental exploration survey for resources assessment in the Ulleung Basin of the East Sea and production technology development. KIGAM integrates research activities in seismic exploration, in-place resources assessment, experimental simulation of large scale of production system development and environmental assessment in collaborating nation-wide and international organizations.

### **Conventional oil and gas prospecting and development**

Although a wealth of seismic surveys and drilling for hydrocarbon resources were carried out in Korean waters from 1970's, we could not find recoverable oil and gas resources onland and offshore area. However, we could find economic offshore gas field for the first time in East Sea, Korea in 1998. Since the commercial production of natural gas (Donghae -1 gas field) from East Sea in 2004 has started, the continuous surveys with 2D/3D data acquisition and modeling with basin structural analysis have been carried out to understand the petroleum system and to find additional gas reserves in the Korean continental shelf.

### **Unconventional oil and gas prospecting and development**

The KIGAM also put lots of emphasis on the research of the unconventional resources such as shale gas, coalbed methane (CBM) and oil sand. As there may be no domestic conventional gas and oil resources onland, it is required to cooperate with overseas agencies and to support technical aspects of production technology development, characterization, simulation and evaluation of unconventional oil and gas reservoirs. The shale gas issues are affecting to the global energy demands and supply, therefore, KIGAM has recently initiated to develop technologies for the characterization and evaluation of shale gas reservoir and to identify the feasibility of shale gas resource in domestic terrestrial basins. Also for the coalbed methane, KIGAM and KOGAS (Korea Gas Corporation) intend to develop technologies from exploration to commercial production in the Indonesian CBM gas fields. Coal reservoir characterization using existing oil and gas seismic and logging data, and field investigation were conducted by several organizations and optimum exploration well site was recommended.

### **National gas hydrate research and development program**

As the gas hydrate can be an emerging as a new energy source due to its enormous abundance worldwide, Korean government and research organizations had a deep concern to elucidate the possibility of its abundance in the offshore Korean waters. The first gas hydrate research in Korea began by KIGAM in 1996, which was focused on laboratory synthetic experiments, collection and review of the basic knowledge on gas hydrate, and re-evaluation of previous seismic data initially obtained for hydrocarbon resources exploration in the southern part of the Ulleung Basin of the East Sea, Korea. During 1997-2004, regional marine geophysical and geological surveys were carried out to study the gas hydrate potentials, and KIGAM has confirmed the existence of indirect gas hydrate indicators including bottom simulating reflector (BSR) from seismic profiles and shallow coring in the Ulleung Basin.

Since the government has established GHDO (Gas Hydrate Research and Development Organization) and

implemented 10-year national gas hydrate program in 2005, the KIGAM and incorporating organizations participating in research and development were seeking to determine the gas hydrate presence and develop methods for delineation of gas hydrate accumulations and prospects in the Ulleung Basin, and for the appropriate optimal production technology development for the future offshore production test. To make sure of gas hydrate existence and assessment of the resource potentials and to find out the suitable production test site, two expeditions for deepwater drilling in the Ulleung Basin were successfully completed in 2007 and 2010, respectively. Through the 2<sup>nd</sup> drilling expedition, KIGAM could produce a wealth of new data to assess the distribution and in-place gas hydrates resources in the basin, which are fundamental information needed for the resource assessment and test drilling site selection. Based on the previous results until 2012, the government extended the 10-year national plan over 2 years more until 2016. The followings are our main objectives which would complete for the production test aimed at the time of 1<sup>st</sup> half of 2015.

1) Compilation and evaluation of all the data and conduction of shore-based analysis of cores and field data,

2) Assessment of the geologic controls and gas hydrate petroleum system on the occurrence and distribution of gas hydrates in the production test area,

3) Interpretation of existing 2D/3D seismic, logging data and advanced seismic inversion techniques including sequence stratigraphy studies to understand the mechanisms controlling potential sand-rich reservoirs of turbidite formations,

4) Experimental simulation and modeling with 3D large scale system for monitoring the behavior of hydrates dissociation in-situ condition of hydrates formation. For engineering aspects of production modeling and test operation design that will be required to produce gas from hydrate-bearing sand reservoirs using the depressurization method, the accurate and advanced reservoir model and appropriate operational scheme should be developed for the production test,

5) Baseline study and environmental impact assessment (seafloor disturbance and subsidence, detection of methane gas leakage around well, gas leakage, discharge of production water, diffusion of drilling mud and etc) which may be occurred before/during/after the gas hydrate production test.

**JIJIA LIAO, XIUCHENG TAN, QINGSONG XIA, DAN LIN**

*Institute of Resources and Environment,  
State Key Laboratory of Oil and Gas Reservoir Geology and Exploitation,  
Southwest Petroleum University, China*

**BING LUO**

*Geological Exploration and Development Research Institute;  
PetroChina Southwest Oil and Gas Field Company, China*

## **NEW MAPPING METHOD OF LITHOFACIES PALAEOGEOGRAPHY FOR "WHOLE BASIN FULL OF SAND" SEDIMENTARY STRATA**

### **1 Introduction**

Lithofacies palaeogeography(LP) controls basic elements of combination of hydrocarbon accumulation and distribution of oil and gas resources. Development and distribution of stratigraphic traps and lithologic traps change by the change with Paleogeographic condition(Zhu Xiaomin, Yang Junsheng, Zhang Xilin, 2004). Currently, "sequence - LP mapping" is widely used and domestic scholars have done a lot of research work(Chen Hongde, HOU Mingcai, LIN Liangbiao, et al, 2010). At present, the focus of LP maps is establishing isochronous stratigraphic framework on the principle of sequence stratigraphy. The selected single factors are still sandstone thickness, sandstone thickness/strata thickness ratio(S/D), etc. and then through drawing the isograms of sandstone thickness, S/D and other factors, the LP map is able to achieve (Hou Zhong-jian, Chen Hong-de, TIANJing-chun, et al, 2001; Roger G W, 1992; Feng Zengzhao, 2004; Tian Jingchun, Chen Hongde, Qin Jian-xiong, et al, 2004). For sand-rich strata, the S/D is large and the plane of differentiation is small, to draw flat distribution of sedimentary microfacies and predict favorable zones of skeleton sand bodies is difficult (Yin Taiju, Zhang G Changmin, Gong Fuhua, et al, 2008; Yu Xinghe, Li Shengli, 2009).

In this study, the author took SQ3 HST of Xujiache formation of Moujiaping-Baohua region in Sichuan Basin in China(sandstone evenly distributed in large area) as the example, and the author propose a new mapping method of LP on basis of stacking patterns of sand bodies, and explore a new method of compiling sedimentary facies for whole basin full of sand strata.

### **2 Application of traditional map compilation methods**

For current sequence - sedimentary facies map compilation, "lithology" is often used as one of the important single factor to draw sedimentary facies. For sandstone strata, comprehensively superimposing the isograms of "sand thickness" and "shale thickness" or "S/D" can reconstruct paleogeography and predict sand distribution(Yu Xinghe, Li Shengli, Li Shunli, 2013; Zhu Rukai, Zhao Xia, Liu Lihong, et al, 2009; Gao Hongchan, 2007; Zheng

Rongcai, Ye Tairan, Zhai Wenliang, et al, 2008). Using the current mapping method, the author launched sequence - LP mapping test for SQ3 HST of Xujiache Formation of Moujiaping-Baohua Region in Sichuan Basin.

Xujiache Formation of Sichuan Basin is a set of lacustrine strata formed in Late Triassic, which has six lithology members from the bottom upward, and the main lithology of the members 2, 4 and 6 is sandstone which widely distributed in the whole basin. In this article, after dividing sequence stratigraphy and establishing stratigraphic framework, the author selects the interval of whole basin full of sand -SQ3 HST of Xujiache formation of Moujiaping-Baohua region-as mapping unit, add up thickness of the other strata and internal sandstone, and calculate "S/D". After compiling "S/D" contour map, combining with features of shale thickness distribution, SQ3 paleogeographic map of lake retreat is reconstructed.

Studies suggest that almost all the "S/D" of SQ3 HST of Xujiache formation of Moujiaping-Baohua region are over 0.75, with an average of about 0.85, some areas even up to 0.95. The entire region presents sand-rich features in large area, and the plane of differentiation is small. On the basis of previous studies (Xiucheng Tan, Qingsong Xia, Jingshan Chen, et al., 2013; Lin Liangbiao, Chen Hongde, Jiang Ping, et al., 2006), combining with core observation, the author holds that the sandstone is formed in braided river delta system, to be more precise, in delta plain distributary channels.

The article selects "S/D"=0.75 as criteria to divide development area of braided river delta plain distributary channels from sub-development area. Studies show that, for SQ3 HST of the "whole basin full of sand", the paleogeographic map of this method can only distinguish development area ("S/D">0.75) from sub-development area ("S/D"<0.75).

### **3 Mapping method based on the "stacking patterns of sand bodies"**

Since mapping on sequence - LP can guarantee isochronous stratigraphic (Xue Liangqing, 1997), the new method still applies it to predict high-quality sand. Considering the different causes of sandstone, the new method applies the "main distributary channels sandstone bodies" and "secondary channels sandstone bodies" as single factors to participate in map compilation instead of the "sandstone".

This article selects the main distributary channels as mapping sedimentary units. The differences of logging response characteristics between main and secondary distributary channels are visible. GR curves of the main's are often rounded box or bell-shaped, and the GR curves of the secondary's are teeth of the box or bell-shaped, partially serrated or even finger-shaped. Therefore, this study uses technology of electrofacies recognition to differentiate stacking patterns of sand bodies, and accurately extract the sandstone bodies of the main river channels from thick sandstone.

After analyzing stacking patterns of sand bodies, skeleton sandstone bodies which can effectively reflect the hydrodynamic information were extracted. According to the mapping method displaying above, we took Xujiache SQ3 HST in Moujiaping-Baohua region as an example to draw sedimentary facies. Based on previous research (Liu Jinhua, Zhang Shiqi, Sun Yaoting, et al, 2007) and analysis of core and electrofacies, we counted thickness of sand and argillite in the main distributary channels of Xujiache SQ3 HST each well, and then drew up isograms of sand thickness, S/D and mudstone thickness of the main distributary channels. In order to fix the border of sedimentary facies and improve the accuracy of maps, all of the isograms were used as subsidiary materials for mapping sedimentary facies distribution. Finally, we fixed distribution of microfacies and predicted the high quality sandstone bodies.

Sedimentary microfacies plane distribution diagram of Xujiache SQ3 HST shows that braided river delta plain subfacies is a significant characteristic in the region. During the period, the study area was relatively flat, sloping slightly to the northwest depositional topography, with influence of multi-provenance injecting from south and southeast and well development of braided channels, channels sand diffused to the entire region, the microfacies, such as the main distributary channels, the secondary distributary channels and the interdistributary, crisscrossed in the whole region.

### **4 Evaluation of sand bodies prediction**

The correlation coefficient of cumulative thicknesses of main distributary channels sand and reservoir is up to 0.81, which demonstrates that the main distributary channels sand and reservoir has a high correlation, in other words, it has high reliability to predict high quality sand of Xujiache formation using the main distributary channels sand. The mapping method of sequence - LP on "stacking patterns of sand bodies" can apply to predict high quality sand bodies. Especially for the "whole basin full of sand" strata, the method has high practicability and maneuverability, for it breakthroughs limitation of traditional means to predict high-quality sand which base on "S/D".

### **5 Conclusions**

1) Traditional mapping method of sequence - LP on "S/D" can only distinguish distributary channels of main developmental area from the secondary in "whole basin full of sand" strata of Xujiache formation. It is difficult to predict high quality sand bodies.

2) Mapping method of sequence - LP on "stacking patterns of sand bodies" is presented, and the core applies a new factor - "sandstone of main distributary channels" - to replace traditional "sandstone" as map compilation factor.

3) The new method has high reliability to predict high quality sand bodies. The mapping method completely breakthroughs limitation of traditional mapping for paleogeography to predict high quality sand bodies for the "whole basin full of sand" strata.

**Acknowledgements**

The data used in this study have been provided by Shunan Gas Field of PetroChina Southwest Oil and Gas Field Company. We acknowledge this company for its support and permission to publish.

**IOANA PETRE, MARCU MARIEA**

*University of Petroleum and Gas, Ploiesti, Romania*

**SOME ASPECTS REGARDING NATURAL FLOWING WELLS OPERATING REGIME**

Natural flowing represents the first production system applied to a well when the energy is enough to bring the fluids to surfaces.

Natural flowing system is the cheapest production system because it is applied regardless of the well profile and it has the simplest bottom and surface equipment.

During the exploitation, the reservoir energy decreases, being required to change the production system, with another that use an external energy source, in order to bring the reservoir fluids to the surface and to the separation installation.

**IPR Curves**

IPR curves describes the fluid flow in the reservoir and the well production capacity. They are used to optimize the operating regime of the production wells through nodal analysis.

The allure of the IPR curve depend of the flow type through reservoir. In the case of the single phase flow, the IPR curve is represented by a straight line with the slope that depend of productivity index value(fig.1b). Also, for two phase flow, the IPR curve has the parabola shape(fig.1a).

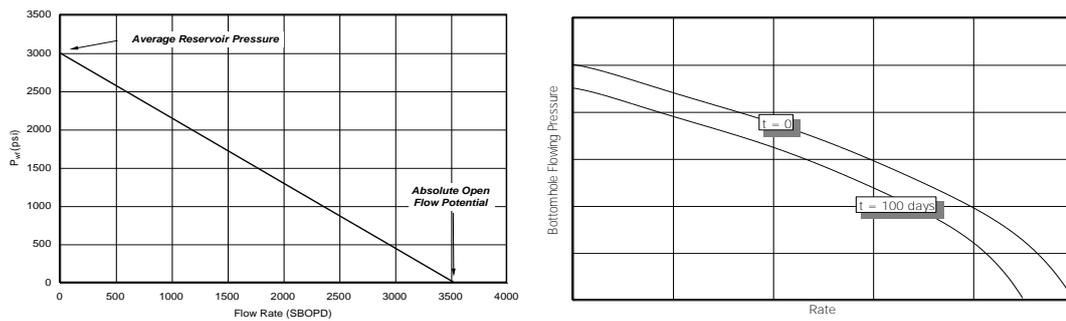


Fig.1. IPR curves; a. for single phase flow, b. for two phase flow

**Upward multiphase-flow in the tubing**

Fluid flowing through tubing is generally heterogeneous, the physical properties of the fluid varying with the pressure. Also after the gas leaves the solution, oil become more viscous, modifying thereby the friction coefficient and slippage phenomenon occurs.

The slippage phenomenon occurs because there is a difference between the specific density of the gas and liquid.

Gases are lighter and tend to slip through the liquid so that the gas absolute speed at a fixed point is higher than the absolute speed of liquids. Consequently, the upward two phase flow patterns in the tubing are:

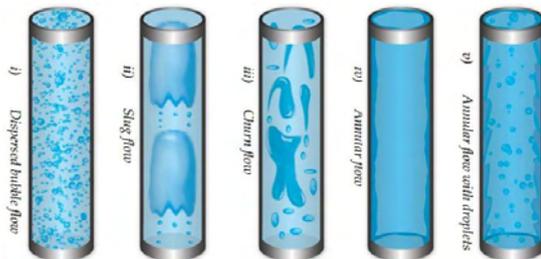


Fig. 2. Upward two phase flow patterns through tubing

bubble flow, slug flow, slug-annular transition or foam flow and annular- mist flow.

**Methods for determining the pressure gradient**

After identifying the flow regime in case of upward fluid flowing through the production tubing, the problem is to determine the pressure gradient which represent the pressure drop expressed in (N/m) reported to one meter of the production tubing.

The principal parameters that influence the pressure gradient values are: gas flow, liquid flow, tubing

diameter, features physical of the fluids and the flow pressure.

The pressure gradient has the following components: static gradient; gradient due to friction and gradient due to acceleration. Many researchers have developed the different methods to determine the pressure gradients, but it is necessary to compare all the time the calculations results with the measured data.

### Nodal analysis

Nodal analysis requires plotting of the IPR curve and the equipment performance curves on the same diagram; their intersection points being, in fact, the operating points.

### Study of the parameters that influence the operating regime of a natural flowing well

For the study were considered two types of well completions:

- Open hole
- Cased and perforated hole

In case of an open hole, it was considered the following work scenarios:

- variation of the damaged zone permeability;
- variation of the damaged zone diameter.

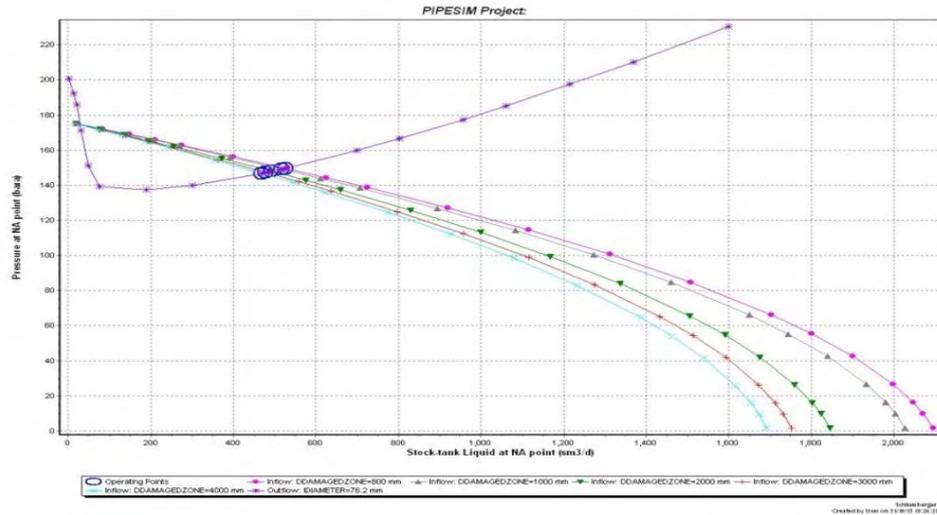


Fig.3. The influence of damaged zone diameter on IPR curves

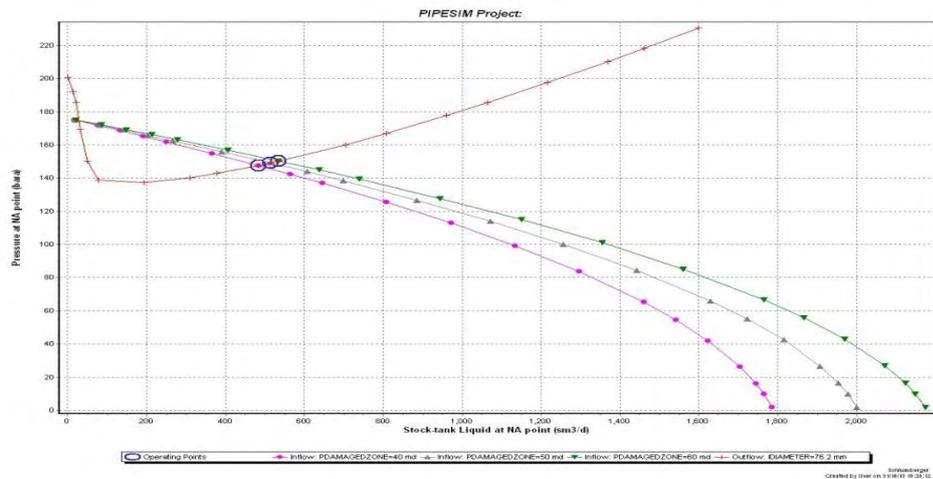


Fig 4. The influence of the damaged zone permeability on IPR curves

The diagram analysis from above, ensure that the extension of the damaged zone diameter and the decreasing of damaged zone permeability lead to decreasing production of the well.

In case of cased and perforated well, it was considered the following work scenarios:

- variation of the perforation angle.
- variation of the perforations length;

Calculation results are shown in the figures below.

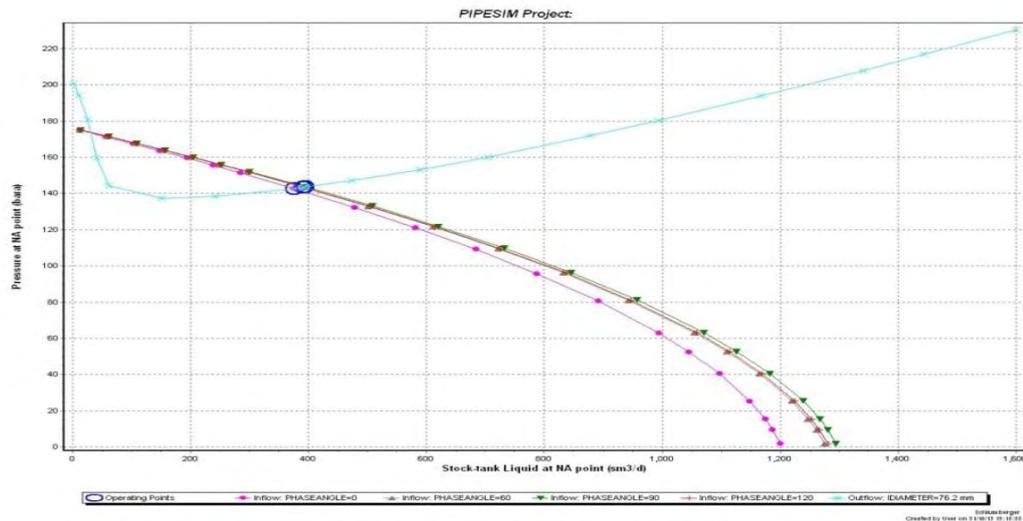


Fig. 5. The influence of the perforation angle on IPR curves

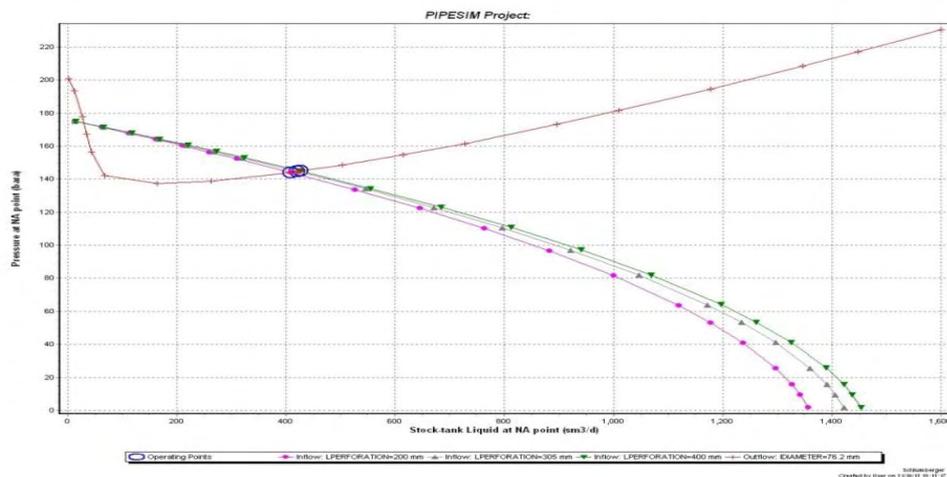


Fig.6. The influence of perforation length on IPR curves

The diagrams analysis above shows that:

-If the phase angle is equal to zero, the subsequent production of the well is decreased. Also if the pressure is higher, the phase angle doesn't influence more than when its zero. It reveals that it has a relatively small influence on IPR curves special for high pressure.

When the length of the perforation increases, even the perforation of the wells is better. Also it is noticed that at high pressure the perforation length has a small influence on IPR curves.

### Conclusions

Natural flowing is the cheapest production system and has the simplest bottom and surface equipment.

To analyze the production system in natural flowing, it was taken into account the fluid flow, upward multiphase -flow in the tubing, pressure gradient and nodal analysis.

There have been presented the study of the parameters that influence the operating regime of a natural flowing well. It was considered two types of well completion open hole, and perforated cased hole.

The extension of the damaged zone diameter and the decreasing of damaged zone permeability lead to decreasing of well production.

For the high pressures, the angle and the length of the perforations have a small influence on the IPR curves.

The angle perforation of 90 degree and a big length of the perforations leads to an improvement of the well production capacity.

### References

1. [http://petrowiki.org/Nodal\\_analysis](http://petrowiki.org/Nodal_analysis)
2. Marcu, M. - Extractia Petrolului- Notiuni fundamentale, Editura UPG Ploiesti 2012
3. Marcu, M. Extractia petrolului. Aplicati numerice- Editura UPG Ploiesti 2005
4. <http://brage.bibsys.no/>
5. <https://repositories.tdl.org/>

6. <http://www.simytec.com>

7. <http://www.icheh.com>

8. <https://www.onepetro.org/mslib/servlet/onepetroreview?id=00019852>

**T. SHYROKYKH, R. ABDELAZIZ**  
*TU Bergakademie Freiberg, Germany*

## GEOTHERMAL RESERVOIRS IN GERMANY

### Abstract

Development and exploration of new renewable energy technologies play an important role in a modern society. Geothermal power is of increased interest due to its environmentally friendly, persistent supply and high technical potential. In the following article the analysis of geothermal industry development is done. An overall review of geothermal energy history and analysis of existing reservoirs in Germany are presented based on the available information from the different literature sources.

### Introduction

The history of geothermal power generation originates in 1904, in Larderello (Italy), when Prince P.G.Gonti set up the device which was able to produce electricity from the geothermal steam well. Later on, in 1914, the first commercial geothermal power system connected to the grid, a 250 kW turbo-alternator started operating (DiPippo, 2008). Nowadays, a total of 24 countries generate electricity from geothermal resources. The number of such countries is expected to increase to 46 by 2015 (Bertani, 2012).

Whereas many European Union heat markets still count on heat produced by fossil fuels such as oil, coal and gas, there are already many geothermal energy projects providing heat and electricity to many households in various European countries. Current German electricity market is dominated by fossil fuels. 43% of gross electricity production is supplied by coal, 23% by nuclear power and 13% by natural gas (BMW, 2010). Nowadays German electricity market is facing significant challenges which can be met only by implementing structural changes and considering the sustainability aspects. The studies undertaken by Paschen et al. (2003) and Jung et al. (2002) showed that geothermal power could provide Germany with up to half of its electricity demand.

The objective of the present paper is to give an overview of the current situation worldwide and in Germany in particular. Work considers existing reservoirs and future prospective of geothermal power production in Germany.

### Geothermal resources and potential

In order to depict the situation with geothermal energy potential in Germany it is necessary to define the key terms. Geothermal energy is energy stored in form of heat beneath the surface of the solid earth. 99% of the earth's interior has temperatures hotter than 1000°C, and 99% of the rest is hotter than 100°C. So, geothermal energy is considered as an unlimited renewable source which has a great potential and a lot of advantages:

- stability in price and supply comparative to fossil fuels;
- suitability for connecting to the existing district heating networks;
- continuity and variety of energy supply;
- relatively small land use for geothermal power plants;
- reduced

greenhouse gas emissions for power and heat generations;

- less impact on the contamination of environment comparing with other conventional energy sources.

The major driver of geothermal power industry in Germany is The Renewable Energy Sources Act (Erneuerbare Energien Gesetz, EEG). Before adopting the Renewable Energy Sources Act,

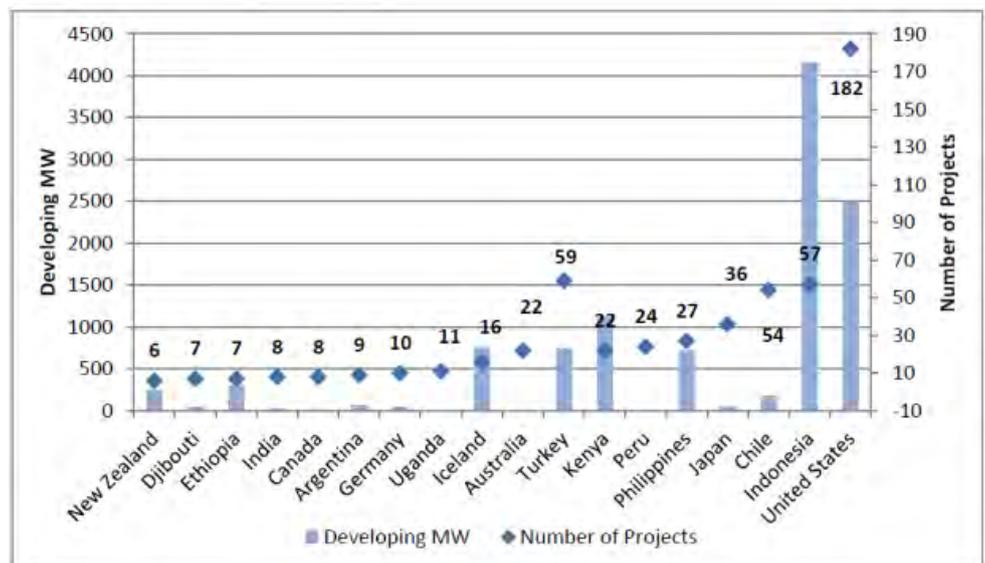


Fig.1. Developing Geothermal Power Projects (source: GEA, 2013)



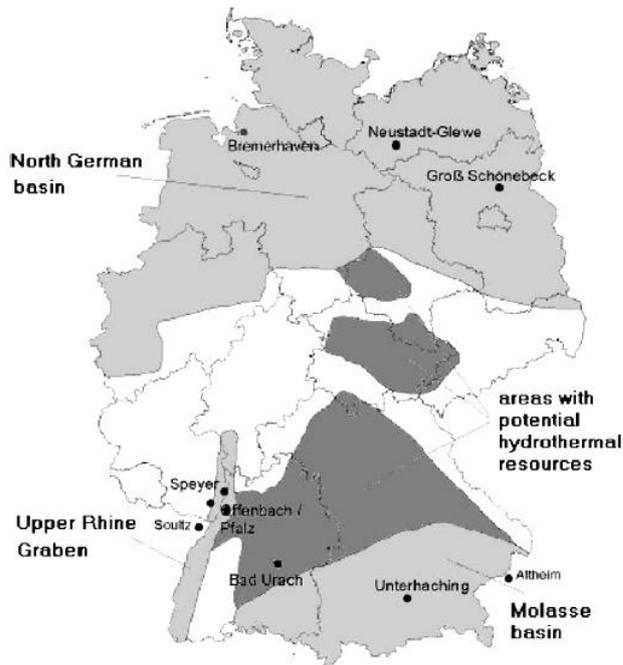


Fig.2. Location of the main geothermal basins in Germany (source: Kaltschmitt & Schröder, 2002)

more and more projects for combined power generation and district heating are coming into operation.

Currently 164 geothermal installations for the direct use of geothermal energy are functioning in Germany (Schellschmidt et al., 2010). They constitute: centralized heating units (district heating), space heating and thermal spas. The estimated installed capacity of those plants is about 260 MWt (Schellschmidt et al., 2010). The geothermal resources for geothermal power production in Germany were estimated in a study by Jung et al. (2002) who considered such types of reservoirs as: hot water aquifers, faults and crystalline rocks. The author also estimated that potential of electrical energy generation for the hot water aquifers equals to about 10 EJ (1 EJ=10<sup>18</sup> J), 45 EJ for deep reaching faults and up to 1100 EJ for crystalline rocks. Comparing these potentials with the results from 2007, the annual power consumption was 1.904 EJ (BMW, 2009).

Most of the geothermal plants are located in Northern German Basin, Southern Molasse Basin and along the Upper Rhine Graben (Fig.2). Figure 3 shows the temperature distribution on the depth of 2500 m of these areas.

#### **North German Basin**

North German Basin has the sediments with thickness of 2-10 km. Its Mesozoic and Cenozoic formations were developed by halokinetic movements of Zechstein layers which caused intense and complex deformation of these formations (Franke et al, 1996). The Mesozoic deposits are composed of sandstones, clay, carbonates and evaporate intercalations. Such aquifers as: Aalen, Schilfsandstein, Buntsandstein, Valendis-Sandstein, Bentheimer Sandstein, Lias and Rhät are of interest for the direct use of geothermal energy (Franke et al, 1996). The temperature and energy distribution widely varies due to the salt tectonics and great depth and thickness variations there (Brückner-Röhling et al., 1994). In the central areas of the North German Basin, at the top of the Permian sediments, the temperature of 130-160°C prevails. At the outskirts the temperatures continuously drop to < 100°C. Higher temperatures of 160-190°C can be found only in limited areas between Hannover and Celle and between Wittenberg and Müritz (Brückner-Röhling et al., 1994). The

geothermal energy potential was used for district heating or thermal swimming pools only in some areas in Germany.

The first German geothermal power plant was implemented in 2003 in Neustadt-Glewe. Its installed capacity amounts to 230 kW<sub>e</sub> using Organic Ranking Cycle. The plant uses a flow rate of hot water of 100m<sup>3</sup>/h at temperature of 98°C (Schellschmidt et al., 2010). The next power plants went into operation in Landau (Rhineland-Palatinate) in 2007 with a capacity of 3 MWe and in Unterhaching (Bavaria) with capacity of 3.36MWe. In 2009 two more plants started operating in Simbach-Braunau (Bavaria) with capacity of 0.2 MWe and in Bruchsal (Baden-Wuerttemberg) with capacity of 0.55 MWe (Schellschmidt et al., 2010).

Current position of German geothermal energy development projects compared with the leaders is given on Fig.1. As it can be seen, German development projects are far behind the world leaders. Due to the lack of natural steam reservoirs geothermal energy in Germany got little attention in the past. German geothermal energy is restricted to relatively low number of centralized installations and more to small decentralized units (heat pump units). Though, nowadays

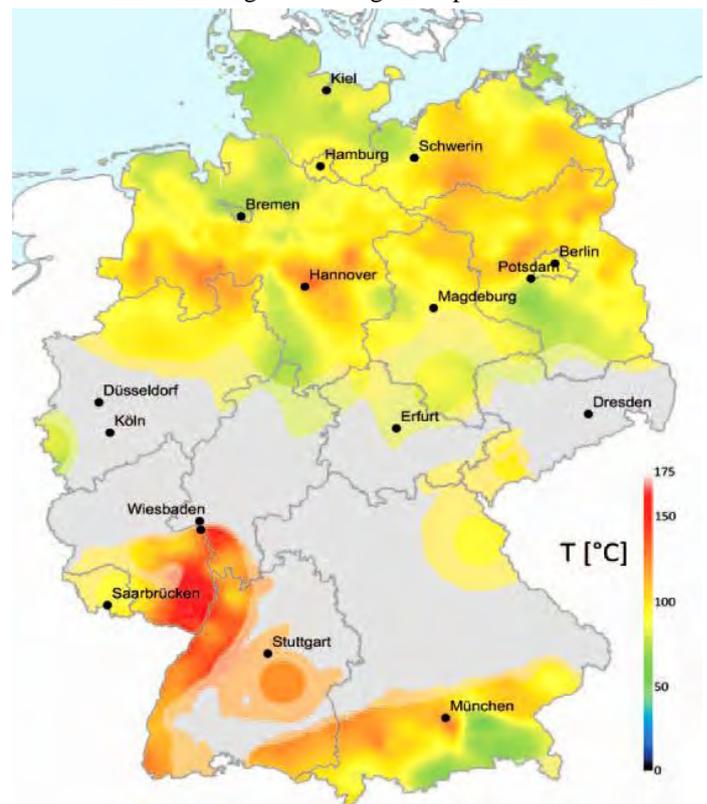


Fig.3. Underground temperatures in Germany at 2500 m below sea level (source: GeotIS)

temperature distribution of North German Basin is given on Figure 4.

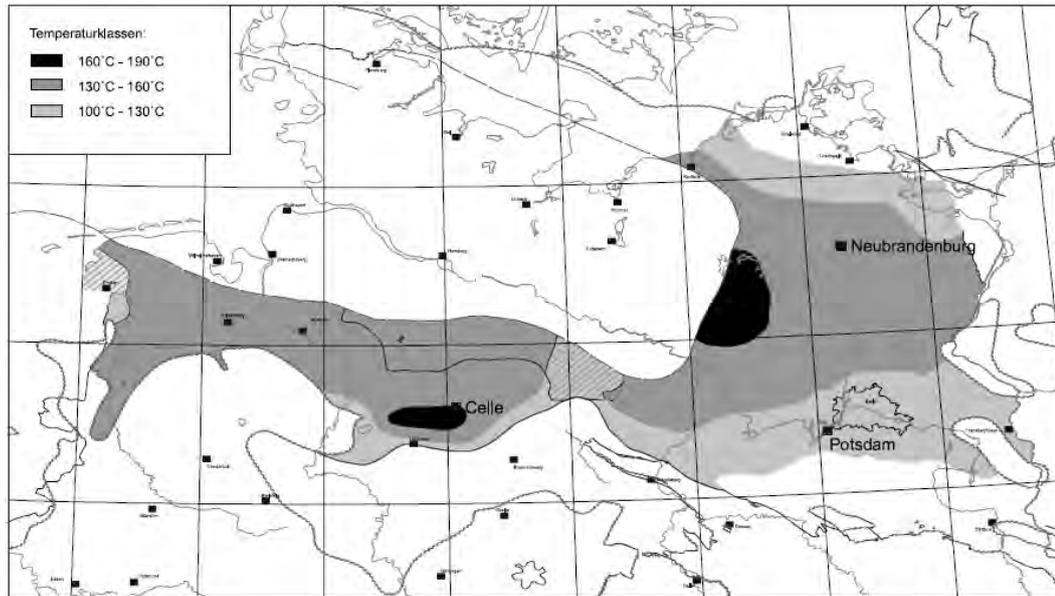


Fig.4. The temperature distribution on the top of Permian sediments in the North German Basin (source: Jung et al., 2002)

The technical potential for providing electrical energy (electricity) of the aquifers in the North German Basin is about 6.8 EJ (210 GWa). For heat production (without use of heat pumps) geothermal reservoirs can additionally provide with 18 EJ. If heat generation is accompanied with the use of heat pumps, the additional yield will be then two times more and equal to 36 EJ (Jung et al., 2002) (Table 1).

Table 1

Technical potential of energy extraction geothermal basins in Germany

Geothermal Basins	Only electricity, EJ	Electricity + heat (without heat pumps), EJ	Electricity + heat (with and without heat pumps), EJ
North German basin	6.8	18	36
Upper Rein Graben, Muschelkalk	0.24	0.62	1.2
Upper Rein Graben, Buntsandstein	1.8	4.4	8.7
South German Molasse basin	0.6	2.5	5.1

#### ***South German Molasse Basin***

The South German Molasse Basin is one of the most important reservoirs of geothermal energy for heat production in Central Europe, but at the same time it doesn't have big prospective for electricity generation, as it has just some areas where temperatures exceed 100°C (Fig.5). This basin consists of Tertiary, Upper Jurassic and Triassic sediments (Schellschmidt et al., 2010). Eight aquifers of these sediments are used for direct geothermal energy utilization. The most productive among them is karstic limestone aquifer (Malm aquifer) of the Upper Jurassic which is presented throughout almost all Molasse Basin (Schellschmidt et al., 2010). The technical potential for providing electrical energy (electricity) of all aquifers in the Southern German Molasse Basin amounts to 0.6 EJ (19 GWa). For heat production (without use of heat pumps) geothermal reservoirs can additionally provide with 2.5 EJ. If heat generation is accompanied with the use of heat pumps, the additional yield will be then equal to 5.1 EJ (Jung et al., 2002) (Table 1).

#### ***Upper Rhine Graben***

In the Upper Rhine Graben there are two main structures that are considered to be potential aquifers for geothermal power generation: Upper Muschelkalk (shellbearing limestone) and Buntsandstein (red sandstone) (Paschen, 2003). The total thickness of southern part of the Upper Rhine Graben remains relatively constant from 70 to 90m, in the northern part it varies between 50 and 110m (Haenel, Staroste, 1988). The surface of the Upper Muschelkalk is on the depth of 1000m and goes deeper to the center. Its temperature distribution is shown on Figure 6. The technical potential for providing electrical energy (electricity) of the Upper Muschelkalk in the Upper Rhine Graben is about 0.24 EJ (7.6 GWa). For heat production (without use of heat pumps) geothermal reservoirs can additionally provide with 0.62 EJ. If heat generation is accompanied with the use of heat pumps, the additional yield will be then equal 1.2 EJ (Jung et al., 2002) (Table 1).

The sediments of Buntsandstein are widespread in the entire region of the Upper Rhine Graben (Paschen, 2003). The deep laying of aquifer ranges from about 1000 m to up to 4200 m to the north of Rastatt. The thickness

of Buntsandstein in the north is specified to 100 m (Sauer et al, 1981). It rises to the south up to 450 m, and then falls to about 50 m. The technical potential for providing electrical energy (electricity) of Buntsandstein in the Upper Rhine Graben is about 1.8 EJ (58 GWa). For heat production (without use of heat pumps) geothermal reservoirs can additionally provide with 4.4 EJ. If heat generation is accompanied with the use of heat pumps, the additional yield will be then equal 8.7 EJ (Jung et al., 2002) (Table 1).

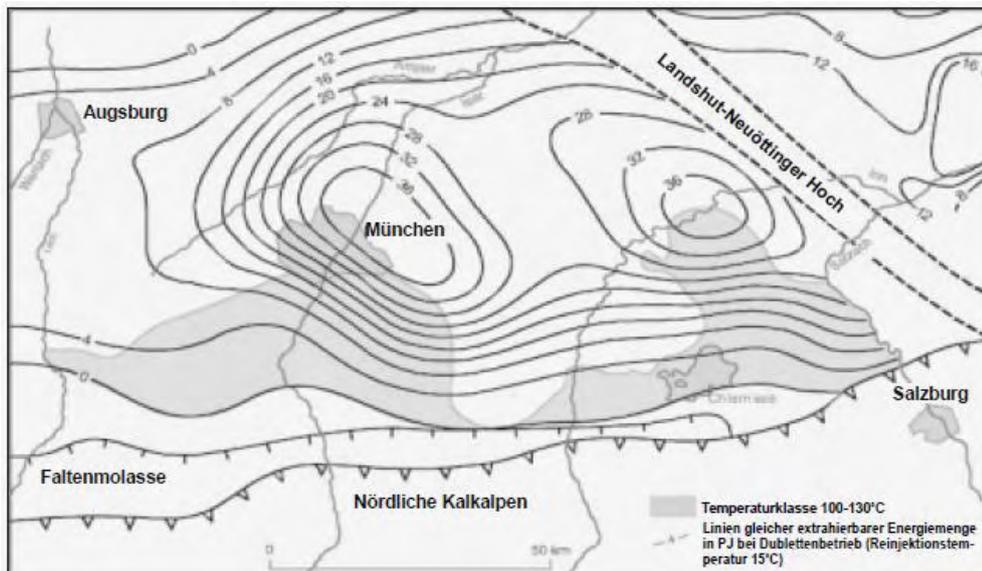


Fig. 5. Geothermal resources of the Malm in the central region of the South German Molasse Basin. Light gray: areas with temperatures above 100°C (source: Jung et al., 2002)

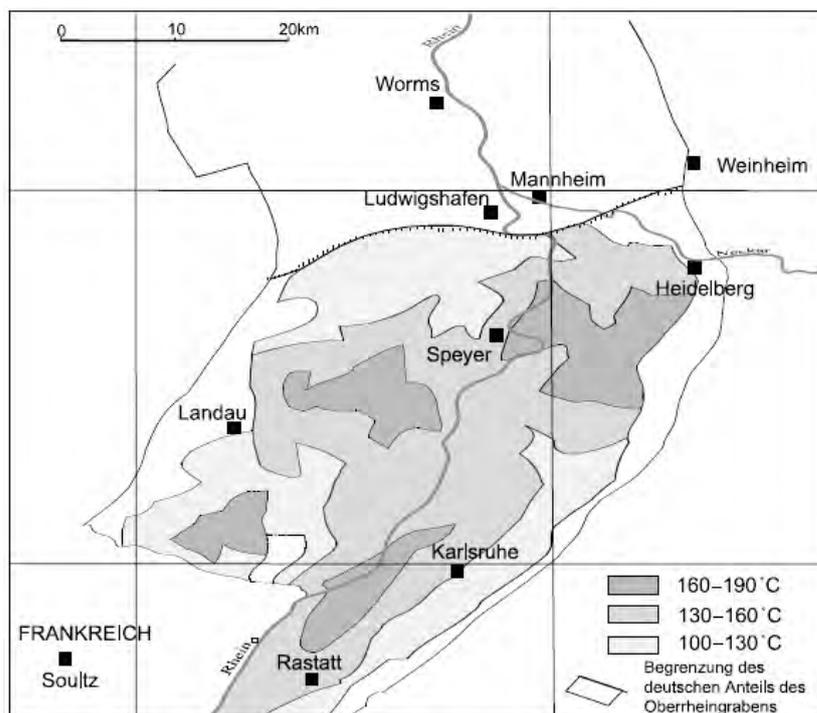


Fig. 6. The temperature distribution on the top of Muschelkalk in the Upper Rein Graben (source: Jung et al., 2002)

### Conclusions

Geothermal energy is a renewable resource which is steadily available, 24 hours a day, 365 days per year. Sun, water, biomass, hydropower are highly dependent on the weather, climate conditions and times of day. Combining geothermal energy with other renewable energy resources will lead to higher sustainability in energy supply of Germany and reduction of CO<sub>2</sub> emissions.

At present time 13 geothermal projects are under construction and about 43 are planned in Germany. Geothermal Association stated that about 150 geothermal projects are expected for generating 280 MW of electricity

by 2020 (Schellschmidt et al., 2010). Geothermal energy in Germany is in a growing trend and the number of projects under construction indicates the perspective of future exponential growth of its share in the country's energy balance.

## References

1. Bertani, R. (2012). Geothermal power generation in the world 2005-2010 update report. *Geothermics* 41, p.1-29
2. Bundesministerium für Wirtschaft und Technologie (BMWi): Energiedaten – Nationale und internationale Entwicklung, *Bundesministerium für Wirtschaft und Technologie, Referat III C3*, Berlin, (2009). Retrieved from: <http://www.bmwi.de/Navigation/Technologie-und-Energie/Energiepolitik/energiedaten.html>
3. BMWi (2010). Zahlen und Fakten: Energiedaten–Nationale und Internationale Entwicklung. Gesamtausgabe der Energiedaten–Datensammlung des BMWi. Retrieved from: <http://www.bmwi.de/BMWi/Redaktion/Binaer/energie-daten-gesamt,property=blob,bereich=bmwi,sprache=de,rwb=true.xls>
4. Brückner-Röhling, S., Hoffmann, N., Kockel, F., Krull, P., Stumm, M. (1994). Die Struktur- und Mächtigkeitkarten des Norddeutschen Oberkarbon und Permbeckens und seiner Ränder – 1:500 000. Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe, Hannover
5. DiPippo R. Geothermal power plants. 2nd ed. Oxford, UK: Elsevier (2008)
6. Franke, D., Hoffmann, N. and Lindert, W. (1996). The Variscan deformation front in East Germany, Part 2: tectonic interpretation, *Zeitschrift für angewandte Geologie*, 42, 44-56.
7. Geothermal Energy Association (GEA) (2013). 2013 Geothermal Power: International Market Overview, Washington DC
8. Haenel, R., Staroste, E. (Eds.) (1988). Atlas of Geothermal Resources in the European Community, Austria and Switzerland. Publ. No. EUR 17811 of the European Commission
9. Jung, R., et al. (2002). Abschätzung destechnischen Potenzials der geothermischen Stromerzeugung und der geothermischen Kraft-Wärme-Kopplung (KWK) in Deutschland. Report to the Büro für Technikfolgenabschätzung beim Deutschen Bundestag (TAB). Institut für Geowissenschaftliche Gemeinschaftsaufgaben (Hannover), Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (Hannover), Institut für Energiewirtschaft und Rationelle Energieanwendung (IER) der Universität Stuttgart.
10. Kaltschmitt, M., Schröder, G. (2002) Zusammenfassender Vergleich ausgewählter Geothermie-Projekte zur Stromerzeugung.—12 p. Proc. Symp. Geothermische Stromerzeugung—eine Investition in die Zukunft, BMU/IE, Berlin/Leipzig.
11. Paschen, H., et al. (2003). Möglichkeiten geothermischer Stromerzeugung in Deutschland—Sachstandsbericht. Work Report No. 84, Office for Technology Assessment at the German Parliament (TAB), Berlin.
12. Sauer, K., Nägele, R., Tietze, R. (1981): Geothermische Synthese des Oberrheingrabens zwischen Karlsruhe und Mannheim (Anteil Baden-Württemberg), Bestandsaufnahme. Geologisches Landesamt Baden Württemberg, Freiburg
13. Schellschmidt, R., Sanner, B., Pester, S., Schulz, R. (2010). Geothermal energy use in Germany. In: Proceedings the 2010 World Geothermal Congress, Bali, Indonesia, April 25–30, 19 pp.

**M. ZIÓLKOWSKA, J. MILEWSKA-DUDA, M. KWIATKOWSKI**

*AGH Univeristy of Science and Technology, Faculty of Energy and Fuels, Kraków, Poland*

**J.T. DUDA**

*AGH Univeristy of Science and Technology, Faculty of Management, Kraków, Poland*

## **APPLICABILITY OF MATHEMATICAL DESCRIPTION OF ADSORPTION MEASUREMENTS AND ADSORPTION MECHANISM IN PREDICTION OF GAS DEPOSITS IN MICROPOROUS MATERIALS**

The paper describes two approaches to mathematical description of adsorption mechanisms, the Density Functional Theory (DFT) and the clustering based theory of adsorption (uniBET)) aimed at identification of materials porous structure. Further applicability of these approaches in gas deposits prediction is discussed.

Keywords - adsorption, DFT, isotherms, clustering-based adsorption theory, uniBET, LBET.

### **Introduction**

Porous materials properties evaluation such as i.e. specific surface area and pore volume is commonly carried out with application adsorption isotherms measurements. However obtaining useful informations on the porous structure requires an assumption of mathematical model. Microporous materials structure is commonly analyzed within already proposed models, like Dubinin-Radushkievitch or BET [1]. Despite, these models are satisfying for surface area evaluation and energy description, nevertheless they are not sufficient to get more

advanced data (i.e. pore size), useful in prediction of gas deposits.

Recently, the strongly recommended tool for this aim is DFT [3-4], but in our team an alternative approach was developed [5]. A uniBET mechanisms was shown to be useful for material analysis (especially of random porous structure). This paper discuss both approaches and in conclusion may provide insight into possible application in gas deposit prediction.

### Density Functional Theory

DFT adsorption equilibrium mathematical model is based on the grand potential functional  $\Omega[\rho_0(r)]$  of fluid confined in pores [6]. Minimization of  $\Omega[\rho_0(r)]$  allows one to obtain equilibrium adsorption by calculation the density profile  $\rho_0(r)$ :

$$\Omega[\rho_0(r)] = F[\rho_0(r)] - \int dr \rho_0(r) [\mu - V_{ext}(r)] \quad (1)$$

where  $\rho_0(r)$  is local density of adsorbed fluid,  $F[\rho_0(r)]$  is Helmholtz free energy functional,  $\mu$  is chemical potential and  $V_{ext}(r)$  is solid-fluid interaction potential at coordinate  $r$ .

Adsorbate molecular interactions are described by  $F[\rho_0(r)]$  and consist of ideal gas contribution, and excess part of pairwise fluid-fluid interaction potential, including repulsive and attractive interactions. Attractive potential part is commonly treated by the Mean Field Approximation (MFA) including 12-6 Lennard-Jones (12-6 LJ) potential. Then repulsive part is most commonly described by the non-local Tarazona's [7] weighted density approximation (WDA). Next, the solid-fluid potential is commonly described by 10-4-3 Steele potential where the pore structure is also implemented.

A set of the NLDFT separated isotherms calculations for each type of pore allows one to get kernel. Integration in Eq. (1) is then taken over entire pore volume of presumed shape and size (ideal slit infinite pore, strip, channel and disk finite pore [5, 10-12]).

NLDFT calculations are based on fitting experimental data to adsorption isotherms kernel and further pore size distribution (PSD) is determined from adsorption integral equation. These calculations require pore shape assumption, what is hard to accept in case of random and irregular porous materials structure and is more acceptable for highly regular materials e.g. zeolites [14,15]. Moreover classical NLDFT omits interaction energy of adsorbate molecule and adsorbent (in the newest NLDFT version this approach is implemented), which means nonlocalized adsorption considerations. Delocalization is then introduced via WDA (including semi-empirical parameters).

### Generalized BET-like adsorption model

BET-like adsorption model is another approach explaining adsorption mechanism. This model (developed in our team) is a generalization of the classical BET formula and leads to the uniBET model. In this approach reasonable interpretation of localized adsorption mechanism is used. Adsorption process is viewed as an aggregation (clusterization) of the adsorbate molecules limited by the pore geometry [14-22]. Pore filling starts at a primary adsorption site (layer  $n=1$ ) of minimal adhesion energy within the aggregate (for nonpolar adsorbates it may be a niche, cavity, corner, ...). Further molecules ( $n>1$ ) are joined via both cohesive and adhesive forces. In contrast to the classical BET model, branching of clusters is possible and can significantly affect adsorption isotherms shape in high pressure range [19]).

The uniBET model, describes the local adsorption isotherm on the  $\kappa$ -th type primary sites and has the form of following algebraic equations for layers  $n=1, \dots, k$ :

$$-\Pi_{\kappa n}^* + (\Pi_{\kappa n}^* + 1) \cdot \theta_{\kappa n} - \theta_{\kappa n} \cdot \theta_{\kappa n+1} = 0 \quad (4), \text{ where } \theta_{\kappa n} \stackrel{def}{=} \frac{m_{p\kappa n}}{\beta_{\kappa n} \cdot m_{p\kappa n-1}} \quad (2)$$

denotes the coverage ratio of  $(n-1)$ -th layer in clusters of  $\kappa$ -th class.

$\Pi_{\kappa n}^*$  is a transformed pressure depending on the relative pressure/fugacity  $\pi$ , branching factor  $\beta_{\kappa n}$ , energetic parameter  $B_{\kappa n}$  and coverage ratio  $\theta_{\kappa n}$ :

$$\Pi_{\kappa n}^* \stackrel{def}{=} \frac{\pi}{B_{\kappa n}} (1 - \theta_{\kappa n})^{1 - \beta_{\kappa n+1}} = \Pi_{\kappa n} (1 - \theta_{\kappa n+1})^{1 - \beta_{\kappa n+1}}, \quad B_{\kappa n} \stackrel{def}{=} \exp(Q_{\kappa n} / RT) \quad (3)$$

Constituted local adsorption capacity description, which may be incorporated (as the kernel) in an integral adsorption formula, assuming arbitrarily the above pore geometry parameters for each subsystem [22].

Reducing the number of fitting parameters leads to the LBET class model (properties more detailed were described in our papers [3, 14-22]). The model allows to evaluate the geometrical parameter of porous structure, cluster branching factor, 1<sup>st</sup> layer volume indirectly characterizing pore geometry, and also energetic parameters for each individual adsorbate.

### Prediction of gas deposits in microporous materials

Further development in mathematical modelling of adsorption processes is also crucial, not only in order to get an insight into adsorption mechanism, but also to get an ability to predict material adsorption properties without any additional measurements.

Jagiello, et. al [23] due to the increasing interest of hydrogen storage for automotive applications by using the adsorption on porous materials, presented the prediction procedure of high-pressure H<sub>2</sub> adsorption on the basis of

H<sub>2</sub>adsorption measurements at cryogenic temperatures below 1 atm for three porous carbon samples using NLDFT [5,7] and assuming slit infinite pore model. Prediction was based on PSD data derived from H<sub>2</sub> adsorption data at 87,4K (in case of standard adsorptives non-accessibility of small pores is possible). During the calculations authors noticed the sensitivity of the calculations for pores larger than 10 Å (linear response was observed), so PSD was calculated up to this range. Prediction results for all carbon samples fit relatively well experimental data.

In our team another approach was applied [22]. On the basis of pore structure description obtained from simultaneous fitting of adsorptives on active carbon (N<sub>2</sub> at 77K, C<sub>6</sub>H<sub>6</sub> at 303 K), another two adsorption isotherms were predicted (CCl<sub>4</sub>, C<sub>3</sub>H<sub>8</sub> both at 303 K). Acceptable fitting quality for whole range of pore size (> 15 Å) allows one to assume that the material structure fulfills model assumptions, thus the isotherm prediction is possible. It is noteworthy that the calculated isotherms are almost the same as in case of fitting.

### Conclusion

This paper presents the different models for adsorption processes description, based on different assumptions affecting the fluid-solid interactions.

The DFT formalism presents the approach of adsorptive density depending on the averaged solid-fluid potential. The uniBET formalism stresses the role of local niches in the pores, viewed as the active sites on the pore surface, where adsorption can be started (localized adsorption). Despite the different models assumptions, both models allow one to perform an identification of materials porous structure and predict the materials adsorption properties.

Acknowledgment: The research is led within the AGH-UST grant No. 11.11.210.213.

### References

1. K.S.W. Sing, D.H. Everett, R.A.W. Haul, L. Moscou, R.A. Pierotti, J. Rouquerol, T. Siemieniowska, Pure Appl. Chem., pp. 603-619, 1985.
2. J. T. Duda, L. Jagiełło, J. Jagiełło, J. Milewska-Duda, Appl. Surf. Sci., pp. 5616-5621, 2007.
3. M. Ziółkowska, J. Milewska-Duda, J. T. Duda, New Challenges in the European Area: Young Scientist's 1st International Baku Forum, Baku, pp. 140-142, 2013.
4. M. Ziółkowska, J. Milewska-Duda, J. T. Duda, Chemistry and Chemical Technology : proceedings of the 3rd international conference of young scientists; 4th international youth science festival "Litteris et artibus", Lviv, pp. 184-187, 2013.
5. C. M. Lastoskie, K. E. Gubbins, N. Quirke, J. Phys. Chem., pp. 4786-479, 1993.
6. P. Tarazona, Phys. Rev. A., pp. 2672-2679, 1985.
7. 10. J. Jagiełło, J. P. Olivier, J. Phys. Chem. C, pp. 19382-19385, 2009.
8. 11. J. Jagiełło, J. P. Olivier, Carbon 2010 - the Annual World Conf. on Carbon, South Carolina, 2010.
9. J. Jagiełło, Langmuir, pp. 2778-2785, 1994.
10. J. T. Duda, J. Milewska-Duda, M. Kwiatkowski, Appl. Surf. Sci., pp. 570-581, 2005.
11. M. Kwiatkowski, M. Ziółkowska, J. Milewska-Duda, J. T. Duda, Konferencja Naukowo-Techniczna „Sorbenty Mineralne” Surowce, Energetyka, Ochrona Środowiska, Nowoczesne Technologie, Kraków, pp. 269-284, 2013.
12. J. Jagiełło, J. P. Olivier, Carbon, pp. 70-80, 2013.
13. J. Milewska-Duda, J. T. Duda, G. Jodłowski, M. Kwiatkowski, Langmuir, pp. 7294-7303, 2000.
14. J. T. Duda, J. Milewska-Duda, Langmuir, pp. 7503-7514, 2002.
15. J. T. Duda, J. Milewska-Duda, Langmuir, pp. 7243-7256, 2005.
16. J. T. Duda, J. Milewska-Duda, M. Kwiatkowski, M. Ziółkowska, Adsorption, pp. 545-555, 2013.
17. J. Jagiełło, A. Anso'n, and M. Teresa Martínez, J. Phys. Chem. B, pp. 4531-4534, 2006.

**А.В. АНТУСЁВА, Г.Г. ПЕЧЕРСКИЙ**

*Белорусский научно-исследовательский и проектный институт нефти  
БелНИПИнефть РУП «Производственное объединение «Белоруснефть»  
Гомель, Республика Беларусь*

## **РАЗРАБОТКА КОМПОЗИЦИЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ НЕФТЕОТДАЧИ НИЗКОПРОНИЦАЕМЫХ КАРБОНАТНЫХ ПЛАСТОВ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ**

Основные проблемы разработки нефтяных месторождений Республики Беларусь заключаются в следующем: высокая степень выработки запасов (70-90 %) на месторождениях, обеспечивающих основную добычу; значительная доля (более 60 %) трудноизвлекаемых запасов и постоянное увеличение этой доли в общем балансе запасов; невозможность организовать эффективные мероприятия по повышению нефтеотдачи пластов (ПНП) традиционными химическими методами в низкопроницаемых коллекторах [1].

Мировой опыт применения физико-химических методов повышения нефтеотдачи низкопроницаемых пластов показал, что наиболее прогрессивным способом увеличения охвата таких

пластов заводнением является их обработка потокоотклоняющими гелеобразующими композициями на основе водных растворов хлорида или гидроксохлорида алюминия [2-4]. Данный способ повышения эффективности разработки нефтяных месторождений получил широкое распространение из-за относительной дешевизны исходного сырья (в случае использования алюмосодержащих отходов предприятий химической промышленности), простоты реализации, высокой фильтрационной способности рабочего раствора и устойчивости образующихся гелей в пластовых условиях [5, 6].

Сущность способов ПНП с применением гелеобразующих композиций на основе водных растворов хлорида или гидроксохлорида алюминия для разработки низкопроницаемых карбонатных пластов состоит в следующем. На начальном этапе, при поступлении в призабойную зону пласта раствора хлорида или гидроксохлорида алюминия вследствие протекания гидролитических процессов выделяется соляная кислота, которая взаимодействует с карбонатной породой и частично растворяет ее. Это способствует увеличению приемистости скважины и снижению давления закачки раствора. В то же время, вследствие расходования соляной кислоты на взаимодействие с породой, равновесие реакций смещается в сторону образования гидроксокомплексов алюминия, что инициирует их поликонденсацию и гелеобразование [7, 8]. В результате, на значительном удалении от забоя формируется протяженный водоизолирующий экран. Гель образуется во всем объеме непосредственно в пласте, адгезионно закрепляется на поверхности стенок пор, создавая фильтрационное сопротивление в наиболее проницаемых зонах пласта. Это приводит к перераспределению фильтрационных потоков и сдерживает прорыв закачиваемой воды в добывающие скважины. Кроме того, в результате взаимодействия одного из продуктов гидролиза хлорида алюминия – соляной кислоты с карбонатной породой выделяется углекислый газ, способствующий улучшению нефтевытесняющей способности композиции. Углекислый газ растворяется в нефти, снижая её плотность и вязкость. Так же в присутствии  $\text{CO}_2$  снижается межфазное натяжение на границе нефть – вода [9].

Таким образом, технологический процесс обработки пласта заключается в закачке в нагнетательные скважины однокомпонентного раствора хлорида или гидроксохлорида алюминия, который инициирует образование в обводненных зонах карбонатного пласта потокоотклоняющего материала, что способствует вовлечение в разработку ранее недринируемых участков.

В данной работе приведены результаты исследований по разработке и оптимизации рецептур гелеобразующей композиций на основе хлористых солей алюминия для применения в технологиях ПНП низкопроницаемых пластов нефтяных месторождений РУП «Производственное объединение «Белоруснефть». В качестве объектов, на которых планировалась апробация разработанной композиции, выбрана петриково-задонская залежь Чкаловского и Давыдовского месторождений, характеризующихся низкой и сверхнизкой проницаемостью  $((3-5) \cdot 10^{-3} \text{ мкм}^2)$ .

С целью оптимизации технико-эксплуатационных характеристик алюмохлоридных композиций был выполнен комплекс лабораторных исследований по определению закономерностей влияния рецептуры композиций на их реологические характеристики, кинетику гелеобразования и структурно-механические показатели гидрогелей при температурах, имитирующих устьевые и пластовые. В качестве источника хлорида алюминия испытаны: образец высокоосновного гидроксохлорида алюминия (ГХА)  $\text{Al}_2(\text{OH})_5\text{Cl}$  (ТУ 2163-368-05795731-2008, производства ОАО «Сорбент», г. Пермь) и сухокислота СК-Б (ТУ 2458-002-45811026-2005, производитель – ЗАО «Петрохим»).

Пробы композиций готовили путем растворения навески ГХА или реагента СК-Б в пресной воде из водовода Якимова Слобода ( $\rho = 1,00 \text{ г/см}^3$ ,  $\text{pH} 7,59$ ), которая применяется на ряде объектов РУП «Производственное объединение «Белоруснефть» при приготовлении технологических жидкостей.

Величину водородного показателя (pH) свежеприготовленных проб композиций измеряли с помощью pH-метра SevenMultiS50 (MettlerToledo, Швейцария), плотность и динамическую вязкость при температуре  $20 \text{ }^\circ\text{C}$  – с помощью соответственно автоматического плотномера DMA 4500 (AntonPaar, Австрия) и капиллярного вискозиметра ВПЖ-2. Структурно-механические показатели алюмогелей оценивали методом пенетрации с помощью тектурометра TA.XT plus (StableMicroSystems, Англия).

При добавлении в водные растворы ГХА и СК-Б молотого доломита установлено, что гелеобразование начиналось на границе раздела фаз «раствор – порода» и постепенно распространялось по всему объему композиции.

Для получения композиций с пролонгированным временем гелеобразования использовали замедлитель гелеобразования. Его введение в рабочий раствор в небольшом количестве приводит к смещению гидролитического равновесия в сторону образования хлорида алюминия, увеличивая тем самым индукционный период гелеобразования.

Установлено, что использование в качестве источника хлорида алюминия сухокислоты СК-Б позволяет применять гелеобразующую композицию и в качестве нефтеотмывающего агента, что возможно благодаря присутствию в составе реагента поверхностно-активных веществ.

Изучено влияние высоких температур на процессы старения потокоотклоняющего материала. Пробы алюмохлоридных гелей выдерживали при пластовых температурах ( $65 \text{ }^\circ\text{C}$  и  $90 \text{ }^\circ\text{C}$ ) в течение 30 сут. Установлено, что образовавшиеся гели сохраняли свою структуру на протяжении всего периода наблюдений, отмечен лишь незначительный синерезис. Полученные данные свидетельствуют о том, что алюмогель характеризуется длительной устойчивостью к термоокислительной деструкции при пластовых температурах.

Установлена возможность разрушения алюмогеля при действии кислого агента, применение которого в результате снижения pH среды превращает гель в раствор хлорида алюминия.

Таким образом, по комплексу технических показателей (динамическая вязкость, продолжительность гелеобразования при пластовых температурах, прочность и термостойкость гелей) композиции на основе пресноводных растворов СК-Б (2-4 %) и ГХА (3-6 %), в том числе модифицированные добавкой пролонгатора гелеобразования, были признаны удовлетворяющими заданным требованиям и рекомендованы к динамическим испытаниям на моделях пласта в термобарических условиях, имитирующих пластовые.

Для определения эффективности потокоотклоняющего действия силикатной композиции была выполнена серия фильтрационных экспериментов на водонасыщенных керновых образцах карбонатной породы. Через модели пласта прокачивали от одного до пяти поровых объемов исследуемых композиций. Далее модели выдерживали в термобарических условиях, приближенных к пластовым, для завершения процесса гелеобразования и по окончании выдержки нагнетали (в прямом направлении) воду до стабилизации давления (не менее пяти поровых объемов).

Результаты испытаний в динамических условиях показали, что гидрозкран, сформировавшийся при прокачке композиций через модель пласта, оказывает высокое остаточное сопротивление фильтрации воды (значение ОФС 35-50) и выдерживает значительный градиент давления (573-957 МПа/м). На этом основании, а также с учетом положительных результатов статических исследований, разработанные силикатные композиции были рекомендованы к опытно-промышленным испытаниям при проведении ГТМ по ПНП на участках, отличающихся низкими фильтрационно-емкостными свойствами пласта.

Испытания потокоотклоняющей технологии ПНП с применением алюмохлоридной композиций были успешно выполнены в 2013 г. через две нагнетательные скважины – 19 Чкаловского и 67 Давыдовского месторождений. Объем закачки на скважино-операцию составлял от 65 м<sup>3</sup> до 120 м<sup>3</sup>. Закачка композиции в пласт в обоих случаях прошла без осложнений. По итогам апробации решено в 2014 г. провести обработки нагнетательного фонда скважин Восточно-Первомайского и Ново-Давыдовского месторождений.

#### Литература

1. Повжик П.П., Кудряшов А.А. Перспективы применения газовых методов с целью повышения коэффициента извлечения нефти на месторождениях РУП «ПО «Белоруснефть» // Эффективные технологии разработки залежей углеводородов: сборник научных трудов. – Гомель РУП «ПО «Белоруснефть», 2013. – С. 34-37.
2. Павлов М.В., Мухаметзянов Р.Н. Совершенствование разработки низкопроницаемых недонасыщенных нефтью коллекторов // Нефтяное хозяйство. – 1991. – № 12. – С. 16 – 18.
3. Садыков М.Р. и др. проблемы разработки с заводнением низкопроницаемых пластов, недонасыщенных нефтью / М.Р. Садыков, В.Н. Сергиенко, Е.Ф. Кутырев // Нефтяное хозяйство. – 2006. – № 11. – С.24 – 27.
4. Юрова М.П. Влияние термобарических условий на процессы извлечения нефти из низкопроницаемых коллекторов // Повышение нефтеотдачи пластов на поздней стадии разработки нефтяных месторождений и комплексное освоение высоковязких нефтей и природных битумов: Материалы Международной научно-практической конференции. – Казань: Изд-во «Фэн», 2007.– С. 663 – 664.
5. Грачев С.И. и др. Совершенствование разработки коллекторов Юрских отложений / С.И. Грачев, А.В. Черняев, И.В. Шнуров // Нефть и газ. – 2012. – № 4. – С. 53 – 57.
6. Маньшин В.Н., Швецов И.А. Физико-химические методы увеличения нефтеотдачи при заводнении. – Самара. Самар. Дом печати, 2002. – 392 с.
7. Газизов А. А. Увеличение нефтеотдачи неоднородных пластов на поздней стадии разработки. – М.: Недра, 2002. – 639 с.
8. Технологии увеличения нефтеотдачи пластов и стимуляции работы скважин / Под. ред. А. К. Назинова. – Казань: Мин-во экологии и природных ресурсов Республики Татарстан, 2000. – 123 с.
9. Сургучев Л. М. Обзор третичных методов увеличения нефтеотдачи // Нефтяное хозяйство. – 2001. – № 5. – С. 50-54.

## **РАЗРАБОТКА ПАВ-ПОЛИМЕРНОЙ КОМПОЗИЦИИ ДЛЯ КОМПЛЕКСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПНП КАРБОНАТНЫХ КОЛЛЕКТОРОВ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ**

В настоящее время большое внимание уделяется проблеме наиболее полного извлечения нефти из разрабатываемых месторождений. Одним из перспективных методов, позволяющих увеличить нефтеотдачу пластов, является ПАВ-полимерное заводнение. Этот метод хорошо подходит для извлечения нефтей с повышенной вязкостью из неоднородных по строению коллекторов на разных стадиях разработки [1, 2]

Основная задача ПАВ-полимерного заводнения состоит в извлечении остаточной нефти, что достигается двумя подходами: снижение межфазного натяжения (МФН) на границе нефть – нефтewытесняющий агент; увеличение гидродинамического градиента давления. Снижение межфазного натяжения достигается введением в нефтewытесняющую композицию ПАВ, а увеличение гидродинамического градиента давления – оптимизацией концентрации полимера в закачиваемом растворе [3-5].

Реализация технологии ПАВ-полимерного заводнения на белорусских нефтяных залежах связана с рядом ограничений, обусловленных, прежде всего геологическими особенностями залегания нефти – повышенными пластовыми температурами и минерализацией пластовых вод.

Целью настоящей работы являлась подбор реагентов для ПАВ-полимерной композиции в составе комплексной технологии для условий задонской залежи (VIII п.) Речицкого месторождения.

Для проведения комплекса лабораторных исследований, включающих выбор оптимальных концентраций ПАВ и полимера в растворе, определение соле-, термостойкости растворов, их межфазного натяжения (МФН) на границе с нефтью, адсорбции реагентов из растворов на породе, были выбраны следующие реагенты:

- полимер – полиакриламид (ПАА) марки FP-307 (SNF);
- ПАВ – Нефтенол ВВД (ТУ 2484-015-17197708-97, ЗАО «Петрохим»), содержание основного вещества 30 %.
- ПАВ – Неонол АФ<sub>9</sub>-6, (ТУ 2483-077-05766801-98, ОАО «Нижекамскнефтехим»), содержание основного вещества 92 %.

При проведении лабораторных исследований собраны геологические данные по залежи; характеристики образцов флюидов, породы, закачиваемой воды. На реометре PhysicaMCR 301 выполнены реологические исследования растворов ПАА FP-307 в воде затворения. Определены МФН исследуемых растворов на границе с нефтью на оптическом тензиометре SVT 20.

Установлено, что ПАВ Нефтенол ВВД, Неонол АФ<sub>9</sub>-6 и ПАА марки FP-307 при температуре 20 °С легко растворяются в воде затворения из Унорицкого водовода, образуя растворы, которые характеризуются длительной стабильностью при комнатной и пластовой (50 °С) температурах.

Концентрацию полимера подбирали по критерию равенства показателей подвижности водной фазы – полимерного раствора ( $k_{rw}/\eta_w$ ) и нефти ( $k_{ro}/\eta_o$ ) в пластовых условиях:

$$(k_{rw}/\eta_w)/(k_{ro}/\eta_o) = 1, \quad (1)$$

где  $\eta_w$  и  $\eta_o$  – вязкость водной и нефтяной фаз при пластовых давлении и температуре;  $k_{rw}$  и  $k_{ro}$  – относительные фазовые проницаемости породы по воде и нефти в текущий момент разработки. Ввиду отсутствия данных о значениях параметров  $k_{rw}$  и  $k_{ro}$ , было принято подтвержденное практикой допущение, что при относительно низкой обводненности нефти соотношение  $k_{rw}/k_{ro} = 1/3$ .

Установлено, что значению вязкости нефти 4,34 мПа·с при реальных пластовой температуре (50 °С) и давлении (16 МПа) лучше всего отвечает 0,1 %-ный раствор ПАА FP-307 в воде затворения из Унорицкого водовода (с учетом потерь полимера за счет адсорбции на породе и деструкции, а также разжижения раствора при добавлении ПАВ).

Оптимальную концентрации ПАВ определяли по критерию максимального снижения межфазного натяжения (МФН) на границе раздела фаз водный раствор ПАВ – нефть. Установлено, что минимальное МФН на границе с нефтью растворов на границе с моделью нефти раствора в воде из Унорицкого водовода при 50 °С ПАВ Нефтенол ВВД достигается при концентрации ПАВ не менее 0,6 % по основному веществу или 2 % по товарному продукту, а для ПАВ Неонол АФ<sub>9</sub>-6 при концентрации ПАВ не менее 0,6 % по основному веществу или 0,65 % по товарному продукту.

В процессе исследования адсорбции ПАВ и полимера на молотой карбонатной породе (фракция 1-2 мм) установлено, что из 0,1 % водного раствора на породе адсорбировалось 20 % ПАА FP-307. Адсорбция

же ПАВ Нефтенол ВВД составила 93 %, ПАВ Неонол АФ<sub>9-6</sub> – 90 %. Однако, даже при таких высоких значениях адсорбции, разработанные композиции характеризуются повышенными нефтевытесняющими и нефтеотмывающими свойствами по сравнению с водой затворения. Для ПАВ-полимерной композиции был выбран ПАВ Неонол АФ<sub>9-6</sub>, обладающий более низким МФН (0,072 мН/м при 50 °С) по сравнению с ПАВ Нефтенол ВВД (0,4 мН/м при 50 °С).

В итоге, на задонской залежи VIII пачка Речицкого месторождения рекомендовано использовать нефтеотмывающую композицию следующей рецептуры (%):

- ПАВ Неонол АФ<sub>9-6</sub> (0,6 – в пересчете на основное вещество);
- ПАА FR 307 (0,1);
- вода из Унорицкого водовода (остальное).

В качестве объекта для проведения комплексной технологии был выбран задонский горизонт (VIII п.) Речицкого месторождения с нагнетательными скважинами №124 и №128. Данная технология включает в себя два этапа: первый этап – перераспределение фильтрационных потоков за счет закачки сшитой гелеобразующей композиции на основе полиакриламида с ацетатом хрома; второй этап – более полное вытеснения нефти из нефтенасыщенной части пласта за счет закачки ПАВ-полимерной композиции.

Работы по комплексной технологии реализованы в период с 12 октября по 11 ноября 2013. В скважину №124 закачали: 500 м<sup>3</sup> композиции на основе FR-307 (0,2%) и ацетата хрома и 780 м<sup>3</sup> композиции на основе FR-307 (0,1%) и ПАВ Неонол АФ<sub>9-6</sub> (0,6%). В скважину №128 закачали: 800 м<sup>3</sup> композиции на основе FR-307 (0,2%) и ацетата хрома и 800 м<sup>3</sup> композиции на основе FR-307 (0,1%) и ПАВ Неонол АФ<sub>9-6</sub> (0,6%). После комплексной технологии были проведены геофизические исследования, которые показали выравнивание интервала приемистости скважины №124, чего не отмечалось ранее при работах на данной скважине.

### Литература

1. Алмаев Р. Х. Применение композиций полимеров и НПАВ для вытеснения нефти // Нефтяное хозяйство. – 1993. – № 12. – С. 22-24.
2. Ганиев Р.Р., Хлебников В.Н., Ленченкова Л.Е., Андреева А.А., Асанбаева Д.Н. Разработка и испытание технологии повышения нефтеотдачи с применением композиции НПАВ для месторождения Жанаталап // Нефтепромысловое дело. — 1996. № 2. - С. 16-20.
3. Брезницкий С. В., Власов С.А., Каган Я.М. О методике оценки концентрации полимерного раствора и объема оторочки, достаточного для успешной реализации полимерного заводнения / Нефтяное хозяйство. – 2010. – № 10. – С. 90-94.
4. Хисамов Р.С. Особенности геологического строения и разработки многопластовых нефтяных месторождений. — Казань: Изд-во «Мониторинг», 1996.-288 с.
5. Ленченкова Л.Е. Повышение нефтеотдачи пластов физико-химическими методами. -М.: Недра, 1998. -394 с.

**И.Ю. МАРМЫЛЁВ**

*Гомельский государственный технический университет имени П.О. Сухого,  
Республика Беларусь*

## РАСЧЁТ ОБЪЁМА ДОБЫЧИ ПЛАСТОВОГО ФЛЮИДА ПУТЁМ АНАЛИЗА ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ СКВАЖИН

В ходе разработки нефтяных месторождений возникает вопрос о дополнительном воздействии на залежь извне, с целью поддержания пластового давления и увеличения конечного извлечения нефти. Воздействия на залежь применяются довольно часто. Около 85% нефти добывается из пластов подвергнутых методам воздействия. Доминирующим методом поддержания пластового давления (ППД) остаётся закачка воды в пласт[1].

Технология ППД с закачкой воды характеризуется несколькими параметрами: коэффициент компенсации, сроки выработки запасов, число нагнетательных и добывающих скважин и др. Одним из важнейших параметров является коэффициент компенсации – это отношение дебита нагнетаемой воды к дебиту отбираемых жидкостей, приведенный к пластовым условиям за единицу времени. Он показывает, насколько компенсирован отбор жидкости закачкой. Если данный коэффициент меньше единицы, то закачка отстаёт от добычи и следует ожидать падение пластового давления. Если же этот показатель больше единицы, то отбор и давление должны расти. Существуют методики оценки компенсации в целом по залежи, но ни одна из них не позволяет провести точный анализ, поскольку на работу залежи влияет множество факторов.

Положив частично в основу методику расчета, описанную в [2], был составлен расчет, в результате которого возможно дать рекомендации по уровню добычи нефти (жидкости, для скважин, где продукция

обводнена). Расчёт учитывает геологию, стратиграфию залежи, а так же её энергетический потенциал, а именно:

- давление на ВНК в нагнетательной и добывающей скважине,  $k_{\text{дав}}$  (чем больше разница между давлением на ВНК в нагнетательной и добывающей скважине, тем больше приток к добывающей скважине);
- коэффициент пористости и эффективную мощность вскрытого пласта,  $k_{\text{МиП}}$  (эти параметры были объединены, так как при хорошей пористости и меньшей мощности пласта, итоговый коэффициент влияния на скважину будет таким же как и коэффициент влияние большого пропластка, с малым коэффициентом пористости);
- расстояние между забоем скважин,  $k_{\text{рас}}$  (чем дальше будет расстояние между забоями, тем хуже будет влияние нагнетательной скважины на добывающие);
- абсолютную отметку по кровле пласта,  $k_{\text{стр}}$  (по законам физики, вода, попав в пласт, в более низкие части пласта будет двигаться в большем объеме, чем в более высокие участки, следовательно, и влияние на скважины, забои которых расположенные в пласте ниже, чем забой нагнетательной скважины будет большим);

Стоит отметить, что сумма коэффициентов влияния нагнетательной скважины на добывающие, по тому или иному параметру, всегда равна единице:

$$\sum_1^i k_{\text{дав}} = \sum_1^i k_{\text{МиП}} = \sum_1^i k_{\text{рас}} = \sum_1^i k_{\text{стр}} = 1. \quad (1)$$

Итоговый коэффициент влияния нагнетательной скважины на добывающую скважину рассчитывается по формуле:

$$k_{\text{дав}_i} \cdot \varphi_i + k_{\text{МиП}_i} \cdot \varphi_i + k_{\text{рас}_i} \cdot \varphi_i + k_{\text{стр}_i} \cdot \varphi_i = k_i, \quad (2)$$

$$\sum_1^i k_i = 1, \quad \sum_1^i \varphi_i \leq 1, \quad (3),(4)$$

где  $k_i$  - коэффициент влияния нагнетательной скважины на добывающую скважину;

$\varphi$  – вес каждого коэффициента по влиянию на скважину,

Коэффициент  $\varphi$  в расчёте равен 0,25, но при необходимости можно изменить его значение, в пределе от 0 до 1, при условии выполнения (4) по каждой скважине.

Пользуясь формулой (5) можно высчитать массу воды, которая после закачки в нагнетательную скважину окажет влияние на работу добывающей скважины:

$$M_{\text{вл}} = k_i \cdot Q_{\text{зак}}, \quad (5)$$

где  $Q_{\text{зак}}$  - объём закачиваемой воды в скважину.

Результат расчёта (5) используется в (6):

$$m = \frac{M_{\text{вл}} \cdot 100}{Q_{\text{н}} \cdot b_{\text{н}} + \frac{Q_{\text{в}}}{\rho_{\text{в}}}}, \quad (6)$$

где  $Q_{\text{н}}, Q_{\text{в}}$  - добыча нефти и воды за период времени, т;

$b_{\text{н}}$  - пересчётный коэффициент (отношение объёмного коэффициента к плотности дегазированной нефти);

$\rho_{\text{в}}$  – плотность воды, т/м<sup>3</sup>.

Из формулы (6) получаем формулу (7), рассчитав её, мы найдём добычу жидкости в пластовых условиях. Если принять, что обводнённость продукции 0%, то (7) можно упростить, и она примет вид (8). По формуле (8) можно найти рекомендуемую добычу нефти, в поверхностных условиях, за определенный промежуток времени, при условии сохранения энергетики пласта.

$$Q_{\text{н}} \cdot b_{\text{н}} + \frac{Q_{\text{в}}}{\rho_{\text{в}}} = \frac{M_{\text{вл}} \cdot 100}{m} \quad (7)$$

$$Q_{\text{н}} = \frac{M_{\text{вл}} \cdot 100}{m \cdot b_{\text{н}}} \quad (8)$$

Применив описанную выше схему расчёта, был проведён расчёт рекомендуемой добычи жидкости по Западно-Сосновскому месторождению нефти. Промышленная нефтеносность месторождения связана с карбонатными коллекторами e1 горизонта. Это сводовая, массивно-пластовая, тектонически ограниченная залежь (рис.1). Отложения продуктивной части e1 горизонта представлены в основном известняками, реже – тонко- и мелкокристаллическими доломитами



Рис.1. Западно-Сосновское месторождение.

Структурная карта кровли el-zd резервуара.

В настоящее время на Западно-Сосновском месторождении добыча нефти ведётся на скважинах №№ 1, 2, 3, и осуществляется очаговая закачка в скважину №4. Начальные балансовые запасы составляют - 720 тыс.т, начальные извлекаемые - 302 тыс.т. Планируемый темп отбора от текущих извлекаемых запасов на 2014 год составляет 5,2%, что равно 4,9 тыс.т [3].

В таблице 1 приведены коэффициенты по каждой скважине, рассчитанные с использованием данной методики, а так же расчётная компенсация за январь (m) и предложенная добыча на февраль (Q<sub>теор</sub>). Из расчётных данных видно, что скважина №3 работает с компенсацией 94,7%, что является относительно хорошим показателем. Скважина №2 компенсируется на 116,6%, что в целом можно считать удовлетворительным показателем. Скважина №1 работает с компенсацией 149,2%, что подтверждается началом роста динамического уровня (закачка по месторождению за январь составила 930 м<sup>3</sup>).

Таблица 1

Расчитанные и фактические параметры по работе месторождения на 31 января 2014 года

Скважина	K <sub>ним</sub>	K <sub>дав</sub>	K <sub>рас</sub>	K <sub>стр</sub>	k	Q <sub>фак</sub> , м <sup>3</sup> (пл. усл), за январь	m	Q <sub>теор</sub> , м <sup>3</sup> (пл. усл), на февраль
1	0.419	0.332	0.571	0.290	0.403	251.2	149.2	356.9
2	0.216	0.436	0.171	0.522	0.336	268.1	116.6	297.7
3	0.365	0.232	0.259	0.188	0.261	256.3	94.7	231.2

По проведённым расчётам, с предлагаемой закачкой на февраль 930 м<sup>3</sup> и компенсацией по каждой скважине 105%, мы можем увеличить добычу ( в пластовых условиях) в первой скважине до 356,9 м<sup>3</sup>, во второй до 297,7 м<sup>3</sup>, в третьей немного снизить до уровня 231,2 м<sup>3</sup>. Теоретическая подача оборудования больше 400 м<sup>3</sup>, что говорит о технической возможности реализации данных рекомендаций.

Вывод: В данной работе был показан расчёт рекомендуемых объёмов добычи жидкости на февраль, с учётом оценки системы ППД, на Западно-Сосновском месторождении, за предыдущий период. По результатам, рекомендуется увеличить добычу нефти по первой и второй скважине, по третьей немного снизить, что позволит вывести работу всех скважин на уровень компенсации по около 100%. Анализ динамики работы скважин после внедрений рекомендаций позволит провести более долгосрочный прогноз. Так же положительно скажется внедрение новых оценочных параметров в расчёт (к примеру, результаты трассирования), что позволит сделать расчёт более точным.

### Литература

- Арбузов В.Н. Эксплуатация нефтяных и газовых скважин. Часть 1: учебное пособие/ В.Н. Арбузов; Томский политехнический университет. Томск: из-во. Томского политехнического университета, 2011. – 200с.
- Вагонов Л.А. Разработка методики для оценки системы заводнения путём анализа технологических показателей работы эксплуатационных скважин /Л.А. Вагонов, А.А. Анкудинов, И.В. Воробьёв; Инженерная практика №7, 2012 с.86-95.
- Дополнение к технологической схема разработки Западно-Сосновского месторождения/ БелНИПИнефть; руководитель Н.Л. Лобова – договор 42.2009№ ГР 622.276.1/4 - Этап 1.- Инв. № 2056 - Гомель, 2009 – 553 с.

## **ВЫЯВЛЕНИЕ МЕСТ СОСРЕДОТОЧЕНИЯ ОИЗ НЕФТИ И РЕЗУЛЬТАТЫ РАБОТ ПО ИХ ИЗВЛЕЧЕНИЮ НА ЗАЛЕЖИ В-INF- SVS0082 (ВЕНЕСУЭЛА)**

Залежь В-INFERSVVS0082 была открыта в июле 1965 года скважиной SVS0082 в которой был получен промышленный приток безводной нефти 620 бар/сут. Территориально залежь расположена в пределах 2-х блоков: Блоке IX и Блоке X (рисунок 1).

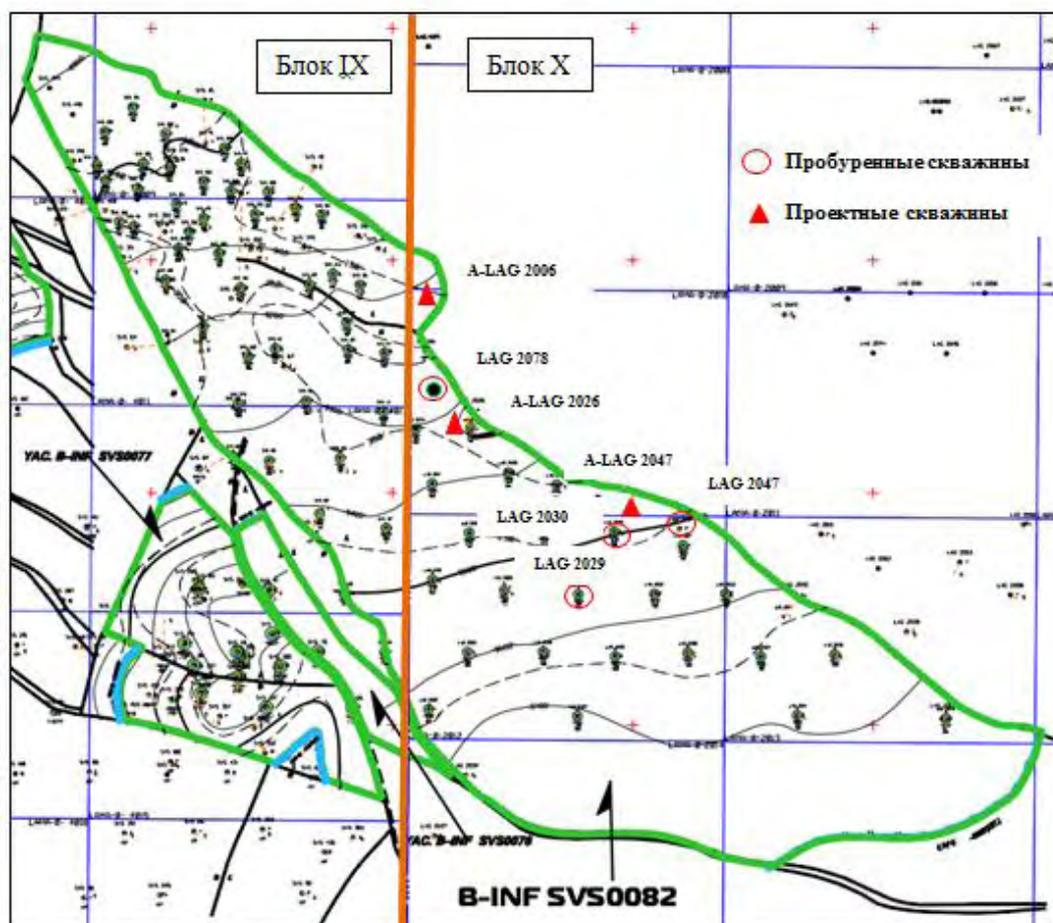


Рис. 1. Структурная карта залежи В-INF SVS0082

В структурном отношении залежь нефти является пластовой, тектонически экранированной. Тип коллектора поровый. Промышленная нефтеносность залежи В-INF SVS0082 связана с песками и песчаниками, плохо сцементированными и частично глинистыми с хорошими фильтрационными свойствами. В целом по залежи средняя эффективная нефтенасыщенная мощность составляет 172 фута, пористость 26%, начальная нефтенасыщенность 79%, абсолютная проницаемость 890 мД. Начальное пластовое давление в залежи составляет 4200 psi и равно давлению насыщения нефти газом.

Официальные начальные балансовые запасы нефти залежи В-INF SVS0082 составляют 931.186 млн.бар, начальные извлекаемые 500.978 млн.бар, проектный коэффициент нефтеизвлечения – 0,537, текущий - 0,506, остаточные извлекаемые запасы залежи составляют 29.435 млн.бар.

С 1965 и по 2011 год в эксплуатацию было введено 90 добывающих скважин. Основной способ эксплуатации газлифт. Максимальное число работающих скважин – 46 ед. отмечается в 1969-1971 годах, что привело к максимальным темпам отбора от НИЗ: в 1969 году - 8.7%, в 1970 – 8.8%, в 1971 – 7.6%. В 1992-1998 годах были введены из бурения в эксплуатацию 32 скважины, что привело к росту добычи нефти в три раза с 7,8 до 21,1 тыс.бар/сут. Все пробуренные в данный период скважины расположены в сводовой части залежи в пределах Блока IX и их можно отнести к категории уплотняющих (рисунок 2). Так, расстояние между скважинами в сводовой части составляет 100-300м, в то время как погруженная часть залежи, расположенная в пределах Блока X, разбурена сеткой 600х600м. Всего скважинами, пробуренными

в период 1992-1998гг, было добыто 30.5 млн. бар нефти или 953 тыс. бар/скв.



Рис. 2. Схема расположения уплотняющей сетки скважин на Блоке IX

и скв.LAG2047. В скв.LAG2029, которая расположена в основной зоне выработки, была произведена изоляция нижних интервалов и перфорация верхнего интервала, который находится гораздо ниже текущего ВНК (рисунок 3) – в скважине была получена обводнённая продукция 98%. В скв.LAG2047, расположенной в краевой зоне, проведены аналогичные работы – скважина вступила с обводнённостью 70% и дебитом нефти 300 бар/сут. Несмотря на подобные отметки перфорированных интервалов положительный результат работ по скв.LAG2047 связан с положением её в краевой неохваченной основной разработкой зоне залежи. И именно данный участок залежи является наиболее перспективным для дальнейших работ по бурению новых скважин и проведению ГТМ.

Исходя из даты начала обводнения продукции скважин и положения отметки нижних дыр перфорации (НДП) на дату обводнения, была построена зависимость продвижения ВНК (водонефтяного контакта) во времени (рисунок 3). Т.е. принимая во внимание массивно-пластовое строение залежи, предполагалось, что начало обводнения продукции свидетельствует о подходе зеркала воды к дырам перфорации. Так же на данную зависимость были нанесены отметки текущего ВНК, определённого по ГИС (геофизическим исследованиям скважин) в скважинах при бурении, которые показывают аналогичную зависимость.

Примечательно, что определённый по ГИС текущий ВНК в последних пробуренных скважинах (SVS0447 и LAG2078) не согласуется с построенной зависимостью, что, вероятно, связано с их краевым местоположением. В связи с этим, есть основания говорить о различной интенсивности подъёма ВНК как для основной центральной зоны выработки, так и краевых зон.

Это предположение подтверждается проведенными КРС (капитальными ремонтами скважин) в 2013г. в скв.LAG2029

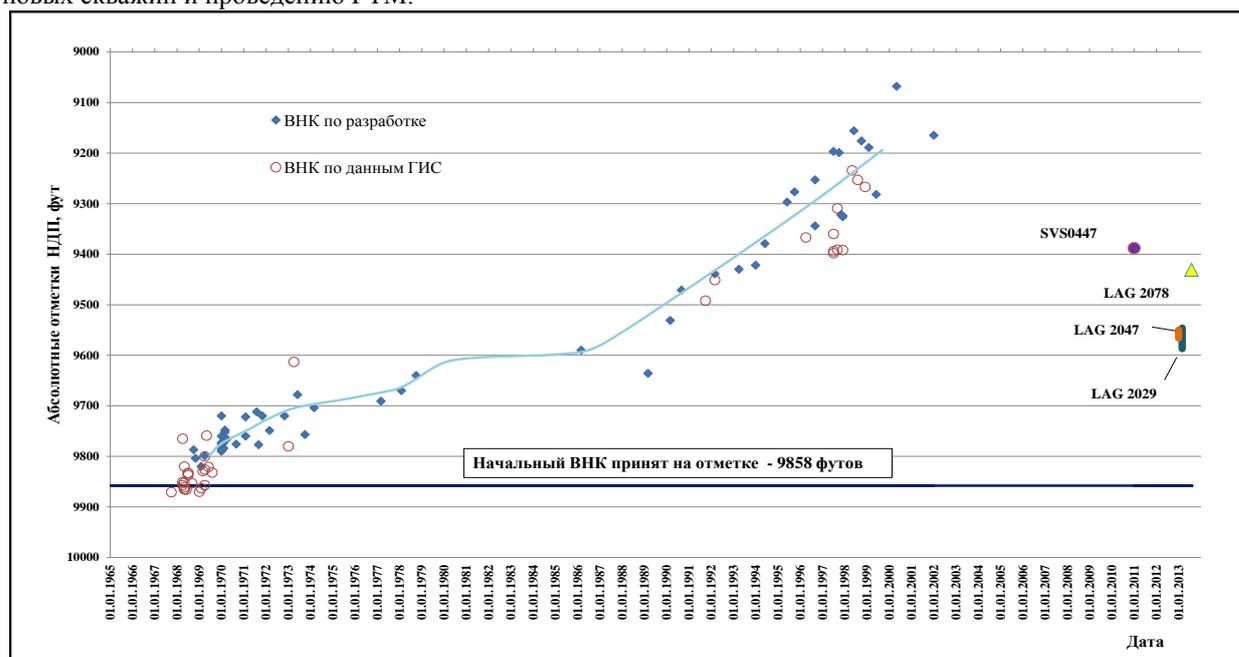


Рис. 3. Зависимость времени начала обводнения продукции скважин залежи В-INFSVS0082 от положения НДП

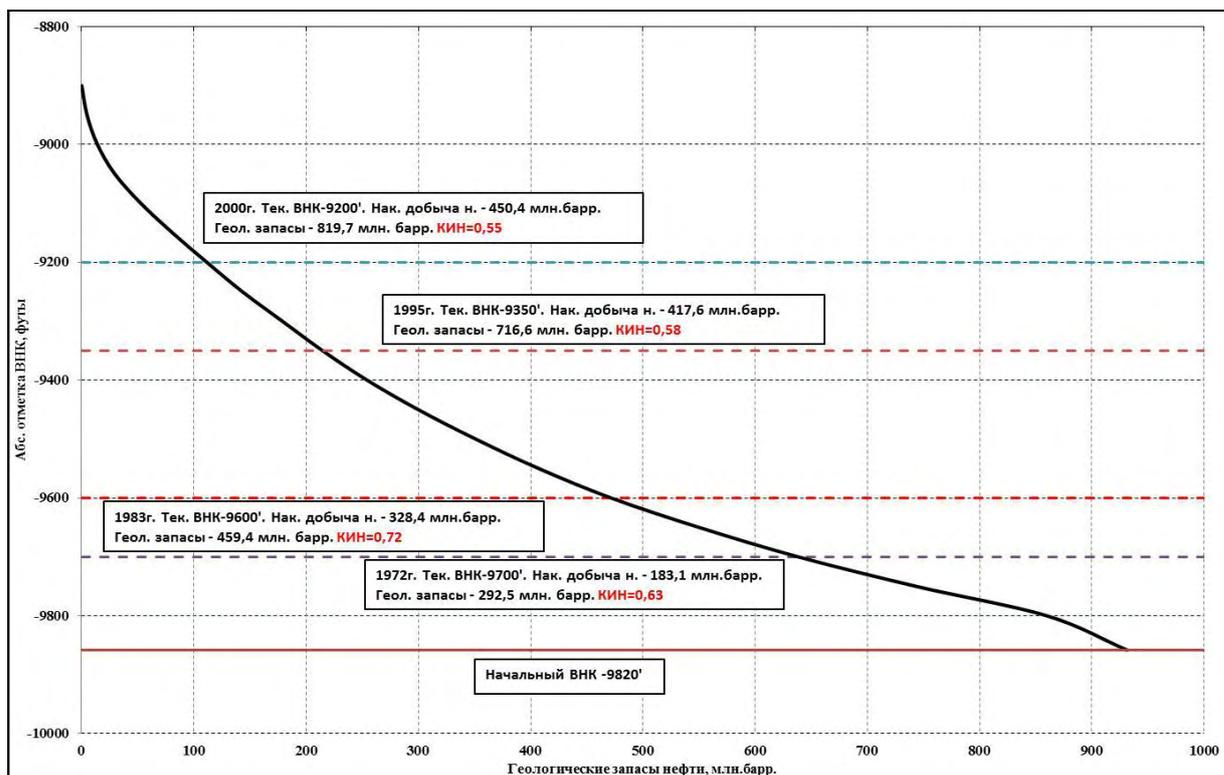


Рис. 4. Расчёт текущего КИНа по залежи В-INFSVS0082

С целью оценки извлекаемых запасов нефти были определены отметки текущего ВНК на начало разработки – 9858', в год предполагаемого начала закачки газа – 1972г. - 9700', в год предполагаемого окончания закачки газа – 1983г. - 9600', 1995г. - 9350' и 2000г. - 9200' и накопленная добыча нефти на данные даты (рисунок 4).

Как видно из расчётов, КИН (коэффициент извлечения нефти) до начала закачки газа в залежь оценивается в 0,63, после – 0,72, что связано с эффективным вытеснением нефти газом (увеличение КИНа на 9 пунктов). КИН на 1995г. и 2000г. составил соответственно 0,58 и 0,55.

В настоящее время целесообразно ориентироваться на КИН определенный на последнюю дату (2000г.) – 0,55, что весьма близко к официальному КИН - 0,537. Тогда ОИЗ следует оценить в 41 млн.бар. при официальной величине 29 млн.бар.

На основании выполненного анализа следует говорить о том, что выработка запасов нефти по площади залежи происходила неравномерно, что связано как с геологическим строением залежи, так и с неравномерным ее разбуриванием.

На залежи следует отдельно выделять центральную зону, в пределах которой происходил интенсивный подъём ВНК и “крылья” залежи, где ВНК поднимался с меньшей интенсивностью (зона скважин LAG2047 и LAG2078). Данную краевую зону и следует считать наиболее перспективной для проведения ремонтов и бурения новых скважин и боковых стволов. На этом основании были рекомендованы проектные точки для бурения 3-х новых скважин А-LAG2026, А-LAG2006, А-LAG2047 и проведение КРС по вводу из бездействия скважины LAG2030 (рисунок 1). Исходя из модельных расчетов, дебиты нефти новых скважин составят 300-400 бар/сут, а накопленная добыча нефти на скважину составит 600-950 тыс. бар.

**Н.Э. МИКАИЛОВА**

*Азербайджанская Государственная Нефтяная Академия, Баку*

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА КОЭФФИЦИЕНТ ГАЗОУТДАЧИ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ АССОЦИАТИВНОГО АНАЛИЗА**

Известно, что одним из основных параметров, характеризующий эффективность системы разработки морских и газоконденсатных месторождений является коэффициент конечной газоотдачи [1,2].

Это предопределяет исключительную важность учета степени влияния различных факторов на конечный коэффициент газоотдачи и его оценки на стадии составления проектов разработки и технологических схем опытно-промышленной эксплуатации [1,3].

При исследовании геолого-промысловой информации статистическими методами важной проблемой является, прежде всего, установление взаимосвязи между анализируемыми факторами, степени, как отдельно взятого фактора, также и их совокупного, влияния на исследуемый параметр.

С этой целью промысловый материал разбивается на отдельные группы и каждая из этих групп определяет соответствующего количественного и качественного фактора всей информационной совокупности. Последнее разбиение осуществляется с целью выявления и установления степени влияния того или иного фактора на коэффициент газоотдачи горизонтов.

Рассмотрим вопрос применения метода ассоциативного анализа с целью выявления влияющих факторов на коэффициент газоотдачи при разработки морских газовых и газоконденсатных месторождений [4,5].

Собрана и систематизирована промысловая информация по отдельным блокам и горизонтам морских газовых и газоконденсатных месторождений Азербайджана (Бахар, Булла-дениз и Сангачалы-дениз).

На основе анализа многолетнего промыслового опыта в качестве основных факторов, как природных, так и технологических, влияющих на коэффициент газоотдачи морских месторождений были выбраны следующие:

1. Начальное пластовое давление -  $P_{пл}$ , МПа;
2. Срок разработки горизонта -  $t$ , годы;
3. Отклонение ствола скважины от вертикали -  $\ell_o$ , м;
4. Азимут -  $\varphi$ , градусы;
5. Суммарный объем газа, добытой в период постоянной добычи -  $Q_1$ , м<sup>3</sup>;
6. Среднегодовой объем газа, добытой в период постоянной добычи газа -  $Q_2$ , м<sup>3</sup>;
7. Суммарный объем газа с начала разработки до начала периода падения добычи газа -  $Q_3$ , м<sup>3</sup>;
8. Годовой темп добычи газа в период падения добычи газа -  $\frac{d\bar{Q}}{dt}$ ;
9. Постоянные фильтрационные параметры -  $\frac{kh}{\mu} \nu \frac{k}{\mu m}$ ;
10. Отношение разбуренной части к газоносной площади горизонта -  $\bar{S}$ ;

Исследуем влияние отмеченных факторов на газоотдачу горизонтов в отдельности.

Величину конечной газоотдачи горизонтов морских месторождений целесообразно разбить на две группы: I группа  $\beta_r \leq 0,70$ ; II группа  $\beta_r > 0,70$

С целью исследования влияния начального пластового давления на коэффициент газоотдачи по величине пластового давления горизонты разбиты на три группы:

I группа:  $P_{пл} \leq 40 \text{ МПа}$ ; II группа:  $45 > P_{пл} > 40 \text{ МПа}$ ; III группа  $P_{пл} \geq 45 \text{ МПа}$ .

До проведения расчетов составим распределение параметров по ассоциативному анализу.

Таблица 1

Распределение параметров для ассоциативного анализа				
№№ п/п	Уровни факторов, влияющих коэффициент газоотдачи	Символы параметров		
		Iуровень	IIуровень	Сумма
1	$X_1$	$\alpha_{12}$	$\alpha_{11}$	$\alpha_{10}$
2	$X_2$	$\alpha_{22}$	$\alpha_{21}$	$\alpha_{20}$
3	$X_3$	$\alpha_{32}$	$\alpha_{31}$	$\alpha_{30}$
		$\alpha_{02}$	$\alpha_{01}$	N

Где  $X_1, X_2, X_3$  - уровни факторов;  $\alpha_{11}, \alpha_{12}, \alpha_{21}, \alpha_{22}, \alpha_{31}$  в  $\alpha_{32}$ - фактические коэффициенты газоотдачи, соответствующие уровням факторов.

Составим таблицу 2 для оценки влияния пластового давления на коэффициенты газоотдачи.

Таблица 2

Данные по выявлению влияния пластового давления на коэффициент газоотдачи				
№№ п/п	Пластовое давление- $P_{пл}$ , МПа	Коэффициенты газоотдачи, $\beta_r$		
		$\beta_r > 0,70$	$\beta_r \leq 0,70$	Сумма
1	$P_{пл} < 40$	3	7	10
2	$45 > P_{пл} > 40$	6	3	9
3	$P_{пл} \geq 45$	9	14	23

182442

Коэффициент критерия связи определяется по следующему уравнению:

$$\psi_o = \frac{\phi^2}{\sqrt{(3-1)(t-1)}}, \quad (1)$$

где S- число различия групп по пластовому давлению; t – число различия групп по коэффициентам газоотдачи.

Коэффициент  $\phi^2$  определяется по следующему уравнению:

$$\phi^2 = \frac{1}{N} \sum_{i,j=1}^N \frac{(n_{ji} - X_{ji})^2}{X_{ji}}, \quad (2)$$

где  $n_{ji}$  - j показывает число горизонтов по коэффициентам газоотдачи, входящих в эту группу и i показывает число горизонтов по пластовому давлению, входящих в эту группу.

Перед тем как определить параметр  $\phi^2$  вычисляются значения  $X_{ji}$ ,  $X_{21}$ ,  $X_{22}$ ,  $X_{23}$ ,  $X_{31}$ ,  $X_{32}$  и  $X_{33}$  определяются, соответственно, нижеприведенному обобщенному уравнению:

$$X_{ji} = \frac{n_j \cdot n_i}{N} \quad (3)$$

$$X_{11} = \frac{10 \cdot 24}{42} = \frac{60}{7}; X_{12} = \frac{10 \cdot 18}{42} = \frac{30}{7};$$

$$X_{21} = \frac{9 \cdot 24}{42} = \frac{36}{7}; X_{22} = \frac{9 \cdot 18}{42} = \frac{27}{7};$$

$$X_{31} = \frac{23 \cdot 24}{42} = \frac{92}{7}; X_{32} = \frac{23 \cdot 18}{42} = \frac{64}{7}.$$

На основании полученных результатов составлена таблица 3.

Таблица 3

Распределение значений  $X_{ji}$  по градам

№№ п/п	Начальное пластовое давление $P_{пл}$ , МПа	Коэффициент газоотдачи - $\beta_r$	
		$\beta_r > 0,70$	$\beta_r \leq 0,70$
1	$P_{пл} \leq 40$	8,57	4,28
2	$45 > P_{пл} > 40$	5,14	3,85
3	$P_{пл} \geq 45$	13,14	9,85

$$\phi^2 = \frac{1}{42} \left[ \frac{(3-8,57)^2}{8,57} + \frac{(7-4,28)^2}{4,28} + \frac{(3-5,14)^2}{5,14} + \frac{(6-3,85)^2}{3,85} + \frac{(9-13,14)^2}{13,14} + \frac{(14-9,85)^2}{9,85} \right] = 0,241$$

Значение коэффициента  $\phi^2$  оценивается по уравнению:

$$\phi^2 > \frac{C-1}{N}, \quad (4)$$

где C- число классификационного класса, которое определяется:

$$C = t \cdot S = 2 \cdot 3 = 6, \quad \text{тогда } C = \frac{5}{42} = 0,119.$$

Значение коэффициента  $\phi^2 = 0,241 > 0,119$  свидетельствует о том, что зависимость между коэффициентом газоотдачи и начальным пластовым давлением не случайный.

Аналогичным образом по вышеуказанной методике были определены влияние принятых факторов на конечный коэффициент газоотдачи горизонтов морских месторождений.

Аналогично было исследовано влияние параметров  $Q_1$ ,  $Q_2$ ,  $Q_3$  и  $\frac{dQ}{dt}$  на величину коэффициента

газоотдачи. Анализ результатов расчетов показали, что влияние этих параметров на величину коэффициента газоотдачи незначительный и ненадежный.

Таким образом, исследования показали, что влияние начального пластового давления, срока

разработки, отклонения ствола скважины от вертикали и сетки размещения скважин на конечный коэффициент газоотдачи морских газоконденсатных месторождений высокое и надежное.

Результаты расчетов показали, что влияние начального пластового давления, срока разработки, отклонения ствола скважины от вертикали, темп отбора и сетки размещения скважин на конечный коэффициент газоотдачи морских газоконденсатных месторождений высокий и надежный, а влияние параметров  $Q_1$ ,  $Q_2$ ,  $Q_3$  и  $\varphi$  на  $\beta_r$  незначительный.

### Литература

1. Мирзаджанзаде А.Х. и др. Основы технологии добычи газа, М., Недра, 2003.
2. Мирзаджанзаде А.Х. и др. Фрагменты разработки морских нефтегазовых месторождений, Б., Наука, 1997.
3. Юсифзаде Х.Б. Разработка и разведка морских нефтегазовых месторождений, Б., Азернешр, 1979.
4. Гублер Е.В., Генкин А.А. Применение непараметрических критериев статистики в медико-биологических исследованиях, М., Медицина, 1973.
5. Кэндел М.Д. Ранговая корреляция, М., Статистика, 1975.

**Ю.А. РАДЧЕНКО**

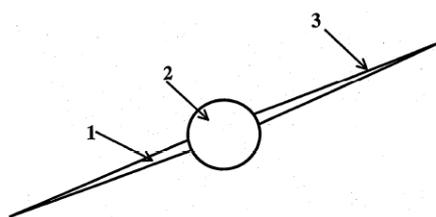
*Гомельский государственный технический университет имени П.О. Сухого,  
Республика Беларусь*

## МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ РАСЧЕТА ДЕБИТА СКВАЖИНЫ ПОСЛЕ ПРОВЕДЕНИЯ ГРП

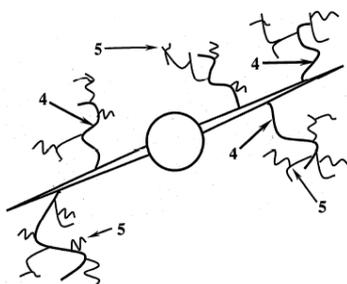
Эффективность подсчета прироста дебита скважины после проведения на ней гидроразрыва пласта, особенно в условиях трещиноватых горных пород, в большой степени определяется качеством исходных показателей, выбранной методикой расчета, а так же наличием технологических ресурсов. Отсутствие скоординированных параметров, инноваций, в значительной степени ограничивают эффективность прогнозирования дальнейшей работы скважины, а соответственно и возможность экономического планирования развития предприятия.

В настоящее время конкурентоспособность определяется качеством, стоимостью и сроками выполнения всевозможных работ, именно по этой причине, приобретают высокую актуальность вопросы улучшения эффективности прогнозирования показателей путем постоянного совершенствования технологий расчетов.

Если рассматривать ситуацию в Республике Беларусь, то, на данный момент для подсчета дебита скважины после проведения на ней гидроразрыва пласта используются такие методы как: математическое



Фиг. 1



Фиг. 2

Рис. 1. Модель трещины ГРП. Фиг. 1 – Схематичное изображение обычной трещины; Фиг. 2 – Схематичное изображение трещины, в которой имеются первичные и вторичные каналы

прогнозирование и компьютерное моделирование прироста дебита. При этом довольно часто возникают сложности в связи с неточным расчетом показателей. В 2013 году, с использованием вышеуказанных методик, был спрогнозирован прирост дебита на 11 скважинах. Средняя погрешность расчетов составила 40%. Одна отрицательная ошибка в условиях низкодебитной эксплуатации скважины может полностью нивелировать положительный эффект от ГРП за год. Как видно из вышеизложенного, данная проблема влечет за собой большие затраты и неточность экономического прогнозирования работы предприятия. В связи с этим остается актуальным вопрос по устранению таких осложнений и, соответственно, по обеспечению максимально возможной стабильности прогнозных расчетов.

Предлагаемая методика расчета предназначена для более точного вычисления дебита скважины после проведения на ней ГРП.

Модель расчета основана на существующей методике Желтоваи теории развития разветвленной трещины гидроразрыва за счет ее слияния с естественными трещинами породы (рис. 1).

В основе предположения о разветвленном развитии трещины ГРП лежит теория о том, что в трещиноватых породах под действием давления гидроразрыва будет не

только прорываться пласт, но и будут раскрываться естественные трещины породы. Таким образом, будет увеличиваться трещиноватость, а соответственно и эффективная проницаемость коллекторной зоны пласта. Доказательством данного предположения могут служить такие факты как:

1. Наиболее вероятное направление развития трещины гидроразрыва – это ее развитие по пути наименьшего сопротивления.
2. Естественные трещины пласта так же ориентированы.

Из вышеприведенного следует, что есть вероятность слияния трещины ГРП с естественными трещинами пласта и образование их единой системы в момент проведения гидроразрыва. Таким образом, на увеличение дебита будет влиять не только проницаемость основной трещины ГРП, но и проницаемость совокупности дочерних трещин нескольких порядков.

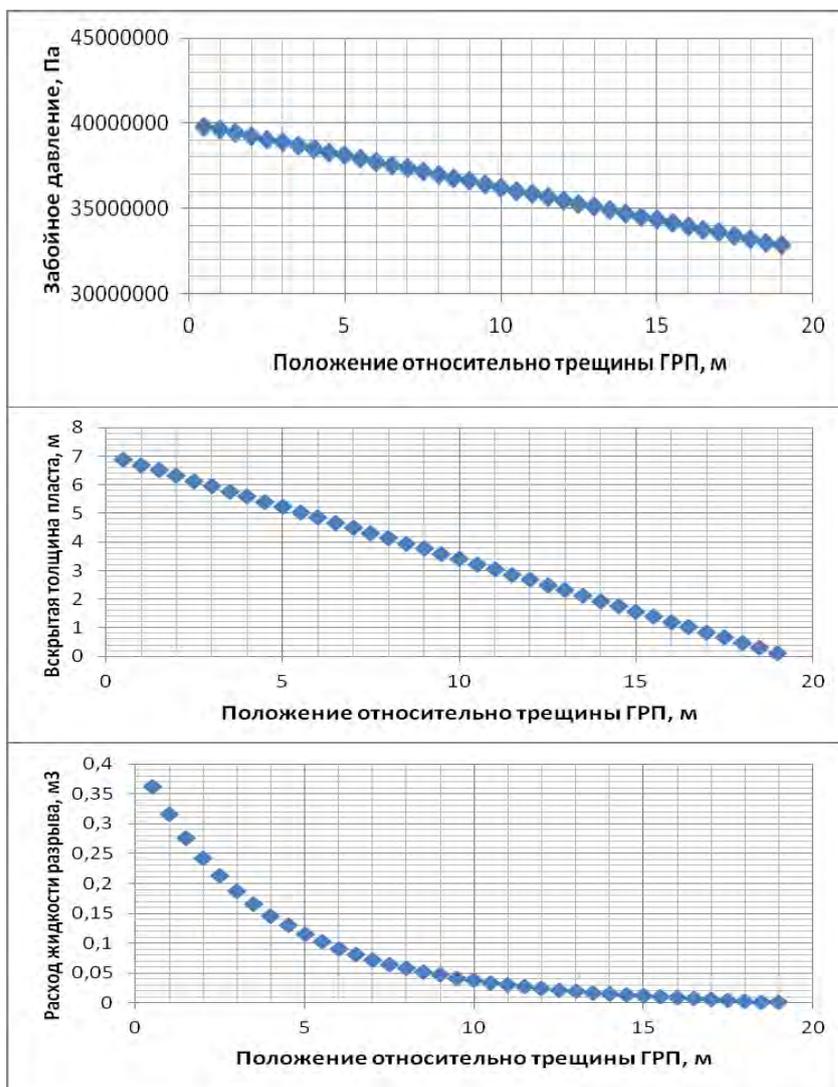


Рис. 2. Зависимости изменения забойного давления (1), вскрытой толщины пласта (2) и расхода жидкости разрыва (3) от положения относительно трещины ГРП

расчета основной трещины состоит в том, что после первичного определения всех параметров для дочерних трещин, ведется перерасчет таких параметров как: вскрытая толщина пласта,  $h$  и объем жидкости разрыва,  $V_{ж}$ . Зависимости данных параметров от удаления дочерних трещин от основания главной представлены на графиках 1, 2, 3 (рис. 2). Далее проводится заключительный перерасчет всех параметров дочерних трещин и установление их истинных показателей.

В настоящей работе проводится расчет для дочерних трещин первого и второго порядка.

Далее рассчитывается дополнительный объем трещин и определяется, насколько увеличивается коэффициент проницаемости по сравнению с первоначальным значением.

По закону Дарси рассчитывается прогнозируемый дебит скважины.

На основании вышеизложенного, можно утверждать, что математическая модель расчета дебита скважины после проведения на ней гидроразрыва пласта дает погрешность меньшую погрешность на 30%, а соответственно является более эффективной, что облегчает прогнозирование дальнейшей работы скважины.

Предлагаемая методика, предполагает наличие следующих параметров в качестве исходных данных: глубина скв.,  $L$ ; средняя плотность пород над продуктивным горизонтом,  $\rho_n$ ; коэффициент Пуассона,  $\nu$ ; вскрытая толщина пласта,  $h$ ; объем жидкости разрыва,  $V_{ж}$ ; проницаемость породы,  $K_{пп}$ ; пористость песка после закрытия трещины,  $m$ ; коэффициент по кол-ву песка,  $n$ ; темп закачки жидкости разрыва,  $Q_{ж}$ ; вязкость жидкости разрыва,  $\mu$ .

Для трещины гидроразрыва рассчитываются параметры: давление на забое в конце ГРП,  $P_{заб}$ ; эффективное давление ГРП,  $P_{эф}$ ; длина трещины,  $l$ ; ширина трещины,  $\omega$ ; высота трещины,  $h$ ; остаточная длина трещины,  $l_1$ ; остаточная ширина трещины,  $\omega_1$ ; коэффициент проницаемости трещины,  $K_{п}$ ; длина стенки трещины по высоте,  $\Gamma'$ ; длина стенки трещины по ширине,  $\Gamma''$ ; угол наклона стенки трещины,  $\alpha$ .

Далее аналогично рассчитываются параметры дочерних трещин, располагающихся в горизонтальной плоскости относительно основной трещины ГРП с шагом  $s$ , определяющимся исходя из коэффициента естественной трещиноватости горной породы. Отличие от

Использование данной методики расчета позволит производить более точную оценку эффективности проведения ГРП на конкретной скважине, прогнозировать изменение ее дебита, а соответственно более точно определять экономические параметры.

### Литература

1. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве; утверждены Минтопэнерго и Минатомэнерго России в 1997 году, стр. 190. Москва, 1997.
2. Дорофеева Т.В. Тектоническая трещиноватость горных пород и условия формирования трещинных коллекторов нефти и газа Л., Недра, 1986, 222с.
3. Смехов Е.М. Закономерности развития трещиноватости горных пород и трещинных коллекторов нефти и газа Л., Гостоптехиздат, 1961, 146 с.
4. Ромм Е.С. Фильтрационные свойства трещиноватых горных пород. М., Недра, 1996.

**Т.В. РОЗЫГАН**

*Институт геофизики им. С.И. Субботина НАН Украины, Киев*

## МАГНИТО-ЛИНЕАМЕНТЫ ДНЕПРОВСКО-ДОНЕЦКОГО АВЛАКОГЕНА В СВЯЗИ С ЕГО НЕФТЕГАЗОНОСНОСТЬЮ

**Актуальность.** Известно, что линеаменты отображают сеть разломов и зон трещиноватости разного времени и масштаба, с которыми часто связаны пути прохождения мантийных газов и флюидов на поверхность земли [1]. Учитывая то, что линейные элементы разных направлений могут быть связаны с различными этапами развития земной коры, с которыми в свою очередь связаны металлогеническая специализация, нефтегазоносность и другие проявления полезных ископаемых, актуальной является задача их количественной характеристики и анализа. Цель работы заключается в выполнении линеаментного анализа аномального магнитного поля Днепроовско-Донецкого авлакогена (ДДА) и последующей количественной интерпретации полученных результатов.

**Вводная часть.** *Линеамент* - это линейный элемент, который несет в себе информацию о структурах геолого-геофизической среды. Такими структурами являются рифты, авлакогены, зоны сочленения платформ, сегментов, блоков, области тектоно-магматической активизации, дайковые пояса, отдельные дайки и др. [1].

В зависимости от исходных материалов, по которым выделяются линеаменты, их объединяют в группы, которые характеризуются определенным набором структурных признаков. В классификации, приведенной в [2] геофизические линеаменты формируют отдельную группу и включают магнито-линеаменты (выделенные по магнитному полю). Линейность перечисленных выше структур находит свое отражение в поведении магнитного поля. Таким образом, оно может быть использовано в качестве исходного материала для выделения соответствующих линеаментов.

*Линеаментный анализ* – набор ряда практических процедур, с применением ЭВМ, направленных на получение материала необходимого для проведения количественного анализа исходных данных с последующей качественной их интерпретацией. Так линеаментный анализ геофизических полей позволяет выполнить картирование систем тектонических нарушений в кристаллическом фундаменте, осадочном чехле, выделять структуры и особенности внутреннего строения земной коры.

**Аномальное магнитное поле ( $\Delta T$ )а ДДА.** Исходными данными были карты аномального магнитного поля ( $\Delta T$ )а и карты его региональной  $\Delta T$ )а.рег и локальной ( $\Delta T$ )а.лок компонент геомагнитного поля ДДА масштаба 1:500 000 [Орлюк, Розыган] 2013.

Днепроовско-Донецкий авлакоген и его краевые части характеризуются слабоаномальным магнитным полем ( $\Delta T$ )а по отношению к полю Украинского щита и Воронежского массива. Максимальные его значения (до 800 нТл) характерны для Черниговского магнитного максимума. Большинство магнитных аномалий в пределах впадины ориентированы в северо-западном и близком к нему направлениях. Исключения составляют аномалии Ичнянской зоны, где доминируют меридиональные ориентирования аномалий. В области Центральной депрессии интенсивность аномалий достигает 200-400 нТл, а далее на восток-юго-восток составляет первые десятки, максимум до 200-250 нТл. Для бортовых частей характерно чрезвычайно сложный характер поля, с чередованием участков линейного магнитного поля с мозаичным и практически безаномальным. Аномальное магнитное поле имеет в своем составе как минимум две компоненты: длинноволновую и коротковолновую с длинами волн - 150-250 км и 5 - 40 км.

**Методика линеаментного анализа.** Процесс выделения линеаментов является сложным и неоднозначным. Одним из недостатков при выделении линеаментов, которые идентифицируются с разломами и другими особенностями внутреннего строения земной коры является тот факт, что рассматривается не само поле, а его изображение в изолиниях или в оттенках (все равно), из-за этого в полученных результатах присутствует некоторая погрешность. Для того чтобы исключить данный

недостаток было предложено выполнять выделение линеаментов по числовым значениям поля, путем аналитических вычислений горизонтального градиента, описание в [3]. Другими словами, исходное поле преобразовывалось в поле градиентов, а затем в поле линеаментов. Математическая суть этих линеаментов заключается в следующем - это отрезки ориентированы перпендикулярно вектору градиента и имеющие длину пропорциональную его модулю. Полученный результат нельзя считать конечной схемой или картой линеаментов, а всего лишь, своего рода трансформантой исходного поля, для получения линеаментов, которые можно ассоциировать с таким, что передают информацию о глубинном строении, выполнялись следующие шаги:

- расчет гистограмм распределения линеаментов;
- азимутальная фильтрация линеаментов по преобладающим направлениям;
- генерализация оставшихся линеаментов по признакам их одинаковой ориентировки и близости расположения.

Для генерализации использовалась процедура расчета функции линейности, которая характеризует накопление линейных элементов в полосе определенного направления и ширины, данные параметры задаются интерпретатором и, как правило, зависят от масштаба исходного поля.

Процесс выделения линеаментов является сложным и неоднозначным. Все описанные выше манипуляции и расчеты выполнялись в программе, разработанной на кафедре геофизики ГВУЗа «Национальный горный университет», а графические построения в программной среде “Surfer” и “Grapher”.

**Результаты.** Для исходного, регионального и локального магнитного поля Днепровско-Донецкого авлакогена и прилегающих частей Украинского щита и Воронежского массива были рассчитаны гистограммы распределения линеаментов (рис.1), выполнена их азимутальная фильтрация по преобладающим направлениям и вычислена функция их линейности. Для удобства выполнения вычислительных работ, магнитное поле авлакогена было разделено на три участка, а именно, северо-западный, центральный и юго-восточный, это также позволило лучшим образом отразить картину азимутального распределения магнито-линеаментов в разных участках ДДА.

Азимуты простирания магнито-линеаментов северо-западной части имеют преимущественно субмеридиональное простирание, которое не согласуется с простиранием авлакогена. В центральной части впадины - азимуты простирания в большинстве тяготеют к северо-западному и субширотному направлению, а в юго-восточной части наблюдается четкое согласование азимуты простирания линеаментов регионального поля с простиранием авлакогена. Не совпадение, в соответствии с гистограммами направлений простирания локальных и региональных линеаментов в юго-восточной части авлакогена, поясняется перекрытием глубинных структур приповерхностными, а также несоответствием простирания разломов соответствующих классов. Однако заметим, что в целом для ДДА определенные направления все же хорошо коррелируют в обоих случаях.

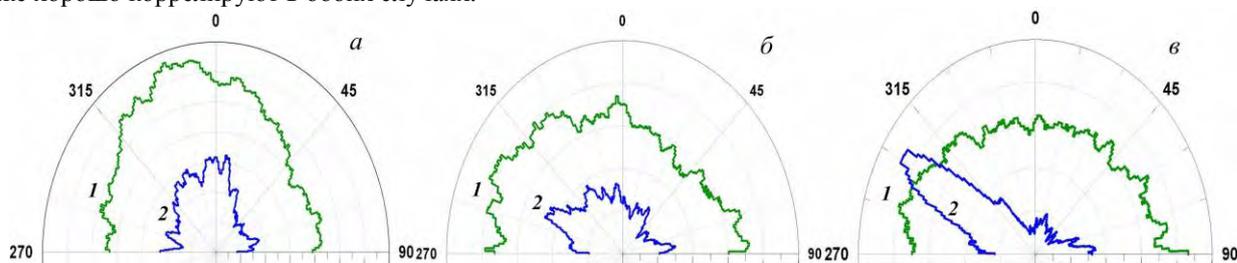


Рис. 1. Гистограммы распределения линеаментов для северо-западной (а), центральной (б) и юго-восточной (в) части ДДА: 1 – в региональном магнитном поле; 2 – в локальном магнитном поле

С использованием полученных результатов были составлены схемы локальных и региональных линеаментов, которые по азимутальным признакам хорошо объединяются в системы. Так в пределах ДДА прослеживается система субширотных, субмеридиональных и диагональных линеаментов расположенных как в пределах самого авлакогена, так и на его краевых бортах. В качестве примера на рис.2 приведена схема магнито-линеаментов регионального класса северо-западной и центральной частей ДДА.

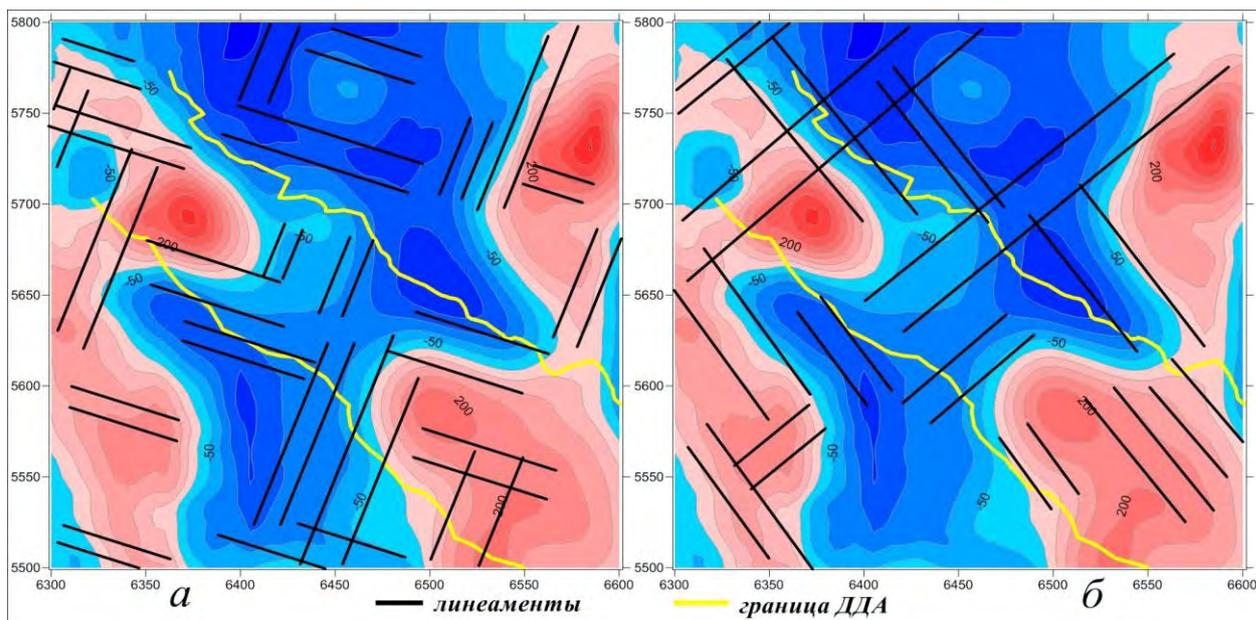


Рис. 2. Схемы региональных линеаментов с азимутами 290-20° (а) и 325-55° (б) для северо-западной и центральной частей ДДА

Выполнено сопоставление схем линеаментов с известными проявлениями нефтегазоносных месторождений ДДА, прослеживается их попадание в оговоренные системы линеаментов определенных азимутов.

**Выводы.** Выполненные исследования позволили на количественном уровне проанализировать геомагнитное поле Днепровско-Донецкого авлакогена в отношении построения схемы региональных и локальных линеаментов земной коры и гистограмм азимутов их простирания. Эти линеаменты идентифицируются с известными разломами, а также позволяют выделить новые системы разломов, узлы их пересечения, а также наметить места несоответствия простирания разломов регионального и локального класса. Полученные результаты будут использованы для прогнозирования нефтегазоносности региона и локализации мест притока глубинных углеродов в верхнюю часть земной коры.

#### Литература

1. Орлюк М.И., Розыган Т.В. Геомагнитное поле и линеаменты земной коры Днепровско-Донецкого авлакогена // XII<sup>th</sup> International Conference on Geoinformatics – Theoretical and Applied Aspects. 13-16 May 2013, Kiev, Ukraine. Paper 5206. Conference CD-ROM Proceedings. 5 pages.
2. Кац Я.Г., Полетаев А.И., Румянцева Э.Ф. Основы линеаментной тектоники. – М.: Недра, 1986. – 140с.
3. Солдатенко В.П. К вопросу вычисления и анализа грави-линеаментов // Науковий вісник НГУ, 2003, №6, -С. 87-89.

**Д.В. СЕРДИУКОВ, И.А. БУЛАВКО**

*Гомельский государственный технический университет им. П.О. Сухого,  
Республика Беларусь*

## **МЕТОДИКА ПРИМЕНЕНИЯ КРИВЫХ ВЫТЕСНЕНИЯ ДЛЯ ОЦЕНКИ НАЧАЛЬНЫХ ИЗВЛЕКАЕМЫХ ЗАПАСОВ И ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ДОБЫЧИ НЕФТИ**

В процессе эксплуатации нефтяных месторождений остро стоит вопрос о качественной и количественной оценке эффективности применяющихся методов разработки. В силу неповторимости технологических и геолого-физических условий, уникальности производственных и природных факторов, оказывающих влияние на эффективность проведенных мероприятий, оценка эффективности воздействия на месторождение, пласт, призабойную зону пласта обладает достаточной степенью сложности.

В сложившейся ситуации возник вопрос о применении методов математической статистики для решения ряда задач связанных с оценкой эффективности технологий разработки. Более 40 промыслово-статистических методов прогноза показателей разработки на основе экстраполяции промысловых данных предложено в настоящее время различными авторами. Методы описываются кривыми вытеснения –

различными зависимостями между величинами отборов нефти, воды и жидкости.

Характеристики вытеснения подразделяются на две большие группы: кривые обводнения и кривые падения. Кривые обводнения – это зависимости между накопленными отборами нефти, воды и (или) жидкости или зависимости между накопленными отборами и обводненностью продукции. Кривые обводнения характеризуют процесс обводнения скважин, участка, месторождения и зависимости от накопленной добычи жидкости. Кривые падения – это зависимости между текущей и накопленной добычей нефти от фактора времени, а также зависимости между текущей и накопленной добычей нефти. Кривые падения характеризуют изменение добычи нефти во времени. Промыслово-статистические методы обладают достаточно высокими погрешностями при определении на ранних стадиях, но они весьма широко используются в различных исследованиях, и рекомендованы в различных руководящих документах в силу их простоты и экспрессности. Особое место данный способ занимает при оценке эксплуатационных параметров на поздних стадиях разработки нефтяных месторождений. В силу того, что характеристики вытеснения характеризуют процессы, протекающие на месторождении со статистической точки зрения, и, следовательно, в силу своих свойств, данные методы позволяют осуществлять определение прогнозных значений показателей разработки, таких как:

1. Можно определить максимально возможные извлекаемые запасы нефти  $V_{н.извл.}^{max}$ ;
2. Задаваясь значением балансовых запасов, можно найти максимально возможное значение коэффициента нефтеизвлечения  $\eta_{max}$ ;
3. Задаваясь значением обводненности добываемой жидкости  $f_{в} = 98\%$ , мы получим прогнозное значение реально возможных извлекаемых запасов нефти  $V_{н.извл.}$ .
4. Задаваясь значением балансовых запасов, можно найти прогнозное значение реально достижимого коэффициента нефтеизвлечения  $\eta_{тек}$  (КИН).

В зависимости от применяемой модели построения выделяют пять основных групп промыслово-статистических методов (таблица 1).

Каждая группа методов показывает наиболее удовлетворительные результаты при определённых условиях и стадиях разработки, что обусловлено вложенной математической основой каждого из методов. Бездумное внедрение и применение данных методов влечёт за собой неадекватность оценки НИЗ и существенные ошибки в прогнозных показателях разработки. Ниже представлен способ адаптации и выбора определённого вида кривой вытеснения для конкретного месторождения (залежи). Условия применимости методов прогноза для каждой модели своеобразны и уникальны, поскольку в основе моделей лежат различные математические законы, выявляющие связи между используемыми параметрами. Главное условие применимости кривых вытеснения – это максимально полное соответствие модели реально существующему фактическому распределению тех же параметров. Это можно проиллюстрировать на следующем примере.

Методика подбора кривой вытеснения:

1. Вычисляются значения координат по каждому методу;
2. По координатам строится зависимость для каждого метода;
3. На построенной зависимости конечный участок кривой характеризуется стремлением к линейному виду. Поэтому конечный участок зависимости возможно линейно аппроксимировать, т.е. определить уравнение линейной зависимости между «х» и «у», а именно определить коэффициенты «а» и «b» зависимости  $y=ax+b$ . За интервал, с которого определяются параметры  $a$  и  $b$ , взят интервал значений включающих последние семь лет разработки объекта;

4. Для значений накопленных отборов воды и жидкости с использованием параметров  $a$  и  $b$ , по каждому из методов, были определены значения накопленной добычи нефти в ретроспективе, т.е. те значения, которые могут быть получены в соответствии с моделью. Естественно, при определении возникает отклонение расчетных значений от фактических, однако для одних методов (кривых вытеснения) они больше, для других – меньше. Следует отметить, что для каждого объекта исследований подобное распределение будет индивидуальным, соответственно условия применимости методов находятся в различных областях и имеют разную точность определения искомым прогнозных параметров.

На рисунке 1 приведены фактическая и прогнозная динамики добычи нефти по воронежской залежи Котельниковского месторождения. Как видно из рисунка 1, наиболее близкой к фактическим

Таблица 1  
Промыслово-статистические методы оценки нефтеотдачи

Группа	Авторы	Характеристика вытеснения
I	Назаров С.Н., Сипачев Н.В.	$\frac{V_{ж}}{V_{н}} = aV_{в} + b$
	Французский нефтяной институт	$\frac{V_{в}}{V_{н}} = aV_{н} + b$
	Сипачев Н.В., Посевич	$\frac{V_{ж}}{V_{н}} = aV_{ж} + b$
II	Максимов М.И.	$V_{в} = \beta \alpha^{V_{н}}$
	Сазонов Б.Ф.	$V_{ж} = \beta \alpha^{V_{н}}$
III	Пирвердян А.М.	$V_{н} = a + \frac{b}{\sqrt{V_{ж}}}$
	Камбаров Г.С.	$V_{н} = a + \frac{b}{V_{ж}}$
	Метод постоянного нефтесодержания	$V_{н} = a + bV_{ж}$
	Казаков А.А.	$V_{н} = a + \frac{b}{V_{ж}^2}$
IV	Говорова – Рябинина	$\ln V_{в} = a \ln V_{н} + b$
V	Абызбаев Н.И.	$\ln V_{ж} = a \ln V_{н} + b$

значениям оказалась кривая по методу Назарова-Сипачева. Далее, по этому методу, были рассчитаны максимальные извлекаемые запасы при заданной предельной нефтенасыщенности ( $f_n=0,02$ ) и при бесконечной промывке.

Максимальные извлекаемые запасы при сложившейся системе разработки составили 66,912 тыс.т, что на 9,912 тыс.т больше оперативно пересчитанных 57 тыс.т, и практически совпадает с запасами, рассчитанными на постоянно действующей гидродинамической модели (65 тыс.т). Таким образом, расчет извлекаемых запасов по кривым вытеснения, подобранным для конкретного месторождения (залежи), показывает хороший результат, и может быть рекомендован в качестве ещё одного метода расчёта и подтверждения КИН в проектных документах на разработку месторождений.

Так же кривые вытеснения могут быть использованы для прогноза добычи нефти в будущем периоде. Расчёт аналогичен приведённому выше, однако, в качестве результата выводится добыча нефти в прогнозном периоде. Расчёт проводился для межселевой залежи Южно-Сосновского месторождения. Результаты расчёта представлены на рисунке 2.

Как видно из рисунка 2, ряд методов хорошо описывает текущее состояние разработки, однако фактическую динамику добычи нефти в ретроспективе лучше описывает метод Камбарова. Прогнозные параметры добычи представлены в таблице 2.

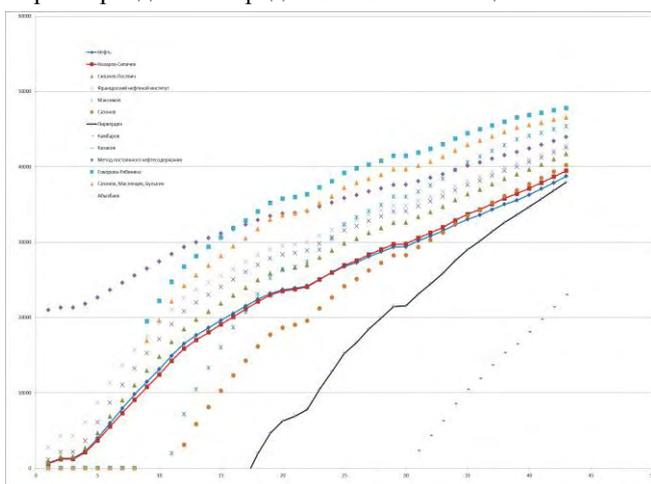


Рис. 1. Сравнение фактической и прогнозных динамик добычи нефти, рассчитанных различными промыслово-статистическими методами для определения извлекаемых запасов по воронежской залежи Котельниковского месторождения

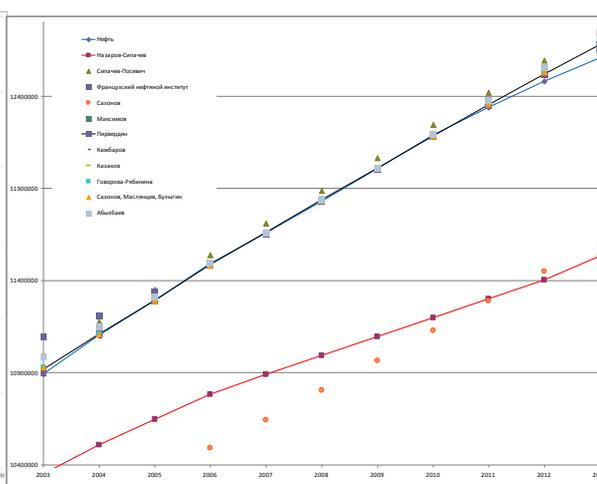


Рис. 2. Сравнение фактической и прогнозных динамик добычи нефти, рассчитанных различными промыслово-статистическими методами для определения прогнозных параметров добычи по межселевой залежи Южно-Сосновского месторождения

Таблица 2

Прогнозные и фактические показатели добычи нефти по межселевой залежи Южно-Сосновского месторождения

Год	Фактическая добыча нефти	Метод Камбарова	
	м <sup>3</sup>	м <sup>3</sup>	отклонение
2011	148853,27	149427,2	0,39
2012	139869,73	145075	3,72
2013	128958,23	140849,5	9,22

Как видно из таблицы 2, отклонение в первый год составило 0,4 %, в последующие годы – увеличилось до 9,22 %. Увеличение отклонения связано с уменьшением отборов жидкости из залежи, что связано с коррекцией разработки. Несмотря на это, в первые два года расчётные показатели добычи в полне удовлетворительно отражают фактические. Исходя из этого, изложенный метод может быть рекомендован для прогнозирования добычи в будущем периоде, при условии сохранения сложившейся системы разработки и правильного подбора кривой вытеснения.

### Литература

1. Гайсин Д.К., Тимашев Э.М. Оценка извлекаемых запасов в условиях вытеснения нефти водой в поздней стадии разработки. // Труды / Башнипинефть. -1985. - вып.73.
2. Камбаров Г.С., Алмамедов Д.Г., Махмудова Т.Ю. К определению начального извлекаемого запаса нефтяного месторождения // Азербайджанское нефтяное хозяйство.-1975. №3.

**Ч.М. ХАЛИФА-ЗАДЕ, Т.М. РУСТАМОВ**  
*Азербайджанская Государственная Нефтяная Академия, Баку*

## **ПЕРСПЕКТИВЫ НЕФТЕГАЗОНОСНОСТИ ВЕРХНЕЮРСКИХ БАРЬЕРНЫХ РИФОВ В ПРЕДЕЛАХ СЕВЕРНОГО БОРТА ЮЖНО- КАСПИЙСКОЙ ВПАДИНЫ**

Северо-Абшеронская складчатая зона фактически представляет собой переходную зону между тектонической зоной Абшеронского архипелага и южным бортом Туранской плиты. В пределах Северо-Абшеронской структурной зоны, также как Абшеронского полуострова и Абшеронского архипелага, гипсометрический уровень поверхности мезозойской складчатости близко залегает к дневной поверхности. По данным глубоких скважин проходящих мезозойских комплексов эта поверхность на западной части Северо-Абшеронской зоны находится на глубинах 2000-2500 м. Здесь мезозойский осадочный чехол имеет сложное строение из-за существующих в нем стратиграфических, тектонических и внутриформационных несогласий между верхней юрой и нижним мелом, нижним и верхним мелом; верхним мелом и палеогеном. По данным глубоких скважин на структурах Агбурун дениз Гошадаш, Абшерон Кюпеси, Западно-Абшеронская и Восточно-Абшеронская, даже верхняя часть Продуктивной толщи (нижний плиоцен) лежит на глубоко размытой поверхности миоцена, а миоценовые и кое-где олигоценные отложения лежат на размытой поверхности известково-терригенно-глинистого комплекса альб-сеномана.

Однако в юго-восточном направлении мезозойская гипсометрическая поверхность сильно погружается и на структурах Гилавар, Хазри и др. В последних глубокие скважины эту поверхность прошли на глубинах 3500-4000 м.

По данным сейсмической разведки МОГТ в мезозойских отложениях северного борта Южно-Каспийской впадины установлены рифообразные тела. [1,2,3,4] Конкретно рифогенные постройки были установлены в строении верхнеюрских и верхнемеловых отложениях на крутом платформенном склоне Северо-Абшеронского прогиба и Северо-Абшеронской структурной зоны Абшеронского порога [1,2,3].

По данным П.З.Мамедова в пределах Северо-Абшеронской структурной зоны обнаружено два рифа. Первый риф, который имеет вытянутую овальную форму и находится на древней структурной террасе, которую он обозначил буквой А (рис. 1). Этот риф приурочен к поднятию Абшерон Кюпеси, имеет размер 8x2x0,6 км и залегает на глубине 3,3-3,5 км. И он связан с верхнеюрскими отложениями. Второй риф был обозначен буквой Б и по отношению к рифу А находится кулисообразно и гипсометрически выше в виде одиночной постройки. Размер рифа Б П.З.Мамедовым определены 4x2,5x0,5 км и он считает, что верхнемеловое Восточно-Абшеронское поднятие является унаследованным от рифа Б структура.

На временных разрезах МОГТ отмечается выклинивание литостратонов и сокращение мощностей стратиграфических единиц вокруг клиноформенных раздутых структур, что также косвенно доказывает наличие в верхнеюрских отложениях барьерных рифов.

Кроме того, на наличие рифогенных образований указывает исчезновение отраженных волн по краям рифа и внутри рифогенных построек, а также клиноформенный облик осадочных слоев в толщах, заключающих рифогенные образования. Допускаем, что отсутствие отраженных волн от клиноформенных тел обусловлено внутренним строением коралловых рифов, поскольку сложный и разрезанный их рельеф, отсутствие слоистости и высокая их трещиноватость обуславливают полностью поглощение отраженных волн в пределах рифогенных образований.

С одной стороны, по этим признакам волнового поля трудно картировать рифогенные тела, с другой стороны, по контурам отсутствия отраженных волн можно определить морфологическую форму, размер и

стратиграфическое положение барьерных рифов в нижнемезозойских отложениях Северо-Абшеронской структурной зоны. Кроме того, как справедливо указывает П.З.Мамедов, субпараллельное напластование отложений в мелководной зарифовой зоне (сублитораль) и косослоистая макроструктура в глубоководной,

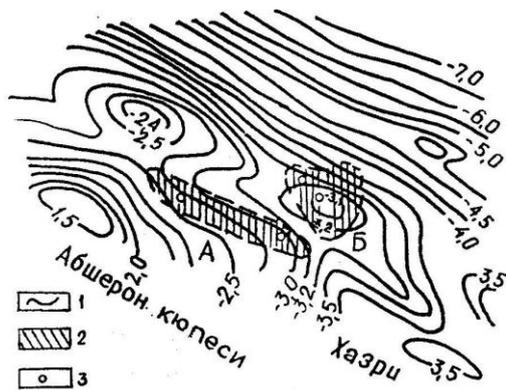


Рис. 1. Схема распространения верхнеюрских барьерных рифов на площади Абшерон Кюпеси и Хазри (1 - изогипсы по поверхности несогласия К, КМ; 2 - зоны развития верхнеюрских барьерных рифов; 3 - рекомендуемые проектные скважины; А, Б рифы (по П.З.Мамедову))

передрифовой полосе уверенно доказывает наличие в верхнеюрских отложениях барьерных рифов. Выделяемая на нижней окраине шельфа линзовидная сейсмофация СФ-2а фактически представляет собой обломочные брекчиевидные карбонатные породы, являющиеся продуктом денудации роста рифа волноломом. Последний при слабой цементации в результате постседиментационных процессов может быть рассмотрен как карбонатный природный резервуар. Сопоставления верхнеюрских барьерных рифов и биогерменно-карбонатных массивов Юго-Восточного Кавказа с клиноформными телами, установленными в нижнемезозойских отложениях Северо-Абшеронской складчатой зоны показали, что последние являются продолжением погребенных верхнеюрских барьерных рифов Юго-Восточного Кавказа [5]. Седиментологические исследования верхнеюрских барьерных рифов Юго-Восточного Кавказа и обработки и увязки, данных сейсморазведки показали, что последние в пределах Советаб-Яшминского взморья погружаются под меловым и миоцен-плиоценовым осадочным чехлом и протягиваются узкой полосой до Западно-Туркменской впадины на расстояние 250 км [5].

По материалам сейсмической разведки рифогенные образования установлены в нижнемезозойских отложениях на площадях Монжуклу, Лам Кюпеси и Джануб-2 в пределах восточного борта Южного Каспия. Еще в 1981 году ГОСНИПИ «Госпромнефтегаз» проектировал на площади Джануб-2 поисковую скважину-6 с проектной глубиной 6000 м для поисков нефти и газа в рифогенных образованиях мезозойских отложений (рис.2). Плавающая полупогруженная установка «Хазар» была установлена на глубине моря 15 м, а указанная скважина пробурена на глубину 5250 м. На этой глубине скв. 6 вскрыла всю продуктивную толщу и значительную часть миоценовых отложений:

- Надкирмакинская глинистая свита, м --3825-3950
- Надкирмакинская песчаная свита, м --3950-4000
- Подкирмакинская свита, м --4000-4250
- Подкирмакинская свита, м --4250-4375
- Калинская свита, м ---4375-4750
- Миоцен, м ---4750-5250

При глубине скважины 5258 начали пускать 177,8 мм «Потайную» колонну, которая была прихвачена на глубине 4320 м, в отложениях КаСПТ колонну освободить не удалось. На прихваченной глубине в заколонное пространство было закачено цементирующее вещество и колонна зацементирована. После этого при подъеме последней сваи бурильного инструмента скважина зафонтировала газом.

На глубине 5258 м скважина вошла в трещиноватую газоносную зону, которая вероятно пропиталась по тектоническим нарушениям за счет газовых ресурсов погребенных барьерных рифов. Через несколько дней ствол поисковой скважины залили цементом и заглушили его из-за невозможности укротить газовый фонтан, который составлял более  $300 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{сут}$ . Вся эта информация позволяет нам высоко оценить нефтегазоносный потенциал верхнеюрских барьерных рифов в пределах северного борта Южно-Каспийского Бассейна.

Таким образом, проведенный нами комплекс седиментологических исследований верхнеюрских барьерных рифов Юго-Восточного Кавказа, анализ и систематизация данных сейсмической разведки позволяют нам высоко оценить нефтегазоносный потенциал верхнеюрских барьерных рифов северного борта Южного Каспия. В настоящее время Азербайджан являющейся крупной нефтедобывающей страной, помимо нефти стал ведущим газэкспортирующим государством. По недавно подписанному Международному контракту «Шахдаг-2» Азербайджан будет обеспечивать ряд стран Европейского Союза метановым топливом. Предполагаем, что глубокозалегающие верхнеюрские барьерные рифы обладают большими потенциальными

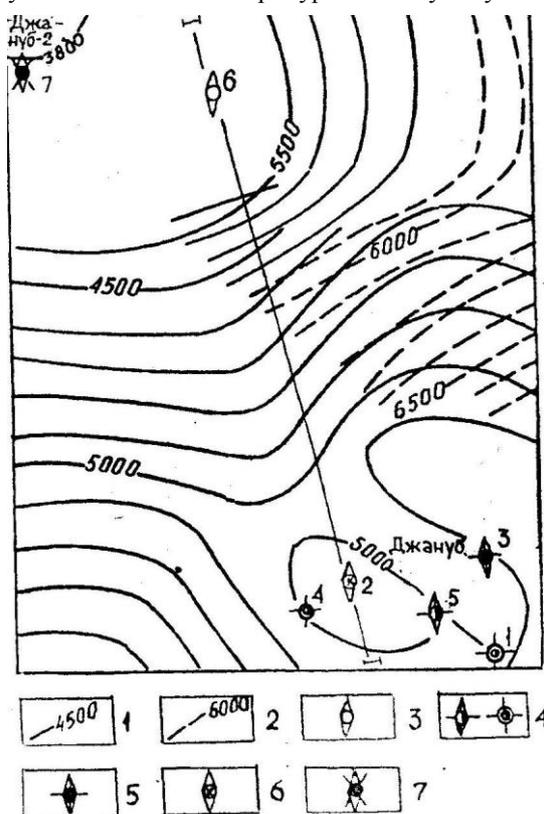


Рис. 2. Структурная карта разведочных площадей Джануб и Джануб-2 по данным сейсмической разведки и бурения (1,2 - соответственно структурная карта по кровле ПК, ПТ (нижний плиоцен) и условно верхнеюрские барьерные рифы; 3 - проектная скважина; 4,7 - соответственно скважины, ликвидированные по техническим и геологическим причинам; 5,6 - соответственно скважины, находящиеся в консервации, давшие газ с конденсатом)

газовыми ресурсами. В ближайшем будущем обнаружение и реализация этих ресурсов, несомненно, значительно дополнят прирост газовых углеводородных ресурсов Азербайджана.

Для подтверждения нефтегазоносного потенциала верхнеюрских барьерных рифов, залегающих на глубинах 3000-6000 м в пределах северного борта Южного Каспия, предлагаем в ближайшее время провести следующие работы:

1. В пределах платформенного склона Северо-Абшеронского прогиба и Северо-Абшеронской структурной зоны провести более детальную сейсмическую разведку с комплексированием ее результатов детальной гравиметрией. Полученные результаты интерпретировать с участием квалифицированного седиментолога и увязкой данных глубоких поисковых скважин.

2. На структурах платформенного склона Северо-Абшеронского прогиба и Северо-Абшеронской структурной зоны, Абшерон Кюпеси, Восточно-Абшеронская, Хазри и Гилавар последовательно заложить по одной параметрической и поисковой скважине с целью оценки нефтегазоносного потенциала верхнеюрских барьерных рифов.

3. Для повышения достоверности и эффективности обработки и интерпретации данных сейсмической разведки МОГТ и увязки их с материалами ГИС и керновым материалом и для объективной оценки поисковых работ на рифы привлечь квалифицированных седиментологов, хорошо знакомых с сейсмическими методами исследования.

#### **Литература**

1. Бабаев Д.Х., Гаджиев А.Н., 2006 «Глубинное строение и перспективы нефтегазоносности бассейна Каспийского моря»// Баку, «Nafta-press», 205 с.

2. Грачевский М.М., 1980 «Рифовый борт Южно-Каспийской впадины перспективы его нефтеносности»// Известия АН СССР, серия геологическая, №8, с. 68-73.

3. Мамедов П.З., 1988 «Выявление рифовых образований с помощью сейсмостратиграфических исследований»// Геология нефти и газа, №7, с. 24-27.

4. Юсубов Н.Г., Гаджиев А.Н., Абдулгасанов Л.Дж., Багирова У.Я., 2008, «Мезозойские рифовые образования на акватории Каспия и Северо-Абшеронском архипелаге»// Азербайджанское Нефтяное Хозяйство, №1, с. 25-30.

5. Халифазаде Ч.М., Мирзоев Ф.А., 2013, «Верхнеюрские рифогенные сооружения Северо-Абшеронского прогиба Абшероно-Прибалханской тектонической зоны»// Азербайджанское Нефтяное Хозяйство, №10, с. 3-8.

**М.В. ТРУС**

*Республиканское унитарное предприятие «Научно-производственный центр по геологии»,  
Республика Беларусь*

## **ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ВТОРИЧНЫХ ЛИТОЛОГИЧЕСКИХ ИЗМЕНЕНИЙ КОЛЛЕКТОРОВ В ЗОНЕ ВОДО-НЕФТЯНОГО КОНТАКТА НЕКОТОРЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИПЯТСКОГО ПРОГИБА**

Коэффициент вытеснения нефти водой наряду с коэффициентом охвата является основным показателем эффективности разработки нефтяных месторождений методом заводнения. Его необходимо знать на этапе разведочных работ, при подсчете извлекаемых запасов нефти, составлении технологических схем и проектов разработки. Одним из важнейших параметров, влияющих на коэффициент вытеснения, является проницаемость коллектора. Кроме литологии, химического состава флюидов, температуры и других факторов на объем нефти, вытесненный водой из пористой среды, влияет неоднородность коллектора.

Одной из причин неоднородности коллекторов нефтяных месторождений являются вторичные физико-химические и литологические изменения происходящие в процессе образования нефтяных залежей.

Согласно литологическим исследованиям, водонефтяные контакты являются зоной интенсивного изменения нефти, поровых вод и вмещающих залежь пород, а коллекторы при длительном становлении ВНК приобретают зональное строение. Верхняя нефтенасыщенная их часть представляет зону слабого изменения пород, в которой с приходом нефти в коллектор, происходит консервация породы от дальнейших преобразований. Ниже ее расположена зона растворения (разуплотнения) с битумсодержащей (в переходной зоне ВНК при непосредственном массообмене между окисляющейся нефтью, поровыми водами и компонентами породы) и безбитумной (в сугубо водонасыщенной среде в области диффузии в подошвенных водах агрессивных продуктов окисления нефтей) подзонами.

Таким образом, проницаемость коллектора в зоне водонефтяного контакта может быть существенно снижена, что в свою очередь создает определенные проблемы с организацией системы поддержания пластового давления.

Опыт организации системы ППД на некоторых залежах со сложнопостроенными коллекторами позволил установить затрудненную связь законтурной и приконтурной зоны с нефтяной частью пласта.

II блок задонской залежи северо-домановичского месторождения разрабатывался на упругом

режиме, в марте 2011 года была введена в эксплуатацию нагнетательная скважина №9. Закачка воды велась в зону водонефтяного контакта (интервал -2383 – -2448м.). На протяжении 14 месяцев в пласт было закачено 18 760 м<sup>3</sup> воды. Текущая компенсация за период работы скважины в среднем составляла 600%, накопленная компенсация – 84%, однако ожидаемого влияния на добывающие скважины не наблюдалось. Трассирование фильтрационных потоков позволило выявить гидродинамическую связь со скважинами 27 и 31.

Похожая ситуация наблюдается на центральном блоке елецко-петриковской залежи судовицкого месторождения.

Залежь разрабатывается на упругом режиме с внутриконтурным заводнением. В октябре 2011 года вводится в эксплуатацию нагнетательная скважина №30, закачка воды была организована в интервал ниже водонефтяного контакта (3515 – 3554м.) среднесуточная закачка составляла 30 м<sup>3</sup>, но в марте 2012г. происходит существенное снижение приемистости и рост давления, перевод скважины на вышележащий интервал в приконтурную зону так же не дал эффекта, после нескольких дней работы приемистость скважины снизилась до нуля. Всего объем закачки в скважину составил 5591м<sup>3</sup>.

Такие предпосылки позволяют предположить о наличии интервала разреза с низкой проницаемостью пород в зоне водонефтяного контакта, обусловленной активным формированием карбонатного или силикатного цемента, резко уменьшающего пористость и проницаемость коллектора, а также повышением плотности нефти вплоть до образования высоковязкого битумного слоя в подошве залежи связанного с окислительными процессами, происходящими в зоне контакта нефти с пластовой водой.

При бурении нагнетательной скважины №50 был отобран керн из интервала зоны водонефтяного контакта, исследование которого позволило выделить три условные подзоны:

**Нефтенасыщенная подзона** (пористо-кавернозные доломиты с примазками окислений нефти – начальная стадия проявления битумизации)

**Подзона цементации (битумизации)** (доломиты кавернозные, без нефтенасыщения, по порам кавернам и трещинам отмечаются обильные включения твердого битума

**Водонасыщенная подзона (визуально безбитумная)** (доломиты микро-тонко зернистые, отмечается снижение пористости кавернозности и трещиноватости. Породы водонасыщенные, примазки окисленной нефти отсутствуют).

Лабораторные исследования керна подзоны битумизации до и после экстрагирования показали увеличение пористости и проницаемости более чем в два раза (таблица 1).

Таблица 1

Глубина отбора образца, м	Пористость, в %		Проницаемость, мД	
	До экстрагирования	После экстрагирования	До экстрагирования	После экстрагирования
3485,2	<b>5,7</b>	<b>9,41</b>	<b>12,707</b>	<b>38,751</b>
3486,2	<b>3,92</b>	<b>5,82</b>	<b>6,547</b>	<b>9,952</b>
3486,4	<b>3,58</b>	<b>6,0</b>	<b>0,828</b>	<b>5,738</b>
3487,2	<b>7,91</b>	<b>10,18</b>	<b>63,868</b>	<b>212,481</b>
3488,2	<b>8,58</b>	<b>12,63</b>	<b>11,741</b>	<b>21,857</b>
3488,8	<b>4,86</b>	<b>6,5</b>	2,727	2,988
3489,8	5,02	5,38	<b>4,822</b>	<b>20,668</b>

Что подтверждает факт активных окислительных процессов происходящих в зоне контакта нефти с пластовой водой.

### Выводы

1. Опыт разработки нефтяных залежей в карбонатных коллекторах, накопившийся на настоящее время в Припятском прогибе, позволяет установить в ряде месторождений (Судовицкое, Северо-Домановичское и др.) затрудненную связь залежи, а то и полное отсутствие связи с закачиваемыми водами при законтурном заводнении, как правило на таких месторождениях преобладают сложнопостроенные коллектора.

2. Затрудненная гидродинамическая связь законтурной зоны с нефтяной частью залежи может быть вызвана битумным запечатыванием коллектора вследствие активных химических процессов происходящих в зоне водонефтяного контакта

3. Проведение трассирования фильтрационных потоков с долгосрочным отбором проб из всех добывающих скважин на залежи в комплексе со всесторонним исследованием керна, отобранного из интервала с водонефтяным контактом позволяют моделировать литологические неоднородности коллектора с высокой степенью достоверности.

4. Построение моделей залежей с учетом зон битуминозного запечатывания коллектора позволит усовершенствовать систему разработки месторождений и эффективно планировать систему поддержания пластового давления.

## Литература

1. Сахибгареев Р.С. Вторичные изменения коллекторов в процессе формирования и разрушения нефтяных залежей. Ленинград, Недра, 1989. – 259 с.
2. Сборник научных трудов. Вторичные изменения коллекторов в процессе формирования и разрушения залежей углеводородов и их значение для оптимизации геологоразведочных работ. Ленинград, 1990. – 175 с.
3. Рыбалко И.П., Яшин И.А., Напреенко Е.А. Литологические особенности разреза отложений в зоне ВНК петриковского горизонта Судовицкого месторождения нефти Припятского прогиба. Гомель, «Нефтяник полесья» №2 (24) 2013.

**MARTÍNEZ BLANCO, FRANCISCO JAVIER**

*Technical University of Madrid, School of Mining and Energy Engineering*

## LOW PERMEABILITY ROCKS: APPLICATION TO SHALE GAS

### 1. Introduction

I am a 4<sup>th</sup> grade student of Mining Engineer at the Technical University of Madrid and I occasionally collaborate with the “Fundación Instituto Petrofísico”. This is a petrophysical laboratory in Madrid. Alfonso Maldonado is its chairman.

This paper has been done to be presented in the conference “Topical Issues of Rational Use of Natural Resources” in Saint Petersburg on April 2014.

The topic of this paper is shale gas, and it deals with: the types of reservoirs nowadays exist, the geological environment, petrophysics, fracking and shale gas in the world.

### 2. Types of reservoirs

Today there are two big different types of reservoirs: conventional and unconventional. They diverge in the migration of the hydrocarbon. The normal or conventional is originated among the years in the bedrock. Once made, it migrates through a permeable rock until it is stopped by the caprock and it is stored in the reservoir rock. But sometimes the bed rock has so low permeability that makes it to retain the hydrocarbons. The bedrock becomes as well the cap and reservoir rock.

This geological difference results in so many contrasts. For example, in conventional reservoirs the volume is reduced, the concentration is high and exploitation is relatively easy. Unconventional reservoirs have huge volumes, very low concentration and the extraction is made by fracking.

Shale gas and shale oil production have burst with considerable force with the rising of prices. And they are taking importance in the oil market.

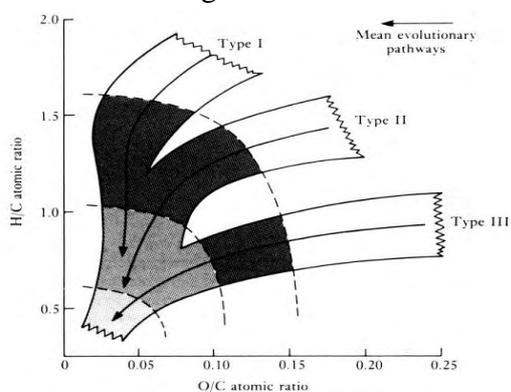
### 3. Geochemical Measurements

The organic matter is divided in two components: kerogen and bitumen, they represent the 90 and 10 % in weight each. Kerogen is insoluble in organic solvents and soluble elements are bitumen.

There are different types of kerogen due to the origin of the organic matter: type I (algal), type II (marine sedimentary environments), type III (wood and hunic matter) and sometimes a fourth type is considered from decomposed organic matter.

This is the Van Krevelen Diagram. It visually illustrates the relationship between the Hydrogen Index and the Oxygen Index. It highlights the different types of kerogen and the respective maturity products and windows.

TOC is the amount of carbon bound in



Fluids evolved	Zone	Stage
Carbon dioxide and water	Immature	Diagenesis
Liquid hydrocarbons	Oil	Catagenesis
Gaseous hydrocarbons (C <sub>1</sub> -C <sub>4</sub> )	Wet gas (condensate)	
Methane	Dry gas	Metagenesis

organic compounds of the rock. It is the remnant of organic life preserved in sedimentary rocks subjected to chemical and bacterial degradation. TOC has later been modified by heat and pressure over time. It is an essential property of the rock to estimate adsorbed gas. Here is some interesting data: world average of TOC in shale rocks: 1%, carbonates: 0,2%. TOC for bedrocks, in shale rocks >2%, carbonates >0,6%.

Adsorption is a phenomenon that occurs when gas accumulates in the walls of a solid, resulting in the creation of a molecular or atomic film. Adsorbed gas was an irrelevant concept until now. It is an insignificant parameter in conventional reservoirs, but thanks to the much smaller pores, it can represent a 10% in the total of the gas content.

#### 4. Petrophysics

The porosity is measured through helium expansion in crushed samples. In these rocks the pores are really small. Micropores and nanopores are predominant, so capillary effects have to be considered.

The mineralogy of the rock has a significant relevance when doing a quantitative evaluation of the reservoirs properties. X-ray diffraction is the most common and accepted method. But it cannot detect amorphous elements like kerogen. Other procedures are: EA (Element Analyzer) or XRF (ray Fluorescence). It is important in shale gas to identify quartz, calcite, dolomite, types of clay and kerogen among others. The proportion is usually expressed in weight. When provided in volume it is necessary to indicate the density of the mineral used in the laboratory.

To determine the volume of the reservoir is essential to find out the net thickness. This parameter depends on multiple variables like kerogen content, Hydrogen Index, total gas saturation, rock bulk density and lithology.

Measuring the permeability is of great interest because it determines the feasibility of maintaining long term production. It is a really complicated task because of the order of magnitude,  $10^{(-9)}$  Darcy. The test consists of passing a gas stream (air, nitrogen, CO<sub>2</sub>...) through a sample and study the variation of the gas pressure.

$$K = \frac{Q * \mu * L}{A * \Delta p}$$

This is the Darcy's law. Where  $K$  is permeability (darcy),  $Q$  is caudal (cm<sup>3</sup>/s),  $\mu$  is viscosity (cp),  $L$  is length (cm),  $A$  is section (cm<sup>2</sup>),  $\Delta p$  is average pressure (atm).

Additional parameters necessary are: grain density (kerogen has a strong influence); water saturation (the more water saturation, the less gas in the pores), oil saturation, electric properties; elastic modulus (Young's modulus and Poisson's ratio are used).

Parameter	Minimum value
TOC	>2%
Ro	>1%
Porosity	>4%
Water saturation	<45%
Oil saturation	<5%
Permeability	>100ndarcies

This chart indicates the values to establish a reservoir as economically profitable.

#### 5. Exploitation

The exploitation of this type of reservoirs is accomplished with the controversial technique known as fracking. It uses the hydraulic pressure to fracture the rock. Million liters of water are pumped to the geological formation to open the fissures. Through these fractures the gas is extracted. The water contains additives to improve the efficiency and sands to hold the fissures opened.

This exploitation method has some associated risks: the amount of water used, contamination and induced earthquakes. Even when the cost of the huge volume of water needed is not a problem itself, the rapid water removal can result in trouble for the regional water supplier. The contamination of aquifers and chemicals in potable water, and the earthquakes

have very few demonstrated cases.

$$GIIP = 43560 * A * h * \phi_T * (1 - Sw_T) \left( \frac{1}{B_g} \right) * 10^{-9}$$

This formula estimates the volume. Where, *GIIP* is total gas initially in place (Bcf), *Sw<sub>T</sub>* is total initial water saturation (%), *φ<sub>T</sub>* is total initial porosity, *B<sub>g</sub>* is initial formation volumetric factor, *A* is area (acres) and *h* is average net thickness.

### 6. Shale gas worldwide

Even though these are the recoverable resources, the country with more experience in fracking is the U.S. This is because they needed to import the mayor part of the hydrocarbons they consumed. And currently they are hoping to become exporters of natural gas.

In Europe, Poland and France lead the ranking. Poland has already 109 concessions for shale gas. In France they are more reluctant due to the environmental impact. Other countries with shale reservoirs are: Bulgaria, Germany, Romania, Spain and United Kingdom.

In Russia the most important unconventional resource is the shale oil. Bazhenor is predicted to produce 15-20 million tonnes by 2020. Gazprom is currently exploiting several shale reservoirs.

Shale Oil		
Rank	Country	Bbarrels
1	Russia	75
2	U.S	58
3	China	32
4	Argentina	27
5	Libya	26
6	Venezuela	13
7	Mexico	13
8	Pakistan	9
9	Canada	9
10	Indonesia	8

Shale Gas		
Rank	Country	Tcf
1	China	1115
2	Argentina	802
3	Algeria	707
4	U.S	665
5	Canada	573
6	Mexico	545
7	Australia	437
8	South Africa	390
9	Russia	385
10	Brazil	245

### 7. Conclusion

All predictions indicate that unconventional reservoirs will have an exponential growth in the next decade.

But right now, some considerations might be attended. The calculation of the reservoirs is highly inaccurate. Formulas drag the different measurement errors. Some laboratories' results can extensively vary. That is why estimations must be updated frequently. And hydrocarbons enterprises often work with more than one laboratory.

#### Bibliography

1. "Unconventional Reservoirs: Basic Petrophysical Concepts for Shale Gas" (Repsol)
2. "Nuevas Medidas de Permeabilidad" Final Degree Proyect (José Luis Martínez)
3. "Gas no Convencional en España, una Oportunidad de Futuro" (C.S. C.I.M.)
4. Unconventional Oil Russia (OIR)
5. Shale Gas Europe
6. U.S Energy Information Administration

# **ПРОБЛЕМЫ ДОБЫЧИ РУДНОГО И НЕРУДНОГО СЫРЬЯ**

**A. CSICSEK**

*Faculty of Earth Science and Engineering, University of Miskolc, Hungary*

## **EXTRACTION OF THE COVERING COAL SEAM IN THE BAKONYOSZLOP-KŐHEGY BAUXITE MINE**

### **1. Introduction**

The Eoszén Ltd.'s Bakonyoszlop-Kőhegy Underground Bauxite Mine is a small-scale underground mining operation, situated in the Western part of Hungary in the Central Transdanubian Mountains. The company (and its predecessors) extracts karstic bauxite orebodies in this region, with room and pillar mining system with the deflection of the roof. The Lithology of the area causes a serious hazard factor which must be taken into consideration when the mine starts to exploit an orebody. Almost all of the bauxite orebodies are covered with a brown coal seam from the Eocene age, and the coal seam's self combustion is proved to be a real hazard. The seam's thickness varies between 3 to 8 m, but the amount of the coal covering the orebody No. XI. -which is currently being extracted- is only approximately 300.000 tons, which is disabling longwalling. Here comes the question, how should this seam be extracted to minimize the likelihood of self-combustion?

In this paper I examine two different kinds of room and pillar mining methods, which are basically modified versions of the proven and well-tested room and pillar system used in the bauxite ore production. The main aim is to maximise the recovery of the coal seam, because the coal left in the abandoned areas will be the outbreaks of the self-combustion. Another important factor is that the mine will sell this coal for heating purposes for the inhabitants. That is why the partial size of the extracted coal should be maximised. Moreover to minimise costs, equipment used to mine bauxite should be used to this project as well, to avoid unnecessary additional costs.

### **2. Mine hazards**

In underground mining several hazards can occur. These are coal dust explosion, firedamp, water inflow and spontaneous combustion. In this mine the two major hazards are the coal seam's self-combustion and the high water inflow. While planning the extraction of the coal seam, it is inevitable to examine these dangers, to set the appropriate mining method to avoid the possible accidents. To understand the development and the progress of these two major hazards, serious investigation in these topics are necessary, in order to take into account these hazards in mine design.

#### **2.1. Self-combustion**

The coalbed's self-combustion is caused by several factors. These are the chemical, physical and mining method factors which cause this mine hazard. The chemical composition of the coal seam in this mine is one of the key contributors to this danger. The coal seam was formed in the Eocene age. This young brown coal has high humic acid, volatile substance (approx. 40 % vol.) and relatively high pyrite content (3.2 %). Moreover the pyrite in wet conditions bloats and this causes fractures in the coal and this increases its surface where the oxidation can occur. The high rate of these chemical components is typical to the young coal seams and especially to the Hungarian Eocene coal seams.

The physical factors and geological conditions of the seam such as faults and fractures increase the surface of the coal where the oxidation can occur. In this case there are two main faults in the area, the seam is highly fractured near these faults, but further from these faults the number of fractures decreases, but still it is moderately fractured. This increases the interface where the coal can be oxidised.

Mining methods both can increase or decrease the likelihood of the seam's self-combustion. With retreat room and pillar mining, the abandoned areas will get less fresh air, while advance mining provide fresh air supply to the goaf. The mined out areas can be abandoned with roof deflection or backfill. The backfill method excludes the possibility of spontaneous combustion, but it is more expensive than roof deflection. If the mined out areas which were abandoned with deflection, are hermetically closed from the fresh air supply, the possibility of self-combustion is greatly reduced.

In order to prevent the combustion in the remaining pillars, and abandoned areas various chemical mixtures can be sprayed or injected into the coal, where it is necessary. This can be determined during the extraction period of the coal. It is important to minimise the usage of these mixtures, because the mine is situated in a dolomite karstic water system, where the water resource can be easily contaminated.

In this mine to avoid self-combustion retreat mining method will be used, and at the end abandoned areas will be hermetically closed form fresh air. Moreover environmental friendly chemical mixtures will be sprayed on or injected into the coal where it is necessary.

#### **2.2 High water inflow**

The bauxite orebodies in this mine are situated below the area's karstic water table. The currently mined orebody No. XI. has 3 main parts divided by 2 main faults. All three levels of the coal seam are under the water level, that is why relatively high water inflow is expected. The mine currently pumps 2 cubic meters of water per

secundum, this rate will increase as the lower levels of the coal will be extracted. During the mining of the covering coal seam the bauxite orebody will reduce the likelihood of the unexpected high water inflows. Under the coalbed the thickness of the bauxite is adequate since the publications on mine water treatment states that 0,5 to 4 meters of bauxite is needed to prevent from 1 bar water pressure, depending on the fracture of the bauxite. In this mine's case the expected biggest karstic water pressure is approximately 4 bar, therefore 16 meters of bauxite is needed. The thickness of the no. XI. orebody is above the requested, that is why unexpected water inflows will be less likely, but near the faults inflows will be more likely. The mine water will be pumped out with multi-level sump system, which capacity will be larger than necessary to cope with an unexpected inflow.

### 3. Mining methods

In this mine two possible technologies can be used, both of them are modified versions of the room and pillar method used in bauxite. The difference is between the two types is the condition of the country-rock. From previous tests and experience gained over the years, the limestone stratum above of the coal seam can be determined as a very stable rock formation, that is why the unsupported cavities can be open for a long time without ground support. Whereas this formation is highly fractured in faulted zones, therefore smaller cavities will be formed there. In both technologies the extraction drifts will be 30-50 m long, 3 m wide, 3-3.2 m tall and the pillars will be 6-8 m wide between two tunnels. The production will be implemented with drill and blast technology, and the haulage between the conveyor belt system and the face will be done with LHDs.

#### 3.1. Underhand stoping with LHDs

In tectonically stable areas the extraction drifts will be installed at the upper part of the coal seam (Phase 1.), thus the overlying (stable) limestone will be the roof. In the underhand stoping phase (Phase 2.), the underlying coal and the pillars will be mined out. First the coal will be eased by blasting, then the yieldable steel arches will be recovered. After that the coal will be mucked in the unsupported cavity. If the coal beneath the drift is thicker than 1-1.5 m, a ramp will be used to reach the lower parts of the underhand stope (see figure 1.). The ramp's steepness has to be maximised at 14° otherwise the loaded LHD cannot mount the ramp. In the cavity only remote controlled machines can work for safety reasons. This method can only used far from the fault zones where the country-rock is stable, otherwise likelihood of the collapse and major damage in equipment will be high.

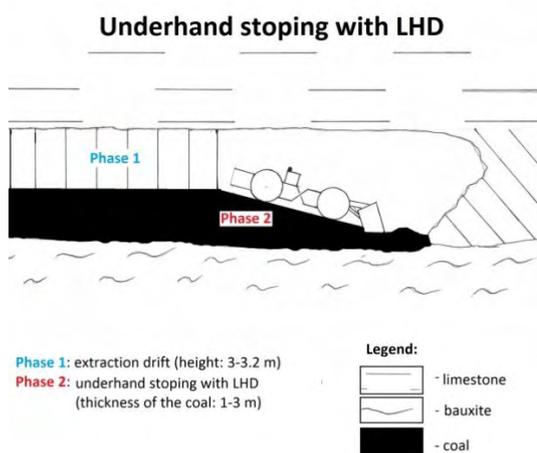


Fig. 1.

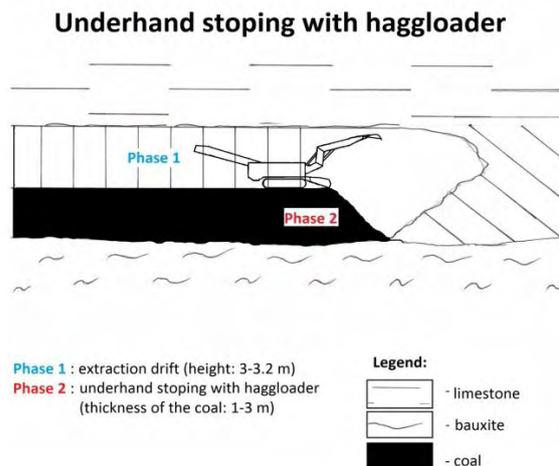


Fig. 2.

#### 3.2. Underhand stoping with haggloader

Near faulted zones different mining method has to be implemented to extract the coal for two reasons. First, in these areas the limestone is fractured, that is why smaller and less stable unsupported cavities will be formed. Second, near faulted zones unexpected water inflows are more likely. The second mining system's Phase 1. is similar to the first one's, where after blasting, LHDs haul the coal to the end of the conveyor belt system. The difference is in the Phase 2., where to ensure the safety of workers and equipment, a haggloader machine would be used to extract the coal from the underhand stope. After the finishing of the extraction drift the haggloader will start to mine out the pillars and the coal beneath the machine. In this case the haggloader will be under the last 3 steel archers (see figure 2.). This method's clear advantage is that, both miners and equipment are protected from the unstable rock conditions, and the water from the unexpected water inflows will start to fill up the cavity. The disadvantage of this method is that the machine is not used simultaneously, that is why the haggloader's return on the investment will be long.

### 4. Conclusion

The extraction of the covering coal seam in the Eoszén Ltd.'s mine is a diverse question. Mine hazards such as spontaneous combustion and water inflow have to be examined well to determine a safe mining method. Moreover the purpose of usage is also a vital question, the aim is to produce big coal particle size to the retail, that is why the avoidance of fragmentation and breakage is necessary. The company's employees are skilled in underground bauxite mining, and the company's existing fleet and related experience are worth using in the new mining technol-

ogy. With the consideration of these factors a safe, productive and cost effective new mining method can be set in the Bakonyoszlop-Kőhegy Bauxite Mine.

**A. DYLONG,**  
*Centrum Transferu Technologii EMAG Sp. z o.o., Katowice, Poland*  
**A. GRODZICKA, D. MUSIOŁ**  
*Politechnika Śląska, Instytut Eksploatacji Złóż, Gliwice, Poland*

## **МИНИМИЗАЦИЯ СЛУЧАЕВ РИСКОВАННОГО ПОВЕДЕНИЯ В СИТУАЦИЯХ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ГАЗОВОЙ ОПАСНОСТИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СИСТЕМ СИГНАЛИЗАЦИИ И ОПОВЕЩЕНИЯ**

### **Введение**

Несколько лет назад в одной из угольных шахт Верхнесилезского угольного бассейна произошел случай, связанные с воспламенением метана в верхней части лавы (на месте ликвидированного верхнего штрека). Эксплуатируемая лава №6 пласта 408/2 была высотой до 1,9 м. Пласт 408/2 с углом наклона 10-18° относился к сверхкатегорийным пластам по угрозе метана и угольной пыли. Лава длиной 250 м проходила с полным обрушением кровли и была оснащена механизированной крепью. Транспортировка горной массы осуществлялась по транспортному штреку №7 (нижний) при помощи скребкового и ленточных конвейеров и далее по главному транспортному штреку. В транспортном штреке №6а (верхнем) располагалась узкоколейная напочвенная дорога для транспортировки материалов для лавы №6. Лава проветривалась по системе "U" потоком воздуха, приходящим с горизонта 950 м. Исходящий воздух удалялся из лавы по транспортному штреку №6а (верхнему), далее по транспортному штреку №6 в пласте 408/1, по каменной сбойке в пласт 407/2, бремсбергу в пласте 407/2 до главного квершлага на уровне 750 и далее по выработкам до вентиляционного ствола шахты. В забой подавался воздух в количестве 1450 м<sup>3</sup>/мин, район лавы был оборудован системой газовой защиты (датчики метана, датчики СО).

Подлавные штреки для проведения полного обрушения имели предварительную осадку. В связи с угрозой взрыва метана верхний штрек поддерживался на расстоянии 1 метра за линией обрушения лавы. Из-за проблемы самопроизвольного обрушения кровельных пород во время извлечения крепи один раз в сутки следовало вызывать их обрушение взрывными работами. Взрывные работы проводились в соответствии с утвержденной документацией.

### **2. Описание происшествия**

Происшествие произошло около 20:30. В верхнем транспортном штреке 6а проводились взрывные работы для вызова обрушения кровельных пород в районе сопряжения штрека с лавой. После проведения взрывных работ взрывник по лаве направился в направлении места проведения работ для проверки места выполнения взрыва и обнаружил за последней секцией механизированной крепи дым и вспышки огня от горящего метана. В то же время с горизонта 750 м с главного квершлага в сторону лавы ранее направлялся бригадир. После достижения района лавы он обнаружил, что в данном районе отсутствует бригада. По телефону он получил от диспетчера шахты информацию о происшествии и команду незамедлительно покинуть район, также как и бригада. Ранее взрывник сообщил диспетчеру об угрозе и покинул район вместе с другими горнорабочими и направился по направлению свежей струи в нижний штрек и далее в направлении главного квершлага к сборному пункту. Из опасной зоны вышли 33 сотрудника. Подтверждение о выводе сотрудников из опасной зоны было передано начальнику смены в 21:30 и затем начался следующий этап спасательной операции в соответствии с планом ликвидации аварии. Согласно плану ликвидации предусматривалось отсечение района лавы №6 взрывозащищенными перемычками, установленными в штреках лавы. В это же время началась подготовка установки для подачи азота в район пересечения лавы с нижним штреком. После выполнения полной изоляции района лавы по истечении 8 дней было ликвидировано действие пожара.

### **3. Анализ**

Как было показано выше персонал после появления угрозы был выведен из зоны в безопасные подземные выработки. Протяженность района и радиус действия угрозы привели к отсутствию возможности закрытия доступа к опасным выработкам, особенно к верхнему штреку "6а", и оповещения всего персонала об угрозе. Данная ситуация привела непосредственно к чрезвычайной ситуации. Можно, конечно, говорить об ошибках шахтных служб, однако, в описанном выше случае могло быть и так, что сотрудник вошел в верхний штрек "6а" ранее, чем кто-либо перекрыл доступ к данной выработке. Данного типа угрозам подвергаются в особенности сложные схемы выработок, в которых в проведении горных работ участвует много персонала и проводятся контрольные, проверочные работы и т.д. В районах, где осуществляется добыча, такие ситуации маловероятны из-за относительно небольшой площади, на которой находятся люди, и особого контроля таких мест.

На практике часто бывает так, что доступ к выработкам, в которых возникает угрожающая ситуация, существует с двух сторон, как в данном случае. Такие ситуации можно исключать путём точного расположе-

ния каждого сотрудника соответствующей реакцией в случае обнаружения опасности или путем предоставления информации в выработку таким образом, чтобы сотрудник мог начать самостоятельную эвакуацию. Самым лучшим решением, конечно, является совмещение этих двух функций, однако, это технически чрезвычайно сложная задача, особенно во время использования и содержания системы работоспособной.

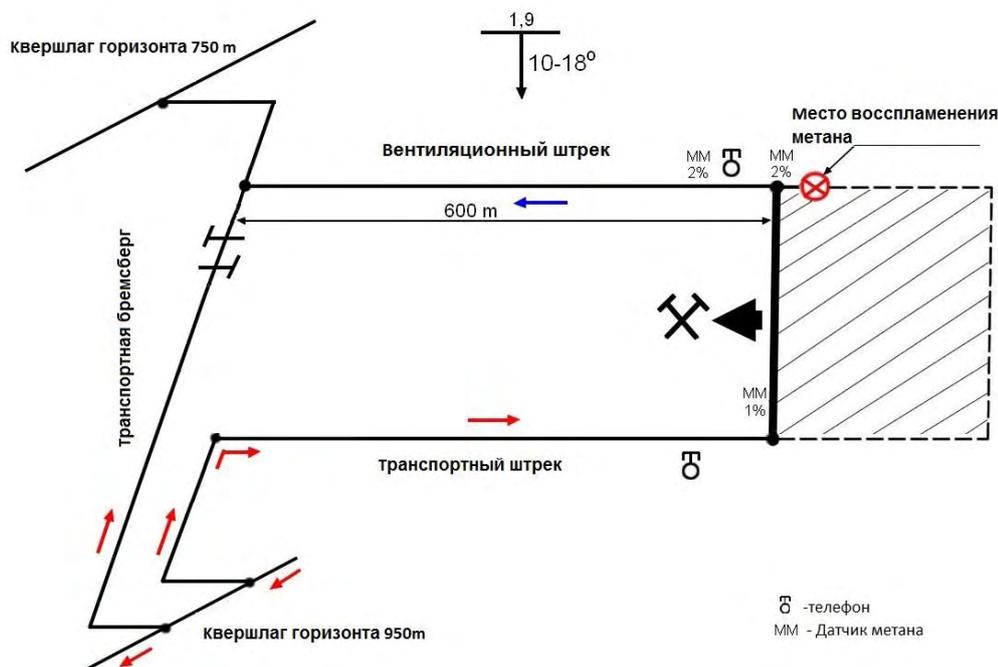


Рис.1 Схема лавы с нанесенным оборудованием газовой защиты

#### 4. Реализация механизмов оповещения об угрозе

Современные системы газовой защиты и системы сигнализации и оповещения, которые в настоящее время используются в польской горнодобывающей промышленности предоставляют возможности, которые после соответствующей конфигурации обеспечивают оповещение персонала в автоматическом режиме об опасностях в выработках. Такая информация может создаваться путем предоставления устных сообщений, звуковых сигналов с уровнем более 95 дБ, световых транспондеров и т.д. В данных решениях система газометрии соединяется через цифровой интерфейс с системой сигнализации и оповещения. Система газометрии состоит из различного типа датчиков, измеряющих метан, содержание CO, скорость потока воздуха, и другие. Данная информация хранится на серверах на поверхности, а программное обеспечение позволяет эту информацию обрабатывать.

Система сигнализации и оповещения оснащается же телефонами-сигнализаторами, при помощи которых осуществляется связь между поверхностными объектами шахт и подземными выработками. Кроме этого, система имеет возможность конфигурации т.н. групп оповещения, которые включают в себя сигнализаторы, расположенные в конкретном районе на шахте. Подача аварийного сигнала на любой сигнализатор из группы автоматически вызывает подачу сигнала тревоги на все сигнализаторы этой группы. Таким образом достигается уверенность в оповещении всех сотрудников об угрозе в регионе. Цифровой интерфейс, связывающий с системой газометрии, позволяет передавать информацию об аварийном состоянии, например на метанометре, и генерировать в автоматическом режиме сигнал тревоги в этом районе. Механизмы конфигурации позволяют генерировать сигнал тревоги также в случае возникновения аварийной ситуации на нескольких датчиках, например, только аварийный сигнал на двух метанометрах является причиной аварийной сигнализации. В таком случае достигается более высокую достоверность возникновения чрезвычайной ситуации в выработках.

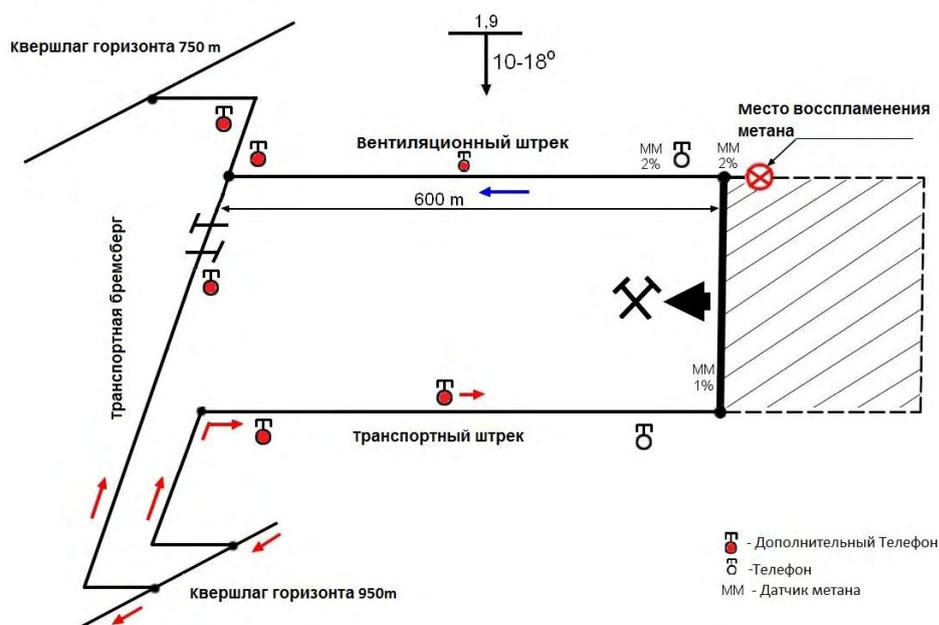


Рис.2. Схема лавы с нанесенным оборудованием газовой защиты и дополнительными телефонами

Рассматривая описанный случай можно утверждать, что точность размещения и количества телефонов является достаточной.

Изменяя однако оснащение выработок путем замены телефонов на телефоны-сигнализаторы и увеличение количества установленных телефонов сигнализаторов можно достигнуть полного захвата сигналом тревожных районов. Кроме того, такое расширение не влечет за собой больших расходов в условиях эксплуатации является относительно простым в реализации.

#### Резюме

Подводя итог, можно прийти к выводу, что интеграция систем газового контроля и систем сигнализации и оповещения обеспечивает значительное повышение безопасности горнодобывающего персонала, путем оповещения персонала об угрозе начала процесса эвакуации и самоспасения, что очень важно в процессе чрезвычайной ситуации.

IN JOON KIM

Korea Institute of Geoscience and Mineral Resources (KIGAM)

## ORIGIN, PHYSICO-CHEMICAL PROPERTY AND HYDROLYSIS REACTION OF THE HYDROTHERMAL ALTERATION AND GENERAL MODEL ON THE CLAY DEPOSITS IN THE HAENAM AREA, KOREA

The Haenam area consists of the Precambrian metamorphic rocks, Jurassic and Cretaceous granitic rocks and Cretaceous volcanic rocks. Most of the volcanic rocks have undergone extensive propylitic alteration. Hydrothermal clay deposits in the Haenam area can be grouped into two types based on the mineral assemblages: kaolinite type deposits include the Seongsan and Ogmaesan mines, and pyrophyllite type deposits are the Haenam mine. The mineralization ages of these clay deposits show some ranges of 78.1 to 81.4 Ma. The calculated temperature range for the Seongsan and Ogmaesan deposits corresponds to the range below 290 at 300 bars and below 310 at 1 kbar, whereas for the Haenam deposit, temperature range is 290 to 350 at 300 bars and 310 to 370 at 1 kbar. Kaolinite and pyrophyllite are stable to lower environments of  $a(K^+)/a(H^+)$  and  $a(Na^+)/a(H^+)$  ratios. In these type deposits, the pH of the Acidic zone is less than about 4. Then, formation temperature, pH and silica activity for the Haenam deposits are higher than those for the Seongsan and Ogmaesan deposits. Whereas, potassium activity for the Haenam deposit is lower than that for the Seongsan and Ogmaesan deposits. All clay deposits belong to high-sulfidation (acid-sulfate) system. Based on stable isotopic data, clay minerals are hypogene in origin, and are thought to have been formed by oxidation of hydrogen sulfide in the steam-heated environment, that produces the spectacular solfataric alteration seen at the surface in hydrothermal system. The close relationships of K-Ar age between the clay deposits and Cretaceous granitic rocks suggest that the clay deposits were formed through the hydrothermal activities caused by circulation of hydrothermal solution from the thermal effects of the granitic intrusions. The forming period of the clay deposits corresponds to the intermediate stage (fifth stage) of volcanic activities.

## **THE PREREQUISITE OF OPERATIONAL FLEXIBILITY TO TACKLE UNCERTAINTIES IN OPEN PIT MINES**

### **ABSTRACT**

Due to the market uncertainty influences the revenues of mining industries, and since the traditional valuation technique, like discounted cash flow (DCF) method neglected the value of flexibility to adjust operating strategy with time according to approaching of new information, thus mining industries are often associated with various sources of both internal and external risks and uncertainties. Uncertainty can be embedded with project risks, as well as with opportunities that can develop throughout the business's lifecycle. Having the ability to plan for these uncertainties, by incorporating flexible alternatives into the system design, is increasingly acknowledged as critical to long-term corporate success. This paper advances the knowledge needed to integrate flexibility in systems of engineering and management for mining operations. It presents the essence of real option valuation approach in mine planning, and makes use of it by applying the proposed methodology to hypothesized case study; the results showed that managerial flexibility can deal with the changes, and capable to capturing values from uncertainties while securing the project from huge losses.

**Keywords:** Flexibility, DCF, Real Option Valuation, Uncertainties, Mine Plan.

### **INTRODUCTION**

Today's economic environment has fundamentally changed; commodity supply and demand are getting more multifaceted, consequently fluctuated metal prices making it more difficult for mining companies to predict the future patterns. Uncertainty can arise from many different sources including, market prices, grade distributions, ground condition, equipment reliability, ore recovery, workforce, capital and legislative [2]. The mines will be more sustainable if projects are developed in a manner that increases flexibility in responding to uncertainties in business's lifecycle. In this paper, flexibility is defined as capability of a system to sustain performance, preserve a specific cost structure, adapt to internal and external changes in operating system conditions, or take advantage of new opportunities that take place during a mine's lifecycle by adjusting operational parameters [5]. To deal with uncertainty in project, mine operators mostly evaluate their projects using standard DCF analysis, which has not changed much since this method was first proposed by Fisher in 1907. The concept of this method is calculating the future cash flow of project by assuming a known discount rate, which is capable to model the uncertainty only in a low, average and high scenarios, but it is disregarded the value of flexibility of an investment decisions; that is one of big shortcomings of traditional DCF method. So, the principle contributions of this paper are the justification of the knowledge needed to incorporate flexibility into engineering and management systems in mine planning. Also, proposing methodology and its applications as to argue why the traditional DCF method is inadequate to deal with the variability in uncertain market? The following sections is structurally outlined and described the ROV applications and its usage in mining businesses, next sections present a hypothetical case study, and followed by discussion of the results obtained from the calculations, alongside with highlighting the future works of this study, and finally the conclusions.

The derivative ROV lent itself from financial technique, since the first publication of ground breaking and most cited paper of [1], who developed the mathematically model to valuing mining assets which is given two choices into mine plans, first is to open; and second is to close the mines. Since then, there are numerous of contributors' further extent this technique include [3], [5], [6], [7], [8], etc. Among others, Dimitrakopoulos and Sabour [4] present an example for investigating the impact of ROV may have on corporate profitability, by improving the decision making process. They employed the simulation-based ROV method versus conventional NPV method in order to choose the best mine plan for a small Australian gold mine. By setting up 12 different fixed mine designs with fixed production schedule, and also fixed one option, to abandon the mine when information of events is unfavorable. The results showed that there is not absolute best design out of among 12 designs; they hence concluded, that there is no definite technique can predict the future outcomes and therefore the performance of technique is typically measured by its ability to generate the best forecast based on the information available at the planning time. Like others, Topal [9] investigates the effectiveness of the mine project valuation methods, specifically Discounted Cash Flow (DCF), Monte Carlo Simulation (MCS), Decision Tree (DT), and Real Option Valuation (ROV), he applied them to a mine project using different discount rates. The result indicated that the similarities and differences between those methods as summarized in table 1. Those examples above are just to demonstrate the wide-spectrum applications of ROV that have been applied in practices. In fact, ROV provides numerous options in mining, for example option to abandon, defer, switch, rescale, etc. This paper applies an option that can be exercised in a single instant of time, which is specifically known as European option. However, the appropriateness of the real options approach will further be apparent as the paper progresses.

Comparison of mining valuation methods [8]

Methods	DCF	DT	MCS	ROV
Knowledge about the input variables in the projects	Assumes 100% known	Not known with certainty (uses discrete probability value)	Not known with certainty (uses discrete probability contribution)	Uses risk-adjustment and variable prices in the calculation
Managerial flexibility	No flexibility, investment take place now or never	Partly flexible, analyses different managerial strategy	Partly flexible, give histogram of possible outcomes	Flexible, studies possible managerial strategy in the light of emerging information
Handling the time value of money	Uses the discount rate	Uses the discount rate	Uses the discount rate	Uses the risk-free rate
Complexity of the methods	Easy to calculate	Easily get larger as the possibility increases	Sophisticated software available for calculation	Easy to evaluate European options but more difficult American options

**METHODOLOGY**

The proposed method comprises four steps which each of them systematically describes the procedure of ROV applications in practical case study. Figure 1 depicts the breakdown of those steps in computational analysis.

*Step 1. Risk source quantifications*

It is essential to identify the main source of risks and its consequential impacts to operations. In this regards, the variety risk analysis techniques can be employed such as Monte Carlo Simulations technique, @Risk™, and Crystal Ball™ Software.

*Step 2. Process simulations*

In this step, it is to incorporate risk into economic model in order to infer the upside potential and downside risk. The discrete events simulation is cyclically running so as to determine the volatility of metal prices and costs. The results can be thereafter used to define the range of risks in operations; whether there is opportunity to take or the risk to hedge.

*Step 3. Formulate flexible alternatives*

At this time, it is to formulate the countermeasure to downside potential or to take an advantage of new opportunities from uncertainties. It is also important to determine that at which level of operating systems and financial conditions, the mine operators have to exercise the flexible alternatives as well as how much it might costs to do so. To sustain the key drivers value of mines, it is of enormous necessity to evaluate the types of flexibilities that most applicable to put into mine operations.

*Step 4. Real options analysis*

Perform real options analysis to evaluate the value of flexibility. It should be noted that the value of flexibility lies upon the future of uncertainty. Once the RO calculations are done thus directing mine planners to choice the most beneficially option values to the mines, and also running sensitivity as to ensure the accurate decision-making process.

**HYPOTHETICAL CASE STUDY**

This paper hypothesizes that the open pit mine produces only one commodity (copper), the mine expected to operate for 10 years. The risk-free rate is 5%, the mine constantly produces 60,000 t @1.88% grades of ore per year; the annual revenue volatility is 30% and the annual cost volatility is 10%. The mine has an option to abandon the operations at any given year for a cost of \$100,000 and at Year 1 the metal price is \$4.00/lb. It should be noted that the metal price stochastically changes throughout the life of mines.

**RESULTS AND DISCUSSIONS**

The results obtained from calculations in spreadsheet indicate that, at Year 4 when the metal price drops, it causes the operating costs to exceed the revenue generated. In this case, the final NPV due -US\$2.134 million, thus affecting project unprofitable under these simulated conditions. Figure 2a shows that at Year 1 the mine project

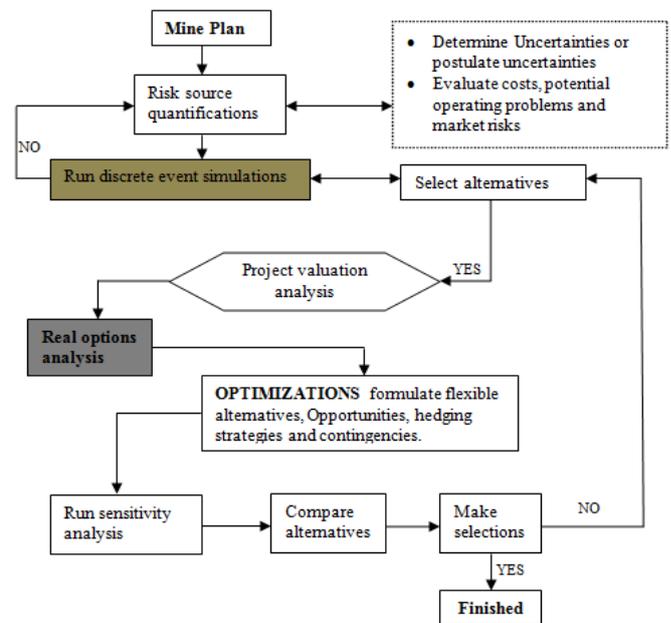


Fig.1. Proposed methodology flow sheet (adapted from, [5])

generates a promising NPV against the operating costs. But, however, at Year 4 onwards when the metal price begin to drop the revenue of operation is accordingly sinking; as the mine have no option to abandon then it runs at a loss since the costs are too large to maintain a profitable of project. It is of a explicit evident that the revenue of mine with option to abandon is \$5.634 million, at Year 4 as soon as the revenue dips down below the fixed costs then the project is complete abandoned. In figure 2b, it is critically highlighting that the flexibility to shutdown the operation saves the company from losses that would otherwise incur if they continue to operate. It is crystal clear that this insurance type of flexibility adds a significance values to project. Hence, real option gives more realistic estimate for investment decision-making by leveraging on benefits of managerial flexibility.

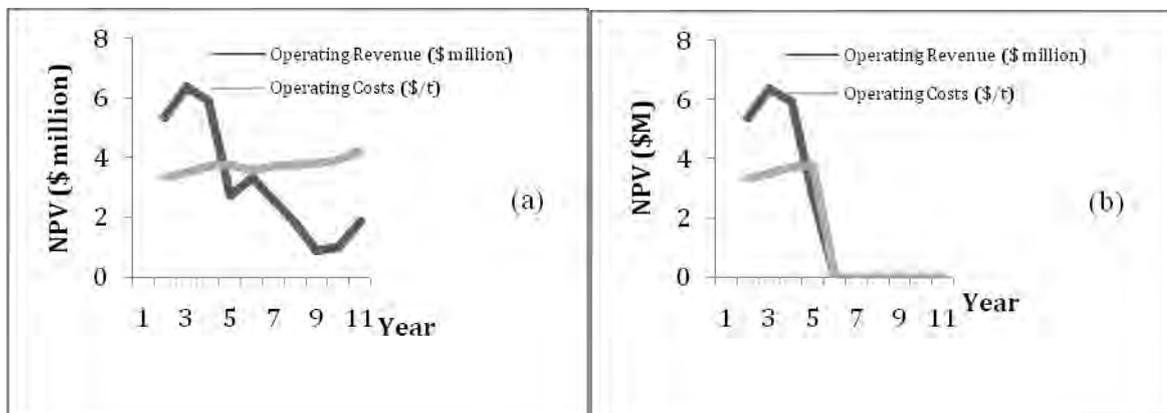


Fig. 2. Operating Revenues vs. Costs, (a) NPV with no option to abandon, and (b) NPV with option to abandon

A relevant lesson learned from an above example is that when taking real options perspective in investment evaluation, decision makers will take several steps. They will firstly identify and define the investment and its risks profile; and then they must recognize any embedded options and use them to craft their investment-structuring strategy and option alternatives to maximize the venture value.

#### CONCLUSION

This paper presented a practical approach using ROV method to value a mining project. The results inferred that the flexible alternative is capable of adding an essential value to the mines as well as securing the project from enormous losses. The future works aim at addressing the adequacy of the expected value and the conventional risk analysis in facilitating of the best flexible alternatives under uncertainty. Also, testing result under different models for market uncertainties such as Mean Reversion Model for metal prices. Furthermore, the ultimate aim of this study is to improve the decision-making rules and trigger conditions with a close up discussion to the field operational experts.

#### ACKNOWLEDGEMENT

The author gratefully acknowledged the financial support from German Academic Exchange Service (DAAD) and TU Bergakademie Freiberg.

#### References

1. Brennan, M. J., Schwartz, E. S., (1985). Evaluating natural resource investments. *J. Business*. 58(2) , 135-157.
2. Dunn, P. G., Maybee, B., (2009). An overview of some current research within mine planning. *Mining and Mineral Engineering* , 931-952.
3. Dixit, A. K., Pindyck, R. S., (1994). *Investment under uncertainty*. Princeton University Press .
4. Dimitrakopoulos, R, Abdel Sabour, S., (2007). Evaluating mine plans under uncertainty: Can the real options make a difference? *Resources Policy* 32 , 116-125.
5. Mayer, Z., Kazakidis, (2007). Decision Making in Flexible Mine Production System Design Using Real Options. *Journal Of Construction Engineering and Management* , 169-180.
6. Mardones, J.L., (1993). Option valuation of real assets: application to a copper mine with operating flexibility. *Resources Policy* 19 (1) , 51-65.
7. Paddock, J. L., Siegel, D. R., Smith, J. L., (1988). Option valuation of claims on real assets: the case of offshore petroleum leases. *Quart. J. Econom.* 103 (3) , 479-508.
8. Trigeorgis, L., (1996). *Real options: Managerial flexibility and strategy in resource allocation*. MIT Press, Cambridge, MA , 1-20.
9. Topal, E., (2008). Evaluation of a mining project using Discounted Cash Flow analysis, Decision Tree analysis, Monte Carlo Simulation and Real Options using an example. *Int. J. Mining and Mineral Engineering*, Vo.1, No.1 , pp.62-76.

## INVESTIGATION OF THE CAUSES OF POOR ADVANCES IN RELATION TO DRILLING A CASE STUDY OF CHIBULUMA MINE, ZAMBIA

### Abstract

Chibuluma Mine uses boomers manufactured by Atlas Copco for drilling development ends. According to machine specification, a 3.7m drill steel can drill holes up to a depth of 3.4m with 0.295m being lost due to the intermediate drill steel support. Table 1 below shows the feed specifications of the boomers used at Chibuluma mine.

Table 1

Feed specifications of boomers at Chibuluma Mine			
BMH 2000	BMH 2825	BMH 2831	BMH2837
Total length(mm)	4087	4677	5287
Drill steel length(mm)	2500	3090	3700
Hole depth(mm)	2205	2795	3405
Weight including drill(kg)	455	485	505
Feed force(kN)	15	15	15

Source: Atlas Copco Technical specifications of boomer T1 D

Chibuluma Mine has reported poor advances from each round that is blasted. The Mine uses 3.7m drill steels and reports advances of an average of 2.8m.

Generally, the expected advance should be 90-95% of the drilled hole length. The average advance that is reported at Chibuluma Mine is only 82% of the length that the jumper can drill.

The aim of this study is therefore, to determine the causes of poor advances in relation to drilling so that they are eliminated, thus ensuring that the progress of the drill and blast operation is not slowed down. This study will highlight the extra costs that the mine incurred due to extra drilling and blasting in an effort to achieve desired development meters.

This study provides mine management with knowledge of deviations from design by operators.

### Introduction

This research was conducted at Chibuluma Mine which is located 300 km north of the capital of Zambia, Lusaka. The orebody of the mine has a northeast-southwest strike dipping at 40° to the west. The strike of the orebody ranges from 200m in the narrowest central portion to 500m down and at sub-outcrop. The vertical depth of footwall is approximately 600m.

### Methodology

In order to achieve the aim of this study, the following were carried out.

- Measurement of drilled hole lengths to check if holes were drilled to the correct(required) depths;
- Measurement of burden between drilled holes to check if the burden is that which the explosive can handle;
- Observation of the charging procedure to check if holes were properly cleaned before being charged;

A steel tape was used to measure drilled hole lengths and burden between holes. With the knowledge of the cost drilling and blasting of each round, extra costs from drilling and blasting extra round to obtain planned development meters were highlighted.

### Data collected

Table 2 shows the depths of holes that were drilled and the respective advances which were obtained while table 3 shows planned and actual advance.

Table 2

Depth of holes (m)	Advance obtained (m)	Length of socket (m)
2.96-3.01	2.7	0.3
3.15-3.0	2.9	0.1
2.87-3.1	2.6	0.5
3.16-3.35	3.0	0.4
2.97-3.15	2.9	0.3
2.35-2.52	2.1	0.4
2.31-2.97	2.3	0.7
2.85-3.32	2.8	0.5
2.3-3.20	2.0	0.3
2.94-3.34	2.8	0.3

Table 3

Date of drilling	Planned advance (m)	Actual advance (m)
11/08/13	3.4	2.7
12/08/13	3.4	2.9
15/08/13	3.4	2.6
18/08/13	3.4	3.0
19/08/13	3.4	2.9
22/08/13	3.4	2.3
23/08/13	3.4	2.1
24/08/13	3.4	2.8
25/08/13	3.4	2.8
26/08/13	3.4	2.8
27/08/13	3.4	2.7
27/08/13	3.4	2.8
29/08/13	3.4	2.8
30/08/13	3.4	2.8
5/09/13	3.4	2.8
6/09/13	3.4	2.8
18/09/13	3.4	2.7
<b>TOTAL</b>	<b>57.8</b>	<b>45.1</b>

The Figure 1 below shows the misplacement of holes on a face.

#### Data analysis

The length of measured holes was found to be of varying lengths i.e. some hole were short while others were long. To achieve good advance, holes must be drilled to correct depths. However, the entire length of the hole can only be pulled when all the holes on the face are of the same length. Having holes different lengths on the same face creates problems, and it results in unsmooth blasts. Consequently, the rock breaks in different planes and it gives problems in drilling because it becomes difficult to drill at the marked (intended) positions as the face is not smooth.

Burden between holes was found to be greater than what was designed. Burden represents the amount of rock that will be handled by the explosive in each hole and is the distance between the blasthole and the next free face. To achieve a good blast, the burden should be that which can be handled by the explosive. The number of holes that are drilled on a face determine the burden that will be between drill holes. If the holes are a lot, it means the burden will be less than what is required, but if the holes are less, then the burden will be more than what is expected.

Comparison of planned and actual advances showed that development lagged by 12.7 meters. This means that extra 5 rounds had to be carried out to obtain the required development meters. Since the cost of drilling and blasting a round at the mine is \$894 it means that \$4470 was spent drilling and blasting the extra rounds.

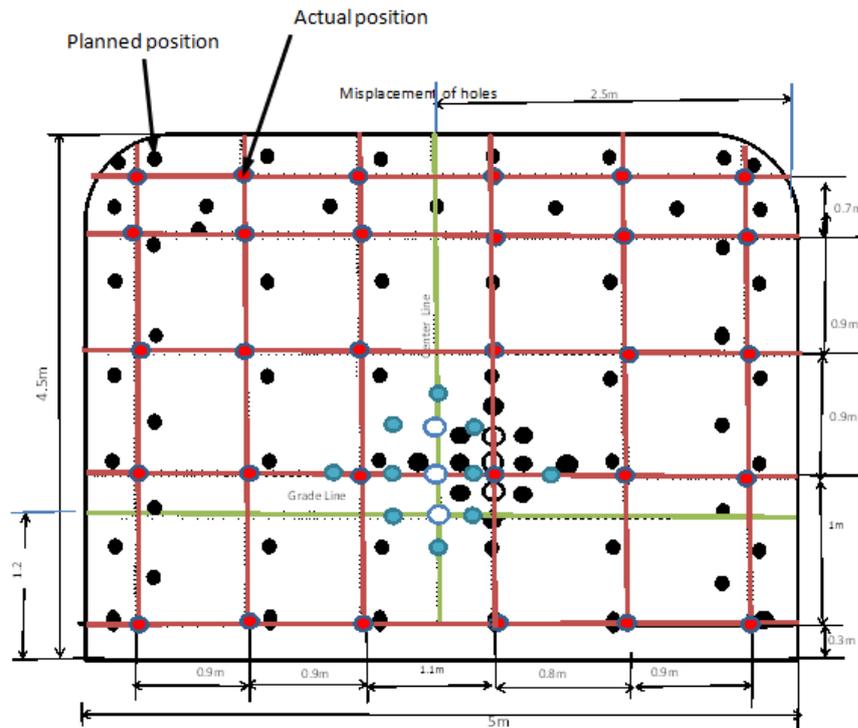


Fig. 1. Misplacement of holes on a face

### Conclusion

The causes of poor advances at Chibuluma mine were found to be;

- Drilling of hole not to the required hole length i.e. short holes were drilled;
- Burden was more than that which the explosive can handle;
- Not cleaning the holes properly before charging.

### References

1. Atlas Copco, Face Drilling, 3<sup>rd</sup> Edition, 2004, Sweden
2. Carlos and Emilio Lopez, 1995, Drilling and Blasting in rocks, AA Balkema Publishers, South Africa.
3. Jack de la Vergne, 2003, Hardrock Miner's handbook, McINTOCH ENGINEERING, Ontario Canada.
4. Sandvik Tamrock, Rock Excavation Handbook, 1999.
5. Sushil Bhandari, 1997, Engineering Rock Blasting Operations, Department of mining Engineering, J.N.V University, Jodphar, India.

**M.-T. KUEGERL**

*Chair of Mining Engineering, Montanuniversitaet Leoben, Austria*

## LOGISTICS – THE LINK BETWEEN MINING AND PROCESSING

### Abstract

This report describes the way of material from an open-pit mining site to a processing plant using the example of Lafarge Mannersdorf, the biggest cement production plant in Austria. Lafarge Mannersdorf uses a quite unusual loading and transportation concept at its limestone quarry. After blasting, the material is transported with a wheel loader from the wall to a mobile hammer crusher. The further transportation to the cement plant is conducted with belt conveyors, interrupted by an interim storage pile.

### 1. Lafarge Mannersdorf - General Information

The Lafarge cement production plant Mannersdorf is the biggest plant in Austria, producing approximately 1.1 million tons of cement per year and 9 different cement types. The plant was founded in 1894 and became part of the Lafarge group in 1997.



Fig. 5. Lafarge Mannersdorf

Lafarge Mannersdorf sells about 6.000 t of cement per day during the peak period from April to October, whereas 3.000-4.000 t per day are sold during wintertime. Mannersdorf has a bag ratio of 10 %. The distribution is conducted by lorry and train. The plant has its own train connection.

## 2. Quarries - General Information

The limestone for the cement plant is provided by a Lafarge owned and operated quarry, which is situated in a distance of approximately 1.5 km to the plant.

The limestone has a high purity of 97%, but has very uncommon characteristics. – It is very soft and wet, which makes the blasting and the transportation rather complicated. The quarrying is done in layers of 20-30 m

height by drilling and blasting. Only one layer is exploited at the same time. The land restoration is conducted simultaneously.

The clay is also exploited in the immediate vicinity to the cement plant. It is quarried with a bucket-wheel excavator and then deposited alternating with deposits of clay bricks, which absorb the humidity. The clay has a low sand content and is very fine-grained.

## 3. Way of the Limestone from the Quarry to the Cement Plant

The first layer of the quarry had a height of approximately 30 m, which is ideal for loading the material with a wheel loader and then transporting it with loaders to a stationary crusher, which was positioned at the bottom of the quarry. An overhead cable-car system was used to transport the limestone from the crusher to the cement plant. This conveying method led to very high labour costs, as there had to be working shifts from 6 am to 10 pm five days a week in order to supply the necessary amount of limestone for the cement plant.

For the next layer of the quarry a height of only 20 m was authorized, partly for safety reasons. This change led to problems with the existing conveying method, because the wheel loader is not ideal for this wall-height. Therefore a new transportation concept had to be developed. The aim was to develop a suitable concept for the remaining wall-height that enables the conveying of bigger amounts of material in less time and saves manpower and therefore labour costs.

The solution was the application of a mobile hammer crusher that is put up at a certain distance to the wall operable with a wheel loader. In order to achieve the best performance possible, a new wheel loader with a loading capacity of 13 m<sup>3</sup> was acquired and replaced the two smaller wheel loaders working up to this point. This size is ideal for loading the crusher, which has a capacity of 700 t per hour. Due to safety issues because of the small distance between wall and crusher, a lot of experimenting had to be done in order to find the right explosives and column load. Furthermore, the distance of the crusher to the wall had to be planned carefully. The initial distance needs to be big enough to ensure that the explosions do not damage the equipment but at the same time the distance has to be as small as possible to ensure the loader is still able to reach it at the end of the year. Therefore, during the maintenance period, the crusher is repositioned at the beginning of each year. At first it is located only about 40-50 m off the wall, which makes blasting a challenge. At the end of the year it is about 130 m away from the wall – still reachable for the wheel loader.

From the mobile crusher the material is then transported to a storage pile by belt conveyors. The storage pile serves as an interim storage for the limestone to provide material to the cement plant, even if the quarry is not operating. During the first period of this new conveying system, the storage pile had a capacity of 350.000 t, but this proved as inoperable, as the limestone has a high moisture content, which led to a clumping of the material. This made the collection of the material with belt conveyors impossible. Therefore, the storage pile was downsized to about 40.000-50.000 t. With this capacity the collection with belt conveyors is working very effectively and the storage pile can still supply the cement plant with limestone for approximately two weeks. One of the old wheel loaders is used here as a second feeding aid for the belt conveyors. The belt conveyors transport the limestone through the town Mannersdorf directly into a storage hall at the cement plant. Currently a total of 3.5 km of belt conveyors are being operated. This process is depicted on the flowchart below:

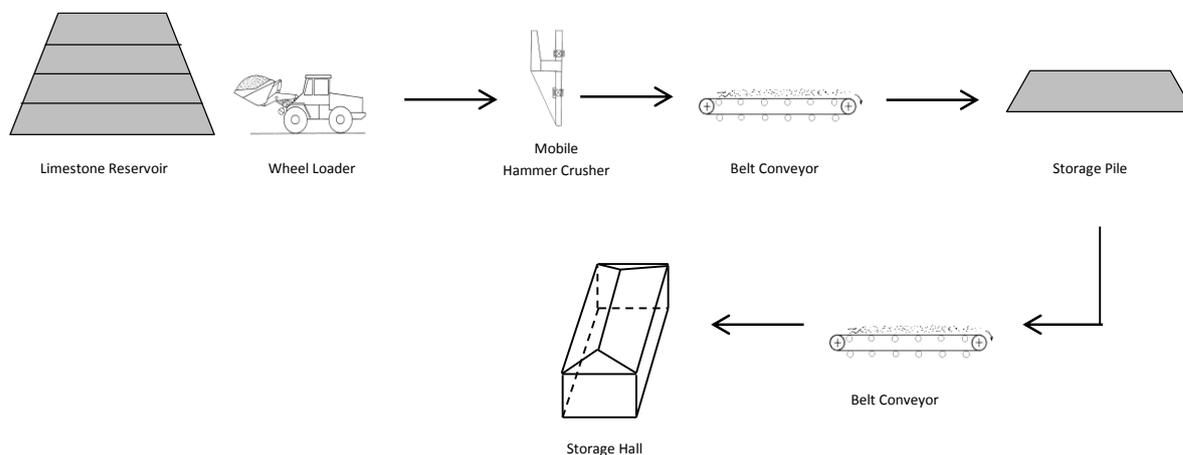


Fig.6. Flowchart-Limestone from the Quarry to the Cement Plant

The quarry is now operated five days a week with only one working shift of eight hours each, which means a drastic reduction of the number of necessary workers. During this time the storage hall of the cement plant is filled up with material that is being used on the weekend, when the quarry is not operating. The amount that is quarried is not directly connected to the demand of the cement plant. The storage hall has a capacity of 40.000 t – of which 15.000 t are reserved for the limestone. Before the maintenance period, which is usually in January or February and lasts four to eight weeks, the storage hall is completely filled up in order to be able to continue using the limestone as an additive for the cement production.

During the maintenance period, the planning for the next year is conducted and the mobile crusher is repositioned. One layer of the quarry can be operated for 16-18 years, after that the next layer has to be developed. With a height of 20 m each, there are three more layers above ground.

Although these changes meant high investment costs for the new conveying system, the mobile crusher and the new wheel loader, the costs are amortized by saving labour costs due to less manpower needed and shorter working shifts. This also reduced the impact on the inhabitants of the nearby town Mannersdorf. Moreover, thanks to the experimenting with the explosives, the safety could be improved and the convolution of the detonations was reduced.

#### 4. The Clay Quarry

The clay quarry is also owned by the Lafarge Group, but operated by an external company. As already mentioned above, the clay is quarried with a bucket-wheel excavator, which loads the material on a lorry. The lorry deposits the clay alternating with deposits of recycled clay bricks. These deposits are removed with a common bucket excavator, which leads to the mixing of the different deposits and this prevents the clay from clumping. This procedure enables the further transportation with belt conveyors to the cement plant. The deposits also serve as an interim storage, supplying clay for the plant for approximately four weeks. There are constantly two piles of alternating clay and brick deposits. – One pile that is build up and one pile that is excavated.

#### References

Lafarge Mannersdorf, <http://www.lafarge.at/unternehmen/division-zement/werk-mannersdorf/> (2014/02/18)

**M. MOSKWA**

*AGH – University of Science and Technology, Krakow, Poland*

## THE USE OF UNDERGROUND DRILLING TECHNIQUES FOR THE DIAGNOSIS OF DEPOSIT CONDITIONS AND NATURAL HAZARDS

### 1. Introduction

„Safety mining” – this quote is guiding mining industry for generations. Miner has always strived to make the best diagnosis of all dangers and all threats. Actually, that is not everything – in order to be effective in their actions, miners should also get to know the rock mass located around them. What is worth mentioning, it is not only about natural hazards, it is also about more prosaic matters – deposit conditions. Nowadays, despite huge technological leap, it is still not possible to acquire appropriate knowledge without direct analysis, often laboratory one, of surrounding rock mass. Achieving this goal in adequate advance can be realized only through the drilling techniques, which despite its seemingly insignificance in underground exploitation, allow us to create safety working conditions. It also allow us to predict and to plan production, appropriate from an economic point of view.

### 2. Drilling techniques in KGHM Polska Miedź S.A. „Rudna” Mine

The source of analysis of this paper is one of the largest copper mine in the world, owned by mining tycoon KGHM Polska Miedź S.A. – “Rudna” Mine, located next to the western polish border. In order to prosper over next years on the same level as in the past decades, “Rudna” Mine has to face numerous adversities. Meeting the production plans of mines belonging to KGHM Polska Miedź S.A. in future years requires systematically running of new exploitation areas. Due to the limited possibility of exploitation expansion in „Rudna” Mine, resulting from the neighborhood of „Lubin” Mine and „Polkowice-Sieroszowice” Mine, as well as excavation of previously developed deposits, „Rudna” Mine prepared foundations for the extraction of deposits below the level of 1200 meters from the ground surface, in Glogow-Gleboki Przemyslowy (GGP) area. In September 2009, in the area of development excavations, at about 1200 meters level there was the phenomenon of gas and rocks ejection. Researches and expertises carried out after the phenomenon showed that running of mining works 1200 meters below the surface, in the area of mining fields of KGHM Polska Miedź S.A. in Lower Silesia, is associated with risk of gas and geodynamic phenomenas [1].

“Rudna” Mine, besides numerous analyzes and in-situ observations of surrounding rock mass, draws up its knowledge connected with mining and geological conditions from drilling works. In order to systematize such works, Mine worked out and described the technology of drilling process. Six types of different works can be distinguished as part of the drilling works conducted in the mine:

1. Exploration drills (geological) – are drilled to investigate the geological structure and tectonics of the deposit, the layers structure and mineralization. Drills are made at different angles and azimuths, as well as varying lengths, depending on the geological situation.
2. Hydrogeological drills – are drilled in order to identify the level of water in roof layers, performed under such angels to drill the limestone aquifer.
3. Roof and floor drills – made in underground excavations, provide preparatory to determine the boundary of mineralization in the deposit profile.
4. Geological-engineering drills (“Wet” – strain energy storage index) – drilled in order to determine the strenght parameters of the roof and floor layers.
5. Drillings made in advance – drills identified by mining geologist.
6. Technical drillings – drills performed for various purposes, such as ventilation, backfill and water runoff [2].

All this works, in a comprehensive manner, ensures the provision of adequate information about deposit, as well as allow us to predict (in advance) gas and geodynamic phenomenas. Drilling is conducted primarily from special excavations prepared for such an operations. In special cases drilling is carried out directly from the mine openings. Drilling operations may be conducted with machines and equipment, which are fitted to geological and mining law.

Precise geological identification of deposits is essential to make the right decisions during the drilling and exploitation. Coring holes is one of the most important ways to define precisely conditions and achieve appropriate knowledge. Obtaining core from the drilled rock allows us to determine the physical and mechanical properties of rock, as well as its mineralogical composition and petrographic information [3]. Output of core is determined by a number of factors:

- geological factors;
- technical factors;
- technological factors;
- organizational factors.

One of the most important determinants of obtaining adequate quality of core are technical factors, among which can be distinguished:

- drilling method;
- selection of the drilling tool;
- selection of drilling technology parameters.

Proper technique and technology for the various stages of drilling developed on the basis of geological and hydrogeological conditions, natural hazards, and purpose of drilling determines the technical project [2]. On this basis, different drilling tools are selected – matched to the currently prevailing conditions. Drillings are performed using rotary core augers and drilling fluids. Core drilling is conducted by different core augers, such as machining bits (Fig. 1) and diamond bits (Fig. 2).

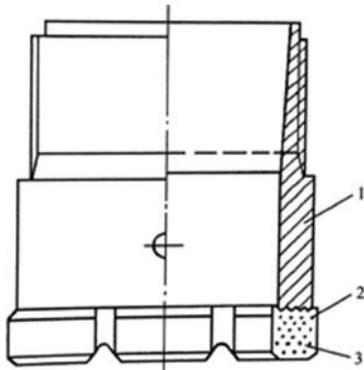


Fig. 1 Diamond bit: 1 - body; 2 - diamonds; 3 - matrix, [3]

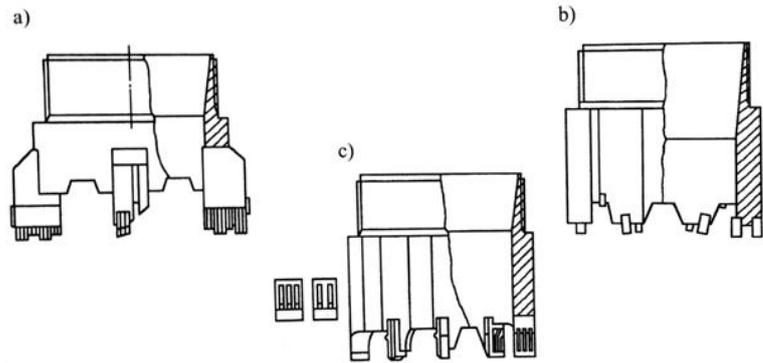


Fig. 2 Different types of machining bits: a) M group; b) CM-CT group; c) CA group, [3]

### 3. Summary

The complexity of the rock mass behavior and large number of characteristics of this behavior cause, that engineering evaluation must take into consideration number of different parameters. The simultaneous consideration of various characteristics is not easy, due to their different importance and physical significance. However, it is necessary to evaluate the parameters of surrounding rock mass [3]. Geological and mining conditions, natural hazards, as well as economic determinants implicate the need to properly predict the future. At this point, one can quote the words of management guru – Peter Drucker, who said that “the best way to predict the future is to create it”.

In modern times, when human life is valued beyond any measure, adequate protection of miners is absolutely necessary aspect. Years of experience allowed us to develop advanced drilling techniques. This works help us to create more friendly environment. They also allow for more efficient deposit economy – one can go as far as to say that drilling plays one of the key role. Without drilling we would not be able to properly evaluate deposit parameters, and hence to make a decision about its future exploitation. Drilling increases also the safety of the work, which is extremely important and has increasing importance.

### References

1. P. Piasecki, S. Rakowiecki, „Exploitation below the level 1200 in the GGP area as the gateway to new resources of KGHM Polska Miedz S.A. on the basis of "Rudna" Mine Division”. Lubin, 2014.
2. „Technologia prowadzenia robót wiertniczych w kopalniach rud miedzi KGHM Polska Miedz S.A.”
3. A. Gonet, A. Zięba, M. Wójcik, J. Pawlikowska, „Wiercenia rdzeniowe”. Kraków, 2007.

T. MÜLLER

TU Bergakademie Freiberg, Germany

## IMPROVEMENT OF THE VENTILATION IN THE BOGALA MINE, SRI LANKA

### Abstract

The Bogala Mine is a graphite mine located on the island of Sri Lanka in the Indian Ocean south- east of India. The ventilation system of Bogala Mine is complicated and suffers from several problems. To solve these problems and to analyse the ventilation system in detail, ventilation measurements had been taken between June and August 2013. The resulting data had been used to create a virtual simulation of the mine ventilation system and for testing any steps for improving this system. It was possible to work out methods to optimize the ventilation system. The considered steps for improving the situation consists of simple and favourable methods that could be done with know- how and material easily available in Sri Lanka.

### Introduction

Since the mid-19<sup>th</sup> century vein- graphite is mined in the Bogala field. The Bogala Mine is located in the Kegalle district, 50 km northwest of the main capital of Sri Lanka, Colombo (Fig.7) [1].

The ventilation system is complicated and suffers from several problems, for example the mixing of fresh and used air in the lower levels. The goal of this work was to investigate these problems and to find suitable solutions. Therefore field work

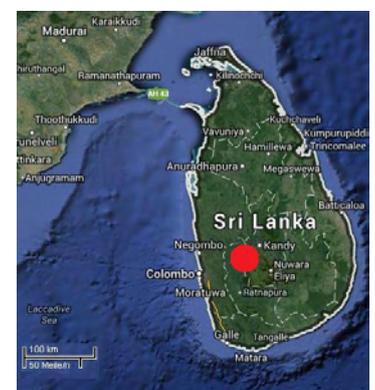


Fig.7. Location of Bogala Mine (Google maps)

measurements had been taken to create a virtual model of the ventilation system of the Bogala Mine. The task was to test several methods and to choose an optimal answer to the problems.

**Introduction to the mine**

The deposit consists of three main graphite-veins with a thickness of 30 cm up to 3 m which are mined in overhand cut- and fill method. [1] To mine the veins, they are divided into blocks with a width of about 40- 50 m width and a height of 50- 60 m. Hereby the method of operation is drilling with jackhammers and blasting with gelatinous explosives. All machinery are driven by compressed air or by electrical power. Bogala Mine contains four surface openings that are still in use today:

- Alfred- Shaft: as the main transportation shaft down to the 124 m level, from there Gabriel-Shaft goes down to a maximum depth of 476 m

- Ventilation- Shaft: as upcast ventilation shaft

- Karadawaththa- Shaft: for maintaining pumping stations in the upper levels

- Rawanamidella Adit: as an emergency route

Mining activity today takes place in the lower openings on three levels and their intermediates in-between. The total amount of levels and intermediate is 20, including old mining areas. The most important levels for mining and transportation are marked in Fig.8. The mine is ventilated by a main fan, which is located on top of the Ventilation- Shaft (Fig.9) as exhaust ventilation system.

The ventilation also includes old mining areas and areas in the upper levels, which are not accessible anymore and a total volume flow of 35 m<sup>3</sup>/s is exhaust from the Ventilation- Shaft. All other surface openings are intake openings. The main intake shaft is the Alfred- Shaft with an overall volume flow of about 24 m<sup>3</sup>/s, which is available to ventilate the stopes. Two additional auxiliary fans are installed in the lower levels to provide fresh air for these areas. All fans are listed in

Table 1.

Fans of the Bogala Mine		
Purpose of fan	Location	Measured Volume stream
main fan	Ventilation- Shaft	35.00 m <sup>3</sup> /s
auxiliary fan	416 m level	14.67 m <sup>3</sup> /s
auxiliary fan	476 m level	8.35 m <sup>3</sup> /s

**Required data for simulations**

WNetz 3.1 was used as software to create a virtual model of the mine ventilation system. Advantage of this software is its availability and the possibility to calculate a compressible ventilation system for a high accuracy. For simulations the mine is divided into branches and junction. WNetz 3.1 calculates the resulting volume and mass flow of the ventilation system by using the resistance of the openings (branches) and the fan characteristic curves. Each junction (for example shaft landings) requires the measured dry bulb temperature and the elevation of this point as well. The resistance of openings can be calculated with the following formula. [2]

$$R = \frac{\Delta p}{\dot{V}^2}$$

$\Delta p$ ... Drop in pressure between connection points[Pa]

$\dot{V}$ ... Volume stream within the branch [m<sup>3</sup>/s]

$R$ ... Air resistance of the branch [1 kg/m<sup>7</sup> = 1 Wsb]

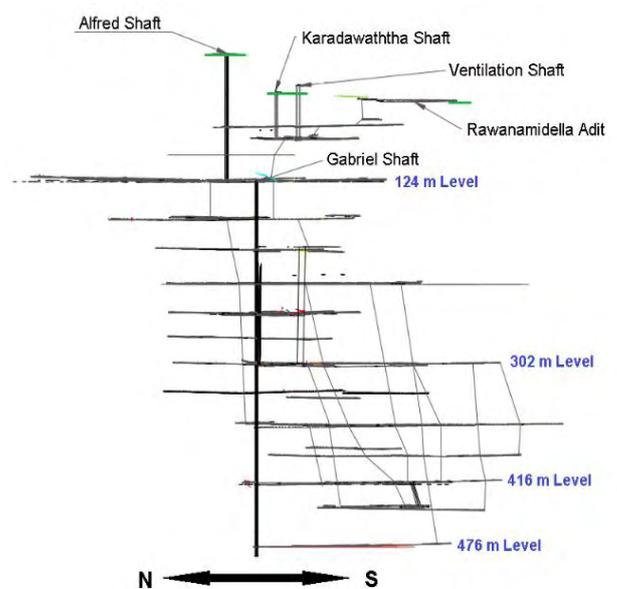


Fig.8. Vertical section Bogala Mine



Fig.9. Main ventilation fan (picture: Toni Müller)

Table 1

The volume flow can be calculated by multiplication of the measured air velocity with the cross-section of each airway. To calculate the pressure drop it was necessary to measure the local pressure at each junction. These pressure drops are small (generally  $\Delta p < 100$  Pa) and can be influenced by many factors. Two major factors are the pressure drops caused by a difference in elevation of the junctions, and the influence of the barometric pressure. To reduce errors it was therefore necessary to calculate the drop in pressure caused by the different elevations between the junctions. Depending on the density of the streaming air even a difference in elevation of about 10 cm can cause a difference in pressure of 1 Pa. Therefore not only the difference in elevation was needed, but also the density of the air. To calculate the exact density wet- and dry bulb temperatures were measured. The other major influence are differences in the barometric pressure, like shown in the diagram in Fig.10.

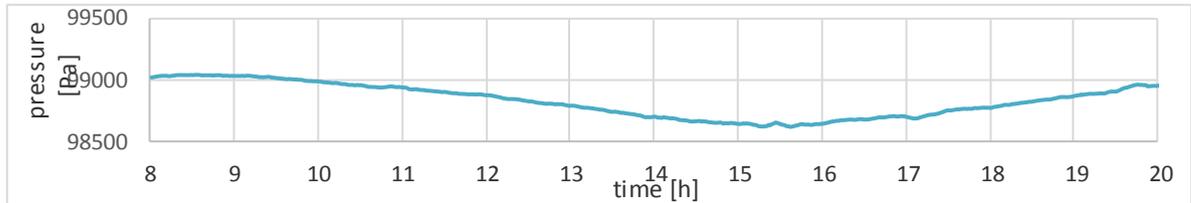


Fig.10.Daily barometric pressure changing on August 08, 2013

These pressure drops directly influence the underground pressure survey. For this reason the barometric pressure was continuously taken at the surface at the same time as underground measurements went on. All required measurements and the used devices are listed in Table 2 below.

Table 2

Used measurement devices	
Measurement	Used devices
square section A [m <sup>2</sup> ]	folding rule
air velocity w [m/min]	velocities w < 10 m/min LUGA (Luftgas) velocities w > 10 m/min mechanical rotating vane anemometer
pressure p [Pa]	2 digital Barometers DPI 740 with a precision of 1 Pa (one underground and one at surface connected to a computer)
wet- & dry bulb temperature t <sub>w</sub> , t [°C]	Assman psychrometer

### Results

As results of all measurements two major problems among others occurred in the ventilation system of Bogala Mine.

1.) A significant difference between the intake air and returned air of about 30% can be measured. This difference occurs also in old reports on mine ventilation, but never had been investigated in detail. Reasons for this difference had been assumed by an additional intake of air by of compressed air in the mine and leakages trough old mining areas in the upper levels. [3]

Indeed airways in the area of the Karadawaththa- Shaft are different from the assumed ones and it was possible to find new airways that hasn't been investigated until now. Air flows in this openings are streaming back directly to the ventilation shaft without any use.

2.) It could be confirmed that on the lower levels fresh air is mixed up with used air and is afterwards streaming into the deepest level (476 m level) as air for usage. This problem is already shown in the reports on mine ventilation of the past years. [3]

Responsible for mixing fresh and used air are the auxiliary fans, as the conducted measurements and simulations document.

To solve the first problem it was possible to identify corresponding entrances that can be closed with ventilation dams. By closing these entrances the total resistance of the mine will be changed, because the air is now

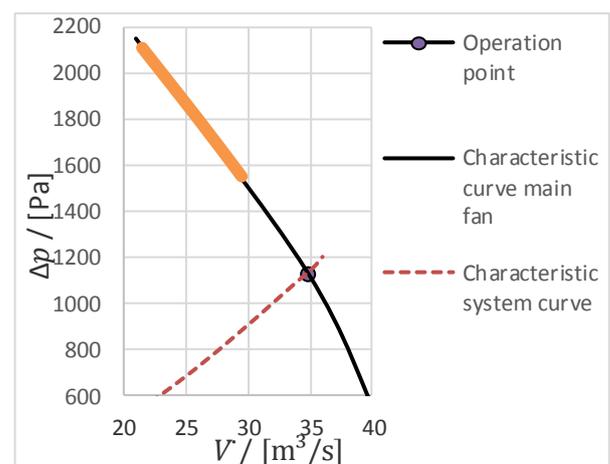


Fig.11. Characteristic curves and working range

forced to flow through the Alfred- Shaft (Fig.11). This implies that the volume flow of the intake at Alfred- Shaft can be increased by 3 m<sup>3</sup>/s. This additional intake is than available for ventilation of the deeper levels.

The reason for the second problem (mixing air on the lower levels) is caused by the use of the auxiliary fans. It was possible to plan the location of new ventilation doors to avoid the mixing of air. Additionally the effectiveness of the used auxiliary fans was tested. By closing the air cycle on the lower levels the effectiveness of these fans is decreasing and their influence is limited to the regulation of air flows in the upper levels. Simulations indicate that a solution is the installation of air regulation doors in the 302 m level and the installation of new ventilation doors in the levels above. In that case the use of the auxiliary fans can be avoided completely with the benefit of significantly reducing the energy costs. The planned methods to improve the ventilation system by installing air regulation doors, ventilation doors or ventilation dams are simple and can be done with know- how and material available. The mixing of air is thereby prevented, the use of the auxiliary fans is not necessary anymore and the energy costs can be significantly reduced. Furthermore the usable intake to the Alfred- Shaft can be increased. Ventilating the stopes directly without mixing used and fresh air will also have a positive effect on the mine climate.

**Supervising tutors:** Prof. Dr.-Ing. Helmut Mischo  
Dr.-Ing. Jürgen Weyer  
Dipl.-Ing. Maximilian Melzer (AMG Mining AG)

### References

1. N. P. Wijayananda, The graphite industry in Sri Lanka, Colombo: Satural Resources Energy & Science Authority, 1987.
2. J. Weyer, Skript: Grubenbewetterung, 2010.
3. Palandagama, "Ventilation Survey- Data Sheet 2011," 2011.

**M. NAUB**

*Technische Fachhochschule Georg Agricola Bochum, Germany*

## CALCULATION AND VISUALIZATION OF METRICS TO OPTIMIZE THE CHIP DELIVERY AND CUTTING DEPTH ACCORDING TO THE ROCK STRENGTH AND CUTTING ENGINE POWER IN THE MACHINE LINE HEADINGS OF THE MINE PROSPER-HANIEL

First, there are the here described ITSM and secondly the TSM. The machines are the same of the structure they differ only this, that the ITSM can automatically cut (the operator intervenes only when errors in the cutting process). The TSM does not have such an automatic and must be operated by hand. This causes that the ITSM produces always a more accurate picture of cutting (less overlapped) as the TSM, unless the ITSM in the automatic mode. In addition, the ITSM has even more features:

Position detection:

- automated determination of the machine position in the area
- identification of roll and tilt the machine

Boundary detection:

- detection of location and the position of lignite in the cross section

Automated cutting

- avoid overloading and wear
- profile accuracy cutting
- optimization of chip delivery and cutting routes
- reduce cutting time.

The figures should help to improve the cutting operations of the TSM (manual operation). Optimum

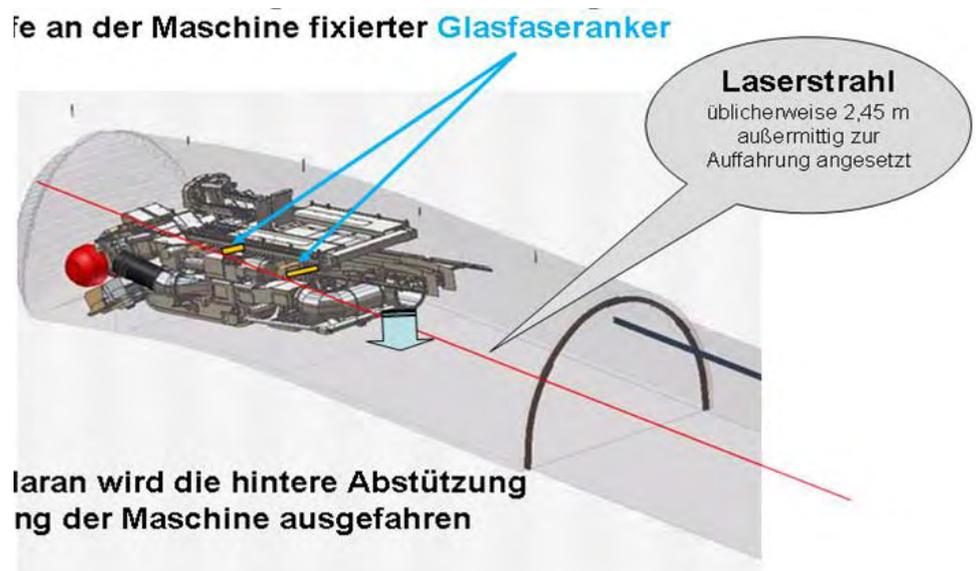


Fig. 1. Alignment of the TSM

should be determined by evaluating the metrics and comparing the values. The operator should refer to this optimum, to improve the results of semi-automatic cutting process. As a basis to compare the parameters of the ITSM (automatic mode) are available. It is assumed that the ITSM (automatic mode) is always optimally cuts. All values that are incorporated into the program for the calculation of key figures, are by the TSM as cutting engine power and x, y, z coordinate to transmitted over days. These values are recorded centrally in the pit room in addition to other values like the be injection values for the cutting trace jetting and stored. These parameters can be picked up at any computer of mine about Fvis (program).

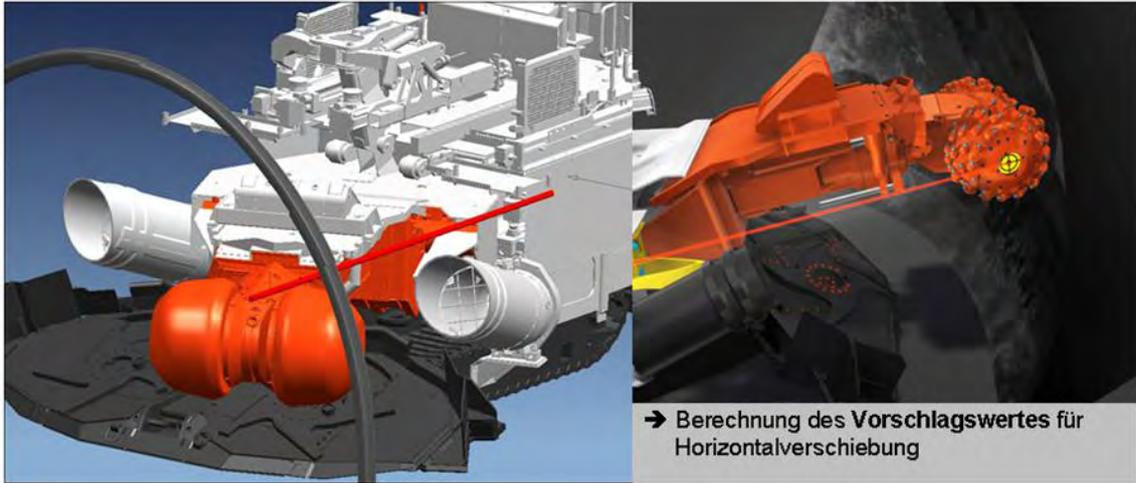


Fig. 2. Orientation of the cutting head

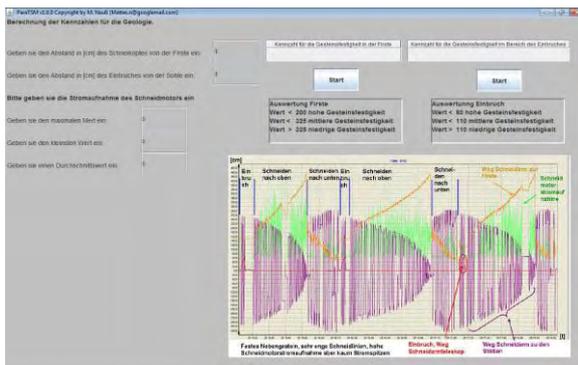


Fig. 3. Program ParaTSM code for the geology

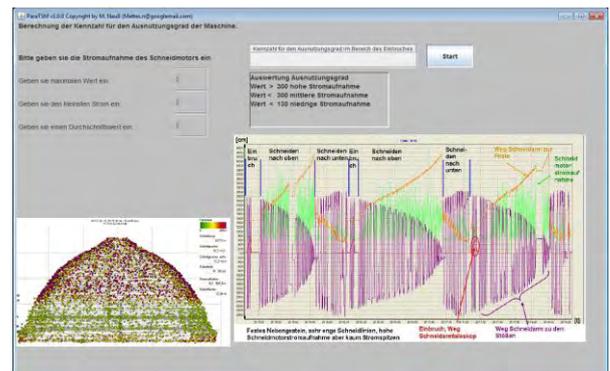


Fig.4. Program ParaTSM for code the load

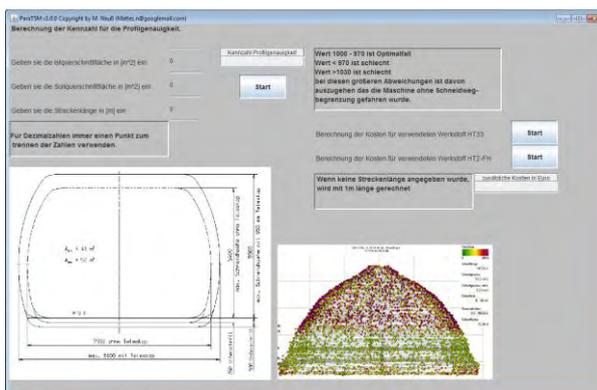


Fig.5. Program ParaTSM code for the profile accurate

**M. PARTYKA**  
AGH University of Science and Technology, Krakow, Poland

## THE USAGE OF THE FINE-GRAINED HARD COAL'S REJECTS

### Summary

Generation of waste as a result of applying various methods of coal's washing is inevitable. The effective washing of the fine-grained coal poses more difficult issue than washing the coarse coal because of a small size of

contaminants and the necessity of applying more advanced preparation technologies based on flotation. These methods should constantly be improved so that the obtained useful components could become trade products with quality suitable for their further usage instead of being intended for landfilling together with wastes.

In this paper there have been presented ways of using the fine-grained hard coal's rejects. The main emphasis has been put on the flotation method as the way of recapturing the combustible components from them. What is more, there has been suggested an idea of the rejects' preparation which, according to technological and economical aspects, would let to obtain an exploitable product.

The presented concept of the rejects' preparation has been based on self-conducted research, using for this purpose the material from the hard coal's preparation in a jig.

### **Introduction**

It is generally known that hard coal is being used to produce energy on world scale. The usage of electrical energy has risen about 22% between 1998 and 2008 and is still rising, however nowadays the output of hard coal is balanced at stabilized level. Nevertheless, it does not mean that the problem of hard coal's rejects is disappearing - quite the contrary - wastes are still being deposited in the environment.

### **The problem of the hard coal's rejects in Poland**

The rejects are generated while coal's search, mining and washing. In Poland the hard coal's rejects are a serious problem. The records of the Central Statistical Office indicate that in 2007 in Poland were generated 124,4 millions Mg rejects. Amongst them there were 34,4 millions Mg of rejects generated while hard coal's mining. It made 50% of all rejects of the mining industry and about 27% of all rejects generated by industry in Poland. The presented data show that rejects generated while hard coal's production make about 40% of its output. In their mass rejects generated while hard coal's washing make about 94%. As a result of hard coal's washing there are generated three types of rejects according to their size: coarse-grained (200 ÷ 20 mm), medium-grained (20-0,5 mm), fine-grained (<1 (0,5) mm).

### **Possible ways of the fine-grained rejects' usage**

Fine-grained rejects are characterized by the range of features which make it difficult to wash them efficiently. This is especially a small size of grains and contaminants. Moreover, fine-grained rejects contain high level of sulphur and moisture (> 20%).

Many years of practice showed that fine-grained rejects can be used in an array of ways. To exemplify the wastes can be used as protective materials on dumping grounds, materials for formation's caulking, components of mixtures used in filling work-out spaces, materials for soil's reclamation, components of materials used in building ceramics.

However, the primary aim of coal mining is producing energy and using wastes for energetic purposes is a way to increase the efficiency of coal mining. How can we then use mentioned wastes to produce energy? It turns out again that there is quite a big choice. The wastes can be used as: components of coal mixtures and fuels, components of energetic concentrates, components or basic materials for special fuels (e.g. briquette), independent fuel for particular technological processes.

### **The fined-grained rejects' preparation for energetic usage**

It is obvious that wastes have to be prepared for the energetic usage. In the past, generated wastes were intended for landfilling as the methods of recapturing the combustible components from them were not widely known and developed. It resulted in creating waste dumps where the wastes containing combustible components are gathered. Nowadays, we use flotation method to enrich the wastes, recapture the parts which can be used to produce energy and minimize the amount of wastes on landfills. What is more, flotation method can be applied to enrich the wastes which are already gathered on landfills.

Flotation method is commonly known physical – chemical process of separation of proper mineral components from their suspensions, which has been frequently used during exploitation in our conditions since the 60-ties of the last century. In all applications of froth flotation, one of decisive parameters which influences the selectivity and efficiency of this physical –chemical process is the adequate type and a necessary dose of flotation reagents.

## **6. Self conducted research**

### **The purpose of the research**

The main aim of the research was to suggest an idea of the rejects' preparation which, according to technological and economical aspects, would let to obtain an exploitable product. In the research, there has been applied flotation method and during the research I was steering the dose of the reagents so that I could receive mostly enriched product.

### **The origin of the examined material**

The material that I was working on came from laboratorial hard coal's preparation in a jig. The material came from the Hard Coal Mine "Janina" in Libiąż (south Poland).

### **Conducted researches and their parameters**

During the research there have been conducted following examinations:  
grains-size analysis of the material delivered and prepared to be enriched,  
4 processes of froth flotation with constant concentration of flotation scum at 80 g/dm<sup>3</sup> and following reagents:

collecting reagent: naphtha or heavy alcohol

frothing reagent: pine oil  
indication of the percentage ash content in products coming from flotation with the biggest usage of the collection reagent (flotation number 4)

#### **The results of the examinations**

The grains size analysis showed that the material delivered to flotation was characterized by  $0 \div 2,0$  mm graining. However, to prepare the material for flotation the grains which were bigger than 0,5 mm have been separated as these are not suitable for being enriched using flotation method.

Conducted flotation processes demonstrated that heavy alcohol turned out to be much better collecting reagent than naphtha. Oil has been used only to the first attempt and given up as the process was highly ineffective. To the next three flotations there has been applied heavy alcohol and the effects were much better. In the flotation with the biggest usage of the reagent there have been received best results - the sum of the forth products was up to 33,88% with regard to the total mass of the material applied in the process.

The percentage ash content was varying from 12,20 % in the first product to 22,54% in the fourth, last product. The next step was to divide the products into concentrate and waste so that the average ash content was possibly lowest in the concentrate and possibly highest in the waste. Taking this assumption into consideration, all the forth products were qualified as concentrates and the product staying in the chamber of flotation machine - as waste.

As a final result there have been received enriched fine-grained rejects with the average ash content at 15,25% while the content in the material delivered to the research was at 44,56%. We can deduct then that the material has been relatively highly enriched.

#### **The parameters of the suggested rejects' preparation with regard to conducted examinations**

Taking into account conducted research and calculations there can be suggested a rejects' preparation with the following, most important parameters: the percentage amount of the concentrate - 33,88%, the average ash content in the concentrate - 15,25%, duration of the process - 90 s.

#### **7. Summary**

Summing up, recapturing the combustible components from wastes is a way to fully and effectively use the natural resources of hard coal.

To achieve that purpose, the preparation technologies based on flotation should be constantly improved so that the obtained useful components could become trade products with quality suitable for their further usage instead of being intended for landfilling together with wastes. The conducted research confirmed the effectiveness of applying the flotation method in fine-grained wastes preparation. As a result, there has been received product which is suitable to be used again to produce energy. However, while planning, there should be additionally considered the economical aspect as conducted processes must be cost-effective.

*Tutor: Ph.D. Eng. Radosław Pomykała*

#### **References**

1. U. Lorenz, *Gospodarka węglem energetycznym kamiennym*, Publishing Company Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Cracow 2010 r.
2. P. Fecko, M. Hlavata, M. Podesvova, N. Mucha, A. Kiraly, *Zastosowanie nowych odczynników flotacyjnych do flotacji mułów węglowych z kopalni Darkov*, Inżynieria Mineralna, January - June 2011.
3. A. Lutyński, J. Szpyrka, *Zagospodarowanie drobnoziarnistych odpadów ze wzbogacania węgla kamiennego*, Górnictwo i Geoinżynieria, Zeszyt 4/1, 2010.
4. L. Gawlik, *Prawne aspekty wykorzystania mułów węglowych zdeponowanych w osadnikach*, VII Ogólnopolska Konferencja Naukowa na temat: Kompleksowe i szczegółowe problemy Inżynierii Środowiska, Koszalin 2005.
5. J. Balcewicz, I. Baic, *Miliony ton mułów węglowych... Skarby porzucone na hałdach*, Energia Gigawat, nr 10, 2010.

**M. SCHENKL**

*Chair of Mining Engineering, Montanuniversitaet Leoben, Austria*

## **ROCK FRAGMENTATION CONTROL WITH RESPECT TO DELAY TIMING**

#### **Abstract**

When it comes to fragmentation of rock various parameters are influencing the result of a blast. Influences like local geology and explosive charge weight used are obvious, but also inter-hole and inter-row delay timing can influence the final result. Various papers published in the past are dealing with the influences on fragmentation through superposition of stress waves by choosing specific delay times. These theories of fragmentation control by delay timing have been investigated in small scale blasts and are now implemented in large scale in order to verify the small scale results. The aim is the rational use of natural resources by reducing unusable fine material and optimizing the amount of explosives required.

## 1. Introduction

The term 'rock fragmentation' is used to estimate the effect of bench blasting in the mining industry. Knowledge of the fragmentation mechanisms in explosively loaded rock is critical for developing successful methods for excavating rock rapidly for a variety of purposes, and has advanced considerably in the last twenty years. In rock blasting, it is generally understood that both the stress wave and the gas pressurization make significant contributions to rock fragmentation. It is well known that the blast pattern and delay time influences all aspects of rock blasting. There have been many studies on the influence of blast pattern on the rock fragmentation throughout field experiments based on observations and measurements of the burden, the type of rock, and the specific charge. Also the influence of shot delay time on the rock fragmentation has been studied. (cp. Cho 2004, P. 1722)

## 2. Theoretical Background

Recent studies tend to support the view that stress waves generated by the detonation of an explosive charge are responsible for the development of a damage zone in the rock mass, and for the subsequent fragment size distribution, while the explosion gases are important in separating the crack pattern that is formed after the passage of the stress wave, and in throwing the fragments. (cp. HoCho 2004, P. 1722) In the inter-hole timing case, the delay required is likely a function of crack propagation through shock and gas expansion. In the case of inter-row timing, the time required is more likely a function of material movement to provide burden relief and define muckpile shape. (cp. Paley 2012, S. 8)

By using specific delay times this effect of developing a damage zone by stress waves can be used in order to gain more or less fragmentation of rock mass by superposition of waves.

The measurement and modelling of fragmentation are both undoubtedly very difficult problems. Most arguments raised in support of fragmentation control assume that there is some known dependence of fragmentation on delay interval and that stress wave interaction promotes fragmentation. Unfortunately, there is little evidence from experiments or modelling that gives support to either argument. (cp. Blair 2010, P. 182)

An analytical model that considers ideal stress wave propagation shows that any superposition of stress waves plays little or no role in promoting fragmentation, especially throughout an extended volume of rock. If stress wave superposition does occur to any meaningful degree within a localized region of rock, then the interacting stress waves must have similar amplitudes and be in phase over that particular region. Furthermore, if stress wave interaction was a dominant influence then the overall fragmentation ought to be highly variable, even in uniform geology. (cp. Blair 2010, P. 183)

The numerical findings showed that the superposition of stress waves generated by the simultaneous detonation of the holes arrests cracks radiating from adjacent holes. Some studies examining the superposition of stress waves showed that a delay time of 0 sec between adjacent blast holes results in significantly more fragmentation than a 0,5 ms delay. While others showed that wave collisions or superposition does not benefit rock fragmentation. (cp. Cho 2004, P. 1727)

Overall it appears from the literature that shorter inter-hole delays might benefit fragmentation. Still more data is required to formulate general relationships, however, these result indicate that there is a likely relationship between inter-hole timing and mean fragment size with longer inter-hole timing giving a result that is coarser than that from shorter inter-hole timing. (cp. Paley 2012, P. 2ff)

Other studies argued that fragmentation measurements in small-scale tests are significantly influenced by nearby free faces and that there is scant data available worldwide, making it difficult to draw any convincing conclusions. In fact many detailed trials, would be required to establish any dependence of fragmentation on delay interval and its scatter but from past data it could be assumed that fragmentation is most coarse for a zero delay interval. If this assumption can be verified, then it is quite possible that most of the variation for in-situ fragmentation might well occur for extremely short delay intervals. For example, the data of Katsabanis et al.(2006), reproduced in Figure 1, is consistent with the assumption that this interval is less than 10  $\mu$ s for their test sample with a burden of approximately 0.09 m. (cp. Blair 2010, P. 183)

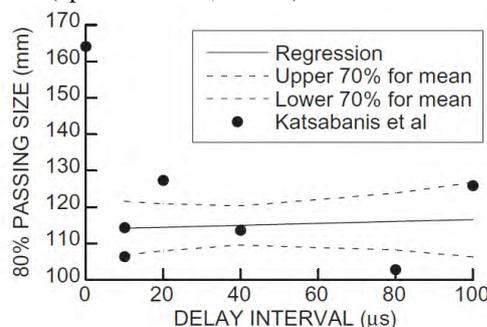


Fig. 1: Statistical analysis of the data from Katsabanis et al. 2006 (Blair 2010, S. 173)

## 3. Model-scale tests

In 2011 Daniel Johansson and Finn Ouchterlony carried out a series of detailed small scale tests to investigate the use of short delays to promote better fragmentation caused by shock wave interaction. The results

showed no distinct difference or high improvements of the fragmentation when the delays were in the time range of interactions compared with no shock wave interactions, but still the decrease of the  $x_{50}$  (mean size) was around 20 % at a shorter delay time. (cp. Johansson 2012, P.1) Figure 2 shows the mean fragment size of single row blasts vs. delay time, for the rows # 1 and # 2.

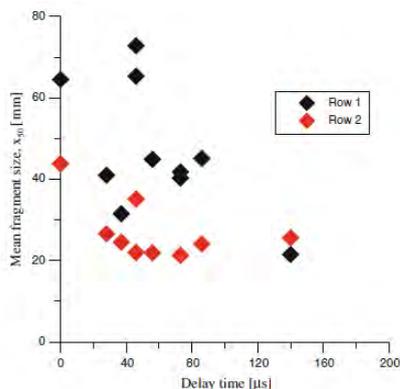


Fig. 2.  $x_{50}$  versus delay time and row under free face conditions (Johansson 2012, P. 12)

#### 4. Implementation of large scale tests

A current project of the “Chair of Mining Engineering” at the “University of Leoben” in corporation with the “Mineral Abbau GmbH” is dealing with the implementation of large scale tests to proof these small-scale test results by performing bench blasts in selected quarries in Austria. In a first step single row bench blasts are performed in different rock mass and with different delay times. The fragmentation results are then analyzed and finally compared. Aim of the work is promoting the rational use of natural resources by reducing the share of unusable fines in the blasting result and optimizing the amount of explosives required. By using electronic detonators with optimum inter-hole delay times for bench blasts a cost reduction of 10 % is expected.

#### References

1. Blair D.P., 2010: Limitations of electronic delays for the control of blast vibration and fragmentation, Taylor & Francis Group, London, ISBN 978-0-415-48296-7.
2. Johansson D. & Ouchterlony F., 2012: Shock wave interactions in rock blasting: the use of short delays to improve fragmentation in model-scale, Springer – Verlag.
3. Paley N., 2012: Fragmentation from Pattern Expansion with Electronic Detonators at the Red Dog Mine, International Society of Explosives Engineers.
4. Cho S. H. & Kaneko K., 2004: Rock Fragmentation Control in Blasting, Materials Transactions Vol. 45 No. 5, The Mining and Materials Processing Institute of Japan.

**K. SŁOTA, Z. SŁOTA, A. MORCINEK-SŁOTA**  
*Silesian University of Technology, Gliwice, Poland*

## RADIO COMMUNICATIONS IN UNDERGROUND MINING OF COAL

Summary: Radio communications is increasingly being used in underground mining. A common feature of all telecommunications systems to transmit information by radio wave propagation medium: water, air, earth's interior or wire. Information processing signals, signal transmission and their reception and reproduction depend on the layout and design of equipment intended for such purposes. In contrast, radio propagation conditions are dependent on many factors which could not be adjusted. The mine workings is the most common radio communication is used, where control systems with a range of sight, mainly for operating machines - combines, plows. The excavations transport and windows to the radio uses the most radiating cable. The article presents an analog and digital radio system tested in the mine „Boleslaw Smialy” based on the radios BWRI.

### 1. INTRODUCTION

During mining operations and in particular the conduct of rescue in underground mines is extremely important to provide complete and reliable communication between the crew and members of the rescue patrol. The assumption host is indivisible but in mining conditions during the rescue operation , we often deal with the situation when visibility is limited almost entirely and additional noise prevents efficient communication between members of the patrol. It was then that can lead to dismissal unnoticed or remain in a particular area of one of the members of the patrol. The previously mentioned limitations (fumes, noise) prevent the establishment of communication and quick to find the members of the patrol. Such events have already taken place in Polish mine rescue (an event in the coal mine „Krupinski”). Such situations could be avoided having an efficient communication system covering the entire host. In view of the fact that rescue workers have to carry out work requiring the use of two hands at the same

time it is not possible using conventional radios . This solution has already been implemented in the coal mine rescue hosts of „Halemba-Wirek” and it consists in the application of modern radio communications within the ranks using the so-called „microphones bone”. They are constantly under the helmet lifeguard and radio transmission can be triggered in two ways. The first is the stimulation of the voice, the second is to use the PTT button actuated shoulder, forearm, elbow, hand or other free part of town. In such an embodiment, the microphone marrow integrated headset is located near the ear rescuer, which further improves communication . In the mine „Boleslaw Smialy” tested modern radios that beyond the ability to work with different microphone and headphone sets equipped with additional functions invariably useful in mine rescue. Some of them are: the alarm function - used for emergency signaling to send a help signal to a pre-defined person or group of persons, the emergency stop button - the button on the front panel of security, which when activated shall of the danger , the „Man- Down” - dual-mode alarms triggered by pre-defined duration of immobility or time setting excessive movement; lone worker function - providing an additional measure of safety for people working in hazardous areas (as long as the button is pressed regularly, the radio operates normally but if you exceed the set time between presses, it will generate an alarm sound and, in the absence of any response to the user device performs an emergency call to a predetermined person or group of people).

## 2. EQUIPMENT USED IN RESEARCH

The study used modern radios BWRI type ( Fig. 1) and the PTT and microphone marrow.



Fig. 1. Apparatus BWRI, headset BZWS-01 (PTT) and headset BZWS-03 (bone microphone) [source: Becker Warkop]

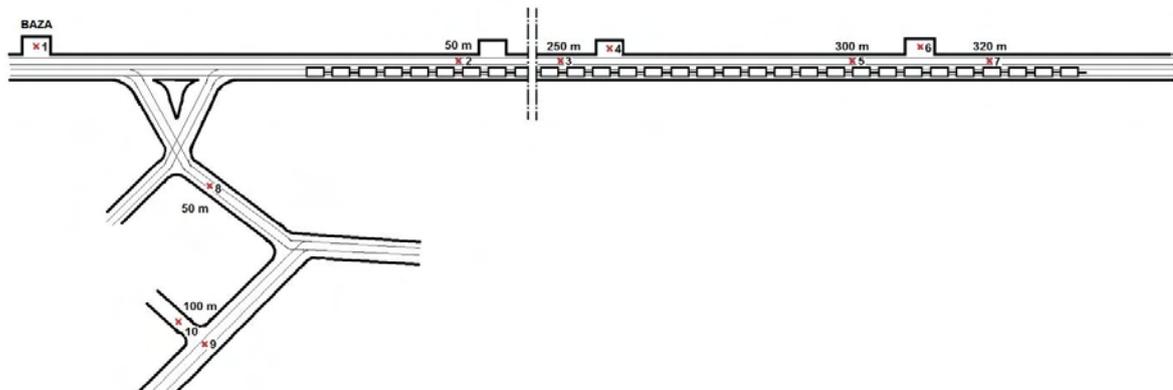


Fig. 2. Diagram of excavations at the level of 420 m

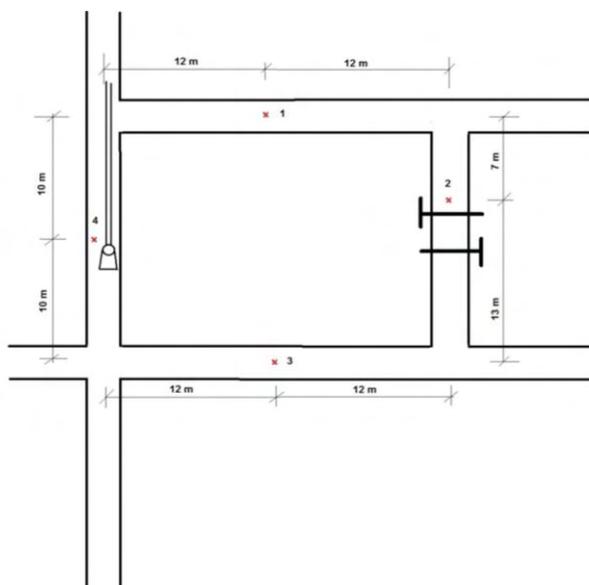


Fig. 3. Diagram of excavations at the pit at 420 m

BWRI radios for communications exploit the UHF waves and work both in analogue and digital. Analog FM signal becomes much ripple in the End of the range. Digital technology improves the quality of reception on the edge of coverage area and increases the effective range by 20% compared to the analog FM.

## 3. RESEARCH IN MINE „BOLESŁAW SMIALY”

Radio communication equipment was tested in the mine „Boleslaw Smialy” at the level of 420 m excavation system is shown in Figures 2 and 3. In point 1 (Fig. 2) was a base where research directed radio communications, both digital and analog.

The essence of this study was to examine the quality of communication depending on the distance

from the base of the section straight without bends, as well as the intersections. In the second study (Fig. 3) focuses on the quality of communication between members of a group working in the area of the shaft and the lute fan running.

Table 1

Data on the radio in excavations at the level of 420 m

Point	Distance from the base , m	Remarks
1	0	Base. Targeting research team.
2	50	50 meters from the base without kinks. Very good analog connectivity. Digital communication very good.
3	250	250 m from the base without kinks. Very good analog connectivity. Digital communication very good.
4	260	260 m from the base. Activities. Analog connectivity weak. Numerous interference. Digital communication very good, without any interference.

Table 1

Point	Distance from the base , m	Remarks
5	300	300 m from the base without kinks. Analog connectivity very poor. Numerous interference. Deduct the signal. Digital communication very good without interference.
6	310	310 m from the base. Activities. Analog connectivity is not working. Digital communication weak interference.
7	320	320 m from the base, without kinks. Analog connectivity to the database is not working. Digital communication weak interference. At a distance of 350 m from the base of the disappearance of communication with the base.
8	50	50 m from the base of a collapse. Very good analog connectivity. Digital communication very good.
9	100	100 m from the base of the two failures. Analog Connectivity very poor. Numerous interference signal raggedly. Digital communication very good.
10	110	110 m from the base with three kinks. No analog communications. Digital communication very poor. Numerous interference signal raggedly.

Table 2

Data on the radio at the pit level 420 m

Point	Notes
1	Miner 1. Analog and digital connectivity with the rest of the miners very good. The ability to receive and transmit the signal to both the bone using a microphone and the apparatus itself.
2	Miner 2. The position of the dam separating. Analog and digital connectivity with the rest of the miners very good, both when using the microphone marrow, as and with the same apparatus.
3	Miner 3. Analog and digital connectivity with the rest of the miners very good. Just like the miners in positions 1 and 2 seamless communication when using the same apparatus and using a set of microphone marrow.
4	Miner 4. Analog and digital connectivity with the rest of the miners very good, but only using a set of bone. Using the same apparatus lack of understanding and transmitting commands due to the large noise from the fan.

**Z. SŁOTA, K. SŁOTA, A. MORCINEK-SŁOTA**  
*Silesian University of Technology, Gliwice, Poland*

## **OPTIMUM SELECTION METHODS OF ADMINISTRATION OF OXYPAR TO FIRE PREVENTION OF DUMPS OF COAL**

Summary: High propensity to spontaneous combustion of coal may be the cause of the fires on piles of coal at the site of the mine, power plant, distribution points or coal handling. Use appropriate measures to prevent of fire of coal and consequently protect against fire, it may be a necessity in the event of a situation where there is a long-

term storage or transport of coal. The aim of this article is to present the results of work in the field of selection of optimal methods of administration of OXYPAR. The study concluded a description of how to select the site for testing, selection of methods and method of administration of antipyrogen, an analysis of the possibility of connecting equipment, availability and method of administration for selected sites in the landfill, the relationship of attempts to apply of antipyrogen (douche, plunge administration), analysis of the results of the tests and conclusions regarding optimal methods of administration of OXYPAR.

### 1. Site selection for testing

For the experiment selected two plots. The target area covered a total of 700m<sup>2</sup> (300 and 400 m<sup>2</sup>). Both lots were situated on the existing dumps several months. It should be noted that during the entire test cycle test plots were not in any way affected. To assess the state of thermal coal piles used special measurement probes, which measure the temperature of the heap at a depth of approximately 1 m. In order to locate potential places where you could claim to self-heating processes were used infrared technology. Measurements were made using modern infrared cameras with high sensitivity and resolution. While these measurements were able to identify several potential sites, which might occur in the processes associated with self-heating coal. As part of the work was carried out continuous monitoring of the site in terms of visible changes indicative of possible thermal phenomena.



Fig. 1. The plots drawn on the eastern slope

### 2. The selection method and the way of administration of antipyrogen

In order to develop the correct method and the method of administration of antipyrogen made prior analysis of the applicability of the OXYPAR in the prevention of fire. We analyzed the infrastructure around dumps, technical means available and the possibility of administration of

antipyrogen. In order to assess the feasibility of the measure OXYPAR selected two main methods of administration (injection and spray). The third method was a combination of two main methods. The choice of these methods has forced fundamentally appropriate methodology for testing the effectiveness of administration of antipyrogen and analysis of its effectiveness.

### 3. Tests using of antipyrogen - spray, plunge administration

#### *Administration plunge*

A special tip for the administration of injectable previously trained employee screwing deeper into the dumping ground for depth 1m. Then, once pressed into 20 liters of OXYPAR. Was repeated successively moving strips of a width of 2 m from the upper portion down area. Injection holes are spaced apart 2m forming a grid 2x2m . During the injection of antipyrogen was measured amount of the injected agent and ground surface temperature measurements using infrared thermometers and thermal imagers. Injection of one half of the demarcated area to allow for observation of thermal phenomena occurring in injection parts and this in which there used antipyrogen.



Fig. 2. The plots drawn on the southern slope

#### *Spray*

OXYPAR with a special tip sprayed directly onto the surface of the dump. The area covered by spray in order to accurately cover, sprinkled been twice at an interval of about an hour. During the spraying was measured quantity of waste for the purpose of the measure and measure the surface temperature of the lot by using infrared thermometers and thermal imagers.

#### *The combined method (administration plunge and spray)*

In the yard which was injected earlier antipyrogen means after one week an additional two- sprayed on the surface of the heap. In this case the arrangement of the whole area carrying spray allowed from the foot of the escarpment. Spraying was performed by belt , where the width of the sprayed strip was about 2.5 m. During the spraying was measured quantity of waste for the purpose of the measure and measure the surface temperature of the lot by using infrared thermometers and thermal imagers. Spray one half of the surface area (precisely the area where previously injected of antipyrogen).



Fig. 3. Administration plunge of OXYPAR (the injection)



Fig. 4. Administration spray inside OXYPAR (first lane, the first sector)

#### 4. Analysis of the test results

In the method for administering injectable 4.5 thousand liters of OXYPAR were used on an area of approximately 200 m<sup>2</sup> (all on the southern slope). The spray method was used a total of 2.5 thousand liters of OXYPAR an area of approximately 350 m<sup>2</sup> (of which 1000 liters on the eastern slope and 1500 liters on the southern slope).

During the administration of antipyrogen of the injection method no significant changes in the surface temperature of the lot covered by the measurements.

When the spray method was observed almost immediate effect of lowering the temperature of the carbon surface. This effect persisted for several consecutive hours or even days.

Surface plots sprayed by OXYPAR showed no tendency to dusting. After drying followed by impregnation of the carbon formed is called film covering the entire surface of carbon (also visible pores and crevices).

Immediately after the composition is applied by spraying onto the surface of the heap of grains observed stickiness atoms. Carbon grains underwent consolidation.

**P. SZKLARCZYK**

*AGH University of Science and Technology, Kraków, Poland*

## ANALYSIS OF INFLUENCE OF COMMINUTED FEED GRANULATION ON EFFICIENCY OF GRINDING PROCESS

In the speech the analysis of grinding process efficiency in ball and rod mills dependably on feed granulation is presented. The evaluation of process efficiency for both mills was conducted for feeds of various granulation with particular consideration of fine material sieving what means the one which granulation is expected in grinding process.

The grinding process is operation highly energy consumable so from economic point of view of mineral processing is very important. Any attempts of lowering energy consumption are very justified. Thanks to properly selected comminution technological system significant cost lowering of the whole processing can be achieved.

Ball and rod mills are being used for fine grinding. In the speech the efficiency of these mills work for feeds of changeable particle size distribution was compared what allowed to determine guidelines for technological systems designing dependably on grinded feed granulation.

### Introduction

Grinding processes are the most important and the most energy-intensive steps in the process of mechanical processing of mineral raw materials. Due to economy, we should strive to develop methods for reducing comminution energy consumption, thereby minimizing costs. The principle created by Czeczott - "Do not crush anything unnecessarily" (Czeczott, 1930) - seems to be very helpful in this case. Cost structure from Ore Enrichment Plants in KGHM Polska shows, that expenses on electric energy are almost 32% of total costs. The costs for the mill are: salary for tech support, electric energy for drives, grinding systems, cost of repairs (drive: electric motor and gear), mill carpet: panels and mouting. The milling processes are about creating a braize (powder) product from medium or fine grained material. They differ significantly from the rest of the grinding actions. There are produced much greater amounts of ultrafine grain classes. Therefore, grinding results in much higher energy consumption per weighting unit of raw material, which reduces the technological efficiency of the process (Pudło, 1976).

### The introduction of the grading procedure before 1st degree grinding mill.

This solution presents a simplified analysis for the two systems and energy intensity factor calculated for them. The results of this simplified analysis shows, that it is possible to get almost twice lower ratio of energy consumption per processed raw mineral unit. This approach has been applied in industrial environments in Ore Enrichment Plants Polkowice area (Foszcz 2012). A key factor for the applicability of the proposed solutions in existing technological conditions is getting a high technological efficiency mill, operating at top product.

### Research methodology

The aim of the study was to determine the growth of fine classes for copper ore, dry grinded in rod and ball

mills, with different grinding time, according to presented scheme. The object of the study was copper ore taken in Ore Enrichment Plants Rudna. In industrial condition, feed granulation was between 0-40 mm, and it was classified on vibrating screen with 10 mm sieve. Material over 10 mm, according to the scheme, was grinded in impact crusher, and after that granulometric analysis for basic feed was performed.

Maximum grain feed was 10 mm, and it was based on ½ diameter of rods used in mill. Minimum grain boundary for I and IV trial was 0 mm, and for II, III, V and VI it was 2 mm. Grain size distribution curve made for the feed shows, that fine grains <2 mm are over 50%. Therefore, grading procedure was applied before mill and 2-10 mm material was taken into it. Thus prepared granulation for laboratory tests can be considered comparable to the industrial graining, subjected to grinding in industrial environments. The weight of the basic feed was kept constant (3500 g), however the mass of the mill was controlled. For I, II, IV and V trial it was 14000 g, and for III and VI it was 20000 g. Milling time for each of the trials was 5 minutes for the first stage of grinding, and 15 minutes for the second stage. Grinding of the ore was taken in mills: the rod mill with 440 mm length and 300 mm diameter and the ball mill with 305 mm length and 220 mm diameter. Rods were 400 mm long and diameter was 20 mm. Maximum ball diameter was 35 mm.

#### **Analysis of the results**

Analyzing the process of grinding the ore in a rod mill (I, II, III), after 5 and 20 minutes it should be noted, that IIIrd trial with 2-10 mm granulation and 2000 g grinding mediums mass, had the greatest fragmentation, giving 27,67% growth in 0-0.1 mm class and 74,90% in 0-1 mm class. The overall level of S10 fragmentation was the greatest in this trial. Milling results in ball mill (IV, V, VI) shows, that the greatest fragmentation was in VI trial, with 2-10 mm granulation and 2000 g grinding mediums mass, giving top increment values for each of the size grades. For 0-0.1 mm class it was 34,12%, and for 0-1 mm it was up to 95,79%. It was noted, that the increase of 0-1 mm class after 5 minutes of grinding was higher by 5.54% for ball mill, in comparison to the rod mill. Large increase in 0-0.1 mm class was also in IV trial (0-10 mm, ball mill, 1400 g grinding mediums mass) and it was 90.52%, however it should be noted, that grinding is beneficial for <0.1 mm grain, and for thicker grains it is inefficient, because balls cannot cope with them. As to milling in rod mill, after 5 minutes top growth in 0-0.071 mm and 0-0.1 classes was in I trial (0-10 mm, 1400 g grinding mediums mass). On the other hand, the growth in listed classes for II and III trial (feed without <2 mm class) after 20 minutes was the most intensive multiply, while the growth value for I trial almost has not changed fig. 5. Similarly, ball mill in IV trial (0-10 mm, 1400 g) had the top growth in 0-0.071 and 0-0.1 mm classes after 5 minutes, but after 20 minutes the most preferred growth was noted for V and VI trials (feed without <2 mm material).

#### **Conclusions**

Laboratory test results showed, that the ball mill was more effective, giving greater growth of fine materials. To achieve high efficiency of grinding process, it is necessary to load the mill properly. The correct direction of the technological systems design is using grading procedure systems before mills – it significantly reduces the load on the mill, helps to reduce energy use and prevents from unnecessary grinding already fine material.

This analysis has proven, that it is possible to achieve a high grinding efficiency and low energy consumption rate for the technological system, if it is properly selected for properties (granulation) of the ore. Conclusion is, that a very important element for the adequate selection of the system, is its technological and economical optimization.

#### **References**

1. BIBLIOGRAPHY \ 1045 Blaschke, Z., Brożek, M., Ociepa, Z., Tumidajski, T. Górnictwo cz. V. II. Kraków: Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica w Krakowie, 1983.
2. Czeczott, H. Przeróbka mechaniczna użytecznych ciał kopalnych. Tom I. Kraków: Komitet Wydawniczy Dzieł śp. prof. Henryka Czeczotta, 1930.
3. Drzymała, J. Podstawy mineralurgii. Wrocław, Dolnośląskie: Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, 2001.
4. Foszcz, D. i inni. „Praca badawcza O/ZWR KGHM PM S.A.: „Analiza zasadności stosowania młynów prętowych w O/ZWR Rejon Rudna i Lubin w świetle zmian litologicznych i granulometrycznych nadawy”.” 2010.
5. Foszcz, D. i inni. „Praca badawcza O/ZWR KGHM PM S.A.: „Określenie wpływu wydzielenia z nadawy do młynów pierwszego mielenia frakcji ziarnowej poniżej 5 mm na procesy klasyfikacji i wzbogacania w O/ZWR Rejon Polkowice” (umowa nr KGHM-ZW-U-0018-2011).” 2011.
6. Foszcz, D., Gawenda, T. „Analysis of efficiency of grinding in ball and rod mills dependably on contents of fine particles in feed, ; ISSN 2299-257X.” AGH Journal of Mining and Geoenvironment, 2012, wyd. 36: 17–30.
7. Pudło, W. Procesy kruszenia i mielenia. Tom V, w Poradnik Górnika, 597-633. Katowice: Śląsk, 1976.

**В.В. БОЙКО, С.Ю. БОГУЦКИЙ, Д.В. ХЛЕВНИК**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

## **ВЛИЯНИЕ ПОГРЕШНОСТЕЙ ВОЛНОВОДОВ СИСТЕМЫ ИНИЦИИРОВАНИЯ НА СЕЙСМОЭФФЕКТ**

Одним из основных факторов, который влияет на эффективность КЗВ (короткозамедленное взрывание) с использованием неэлектрической системы инициирования является интервал времени

срабатывания каждого скважинного заряда по отношению к соседнему и последовательность подрывания их в направлении отбойки горной массы. В существующих нормативных и литературных источниках выбор оптимальных решений делают только с учетом свойств среды и нужных результатов взрыва[1-2], и не берется во внимание тот факт, что погрешность срабатывания волноводов в некоторых случаях достигает до 27%.

Поэтому целью работы было исследование погрешностей срабатывания поверхностных волноводов на механизм образования свободных плоскостей обнажения и корректировка схем КЗВ.

**Изложение основного материала исследований.** При КЗВ с использованием неэлектрической системы инициирования волна напряжений от каждого следующего взрыва зарядов вызывает в предварительно напряженном массиве более интенсивные разрушения. Взрыв последующих зарядов должен произойти в момент максимальной величины напряжений от предыдущего взрыва, в частности

$$t = k * w, \text{мс} \quad (1)$$

где  $t$  – интервал времени срабатывания, мс

$k$  – коэффициент, учитывающий свойства пород изменяющийся от 3 для крепких пород и до 5 для мягких, мс/м

$w$  – линия наименьшего сопротивления, м.

Следует отметить, что увеличение эффекта дробления при КЗВ связано с действием волн напряжений вблизи свободной поверхности[2]. При этом от предыдущего взрыва продольная волна сжатия, отразившись от поверхности обнажения становится волной растяжения и перемещается в массив, где находятся следующие заряды. Взрыв этих зарядов должен осуществляться в момент прохождения через них отраженной волны растяжения.

Повышение качества взрыва при КЗВ происходит в результате разного рода взаимодействия соседних зарядов или серий. Наибольшее признание имеет утверждение, объясняющие эффективность дробления при КЗВ образованием дополнительных поверхностей обнажения от взрывов предыдущих зарядов.

Образованные поверхности обнажения в виде трещин различной степени раскрытости отражают продольную волну сжатия от взрыва последующего заряда и преобразуют ее в волну растяжения. Массив ослабляется и облегчается его окончательное разрушение как волной напряжений, так и давлением газов взрыва последующего заряда. В сторону обнаженных поверхностей происходит сдвиг породы при ее разрушении с увеличением первоначального объема. При отсутствии пространства, позволяющего переместиться разрушаемой породе, разрушение будет затруднено. Часть массива, не успевшая сдвинуться на достаточную величину от взрыва зарядов первой очереди, окажет дополнительное сопротивление зарядам второй очереди. Реализация этого механизма в полном объеме стала возможна при использовании неэлектрических или электронных систем инициирования.

Но на практике каждое номинальное время срабатывания в неэлектрической системе инициирования имеет свою погрешность, что может негативно влиять на сейсмический эффект и качество взрыва[3].

$$S = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2} \quad (2)$$

где  $S$  – среднеквадратическое отклонение.

При внесении изменений в реальное время срабатывания волноводов, необходимо учитывать граничные значения замедления, то есть

$$b = a \pm 2S, \text{мс} \quad (3)$$

Рассмотрим наиболее простую схему монтажа поверхностной взрывной сети с применением неэлектрической системы инициирования (рис.1) на примере проведенного взрыва на ОАО «Ивановский спецкарьер» Винницкая область.

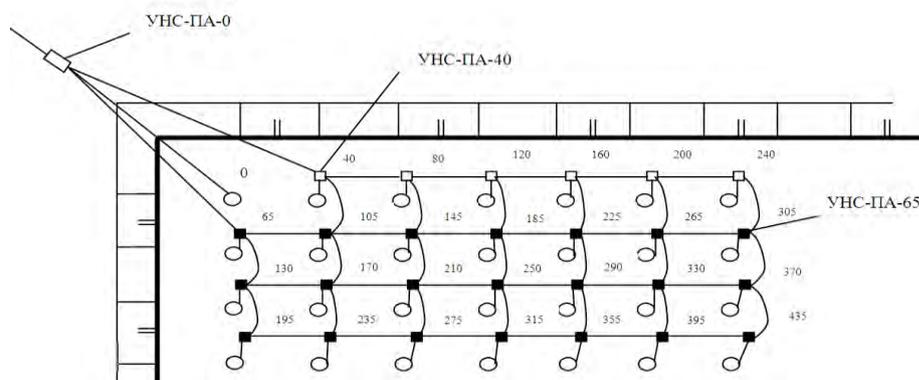


Рис. 1. Схема КЗВ с использованием неэлектрической системы инициирования «Импульс» с номинальным временем замедления 40 мс и 65 мс.

Видим, что если б не было погрешностей срабатывания, то взрывание скважинных зарядов происходит в последовательности, обеспечивающей прохождение взрыва по блоку в форме «елочки». На рис.2 изображена та же схема, с теми же замедлениями но с учетом погрешностей срабатывание волноводов, то есть «реальный» процесс развития взрыва. При таком ходе взрыва имеем наименьшее образование новых плоскостей обнажений.

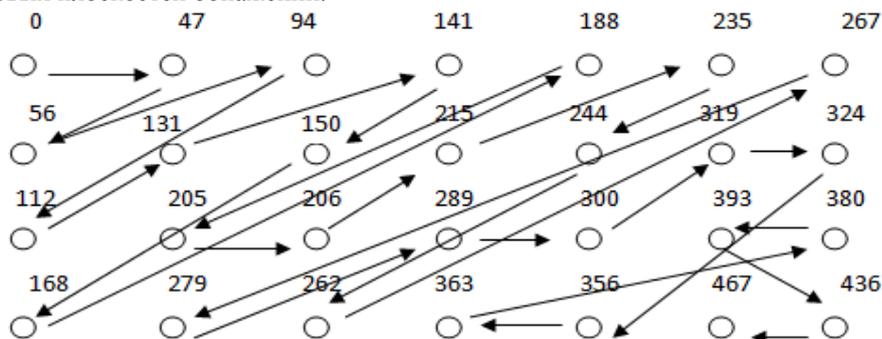


Рис. 2. Та же схема КЗВ с «реальным» временем срабатывания волноводов

В третьем и четвертом рядах скважины будут срабатывать не в номинальном режиме, что влечет за собой выход негабарита и увеличение сейсмического эффекта.

Следует отметить, что при проектировании схем КЗВ с использованием неэлектрической системы инициирования необходимо выбирать интервалы замедления такие что б они были больше времени замедления погрешностей в поверхностных волноводах. Минимальный сейсмический эффект будет при минимальном отклонении интервалов замедления волноводов от номинального.

Выбирая внутрискважинные волноводы стоит помнить, что его величина должна быть одинакова для всех скважин блока и что его номинал зависит от геометрических размеров блока. Наиболее универсальным считается волновод с замедлением 500 мс. При его использовании инициирующий импульс поверхностной сети будет опережать прохождения взрыва по скважинам блока.

С целью предотвращения разброса погрешностей в волноводах при производстве массовых взрывов, для предприятий было рекомендовано проведение на стадии подготовки к взрыву, работ по подбору из каждой партии, замедлителей с одинаковой погрешностью срабатывания с последующим монтажом отсортированных устройств в схемы КЗВ.

#### Выводы

1. На основе анализа схем КЗВ при использовании неэлектрической системы инициирования на примере массового взрыва на ОАО «Ивановский спецкарьер», определено влияние погрешностей замедлителей в поверхностных волноводах.

2. Установлены интервалы замедлений с номинальными режимами, в результате чего есть возможность реализовать механизм при котором за счет подрывания каждой скважины, образуется наибольшее количество новых плоскостей обнажения, но из-за погрешностей срабатывания волноводов такой механизм не реализуется, что приводит к повышению сейсмического эффекта и выходу негабарита.

3. Разработаны рекомендации по проектированию и предотвращению разброса погрешностей в волноводах при производстве массовых взрывов, которые заключаются в сортировке из каждой партии замедлителей с одинаковой погрешностью срабатывания.

#### Литература

1. Кучерявый Ф.И., Кожушко Ю.М. Разрушение горных пород. – М.: «Недра», 1972. – 130-139 с.
2. Кучерявый Ф.И., Олейников А.С., Волон А.Т. «Многорядное короткозамедленное взрывание на карьерах строительных материалов» – Издательство «Будівельник» Киев 1975. – 5-6 с.
3. Инструкция по монтажу и эксплуатации неэлектрической системы инициирования «Импульс».
4. Бойко В.В. Проблеми сейсмічної безпеки вибухової справи у кар'єрах України. Монографія / Бойко В.В. - К.: ТОВ «Видавництво Сталь», 2012.- 235с.

**В.В. БОЙКО, Г.С. СИБУРОВ**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»*

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА СЕЙСМОБЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЛЫХ ДОМОВ

Рост производительности многих горнодобывающих предприятий в Украине обусловлен, главным образом, за счет увеличения масштабов технологических взрывов. Процесс укрупнения массовых взрывов

ускоряется с внедрением механизации взрывных работ, которая дает положительный эффект только при одновременном взрывании достаточно больших блоков. Крупномасштабные взрывы создают условия для ритмичной работы предприятий, уменьшения времени простоя горнотранспортного оборудования, улучшения качества дробления породы.

Вместе с тем, большие промышленные взрывы являются источниками достаточно мощных сейсмоколебаний, которые могут стать причиной повреждения, а иногда и разрушения зданий и сооружений или природных объектов, расположенных вблизи карьера. В этой связи прогноз сейсмоопасности приобретает важное значение, поскольку неточное определение интенсивности сейсмоколебаний или неконтролируемое взрывание может привести к двум крайностям, одинаково ведущим к убыткам. При взрывании, в сейсмически опасных ситуациях, предприятия несут ущерб из-за неоправданных затрат на восстановление зданий, а при заведомо безопасных взрывах малого объема к простоям горнотранспортного оборудования в период производства взрывных работ.

Научные положения действующих методик расчета сейсмобезопасных параметров взрыва, полученные каждым из исследователей, основаны на соблюдении принципа геометрического и энергетического подобия взрывов сосредоточенных зарядов в безграничной упругой среде. При этом все многообразие условий ведения взрывных работ и физико-механических свойств горных массивов учитываются полученными для конкретных месторождений значениями эмпирических коэффициентов, входящих в уравнения, отражающих связь скорости колебаний среды, массы заряда и расстояния, что существенно ограничивает область их практического применения. Кроме того, они не отражают оценку технического состояния промышленных сооружений и гражданских жилых домов, а также взаимосвязь колебательного процесса от взрыва с собственными колебаниями объекта.

Рассмотрим взрыв на гранитном карьере, возле села Анадоль, Волновахского района Донецкой области.

**Целью** статьи будет определение сейсмобезопасных параметров взрыва и разработка соответствующих рекомендаций для данных условий.

С учетом вышесказанного, для достижения цели можно выделить следующие **задачи**:

анализ условий при которых проводят взрыв; предварительный осмотр охраняемых объектов и определение их технического состояния; проведение сейсмомеasures с помощью выбранной методики и аппаратуры; определение эмпирических коэффициентов и разработка рекомендаций для проведения буровзрывных работ.

Карьер разрабатывает граниты с коэффициентом прочности XVI по Протодяконову. Отработка месторождения проводится уступами 10,5 м с использованием скважинных зарядов ВВ со средней глубиной 12,7 м, диаметром 150 мм. В северной части карьера на расстоянии 390 м от нерабочего борта расположен жилой массив села Анадоль. Отработка II горизонта +95 м, на котором производился исследуемый массовый взрыв, проводилась в южном направлении, то есть в противоположной стороне от жилого массива села Анадоль. 23.01.14 г. было взорвано 95 скважинных заряда взрывчатых веществ, заряженных взрывчаткой «гранейд», по врубовой схеме с замедлением 25 и 40 мс между рядами. Масса заряда ВВ а одной скважине колебалась от 236,0 до 250,0 кг. Общая масса зарядов 23250 кг. Затрата ВВ при массовом взрыве на протяжении 1 мс составляет 28,5 кг/мс.

Перед взрывом было проведено обследование технического состояния расположенных ближе всего к подрываемому блоку, жилых домов села Анадоль. Сейсмоаппаратурные измерения колебаний грунта и ударно-воздушных волн выполнены возле ближайших домов, расположенных на расстоянии 390, 440 и 470 м от подрываемого блока. Расположение жилых домов относительно блоков в основном фронтальное. Это одноэтажные дома III-го класса по классификации зданий и сооружений, которые могут подвергнуться влиянию сейсмических взрывных волн [1-3,5]. Обследование технического состояния показало, что несущие стены состоят из кирпича и некоторые имеют антисейсмические пояса. Здания с термином службы 40-50 лет имеют трещины в несущих стенах, вызванные как просадочными явлениями почвы, так и усилены нахождением в промышленной зоне.

Для всех зданий села Анадоль, Волновахского района на основе обследования технического состояния, ближайших к карьера, за допустимые величины скорости колебаний грунта, в основе их фундаментов, принята  $V_{доп} = 0,5$  см/с на частоте  $f = 3-5$  Гц,  $V_{доп} = 1,0$  см/с, на частоте  $f = 5-10$  Гц и  $V_{доп} = 0,3$  см/с в соответствии Технических правил ведения взрывных работ на дневной поверхности [2,4].

Измерения проводились 3-мя сейсмостанциями MiniMate Plus производства Канады. Контроль негативного воздействия массового взрыва в окружающей среде с использованием этих станций позволяет одновременно измерять сейсмические колебания земной поверхности, с помощью 3х-осного геофона, и атмосферное давление, с помощью линейного микрофона. Эти станции являются автономными.

На основе анализа данных аппаратурных измерений возле жилых домов №1,2,3 было установлено, что уровни колебаний, возле домов № 1,2, расположенных в зоне 390-430 м составляли: 11,4 мм/с,  $T = 0,638$ ,  $f = 1,7$  Гц и 10,4 мм/с,  $T = 0,455$ ,  $f = 2,2$  Гц соответственно, что превышало установленные выше допустимые нормы.

Касательно дома № 3, расположенного на расстоянии 470 м - уровень колебаний составил 5,33 мм/с,  $T = 0,279$ ,  $f = 3,6$  Гц что соответствует допустимым нормам по сейсмобезопасности так как зарегистрированные, в этом пункте максимальные значения суммарной составляющей скорости колебаний

грунта не превысили норм.

Значения ударно-воздушной волны составило 136,3 Дб, что намного ниже допустимой нормы 500 Па на остекление.

Исходя из приведенных выше результатов измерений, массу одновременно взрываемого ВВ необходимо ограничить. При этом сейсмический эффект ( $V$ , см/с) от взрыва всего блока равна сейсмическому эффекту от взрыва одного ряда скважинных зарядов (на одну ступень замедления) или одной скважины с интервалом замедления между взрывом каждой ступени не менее 17 мс.

Таким образом, на основе полученных данных для горно-геологических условий, в которых распространяются сейсмические волны от места проведения взрыва в карьере к зонам расположения охраняемых объектов, получена аналитическая зависимость для определения скорости колебаний ( $V$ ), в сантиметрах за секунду, по суммарной составляющей, от приведенной к расстоянию массы заряда, которая имеет вид [3]:

$$V = K \cdot N \left( \frac{Q_{\text{эф}}^{1/3}}{r} \right)^{1/n} = 84,6 \times 10^6 \left( \frac{Q_{\text{эф}}^{1/3}}{r} \right)^{0,211} \text{ см/с.} \quad (1)$$

$$V^y = 5,21 \times 10^9 \left( \frac{Q_{\text{эф}}^{1/3}}{r} \right)^{1/5,74} \quad V^{xyz} = 1,86 \times 10^{12} \left( \frac{Q_{\text{эф}}^{1/3}}{r} \right)^{1/4,73} \quad V^{xyz} = 84,6 \times 10^6 \left( \frac{Q_{\text{эф}}^{1/3}}{r} \right)^{1/4,73}$$

где  $K$  – объединительный коэффициент, зависящий от условий проведения взрыва и распространения сейсмических взрывных волн;

$N$  – количество скважинных зарядов, высаживаемых одновременно в группе (на одну ступень замедления) или отдельно;  $n = 4,73$

$r$  – расстояние от пункта наблюдения к блоку, который подлежит высадке, м;

$Q_{\text{эф}}$  – эффективная масса, характеризующая каждый отдельный скважинный заряд с ряда рассредоточенных зарядов по отношению к выходу энергии в общий волновой процесс в результате одновременного их высаживания и взаимодействия зарядов

$$Q_{\text{эф}} = Q_1 [(1-1/N) \cdot c + 1/N] \quad (2)$$

$Q_1$  – масса отдельного скважинного заряда, кг.

Относительное расстояние между скважинными зарядами ( $c$ ), в метрах, рассчитывают за формулой:

$$c = \frac{a}{9\sqrt[3]{Q_1}}, \quad (3)$$

где  $a$  – расстояние между скважинами по проекту взрывных работ, м.

Используя зависимость (1) и установленные допустимые массовые скорости колебаний грунта ( $V_{\text{доп}} = 0,3; 0,5$  и  $1,0$ ) см/с), определены допустимые [ $Q_{\text{эф}}$ , кг] по сейсмобезопасности массы зарядов ВВ в максимальной группе замедления в зависимости от расстояния [ $r$ , м] к жилым домам села Анадоль при массовых взрывах горизонта +95 м на блоках, расположенных на северо-западном борту карьера, приведены в табл.1.

Таблица 1

$V_{\text{доп}}$ , см/с	$r$ , м	300	350	400	450	500	550	600
0,3	$Q_{\text{эф}}$ , кг	130	200	300	430	590	780	1020
0,5		170	280	410	600	820	1080	1400
1,0		270	430	650	920	1260	1680	2180

В результате исследования конкретных горно-геологических условий, параметров взрыва и схемы коммутации, состояния охраняемых объектов и эмпирических коэффициентов для определения массовой скорости колебаний, разработаны рекомендации по ограничению массовых взрывов в конкретных условиях гранитного карьера села Анадоль, Волновахского района Донецкой области.

### Литература

1. НПАОП О.ОО-1.66-13 Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення. –К.: ДП «Редакція журналу. «Охорона праці», 2013. – 359 с.
2. Технічні правила ведення вибухових робіт на денній поверхні. –Х.: ТОВ Видавництво «Лідер», 2013. – 120 с.
3. Бойко В.В. Національний стандарт України. Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки. / Бойко В.В., Воротеляк В.С., Воротеляк Г.А. Кузьменко А.О. та ін // ДСТУ 4704:2008. К: Держспоживстандарт України. - 2009. – 11с.

4. Бойко В.В. Національний стандарт України. Вибухи промислові. Методи визначення фактичної сейсмостійкості будівель і споруд./ В.В. Бойко, В.С. Воротеляк, Г.А. Воротеляк, А.О. Кузьменко // ДСТУ 7116:2009. К.: Держспоживстандарт України. – 2010. – 6 с.

5. Бойко В.В. Проблеми сейсмічної безпеки вибухової справи у кар'єрах України. / Бойко В.В. // - Монографія. – К.: ТОВ «Видавництво Сталь», 2012. – 234 с.

**Н.В. ВИКТОРОВ, Р.В. ШИТОВА**

*Рудненский индустриальный институт*

*Рудный, Республика Казахстан*

## **ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ В КАЗАХСТАНЕ (НА ПРИМЕРЕ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТУРГАЙСКОГО ПРОГИБА)**

Использование минерально-сырьевых ресурсов еще очень длительное время останется основой существования и экономического развития Республики Казахстан.

Запасы минерального сырья в Республике очень внушительны. В настоящее время в Казахстане разведано более пяти тысяч месторождений различных видов полезных ископаемых, из них 560 месторождений металлических полезных ископаемых.

По разведанным запасам страна занимает первое место в мире по вольфраму и цинку, второе по свинцу и бариту, третье по меди и марганцу, девятое по золоту. Но по содержанию этих металлов в рудах она находится соответственно на 25, 40, 41, 42, 60, 10 и 19 местах. Низкому содержанию, как правило, соответствует мелкая и тонкая вкрапленность полезных минералов и их сложные взаимные прорастания друг с другом и нерудными минералами. Все это сильно осложняет первичную переработку руд, делает их труднообогатимыми. Эти негативные особенности казахстанских руд в условиях рыночной экономики делают очень многие горнодобывающие предприятия неконкурентоспособными на мировом рынке. По этой причине прекратили работу предприятия комбината Ачполиметалл, разрабатывающего свинцово-цинковые месторождения Миргалымсай, Шалкия и Ачисай, остановлены работы на крупнейшем барит-полиметаллическом месторождении Жайрем, законсервировано подготовленное к разработке гигантское вольфрамовое месторождение Верхнее Кайракты. Из-за сложности переработки руд крайне неудовлетворительно разрабатываются крупнейшие в Казахстане золоторудные месторождения Бакырчик и Васильковское и другие. В то же время, разнообразные месторождения богатых и легкообогатимых руд интенсивно эксплуатируются и в течение ближайших 20-25 лет будут полностью отработаны.

Углубленная геолого-экономическая оценка учтенных государственным балансом запасов показывает, что далеко не все запасы в современных экономических условиях могут быть отнесены к активным (конкурентоспособным и потенциально конкурентоспособным). Значительной долей активных запасов (96%) характеризуются разрабатываемые месторождения железных руд. Сырьевая база цветной металлургии характеризуется значительно более низкими показателями активности запасов. Практически все активные разведанные запасы меди локализованы в месторождениях Центрального и Восточного Казахстана, которые в настоящее время активно эксплуатируются. Около половины активных запасов свинца и цинка заключены в разрабатываемых или готовящихся к освоению месторождениях Восточного Казахстана. Другая половина запасов, относящихся к категории потенциально конкурентоспособных, сосредоточена в уникальном по масштабам месторождении Центрального Казахстана Жайрем, освоение которого требует значительных затрат. В число активных не включены огромные запасы цинка и свинца Шалкиинского месторождения (Южный Казахстан), руды которого характеризуются невысоким качеством и требуют применения высокопроизводительных и эффективных схем добычи и переработки.

Наиболее качественной и конкурентоспособной является сырьевая база черной металлургии. Имеющаяся разведанная сырьевая база железорудной отрасли достаточна для полного удовлетворения настоящих и перспективных потребностей и эффективной экспортной деятельности предприятий черной металлургии республики.

Условная обеспеченность железорудной отрасли активными разведанными запасами на проектные мощности добывающих комплексов составляет более 80 лет. Разведанными запасами для открытых работ отрасль обеспечена значительно хуже-- на 30 лет.

В Республике наблюдаются негативные тенденции развития минерально-сырьевой базы (МСБ).

В последние годы в условиях весьма малого объема геологоразведочных работ в динамике состояния МСБ РК обозначились и нарастают тенденции невосполнения погашаемых запасов, общего уменьшения их количества и ухудшения качества.

Практически по всем важнейшим полезным ископаемым (за исключением железа и марганца) в результате невосполнения уменьшаются общие, в том числе разведанные, запасы с ежегодными темпами от 0.5 до 1.7%.

Стремление недропользователей к выборочной выемке наиболее богатых (медных, никелевых, хромитовых, марганцевых, цинковых и др.) руд приводит к устойчивому снижению качества остающихся в недрах запасов.

По абсолютному большинству приоритетных видов полезных ископаемых объемы погашаемых запасов значительно превышают их приросты от разведки. Обеспеченность ведущих горнорудных

предприятий, в первую очередь, цветной металлургии, достигла критического уровня. С 1995г. инвестиционные поисковые работы на цветные, редкие и благородные металлы практически не привели к открытию новых месторождений. Приросты же запасов промышленных категорий по ряду отраслей (железо, марганец, золото, цинк, титан) получены главным образом за счет переоценки и доизучения ранее известных объектов. В деятельности инвесторов наблюдается стремление решать поисковые задачи неоправданно малыми затратами или замораживать исследования со ссылками на неблагоприятную текущую конъюнктуру полезного ископаемого.

В связи с тем, что в результате практически полного прекращения в Республике геолого-поисковых работ выявление новых конкурентоспособных месторождений полезных ископаемых в ближайшие годы не предвидится, единственным путем сохранения горнодобывающей промышленности Казахстана является резкое повышения эффективности разработки имеющихся месторождения на основе принципиального совершенствования методов первичной переработки добываемого минерального сырья. Основные проблемы, возникающие при переработке руд, показаны на примере железорудных месторождений Торгайского прогиба.

Мощная и разнообразная минерально—сырьевая база Большого Тургая была создана во второй половине двадцатого столетия, тогда же была достигнута высокая геологическая изученность региона. После развала Советского Союза и смены уклада экономики геологическая служба Казахстана практически была ликвидирована.

Соколовско- Сарбайское ГПО входит в число 15 крупнейших железорудных компаний мира, на долю которых в 2002 г. приходилось 53,3 процента всего мирового производства этой руды. Крупнейшими месторождениями объединения являются Сарбайское, Соколовское и Качарское месторождения. Качарское характеризуется наибольшей производительностью

Уникальное по запасам железных руд Качарское месторождение расположено в северо-западной части Костанайской области Республики Казахстан в 45 км к северу от г. Рудного. Месторождение входит в состав Давыдовско-Качарского рудного района Главного железорудного пояса Торгайского прогиба. Рудовмещающие палеозойские породы месторождения образуют складчатый фундамент, а перекрывающие их с резким угловым несогласием горизонтально залегающие мезозойско-палеозойские отложения – платформенный чехол мощностью 150-230 м.

В строении складчатого фундамента участвуют отложения от средневизейского подъяруса нижнего карбона до пермской системы. Рудные тела месторождения залегают среди отложений соколовской свиты верхнего визе-серпухова.

К интрузивным породам на месторождении отнесены субвулканические и экструзивные тела кислых вулканических пород, дайки диорит-порфиринов, серпуховского сарбай-соколовского габбро-диоритового комплекса и послерудные дайки диабазов и гранит-порфиринов придорожного комплекса пермского возраста.

Вся рудная зона разрабатываемого Северного участка месторождения приурочена к крупной синклинали. Складчатая структура осложнена значительным количеством разрывных нарушений.

На месторождении выделено два этажа магнетитового оруденения и три рудных участка: Южный, Северный и Северо-Восточный. В пределах карьерного поля располагаются пригодные для открытой разработки Северный и Южный участки, представляющие верхний рудный этаж.

В настоящее время разрабатывается Северный участок, где сосредоточено до 90 % разведанных запасов руд верхнего рудного этажа.

Особенности вещественного состава качарских руд определяют их в целом трудную обогатимость. Основные проблемы сводятся к следующему:

1. В се руды Качарского месторождения в связи с их в целом однородными текстурами дают при сухой магнитной сепарации (СМС) очень низкий выход хвостов (в среднем 0,8% против 21,4% для сарбайских и 33,2% для соколовских) и низкий прирост содержания общего железа в промпродукте (0,34 – 3,08% против 2,59 – 8,02% для сарбайских руд). Поэтому СМС качарских руд оказывается малоэффективной.

2. Присутствие на месторождении значительного количества цеолитизированных скаполит – магнетитовых руд определяют их повышенную влажность. Поэтому возникают затруднения при дроблении руды. Так как доля качарских руд в общем балансе переработки железных руд будет со временем возрастать, то эти трудности будут усугубляться.

3. Вкрапленные скаполит-магнетитовые руды месторождения отличаются повышенным временем измельчения (30-41 мин.) против (18-20 мин.) для руд Сарбайского и Соколовского месторождений.

4. Магнетит Качарского месторождения отличается от Сарбайского и Соколовского пониженным содержанием железа. Содержание общего в концентрате составляет: Соколовское месторождение -- 69-70%, Сарбайское-- 69,3% и Качарское – 68,2%. Это связано с тем, что в качарском магнетите содержатся тонкие (до 8 мкм) включения нерудных минералов. Вполне возможно, что получение из качарских руд суперконцентрата (не менее 68,5%) в промышленных условиях может оказаться невозможным.

#### Литература

Ивлев А.И. Вещественный состав и природные типы руд Сарбайского магнетитового месторождения //Топорковские чтения. Рудный. -2006.- Вып.7. с.42-58.

## ВЛИЯНИЕ СРЕДНЕСУТОЧНОЙ ДОБЫЧИ НА МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЕ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

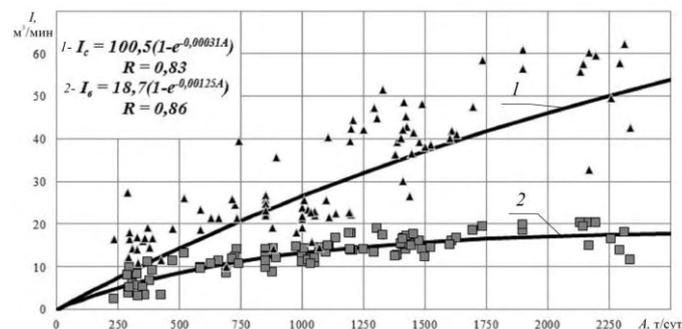
В современных условиях отработки угольных пластов метановыделение из обнажённых поверхностей пласта и отбитого угля составляет 10÷20 %, остальное метановыделение происходит из подрабатываемых угольных пластов и пород. От эффективности дегазации этих источников зависит обеспечение безопасных условий труда на выемочном участке, что непосредственно ставит вопрос об изучении газовой выделении в дегазационные скважины и определении влияния различных факторов на него. Одним из основных факторов является среднесуточная добыча, влияние которой на метановыделение в дегазационные скважины в настоящий момент целенаправленно не изучалось. Из выше изложенного следует, что рассматриваемый вопрос имеет актуальное значение для науки и практики, так как от его решения зависит безопасность ведения горных работ.

Целью исследований является установление влияния среднесуточной добычи угля на метановыделение в дегазационные скважины при отработке газоносных угольных пластов.

Методикой исследования предусматривается использование плановых замеров метановыделения в горные выработки и дегазационные скважины. Обработку производили по среднемесячным данным метановыделения и добычи угля. К статистической обработке приняты экспериментальные данные метановыделения и добычи на четырёх выемочных участках (12 восточной разгрузочной, 12 бис восточной, 24 восточной уклонной и 25 западной уклонной лав) шахты «Суходольская-Восточная» ПАО «Краснодонуголь». На всех выемочных участках осуществлялась дегазация как скважинами, пробуренными из горных выработок, так и скважинами пробуренными с поверхности. Условия их эксплуатации, исходя из влияющих факторов (расположение, охрана, вид вентиляционной струи), были однотипными.

Корреляционный анализ экспериментальных данных показал тесную связь ( $R = 0,86$ ) между метановыделением в выработки ( $I_g$ ) и среднесуточной добычей ( $A$ ). Значительный рост метановыделения наблюдался при увеличении среднесуточной добычи с 250 до 1000 т (кривая 2, рис. 1). В момент достижения показателя 1000 т метановыделение находилось в пределах 10÷15 м<sup>3</sup>/мин. При дальнейшем увеличении добычи, более 1000 т, рост метановыделения был незначительным. Для суммарного метановыделения в выработки и скважины ( $I_c$ ) также получена тесная корреляционная ( $R = 0,83$ ) связь со среднесуточной добычей ( $A$ ), но при этом наблюдалась совершенно иная ситуация с изменением уровня метановыделения под влиянием добычи. На всём рассматриваемом интервале изменения среднесуточной добычи (234÷2333 т/сут) суммарное метановыделение имело устойчивую тенденцию к росту, при среднесуточной добыче более 2250 т оно превысило показатель в 50 м<sup>3</sup>/мин.

Характер полученных зависимостей указывает на то, что первый коэффициент в уравнениях (1, 2) является предельным максимумом, к которому стремится метановыделение. Для метановыделения в выработки он равен 18,7, который был достигнут приблизительно на отметке 1000 т суточной добычи. В то же время коэффициент 100,5 для суммарного метановыделения указывает на то, что оно не достигло своего максимума на рассматриваемом интервале изменения среднесуточной добычи (234÷2333 т/сут). Это указывает на то, что среднесуточная добыча значительно влияет на уровень метановыделения в дегазационные скважины.



▲, ■ – экспериментальные данные соответственно суммарного метановыделения и газовой выделении в горные выработки, м<sup>3</sup>/мин;

1, 2 – осредняющие кривые соответственно для суммарного метановыделения и метановыделения в выработки;

Рис. 1. Влияние среднесуточной нагрузки ( $A$ ) на суммарное метановыделение ( $I_c$ ) и метановыделение в горные выработки ( $I_g$ )

**Выводы:**

- при увеличении среднесуточной нагрузки более 1000 т в рассматриваемых условиях не наблюдалось увеличение метановыделения в горные выработки, оно находилось в пределах  $10 \div 20 \text{ м}^3/\text{мин}$ . При этом суммарное метановыделение имело тенденцию к существенному росту. Это подтверждается

коэффициентами уравнений зависимости  $I = f(A)$  соответственно 100,5 для суммарного метановыделения и 18,7 для метановыделения в выработки;

- метановыделение в выработки увеличивается по мере роста среднесуточной добычи, при достижении определённого значения добычи газовыделение стабилизируется и колеблется в незначительном диапазоне;

- суммарное метановыделение сохраняло тенденцию к росту при увеличении среднесуточной добычи и не достигло своего максимального значения. В рассматриваемых условиях среднесуточная нагрузка оказывает большее влияние на суммарное метановыделение, чем на метановыделение в горные выработки.

**Ю.А. ЗАБОЛОТНАЯ**

*Государственный ВУЗ «Национальный горный университет»*

*Днепропетровск, Украина*

## **ОБОСНОВАНИЕ БЕСЦЕЛИКОВОЙ ВЫЕМКИ ЗАПАСОВ У МАГИСТРАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В СЛАБЫХ БОКОВЫХ ПОРОДАХ**

**Актуальность.** Охрана магистральных горных выработок от влияния очистных работ в большинстве случаев в соответствии с нормативным документом [1] осуществляется путем оставления целиков угля и расположением выработок в разгруженных зонах. Оставленные для охраны выработок угольные целики влекут за собой потери оконтуренных запасов угля и создают в толще пород зоны повышенных напряжений, что ухудшает условия ведения горных работ при разработке сближенных пластов.

Рядом экспериментов на шахтах Западного Донбасса [2] подтверждено, что охрана магистральных горных выработок по схеме «целик-целик» неэффективна. Расположение выработок в разгруженных зонах предполагает сохранность выработок при условии отработки дополнительных разгрузочных лав.

Поэтому выбор места расположения выработок главного направления является актуальной задачей, решение которой должно обеспечить сохранность выработок и минимизацию потерь угля.

**Целью** данной работы является обобщение результатов наблюдений за проявлением опорного давления при отходе лав от магистральных выработок шахт Западного Донбасса для выбора мест их расположения с учетом использования зон разгрузки.

**Основная часть.** В условиях шахт Западного Донбасса было проанализировано состояние дренажных и откачных штреков после отхода лав и выявлено, что глубина ведения горных работ прямо влияет на вертикальную конвергенцию охраняемых выработок [3]. Влияние размеров целиков на вертикальную конвергенцию охраняемых выработок незначительно, что требует дополнительного исследования [3].

В зонах влияния очистных работ выполнены исследования нарушения угольного пласта и вмещающих пород в забоях очистных выработок. Наблюдения заключались в обнаружении техногенной трещиноватости пород, замере раскрытия трещин и величин смещения пород. По результатам мониторинга краевых частей лав установлено наличие нарушенной зоны, ширина которой зависит от глубины ведения очистных работ и может быть представлена в виде [4]:

$$n = 0,04H + 0,47, \quad (1)$$

где  $n$  – ширина нарушенной зоны;  $H$  – глубина ведения очистных работ.

Коэффициент корреляции составляет 0,8.

Таким образом, в краевой части угольного пласта формируется область разгрузки, которая проявляется в виде разрушений пласта и слабых боковых пород.

В условиях шахты «Западно-Донбасская» при наработке южного магистрального штрека №3 (ЮМОШ №3), расположенного в почве пласта  $C_8^H$ , очистными работами в 830-й лаве была заложена наблюдательная станция и проведены натурные наблюдения с целью оценки массива при отходе лавы от разрезной печи (рис. 1). Глубина ведения очистных работ составила 420 м.

Развитие опорного давления по результатам обработки замеров на станции представлено на рис. 2.

Анализ результатов наблюдений за состоянием указывает на формирование трех зон:

*зона 1* – зона опорного давления в сторону, противоположную направлению движения очистного забоя, характеризующаяся повышенной деформацией горного массива и крепи наработываемой выработки. Максимальные деформации зафиксированы на расстоянии около 20 м от разрезной печи;

*зона 2* – зона сводообразования в кровле лавы. Размеры в данных условиях оцениваются протяженностью до 30 м;

*зона 3* – зона, характеризующаяся постоянным увеличением конвергенции выработки, т.е. зона воздействия движущегося опорного давления.

Интенсивность проявления опорного давления в краевой части пласта при отходе лав, выраженная значительной шириной деформированного массива, позволяет утверждать, что незначительное влияние размеров целиков на вертикальную конвергенцию охраняемых выработок может быть объяснено попаданием выработок в зону повышенного давления.

Выявленные зоны разгрузки предоставляют возможность разработать схемы расположения магистральных выработок для минимизации потерь угля и обеспечения сохранности выработок. Схемы расположения выработок представлены на рис. 3.

Расположение магистральной выработки по варианту I позволяет проведение выработки по разрабатываемому пласту вприсечку или с отходом от штрека. Для проведения выработки с отходом от штрека необходимо в выработке устанавливать крепь усиления.

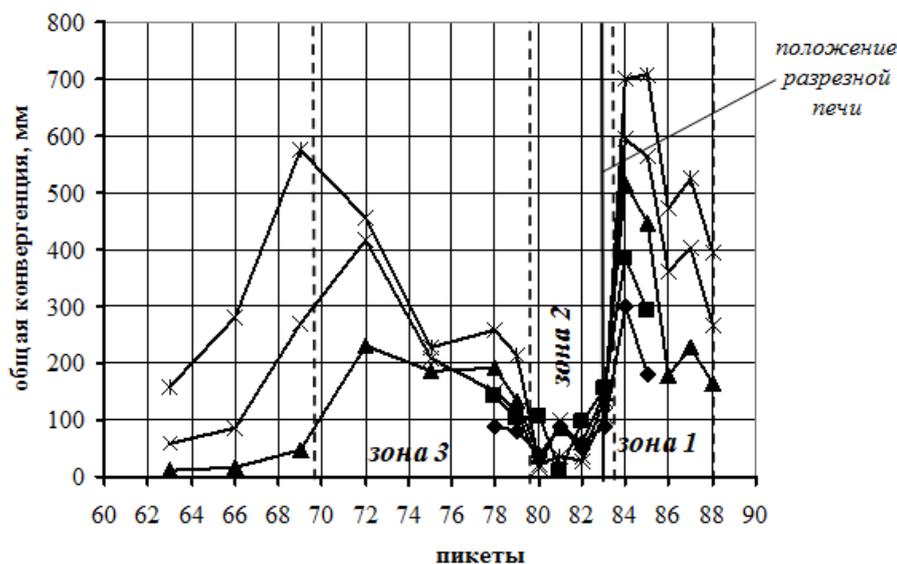


Рис. 2. Общая вертикальная конвергенция ЮМОШ №3 при отходе лавы от разрезной печи:

◆ 04.01.2011    ■ 11.01.2011    ▲ 20.01.2011    × 27.01.2011    \* 03.02.2011

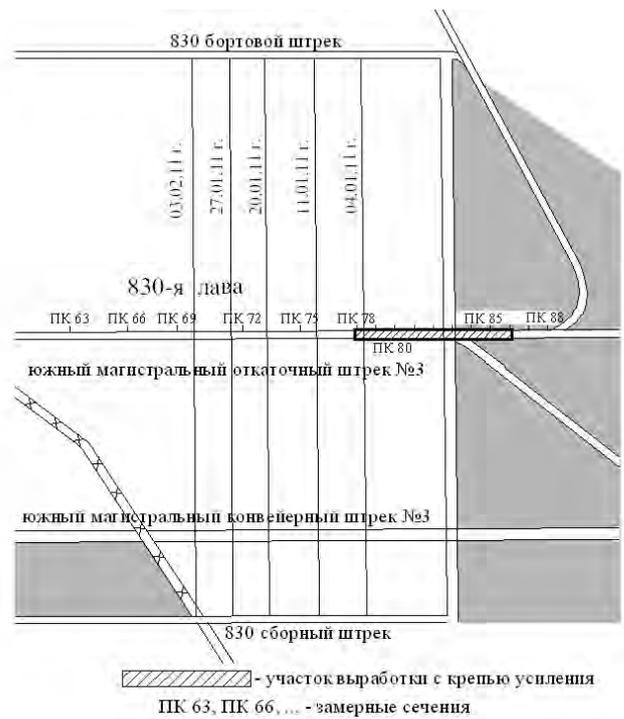


Рис. 1. Выкопировка из плана горных работ по пл.  $C_8^H$  шахты «Западно-Донбасская»

Расположение магистральной выработки по варианту II, для исключения негативного влияния подработки, осуществляется только после проведения очистных работ.

Расположение выработки по варианту I выполняется следующим образом [5]. На рабочем горизонте проводятся выемочные выработки и монтируется разрезная печь 2. Магистральная выработка 1 может проводиться в нижней части выемочного столба с учетом

положения зоны 2 до и после отработки лавы. Если выработка пройдена до начала ведения очистных работ в лаве, на время надработки она должна укрепляться крепью усиления 3. За фронтом ведения очистных работ формируется зона разгрузки, поэтому после прохождения очистных работ над выработкой крепь усиления демонтируется, т.к. выработка находится в разгруженной зоне. Таким образом, магистральная выработка непродолжительный период времени располагается в зоне повышенного давления.

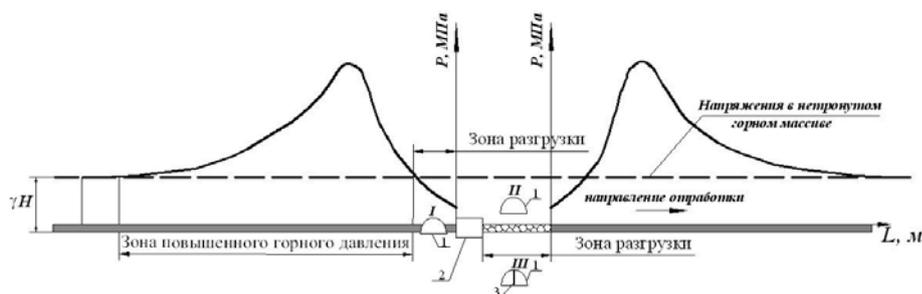


Рис. 3. Схемы расположения магистральных выработок:

1 – магистральная выработка; 2 – разрезная печь; 3 – крепь усиления; I, II, III – возможные варианты расположения магистральных выработок

### Выводы

1. Проявление опорного давления в условиях слабых боковых пород характеризуется наличием в краевой части зоны разгрузки в виде деформаций горного массива, ширина которой находится в прямолинейной зависимости от глубины ведения очистных работ.

2. Предложенные варианты расположения магистральных выработок в условиях слабых вмещающих пород, независимо от глубины разработки предоставят возможность предприятиям одновременно решить две задачи: минимизировать потери угля в целиках и сохранить выработки долгосрочной эксплуатации в безремонтном состоянии.

### Литература

1. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах: Методические указания [Текст]: КД 12.01.01.201-98. – Донецк: УкрНИМИ, 1998. – 150 с.
2. Халимендик Ю.М. Бесцеликовая охрана магистральных горных выработок на шахте «Западно-Донбасская» ПО «Павлоградуголь» / Ю.М. Халимендик, В.С. Мартюшев. – Донецк: ЦБНТИ, 1993. – 56 с.
3. Халимендик Ю.М. Влияние размеров целиков на состояние выработок главного направления в Западном Донбассе / Ю.М. Халимендик, Ю.А. Заболотная // Наукові праці ДонНТУ. Серія „Гірничо-геологічна”. – Донецьк, 2013. – Вип. 1 (18). – С. 227 – 233.
4. Заболотная, Ю.А. Формирование нарушенной зоны горного массива при ведении очистных работ в условиях слабых боковых пород / Ю.А. Заболотная // Геотехническая механика: межведомственный сборник научных трудов. – Днепропетровск: ИГТМ, 2013. – Вып. 111. – С. 29 – 35.
5. Пат. 102769 Україна, МПК E21D 11/00 (2013.01). Спосіб відробки запасів і охорони гірничої виробки / Халимендик Ю.М., Заболотна Ю.О.; заявник і патентовласник Державний вищий навчальний заклад “Національний гірничий університет”. – а 2012 03072; заявл. 16.03.2012; опубл. 12.08.2013, Бюл. № 15. – 3 с.

**З. ИСАКОВ, И. КУЦИАРА, М. ДВОРАК, Я. СУХЫ**  
Институт Инновационной Техники ЭМАГ, Катовице, Польша

## ИСКРОБЕЗОПАСНАЯ СЕЙСМИЧЕСКАЯ СИСТЕМА ARAMISM/F ДЛЯ МОНИТОРИНГА СЕЙСМИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ, СООТВЕТСТВУЮЩАЯ ОЖИДАНИЯМ ПОЛЬЗОВАТЕЛЕЙ И ИЗМЕНЯЮЩИМСЯ ТРЕБОВАНИЯМ РЫНКА

**РЕЗЮМЕ:** В статье представляется описание системы ARAMISM/F, обеспечивающей использование унифицированного оборудования для цифровой регистрации сейсмических и сейсмоакустических сигналов во время мониторинга опасности. Система нового поколения соответствует ожиданиям пользователей в области передачи данных с применением как шахтных телетехнических, так и волоконно-оптических линий. Статья разрабатывается в результате реализации проекта INGeo- "Инновационные методы и систем для оценки и предупреждения опасности на основе вероятностного анализа процесса трещинообразования и геотомографии онлайн" номер PBS1/B2/8/2013, признанного в рамках второго

конкурса Программы прикладных исследований, финансируемого Национальным научно-исследовательским центром.

## 1. ВВЕДЕНИЕ

Наблюдаемое динамичное развитие информационных технологий, появление все более и более развитого поколения компьютерного и измерительного оборудования, использующего волоконно - оптических передачу, а также разработка новых и усовершенствование существующих методов сбора и анализа данных, а также изменяющийся подход к структуре искробезопасных систем безопасности, с отказом от центрального питания вынуждает создателей систем, также геофизических постоянно выполнять модернизацию оборудования и программного обеспечения, применяемый в системах в соответствии с ожиданиями пользователей и изменяющимися требованиями рынка. Появление первых геофизических систем в Институте инновационной техники ЭМАГ датируется более чем 30 лет назад . С тех пор до настоящего времени создаются новые последующие поколения систем для мониторинга и оценки сейсмической опасности. Изменения касаются оборудования, используемого в системах, и методов сбора и анализа сейсмических и сейсмоакустических данных. Важным этапом в модернизации систем являлась замена аналоговый ( естественной передачи с модулированием тока) цифровой передачей.

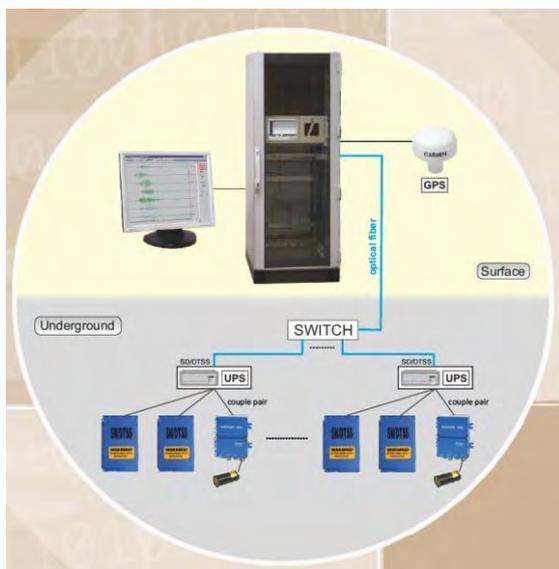


Рис. 1. Система ARAMISM/F – структура системы

## 2. СИСТЕМЫ МОНИТОРИНГА СЕЙСМИЧЕСКИХ УГРОЗ В ШАХТАХ

Чтобы оправдать ожидания пользователей в Институте инновационной техники ЭМАГ выполнено разработку новой версии системы ARAMISM/E с названием ARAMISM/F.

В настоящее время для использования на шахтах в качестве систем мониторинга сейсмических угроз предлагаются три системы:

1. ARAMISM/E – сейсмическая система с цифровой передачей сейсмических сигналов DTSS – предназначена для оценки сейсмических угроз в районе всей шахты,

2. ARES -5/E – сейсмоакустическая система для оценки опасности по горным ударам – предназначена для особо опасных районов (лава),

и

3. ARAMIS M/F – сейсмическая и сейсмоакустическая система с цифровой передачей сигналов DTSS – в зависимости от нужд пользователей, используемая для мониторинга и оценки опасности в районе всей шахты или надзора за особо опасными районами.

## 3. СИСТЕМА ARAMISM/F – ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМЫ

Система AramisM/F является системой, предназначенной для визуализации и обработки информации о сейсмических и сейсмоакустических явлениях в шахтах каменного угля.

На рисунке 1 представляется структура системы.

Система состоит из поверхностной и объектной части, расположенной в подземной части шахты. Двусторонняя передача информации с подземной части шахты на поверхность и с поверхности в подземную часть шахты происходит с помощью волоконно-оптических линий.

В рамках объектной части системы находятся

локальные подземные станции SD/DTSS. Каждая из них способна обслуживать 9 трёхкомпонентных измерительных каналов. Восемь измерительных каналов используется для цифровой передачи данных измерений от датчиков, девятый канал позволяет осуществлять передачу информации о рабочем состоянии локальной подземной станции SD / DTSS. Опционально в системе может работать 5 станций SD/DTSS, что эквивалентно установке 45 трёхкомпонентных измерительных каналов.

Станции SD/DTSS помещаются в специальных взрывозащищенных оболочках, обеспечивающих работу в атмосфере опасной по взрыву метана. Обеспечивается искробезопасное местное питание станции SD/DTSS, которое позволяет ей работать непрерывно в течение 16 часов. Без изменений остаётся вся искробезопасная инфраструктура датчиков и передатчиков, используемая до этого времени в системах ARAMISM/E. Обеспечивается локальное использование витой телетехнической линии для передачи искробезопасным способом цифровых данных от датчиков, установленных в районе лавы или в отдаленных районах установки сейсмометров, и поставки искробезопасного питания к передатчикам, центральным образом от концентратора SD / DTSS .

В качестве измерительных датчиков в системе могут использоваться сейсмометры SPI - 70 в передающих станциях SD/DTSS, сейсмометры в версии CS/DTSS, низкочастотные геофоны GVu, GHa и GVd и геофонные зонды SG3 и SP-5.28 / E. Сейсмические датчики могут размещаться на расстоянии до 5

км от станции SD/DTSS, а сейсмоакустические до 1 км. Передача между станциями SD/DTSS и датчиками достигается за счет обычных линий связи. Регистрируемые сигналы могут приниматься с частотой (250 - 4000) Гц.

Безаварийная передача между станциями SD / DTSS и поверхностью возможна благодаря использованию специальных механизмов буферизации данных на уровне станции.

Поверхностная часть системы предназначена для сбора информации с объектной части системы, её архивирования, анализа и представления данных и результатов анализа. Благодаря использованию в поверхностной части системы точного приемника GPS в качестве системных часов существует возможность создания единой оси времени для всех измерений, собранных в подземных станциях SD / DTSS.

Преимуществом системы ARAMISM/F является возможность работы в шахтах, в которых нет возможности выделения ряда линий связи для передачи данных на поверхность (требования для системы ARAMISM/E). Благодаря расширению диапазона полосы регистрируемых частот система ARAMISM/F в зависимости от установленных измерительных датчиков и программного обеспечения может

использоваться как для мониторинга и оценки сейсмических, так и сейсмоакустических угроз. В шахтах с локальной искробезопасной сетью Ethernet концентраторы SD/DTSS в данных сетях могут рассматриваться как измерительные элементы с собственными IP- адресами.

#### 4. СИСТЕМА ARAMISM/E – ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМЫ

Система ARAMIS M/E в настоящее время является наиболее распространённой версией системы на шахтах как в Польше, так и зарубежом.

На рисунке 2 представляется структура оборудования системы ARAMISM/E.

Специализированное программное обеспечение поверхностной части системы Aramis M/E обеспечивает архивирование данных измерений, их обработку и представление полученных результатов. Промежуточным звеном между поверхностью и подземной частью системы являются поверхностные кассеты передачи SP/DTSS, размещённые в поверхностной части системы. В



Рис. 2. Система ARAMISM/E – структура системы

системе могут использоваться две кассеты SN/DTSS, обслуживающие в общей сложности 32 канала измерения (трёхкомпонентные или однокомпонентные).

Разработанная в ИИТ ЭМАГ искробезопасная передача сигналов DTSS обеспечивает централизованное питание с поверхности подземных передатчиков, обработку сигналов в цифровую форму вблизи датчиков и их цифровую передачу на поверхность. Высокая динамика регистрации 110 дБ, полоса регистрируемых частот ( 0 - 150 Гц) и устойчивость цифровой передачи к помехам позволяет правильно регистрировать как слабые сейсмические явления от 102 J, так и явления с высокой энергией без насыщения и определять характерные фазы сейсмических процессов. В зависимости от размера объекта в системе используются датчики: сейсмометры SPI -70 или дополнительные низкочастотные геофоны GVu, GHa и GVd и низкочастотные геофонные зонды SG3. Система оснащена искробезопасной цифровой передачей данных, централизованно питаемой с поверхности, которая предоставляет возможность передавать по одной линии связи 1, 2 или 3 компоненты регистрируемой скорости колебаний X, Y, Z.

Одним из преимуществ системы является центральное питание с поверхности подземных передатчиков и искробезопасная передача данных, централизованно питаемая с поверхности. Это избавляет пользователя системы от необходимости обеспечения непрерывного местного питания (в системе ARAMIS M/F – аккумуляторная батарея обеспечивает бесперебойную работу локальной подземной станции SD / DTSS и связанной с ней группы датчиков в течение 16 часов).

#### 5. ПРОГРАММНАЯ КОНФИГУРАЦИЯ – ФУНКЦИОНАЛЬНЫЕ ВОЗМОЖНОСТИ СИСТЕМЫ

Сейсмическая система с цифровой передачей сигналов DTSS в версиях ARAMIS M/E [ 2-5 ] и ARAMIS M/F позволяет выполнять локализацию сотрясений, произошедших в районе шахты, определять их энергию и оценку удароопасности при помощи методов сейсмологии и сейсмоакустики в соответствии с инструкциями, разработанными Главным Институтом горного дела и предназначенными для комплексной оценки удароопасности в шахтах каменного угля [1].

Обрабатывающий модуль работает на базе расчетных алгоритмов, позволяющих определить локализацию толчка и его энергию (имплементировано несколько методов для получения наиболее достоверного результата). Результат локализации представляется на упрощенной карте шахты или на схематичной карте (в 2D или 3D формате). Специализированное программное обеспечение обеспечивает комплексный анализ зарегистрированных сейсмических и сейсмоакустических сигналов (в том числе

спектральный анализ и цифровую фильтрацию выбранных записей).

В случае сейсмоакустических сигналов также существует возможность определения распределения условной энергии сейсмоакустических явлений и активности их возникновения, а также анализа регистрируемых данных на основе статистических методов с использованием функции риска.

Программное обеспечение позволяет создавать различные типы сводок, просматривать и редактировать данные о произошедших толчках, выполненных бурениях, а также активности и энергии толчков.

Существует возможность проведения автоматической оценки удароопасности согласно сейсмологическому методу и методу бурения скважин или сейсмоакустическому методу и автоматической оценки удароопасности согласно суммарному и комплексному методу.

Система имеет простой программный интерфейс, который позволяет вводить параметры работы и информацию о структуре шахты (названия пластов, районов, выработок, координаты выработок, продвижение проходки и т.д.), печатать широкую гамму отчетов, включая ежедневный отчет об удароопасности в выработке и сводных отчетов о числе и энергии толчков выработке.

## **6. ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЙ ОПЫТ**

Вклад работывмодернизацию систем, связанный с изменяющимися требованиями пользователей, прогресс в технологии производства оборудования, разработкой новых методов анализа данных, а также законов рынка, отражает численность сейсмических сейсмоакустических систем, разработанных ИИТ ЭМАГ. В настоящее время в шахтах Польши за рубежом сейсмических сейсмоакустических системах работает более 500 измерительных каналов.

К наиболее значимым внедрениям системы Aramis в течение последних 8 лет относятся:

- Китай - 22 установки в шахтах: HuaFeng, LaoHuTai, TangKou1, YiTai, LuAn, QiTaine, QianQiu, JiXian, YueJin, KuanGou, XinAn, TangKou2, YangCun, Tashan, Gushan, LongJiaPu, GaoZhuang, TianChen, ChenManZhuang, HuJiaHe, XiaoHongGou, JianGou ,

- Польша - 15 установок или модернизаций системы в шахтах: Jas-Mos, Rydułtowy, Makoszowy, Wesoła, Marcel, Zofiówka, Jankowice, Bielszowice, Piast, Pokój, Wujek, Śląsk, Sońnica, Borynia – Zofiówka, Halemba-Wirek. В 2014 году предусматривается модернизация систем в том числе на шахтах Jankowice и Marcel,

- Украина – установка на шахте им. Засядько.

В последнее время внедрены были системы на шахтах GengCun и XinJuLong в Китае (март 2014).

Опыт, связанный с эксплуатацией систем в шахтах в Польше и за рубежом, а также анализ собранных сейсмических и сейсмоакустических данных значительно способствует верификации надлежащей работы системы и его модификации как в части оборудования, так и программной.

## **ЗАКЛЮЧЕНИЕ**

Имеющийся опыт, связанный с разработкой и внедрением системы ARAMIS M/E, а также знание потребностей национального и внешнего рынка, позволяет разработчикам системы выразить убеждение, что также система ARAMIS M/F вызовет интерес шахтных служб, ответственных за повышение безопасности в шахтах каменного угля и найдёт широкое применение. Проведённая в настоящее время модернизация системы (связанная в основном с изменением её структуры и функциональных возможностей) классифицирует систему на действующим в настоящее время в мире уровне и позволит повысить достоверность оценки удароопасности путём развития и внедрения новых методов анализа геофизических данных, связанных с использованием измерительных систем нового поколения. Разработка модернизированной версии системы ARAMIS M/E, системы ARAMIS M/F не освобождает однако разработчиков системы от дальнейшей работы, связанной с модификацией как части оборудования, так и программного обеспечения системы.

Данные работы направлены на разработку, внедрение в производство и использование последующих поколений систем для мониторинга и прогнозирования рисков, связанных с нарушением равновесия горной массы для шахт.

## **Литература**

1. Barański A., Drzewiecki J., Kabiesz J., Konopko W., Kornowski J., Krzyżanowski A., Mutke G.: 2007: – Zasady stosowania metody kompleksowej i metod szczegółowych oceny stanu zagrożenia łapaniami w kopalniach węgla kamiennego,
2. Isakow Z., Dworak M.: 1991: Przegląd systemów i urządzeń przeznaczonych do oceny stanu zagrożenia łapaniami, Mechanizacja i Automatyizacja Górnictwa, nr 7-8, str. 49-52,
3. Isakow Z.: 2004: Systemy do oceny zagrożeń sejsmicznych w kopalniach część I. Mechanizacja i Automatyizacja Górnictwa , nr 4,
4. Isakow Z.: 2004: Systemy do oceny zagrożeń sejsmicznych w kopalniach część II. Mechanizacja i Automatyizacja Górnictwa , nr 5,
5. Isakow Z.: 2010: Monografia pt. „Innowacje dla gospodarki”, Rozdział pt. Systemy i urządzenia do monitorowania zagrożeń sejsmicznych w kopalniach i otaczającym środowisku, Instytut Technik Innowacyjnych EMAG, str.162-187.

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ УГЛОВОЙ ОШИБКИ БУРЕНИЯ СКВАЖИН НА КАЧЕСТВО ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ**

В настоящее время добыча полезных ископаемых открытым способом самой распространённой. На многих карьерах, в том числе и на карьерах нерудного строительного сырья, бурение и взрыв являются основными процессами сложного технологического цикла получения материала, поэтому эффективность дальнейших технологических процессов – извлечение, транспортировка и переработка, зависит, главным образом, от организации и качества взрывных работ.

В последние годы на базе теоретических и экспериментальных исследований сформировались новые прогрессивные направления в области применения взрывчатых веществ (ВВ) [1]:

- применение бестроиловых ВВ, которые готовятся непосредственно на горных предприятиях как гранулированных так и водостойкие эмульсионные ВВ;
- повышение КПД взрыва за счет перераспределения его энергии во времени и пространстве и управления степенью измельчения горных пород;
- комплексной механизацией буровзрывных работ (БВР);
- безопасностью взрывных работ.

Практика показала, что одним из основных путей увеличения производительности экскавационного и транспортного оборудования при открытой системе разработки является повышение качества взорванной горной породы. В настоящее время при выполнении массовых взрывов на открытых горных работах широкого распространения получили схемы многорядного короткозамедленного взрывания.

Все параметры БВР взаимосвязаны, и поэтому их расчет представляет сложную многовариантную задачу, особенно в тех случаях, когда ставится цель достичь не только приемлемых расходов на подготовку горной массы к выемке и погрузке, а и на весь процесс ее последующей переработки.

Контроль за качеством проведения БВР на горнодобывающем предприятии возложен на маркшейдерскую службу, поэтому она принимает участие в планировании и организации их проведения.

Качественной характеристикой каждого массового взрыва на месторождениях нерудного строительного сырья является равномерность измельчения горной породы до заданной величины. Это возможно лишь при условии строгого соблюдения основных параметров БВР, а именно: высоты уступа, заданной величины перебура, сетки и схемы расположения взрывных скважин, точности перенесения проекта БВР в натуру.

В работах [2] авторами установлено аналитическую зависимость между ошибкой планового расположения устья взрывной скважины и качеством взорванной горной породы, а также рассчитаны количественные значения изменения параметров паспорта БВР. Поэтому будет актуальным провести исследование влияния угловой ошибки бурения вертикальных скважин на качество взорванной горной массы непосредственно в условиях месторождений нерудного строительного сырья с учетом строгого соблюдения проектного планового положения устья скважин.

В современных условиях при добыче бутощебеночного сырья наиболее распространенными являются квадратные и шахматная сетки расположения скважин, когда устья скважин образуют в первом случае квадрат, во втором – равносторонний треугольник.

С появлением более новых и совершенных буровых станков (например Atlas Copco, Titon), внедряется бурение наклонных скважин. Основными преимуществами которых является более равномерное распределение заряда ВВ в массиве уступа, лучшее измельчения горных пород. Наклонные скважины обычно бурят параллельно плоскости откоса уступа под углом 5-10°.

Задачами маркшейдерского сопровождения БВР является: подготовка исходных данных для составления паспорта БВР; вынесение в натуру проектных решений; контроль правильности выполнения проектных решений заложенных в паспорте БВР; контроль качества выполненных взрывных работ.

Вынос проектных решений и контроль качества выполнения горных работ по подготовке массива к взрыву маркшейдерская служба выполняет инструментальными методами. Контролю подлежат следующие геометрические параметры: линейные параметры сетки скважин; расстояние первого ряда скважин от верхней бровки уступа; угол отклонения скважины от отвесного направления (зенитный угол  $\Theta$ ); горизонтальный угол  $\alpha$  (который называют азимутом, характеризующий простирания скважины относительно некоторого исходного или ориентировочного направления); длина скважины  $l$ , к которой относятся измеренные величины  $\alpha$  и  $\Theta$ .

При бурении скважин под действием различных геологических, технических и технологических причин фактическое местоположение устья взрывной скважины несколько отличается от проектного. Допустимое отклонение фактического местоположения устьев взрывных скважин от проектного необходимо устанавливать с точки зрения требуемого качества измельчения полезных ископаемых.

Как показывает практика, фактическая угловая ошибка бурения наклонных скважин под действием

геологических и технологических причин может достигать до  $5^\circ$ , что в конечном итоге может привести к отклонению скважины по подошве уступа до 1,3 м (при средней высоте уступа 15,0 м).

В результате выполненных промышленных экспериментов ЧАО “Западукрвзрывпром” [3] были получены фактические результаты, которые позволяют утверждать, что использование шахматной сетки расположения взрывных скважин позволяет не только сократить объем БВР на карьерах, но и уменьшить количественные потери сырья, за счет уменьшения передробления горной массы в массиве, а также позволяет уменьшить выход негабарита.

С учетом того, что фактор переизмельчения пород имеет особое значение для карьеров нерудного строительного сырья, считаем целесообразным провести расчеты влияния угловой ошибки фактического наклона скважин на объем переизмельченных пород в зоне влияния сближенных зарядов, и объема некондиционной массы в зоне максимально отдаленных зарядов.

За исходные данные, для установления зависимости точности фактического наклона взрывных скважин на качество проведения БВР в условиях месторождений нерудного строительного сырья, были приняты граниты украинского кристаллического щита ( $f=10-12$ ), с параметрами сетки бурения скважин: шахматная –  $4,8 \times 4,2$  м. Основными показателями качества разрушения горных пород были выбраны: объемы кондиционной, переизмельченной и негабаритной горной массы.

Для получения необходимой зависимости авторами были проведены теоретические расчеты, которые базировались на составлении схем отклонения пробуренных взрывных скважин относительно проектного положения в радиусе ошибки, равной  $0-5^\circ$ , *рис. 1*.

Полученные теоретические расчеты и сравнительные характеристики влияния ошибки наклона скважин при шахматной сетке размещения приведены в *таблице 1*.

Анализируя данные таблицы можно сделать выводы, что:

- ошибка наклона взрывной скважины имеет значительное влияние на качество и эффективность выполнения БВР (с увеличением величины угловой ошибки, пропорционально растет процент выхода негабарита и переизмельчения горной массы, что в свою очередь уменьшает выход кондиции);
- возрастает вероятность отклонения фактических геометрических параметров добычного уступа от проектного в результате выполнения взрывных работ.

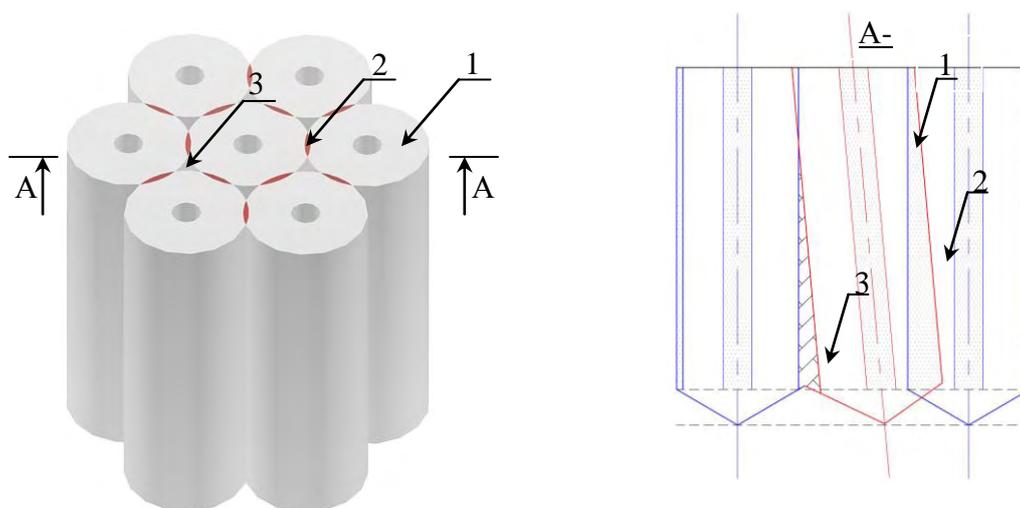


Рис. 1. Влияние угловой ошибки наклона скважины на качество измельчения полезных ископаемых: 1 – кондиционная масса; 2 – переизмельчение полезного ископаемого в результате действия сближенных зарядов; 3 – негабаритная масса.

Таблица 1  
Сводная таблица влияния ошибки наклона вертикальных скважин на качество измельчения горной породы при шахматной сетке расположения взрывных скважин

Показатели	Шаг смещения положения устья скважины, град					
	0	1	2	3	4	5
Кондиционная масса, %	68,1	67,1	66,2	65,2	64,3	63,3
Суммарный выход негабарита, %	0,0	0,5	1,0	1,4	1,9	2,4
Суммарное переизмельчение горной массы, %, в т.ч.:	31,8	32,3	32,8	33,2	33,7	34,2
– в результате действия сближенных зарядов, %	7,4	7,9	8,4	8,8	9,3	9,8
– вокруг заряда, %	24,5	24,5	24,5	24,5	24,5	24,5
Эксплуатационные потери, %	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
Всего, %	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

## Литература

1. Справочник. Открытые горные работы / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, Н.Н. Мельников и др. / – М. Горное бюро, 1994, 590 с.
2. Клеван О.М. Вплив помилки розташування устя вибухової свердловини на якість підірваної гірської маси / О.М. Клеван, В.В. Котенко / Вісник ЖДТУ – №1 (60). 2012. С. 117-120.
3. Кісель О.О. Аналіз впливу схем розташування вибухових свердловин на ефективність ведення буровибухових робіт при видобуванні було-щебеневої сировини / О.О. Кісель, А.В. Кісель / Вісник ЖДТУ №1 (56). 2011. С. 109-114.

**И.М. КОВАЛЁВА**

*Белорусский национальный технический университет, Минск*

## ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ УСРЕДНЕНИЯ КАЧЕСТВА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Из общего числа нерудных строительных материалов около 40% приходится на долю карьеров разрабатывающих песчано-гравийные месторождения. Технологические разработки песчано-гравийных месторождений и применяемое оборудование отличаются большим разнообразием, что объясняется как различием горно-геологических условий, проектной мощности, сроков службы карьеров, видов готовой продукции и требований к ней, так и недостаточной оснащённостью оборудованием, обеспечивающим разработку месторождений различного типа.

Основными техническими направлениями дальнейшего совершенствования технологии открытых горных работ является повышение эффективности технологических схем путем комплексной механизации горных работ и внедрение новых технологических схем с управлением формирования качества полезных ископаемых.

Управление качеством сырья подаваемого на ДСЗ, является для предприятий по добычи строительных горных пород, особенно песчано-гравийных, новой проблемой, возникшей в связи с решением общих задач улучшения использования природных богатств и коренного повышения эффективности производства. По сравнению с другими отраслями горнодобывающей промышленности она имеет существенные особенности. В смежных отраслях горно-добывающей промышленности, как правило, управление формированием качества сырья рассматривается как процесс стабилизации качественных показателей. Для песчано-гравийных месторождений усреднение качества сырья также является важнейшим видом этого процесса.

С целью стабилизации качественных характеристик сырья в горных подотраслях промышленности строительных материалов применяют более 10 способов усреднения: в забое, в контуре карьера, на промплощадке. Можно группировать способы усреднения, используя различные классификационные признаки: количество одновременно действующих забоев, количество грузопотоков и их разветвленность, место, где производится усреднение (в забое, карьере или на промплощадке).

Для управления качеством добываемой песчано-гравийной смеси предлагается метод геолого-технологического картирования запасов.

Карты качества отстраиваются по единичным или комплексным показателям. Это графическое изображение поверхности пласта или его участка, разделенное на зоны, однородные по уровням значения какого-либо показателя. Для каждого показателя отстраивается отдельная карта.

Выделены следующие этапы составления карт:

- запасы ПГС на горизонте оконтурены и подсчитаны по данным детальной разведки;
- вся площадь горизонта разбита на сектора, одинаковой площади;
- на основе фактических материалов для каждого сектора рассчитывается объем песчано-гравийной смеси в нем и его усредненные качественные показатели.

Исследование производилось на основе материальной характеристики месторождения ПГС «Копыль» в режиме усреднения качества, методом решения линейной задачи о смеси, которая применяется в горном деле, с использованием целевой функции вида:

$$\sum_{i=1}^n (bX_i) C_i - \min, \quad (1)$$

где  $X_i$  - управляемые переменные объема добычи в секторе  $i$ , т;  $C_i$  - затраты на добычу ПГС в секторе  $i$ , бел. руб.

при ограничениях:

- по объему песчано-гравийной смеси из каждого сектора

$$Q_i^{\max} > X_i > Q_i^{\min} \quad (i=1,2,3 \dots n),$$

где  $Q_i^{\max}$  и  $Q_i^{\min}$  – максимальный и минимальный объем песчано-гравийной смеси из сектора  $i$ , т.

- по качеству песчано-гравийной смеси

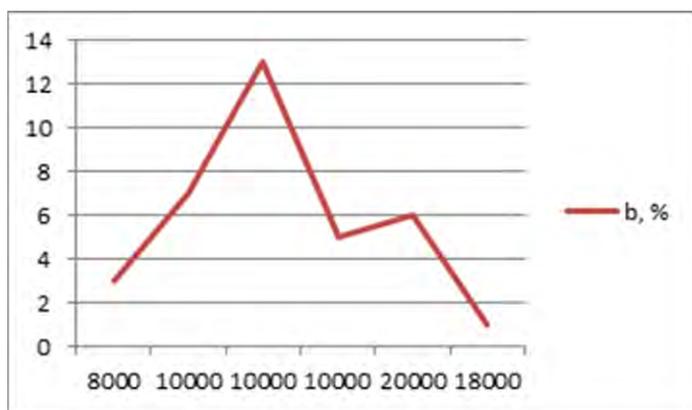


Рис. 1. График зависимости усредненных качественных показателей ПГС от объема добываемой смеси

Сектор	1-В	2-С1	3-С1	4-С1	5-С1	6-С1
$X_i, \text{м}^3$	8000	10000	10000	10000	20000	18000
$b, \%$	3	7	13	5	6	1

На рис. 1 представлен график изменения усредненных качественных показателей песчано-гравийной смеси в зависимости от объема добываемой смеси.

Карты качества являются необходимым источником информации при составлении планов добычи ПГС по сортам, расчете шихты в соответствии с ТУ и требованиями потребителей при оперативном, текущем и перспективном планировании. Недостатком использования таких карт является высокая погрешность в точности определения качественного показателя, т.к. зачастую он распространяется на всю мощность пласта и его значительную площадь.

*Научный руководитель профессор С.Г. Оника.*

#### Литература

1. Буянов Ю.Д. Разработка гравийно-песчаных месторождений. – М.: Недра, 1988. – 208 с.
2. Сидорова Г.П. Разработка и обоснование методов контроля качества угля на разрезах восточного Забайкалья. Автореферат диссертации/ Специальность: 25.00.22 – Геотехнология.
3. Кофман А. Методы и модели исследования операций./ Пер. с франц. – М.:Мир, 1966 – 702 с.

**В.Г. ЛЕВИЦКИЙ, Р.В. СОБОЛЕВСКИЙ, А.Н. ТОЛКАЧ**  
*Житомирский государственный технологический университет, Украина*

## СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ АВТОМАТИЗАЦИИ ПРОЦЕССА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ТРЕЩИНОВАТОСТИ МАССИВА И КАЧЕСТВЕННЫХ ПАРАМЕТРОВ ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ НА БЛОЧНЫХ КАРЬЕРАХ

Анализ комплекса добывающих работ горных предприятий позволяет сделать вывод о необходимости внедрения в производство новых технологий, которые бы обеспечили автоматизацию работ, увеличили эффективность добычных работ и повысили доверие к результатам измерений и заявленному производителем качеству сырья. При этом автоматизацию рекомендуется осуществлять на основе использования дистанционных методов оценки качества блочного камня, новых электронных приборов, современных технологических комплексов оборудования для добычи камня и соответствующего программного обеспечения. Поэтому разработка эффективной автоматизированной методики определения трещиноватости массива и качественных параметров товарной продукции на основе использования цифровой фотограмметрии есть актуальной научно-практической задачей, решение которой даст возможность повысить эффективность технологии добычи природного камня и улучшить качество блочного сырья.

Цифровые фотограмметрические системы, которые основаны на методах обработки изображений, имеют значительный потенциал для измерения трехмерных координат поверхности объекта. Это обусловлено большим объемом информации об объекте, которую содержат изображение и возможности применения интеллектуальных методов обработки изображений, которые позволяют автоматически

определять с высокой точностью координаты характерных точек объекта.

Важным фактором, который определяет точность измерений, есть адекватность избранной модели камеры. Для цифровой съемки предлагается использовать неметрические камеры, которые имеют отличные радиометрические характеристики, но их геометрия неудовлетворительная. Для определения реальных параметров съемочной камеры, таких как положения главной точки, масштабов изображения по осям  $x$  и  $y$ , параметров дисторсии, предыдущим этапом является процедура калибрования, которое обеспечивает метрические характеристики получаемых массивов измерений. В результате калибрования (определения элементов внешнего и внутреннего ориентирования) камеры строится дисторсионная модель камеры, основой которой являются коэффициенты радиальной и тангенциальной дисторсий [1]:

$$\begin{cases} \Delta x = \Delta x_0 + x_d \left( \frac{\Delta f}{f_0} + K_1 r_d^2 + K_2 r_d^4 \right) + P_1 (r_d^2 + 2x_d^2) + 2P_2 x_d y_d \\ \Delta y = \Delta y_0 + y_d \left( \frac{\Delta f}{f_0} + K_1 r_d^2 + K_2 r_d^4 \right) + 2P_1 x_d y_d + P_2 (r_d^2 + 2y_d^2) \end{cases} \quad (1)$$

$$r_d^2 = x_d^2 + y_d^2 = (x - \Delta x_0)^2 + (y - \Delta y_0)^2, \quad (2)$$

где  $\Delta x_0, \Delta y_0$  – разница между координатами главной точки и центром изображения;

$\Delta f$  – разница между откалиброванной  $f$  и номинальной  $f_0$  фокусными расстояниями;

$K_n, P_n$  – коэффициенты радиальной и тангенциальной дисторсий  $n$ -го порядка.

Для точности построения трехмерной модели и вычисления нужных показателей массива или блока необходимо правильно провести фотограмметрическую съемку, при проведении которой необходимо обеспечить задействование всего объекта на снимке, что позволит использовать наименьшее количество снимков для построения модели. К основным параметрам цифровой фотограмметрической съемки относят углы наклона и конвергенции, расстояние от съемочной камеры к объекту съемки  $Y$  и величину базиса съемки  $B$  [2], которые вычисляются по следующим зависимостям:

$$B = \frac{Y}{f} b, \quad (3)$$

где  $b$  – базис фотографирования в масштабе снимка.

$$Y_{\max} = \frac{b}{m_p} m_Y, \quad (4)$$

где  $m_p$  – СКП измерения продольного параллакса по снимкам;  $m_Y$  – заданная точность определения координаты  $Y$ .

Исследование вышерассмотренных параметров наземной цифровой съемки массива и товарного блока выполнялось на Покостовском, Наталиевском и Лезниковском месторождениях цифровой неметрической камерой и теодолитом, которые соединялись между собой специально разработанным съемным креплением с лазерной рулеткой и цилиндрическим уровнем. Данное устройство-крепление предназначено для синхронизации движения теодолита и камеры и выставления цифровой камеры по уровню.

Одним из возможных путей получения информации о состоянии массива, идентификации естественных трещин в массиве природного камня со следующим определением их геометрических параметров и управлением качеством блочной продукции на отдельных участках месторождения является оптический контроль поверхности массива на основе цифровых фотоснимков [3].

Основной задачей является разработка методики численного анализа системы трещин, которая основывается на идентификации элементов фотоснимков и оптимизации основных исходных параметров, которые влияют на качество оптического контроля состояния массива природного камня. Для решения этой задачи была разработана программа «Детектор трещин» (рис. 1), которая анализирует качественное состояние поверхности массива на трещиноватость.

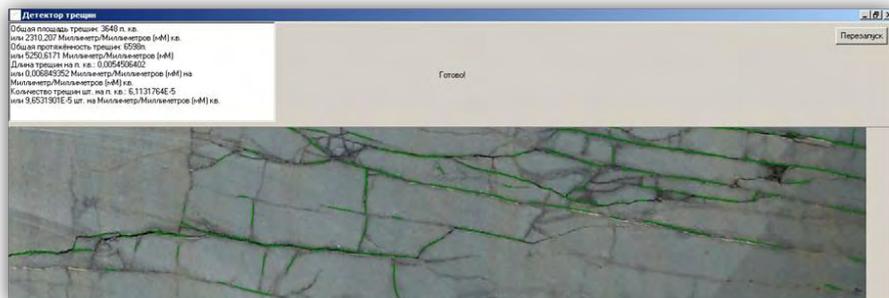


Рис. 1. Результат обработки изображения в программе «Детектор трещин»

Основными количественными показателями оценки трещиноватости является удельная плоскостная трещиноватость  $U_{mp}$  и удельная линейная трещиноватость  $d$ , которые обеспечивают наиболее полную информацию о нарушенности массива. Именно поэтому, в результате обработки цифрового снимка массива природного камня, определяются площадь, количество и длина трещин на исследуемом участке.

Выявление систем трещиноватости массива, определения их пространственного ориентирования и оценку степени постоянства этого ориентирования в пределах исследуемого массива традиционно выполняют с помощью массовых измерений трещиноватости. Предлагается параллельно с традиционным способом выполнить фотограмметрическую съемку забоев. Дистанционное измерение трещин с целью характеристики их пространственного ориентирования и показателей трещиноватости, учитывая оптимальные условия фотограмметрической съемки, выполнялись на Наталиевском месторождении гранодиоритов. Результаты сравнения дистанционного и непосредственного измерения трещин приведены на рис. 2.

Для повышения эффективности добычи блоков автором предлагается районировать трещины за интенсивностью их в массиве природного камня на основе взаимосвязи количественных показателей удельной трещиноватости с соответствующими размерами естественных отдельностей и коэффициентом выхода блоков. При этом необходимо учитывать: показатель удельной трещиноватости; угловые и линейные величины между трещинами смежных систем; размеры естественных отдельностей и размеры блоков определенных категорий, которые необходимо вписать в естественную отдельность.

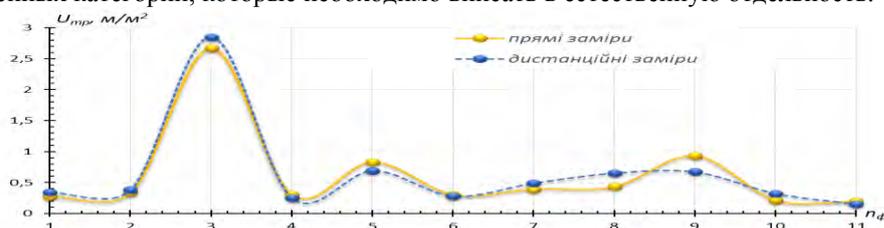


Рис. 2. Сравнение результатов определения удельной трещиноватости непосредственными измерениями с дистанционными

Применение дистанционных фотограмметрических методов изучения показателей трещиноватости на карьерах декоративного камня позволяет идентифицировать естественные разрывы в массиве горных пород со следующим вычислением их линейных размеров и прогнозированием выхода блочной продукции на отдельных участках месторождения.

#### Литература

1. Левицкий В. Г., Соболевский Р. В. Дослідження етапів калібрування цифрових неметричних камер з метою підвищення ефективності наземної фотограмметричної зйомки // Вісник ЖДТУ. Технічні науки. №2(45). - Житомир, ЖДТУ, 2008. – С. 77-84.
2. Левицкий В. Г., Соболевский Р. В., Панасюк А. В. Дослідження впливу кута і відстані цифрової фотограмметричної зйомки на точність побудови тривимірних моделей об'єктів кар'єру декоративного каменю // Наукові праці ДонНТУ: Серія гірничо-геологічна. Випуск 9(143). – Донецьк: ДонНТУ, 2009. – С. 147-151.
3. Левицкий В. Г., Соболевский Р. В. Вивчення тріщинуватості масиву гірських порід на основі цифрового фотограмметричного способу // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – 2008. – №3(46). – С.100-105.

**М.В. СЕМЕНОВА, Е.И. ГАНЦОВСКИЙ**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

## ОБОСНОВАНИЕ УВЕЛИЧЕНИЯ ДОПУСТИМЫХ УГЛОВ ОТКОСОВ РАБОЧИХ УСТУПОВ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ ЦЕМЕНТНОГО СЫРЬЯ «КОММУНАРСКОЕ»

**Введение.** Сырьевой базой ПРУП «Белорусский цементный завод» является Коммунарское месторождение цементного сырья (высоко- и низкокарбонатных мергелей), состоящее из детально разведанных участков: «Высокое» площадью 450 га и «Коммунары Западные» площадью 384,8 га и участка «Коммунары Восточные» площадью 225 га, которое в настоящее время не разрабатывается.

Согласно предварительному заключению ВНИМИ «О допустимых углах откосов уступов Коммунарского месторождения мергелей» максимально допустимые углы откосов рабочих уступов при высоте уступа 20 м – рабочий угол 50 градусов, нерабочий -35 градусов. Данные результаты носили предварительный характер и допускали возможность дальнейшего увеличения допустимых углов откосов при выполнении специальных исследований. На возможность увеличения допустимых углов откосов рабочих уступов указывают также данные длительных наблюдений за состоянием откосов. Так на основании маркшейдерских наблюдений в карьере «Высокое» месторождения Коммунарское за нерабочими бортами установлено, что при угле откоса 60° борт карьера находится в устойчивом положении и признаков

оползней не наблюдается.

**Цель работы.** Обоснование возможности увеличения допустимых углов откосов рабочих уступов на месторождении цементного сырья «Коммунарское».

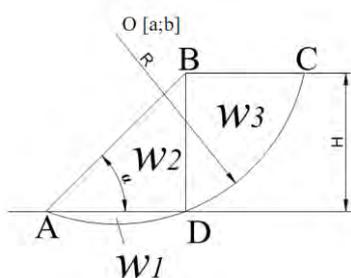
**Актуальность работы.** Исходя из изложенного, руководством ОАО «Белорусский цементный завод» поставлена задача, изучить возможности увеличения допустимых углов откосов рабочих уступов для условий Коммунарского месторождения применительно к эксплуатируемым участкам цементного сырья «Высокое» и «Коммунары Западные». Прогнозирование устойчивости откосов уступов и бортов карьеров позволит определить условия безопасной эксплуатации и будет способствовать повышению полноты извлечения запасов полезного ископаемого из недр.

**Основная часть.** При выполнении исследований были произведены расчеты допустимых углов откосов уступов без учета нагрузки от оборудования и с учетом статической и динамической нагрузки от оборудования по методу плоского откоса.

Плотностные и горно-технические свойства исследуемого массива определялись с поправкой на коэффициент структурного ослабления  $\lambda$ , с учетом категории пород по трещиноватости ( $I_{тр}$ ,  $m^{-1}$ ), который определяется по формуле Г.Л. Фисенко [3].

Исследованиями установлены численные значения коэффициента структурного ослабления для уступов, сложенных различными горными породами (низкий и высокий мергель: 1 уступ и 2 уступ соответственно) (рисунок 1).

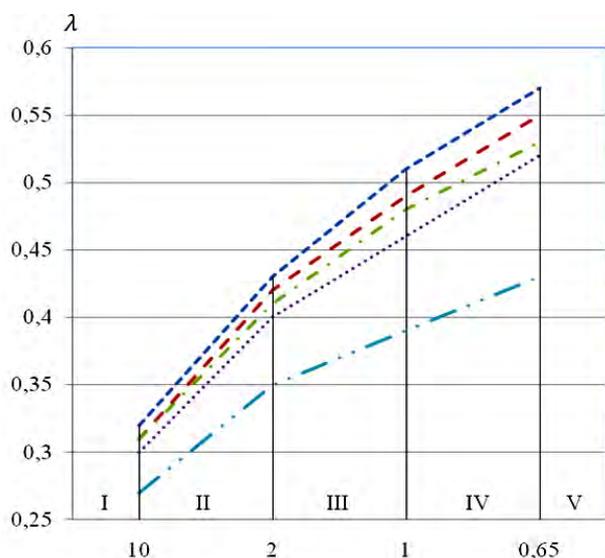
Аналитические исследования позволили разработать математические модели оценки устойчивости уступов. Площадь призмы возможного обрушения была вычислена с помощью интегрирования.



$$S = w_1 + w_2 + w_3$$

$$w_1 = \int_0^{H \cdot \operatorname{ctg} \alpha} (\sqrt{R^2 - (x-a)^2} - b) dx \quad w_2 = \int_A^B (x \cdot \operatorname{tg} \alpha) dx$$

$$w_3 = BC \cdot H - \int_A^B (\sqrt{R^2 - (x-a)^2} - b) dx$$



I, II, III, IV, V – категории пород по трещиноватости.

- $\lambda$  при  $h = 7$  м (1 уступ);
- $\lambda$  при  $h = 9$  м (1 уступ);
- $\lambda$  при  $h = 22$  м (2 уступ)
- $\lambda$  при  $h = 8$  м (1 уступ);
- $\lambda$  при  $h = 7$  м (1 уступ).

$I_{тр}, m^{-1}$

Рис. 1. Значение коэффициента структурного ослабления  $\lambda$  в зависимости от категории пород по трещиноватости для различных высот уступов

Для учета всей совокупности факторов, влияющих на состояние устойчивости откосов уступов эксплуатируемых карьеров выполнены исследования с применением метода плоского откоса, рекомендуемого Методическими указаниями ВНИМИ, являющимися нормативным документом по определению оптимальных углов откосов уступов, отвалов и бортов строящихся и эксплуатируемых карьеров [4]. Расчеты выполнены с помощью электронных таблиц в среде Excel для различных условий.

Также был применен программный комплекс GeoStudio для компьютерного моделирования. Программный комплекс GeoStudio позволяет оценивать устойчивость откосов уступов по заданному профилю. Необходимыми исходными данными являются характеристики горных пород, слагающих массив (объемный

вес [кН/м<sup>3</sup>], угол внутреннего трения [град.], сцепление [кПа]), геометрические параметры модели [5]. Исходные модели уступов создавались в системе автоматического проектирования AutoCAD.

Вычислительные эксперименты имели цель нахождения максимальных углов откосов уступов, при которых удовлетворяются условия безопасности, для каждой исследуемой высоты и категории пород, с учетом их структурного ослабления трещиноватостью. Для выявления максимально допустимых значений углов откосов уступов последовательно исследовались их различные значения, удовлетворяющие условию устойчивости для вариантов без статической нагрузки от экскаватора и с учетом статической и динамической нагрузки от работы оборудования (Рисунок 2).

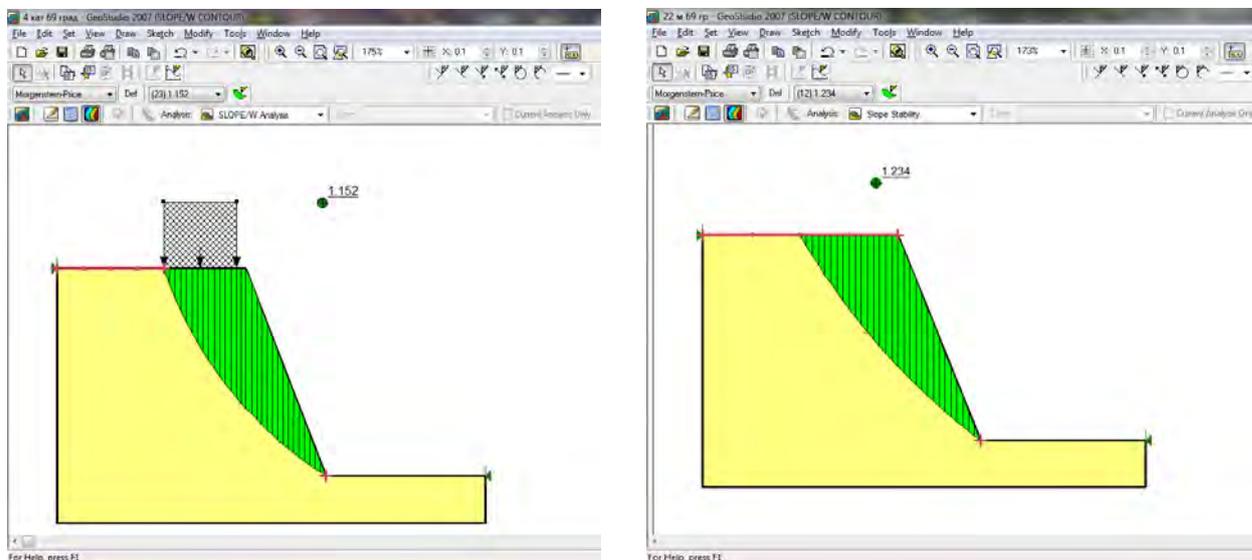


Рис.2. Модель уступа в программной среде GeoStudio. а) Исследование устойчивости с учетом нагрузки от оборудования; б) Исследование устойчивости без учета нагрузки от оборудования

**Результаты.** По результатам исследований предлагаются рекомендации допустимых углов откосов рабочих уступов для условий эксплуатации действующих карьеров месторождения цементного сырья «Коммунарское». В частности, для условий эксплуатации карьера «Высокое» для второго добычного уступа высотой до 22 м при разработке его драглайном ЭШ-6,5/45 (МЗШ-6,5/45), нижним черпанием допустимые углы достигают значений, представленных в таблице 1.

Таблица 1

Категория пород по трещиноватости	Допустимый угол откоса уступа
I	48 <sup>0</sup>
II	48 <sup>0</sup> -54 <sup>0</sup>
III	54 <sup>0</sup> -60 <sup>0</sup>
IV	60 <sup>0</sup> -64 <sup>0</sup>
V	64 <sup>0</sup>

**Степень внедрения.** Научно-практические рекомендации по обеспечению увеличения углов откосов рабочих уступов на месторождении цементного сырья «Коммунарское» внедрены в технологический процесс. Результаты исследований нашли применение при разработке плана развития горных работ на карьерах «Коммунары Западные», «Высокое» месторождения «Коммунарское». Также результаты исследований внедрены в учебный процесс Белорусского национального технического университета.

**Эффективность.** Внедрение позволило повысить полноту извлечения полезного ископаемого из недр, что отразилось положительно на экономических показателях горнодобывающего предприятия.

*Научный руководитель профессор С.Г. Оника.*

#### Литература

1. МПСМ БССР Цементный завод «Коммунары». Осушение карьеров цемсырья. Проект. Книга 1. Пояснительная записка. П500.1-00-ПЗ.: Белгород, 1986 г.
2. Отчет о результатах доразведки участка цементного сырья Высокое месторождения Коммунарское Костюковичского района Могилевской области Республики Беларусь: В 4 книгах и одной папке. Книга 1. Текст, текстовые и табличные приложения.: г. Минск, 1996 г.
3. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М., Недра, 1965.
4. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. ВНИМИ. Л., 1972.
5. GeoStudio Tutorials. Includes student edition lessons. First edition, May 2004, - 485с.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЕМА РАЗРУШЕНИЯ ТРЕЩИНОВАТЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОЭФФИЦИЕНТА ИНТЕНСИВНОСТИ НАПРЯЖЕНИЙ

Установление прочности любого тела обязательно связано с определением его напряженного состояния. Это необходимо не только для нахождения точки разрушения и компонент напряженного состояния в ней, но и для установления прочности материала в этой точке, поскольку большинство критериев наступления опасного состояния выражаются через компоненты напряженного состояния. Для многих тел и схем нагружения определение напряженного состояния в точке разрушения сводится к вычислению коэффициентов концентрации напряжений.

Если в теле существует трещина, то для установления закономерности ее распространения, то есть для оценки прочности тела, также необходимо знание напряженного состояния. Определение напряженного состояния у конца трещины отличается от обычного определения концентрации напряжений тем, что геометрически линеаризована постановка краевых условий и линейная теория упругости приводят к бесконечным напряжениям и бесконечным градиентам напряжения в конце тонкого разреза. В этом случае понятие коэффициента концентрации напряжений теряет смысл.

При решении задачи о трещине не обязательно знать детальные процессы, проходящие в достаточно малой окрестности конца разреза [1,2]. Достаточно знать характер и интенсивность напряженного состояния в области, окружающей конец разреза вместе с малым объемом, где сосредоточен механизм разрушения. Это означает отказ от использования коэффициента концентрации напряжений в пользу асимптотического представления напряженного состояния в конце разреза. Таким образом, можно утверждать, что процессы разрушения материала определяются интенсивностью поля напряжений, которое окружает конец трещины. Эта интенсивность характеризуется коэффициентом интенсивности напряжений К (КИН).

Для проектирования буровзрывных работ необходимо правильно установить прочность горных пород, которые обычно являются трещиноватыми. Следует признать, что для определения прочности тел с трещинами применяются сложные методы математической теории трещин. Поэтому задачей исследований является разработка упрощенных приемов вычислений прочности трещиноватых горных пород, в которых заниженная точность расчета оправдывается малой трудоемкостью, т.е. оценку прочности свести до уровня обычных инженерных расчетов.

Если проанализировать все расчетные формулы для КИН [3], то обобщенная формула для определения коэффициентов интенсивности напряжений будет иметь вид

$$K = Y\sigma\sqrt{\pi l}, \quad (1)$$

где  $Y$  - геометрический коэффициент (изменяется в пределах  $1 \div 2$ );  $l$  - длина трещины;  $\sigma$  - напряжение растяжения, которое возникает в массиве горных пород.

Для расчета объема разрушения трещиноватого массива горных пород используем такой же алгоритм расчета объема разрушений, как и для разрушения сплошной среды [4, 5]. Трещиноватость горного массива учитывается параметрами, в основе которых лежит КИН.

Предположим, что в горном массиве уже содержатся равномерно распределенные трещины, которые можно охарактеризовать трещиноватостью, т.е. средним расстоянием между трещинами  $s$ . В общем виде трещиноватость массива можно представить как

$$s = \sqrt{\frac{1}{N \cdot l}}, \quad (2)$$

где  $N$  - количество трещин в единице объема горного массива.

С учетом (2) формула (1) примет вид

$$K = \frac{Y \cdot \sigma}{s} \sqrt{\frac{\pi}{N}}. \quad (3)$$

Введем понятие порогового  $K_n$  и критического  $K_{кр}$  значений КИН. Предположим, что при  $K < K_n$  трещина в локальном объеме не увеличивается. Если  $K_n < K < K_{кр}$ , то трещина увеличивается; если же  $K > K_{кр}$ , то в данном объеме трещина растет лавинообразно (до  $\infty$  длины), то есть наступает разрушение.

Если предположить, что трещины распределены в объеме горной породы однородно и ориентированы изотропно, то для проведения расчетов по определению напряжений необходимо усреднить растягивающие напряжения в локальном объеме по всем направлениям, поскольку именно напряжение

растяжения подставляется в формулу для К:

$$\sigma_{\text{ср}} = \frac{\int_0^{2\pi} \sigma \cdot \cos^2 \varphi d\varphi}{2\pi} = \frac{1}{2} \sigma. \quad (4)$$

В случае, когда напряжение в данном объеме отрицательные (т.е. это напряжение сжатия), то они сравниваются с критическим напряжением разрушения породы на сжатие.

Таким образом, в каждом расчетном объеме массива горных пород реализуется следующая процедура:

1) если главные напряжения  $\sigma_1, \sigma_2 < 0$  (сжатия), то их значение сравниваются с критическим напряжением разрушения породы на сжатие; если  $|\sigma_1| > |\sigma_{\text{кр}}|$  или/и  $|\sigma_2| > |\sigma_{\text{кр}}|$ , то порода в данном элементарном объеме разрушена;

2) если  $\sigma_1 > 0, \sigma_2 < 0$ , то  $\sigma_2$  сравнивается с  $\sigma_{\text{кр}}$ ; если  $|\sigma_2| < |\sigma_{\text{кр}}|$ , то порода разрушена. Если нет, то  $\sigma_1$  усредняется по всем направлениям (т.е.  $\sigma_{\text{ср}} = 1/2\sigma_1$ ), затем по  $\sigma_{\text{ср}}$  рассчитывается К, и дальше расчет делается по К;

3) если  $\sigma_1 > 0$  и  $\sigma_2 > 0$ , то они усредняются оба, общее  $\sigma_{\text{ср}} = 1/2(\sigma_1 + \sigma_2)$ , рассчитывается К, и далее как в п. 2.

Определение объема разрушений трещиноватого массива горных пород было проведено для следующих параметров буровзрывных работ: расстояние между скважинами - 5 м, длина заряда - 15 м, диаметр скважины - 200 мм, тип взрывчатого вещества (ВВ) - граммнит 79/21: плотность заряжения - 950 кг/м<sup>3</sup>, скорость детонации ВВ - 3600 м/с.

Скважинные заряды ВВ разрушали магнетитовые кварциты плотностью  $\rho = 3100$  кг/м<sup>3</sup>. Критическое значение напряжения разрушения на растяжение -  $1,8 \cdot 10^7$  Па, критическое значение напряжения разрушения на сжатие -  $1,9 \cdot 10^8$  Па, скорость распространения продольных волн в массиве - 5300 м/с, модуль упругости -  $8,3 \cdot 10^{10}$  Па, коэффициент Пуассона - 0,26, степень затухания волн напряжений - 1,35, пороговое значение КИН  $K_n = 10000000$ , критическое значение КИН  $K_{\text{кр}} = 8000000$ ,  $Y = 1,9$ .

Влияние трещиноватости исследовалось путем изменения количества трещин на единицу объема и начальной трещиноватости горного массива. По результатам расчетов построена зависимость изменения объема разрушения горного массива от начальной трещиноватости пород (рис. 1).

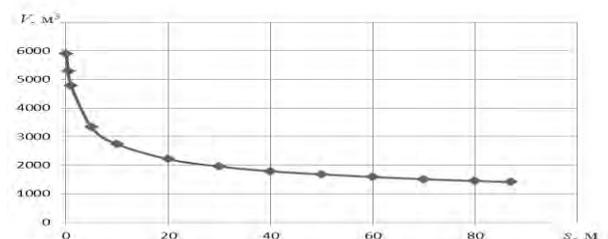


Рис. 1. Зависимость объема (V) взорванной горной массы от начальной трещиноватости (s) исследуемого объема

Анализ зависимости показывает, что с уменьшением среднего расстояния между естественными трещинами (или увеличением количества трещин на единицу объема) объем разрушений горного массива растет по зависимости следующего вида:

$$V = -719,3 \ln s + 4512,4. \quad (5)$$

### Выводы

1. Процессы разрушения трещиноватых горных пород определяются интенсивностью поля напряжений, которое окружает концы трещин. Эта интенсивность характеризуется коэффициентом интенсивности напряжений.

2. Предложено учитывать трещиноватость горного массива параметром трещиноватости, в основе которого заложены коэффициент интенсивности напряжений.

3. Получены расчетные значения объема разрушений трещиноватого горного массива при взрыве системы скважинных зарядов для значений начальной трещиноватости исследуемого объема.

4. Результаты исследований требуют дальнейшего детального анализа и усовершенствования, в частности методики расчета разрушений трещиноватых горных массивов.

### Литература

1. Морозов Е.М. О соответствии между энергетическим критерием разрушения и математическим моделированием явлений деформаций в конце разрезов-трещин. – ПММ, 1970, т. 34, № 4, с. 768-776.

2. Морозов Е.М., Партон В.З. Об одном обосновании критерия Ирвина на конце трещины. – Инж. журнал, МТТ, 1968, № 6, с. 147-152.

3. Партон В.З., Морозов Е.М. Механика упругопластического разрушения. – М.: Наука, 1985. –504 с.
4. Фролов О.О. Теоретичні передумови розрахунку об'єму руйнування гірських порід під час вибуху систем подовжених зарядів // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – К.: НТУУ "КПІ": ЗАТ «Техновибух». – 2008. – Вип. 16. – С. 13–16.
5. Фролов О.О. Дослідження параметрів зони руйнування при вибуху системи свердловинних зарядів // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць. – Кривий Ріг.: КТУ – 2009. – Вип. 23. – С. 186–189.

**В.И. ШАМРАЙ, Е.А. ЗУБЧЕНКО, В.В. КОРОБИЙЧУК**  
*Житомирский государственный технологический университет, Украина*

## ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ БУТОБОЯ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ДРОБЛЕНИЯ НЕГАБАРИТОВ

Несмотря на повышение эффективности взрывной отбойки скальных и полускальных горных пород, объемы горных пород, подлежащих вторичному дроблению, остаются большими в связи с ростом добычи полезных ископаемых. Так, на железорудных карьерах средний выход негабаритов размером 1,2 м и более (негабарит по приему на дробилки крупного дробления) составляет более 2 %; на гранитных карьерах - до 20–30 %. Для размещения негабаритов приходится занимать площади забоев, что затрудняет ведение горных работ, особенно при углублении карьеров; наличие негабаритных кусков приводит к ухудшению качества подготовки горной массы, снижению производительности экскавационного оборудования и, в конечном счете, повышению себестоимости добычи полезных ископаемых. Негабариты отличаются большой изменчивостью физико-механических свойств (плотность, прочность, хрупкость и др.), форм, размеров и т.д. Что определяет сложность выбора технических средств для разрушения негабаритов, с одной стороны, и низкую эффективность их использования - с другой. Повышение эффективности разрушения негабаритов может быть достигнуто при определенной комбинации параметров, как внешнего силового воздействия, так и породоразрушающего инструмента, соответствующей характеристике негабарита, т.е. при регулировании параметров силового воздействия и применении сменного инструмента. Одним из основных направлений интенсификации горных работ является концентрация производства за счет повышения единичной мощности оборудования.

Было проведено ряд экспериментов на Сабаровском месторождении гранитов (г. Винница, Украина) в результате которого было определены следующие особенности разрушения негабаритов с применением гидромолота DAEWOODOOSANDXB 90 на базе экскаватора DAEWOODOOSAN SOLAR255LC-V. В результате эксперимента было определено, что наиболее

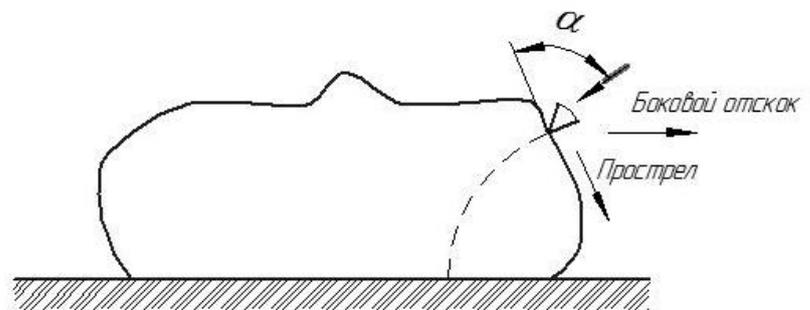


Рис. 1. Разрушения негабарита, косой удар ( $\alpha < 90^\circ$ )

эффективным есть дробление негабаритов под прямым углом ( $90^\circ$ ) относительно гидромолота, поскольку при другом положении гидромолота им осуществляется косой удар и наблюдается неблагоприятные его режимы работы – прострел (холостой удар) или боковой отскок (рис. 1).

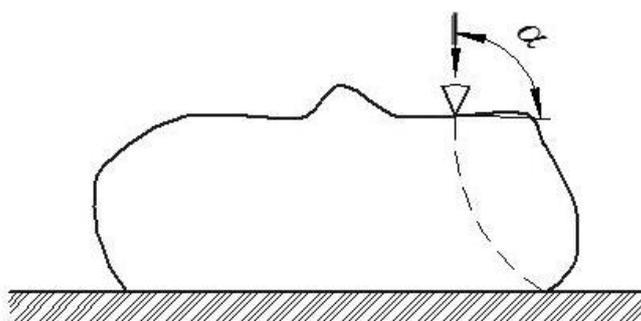


Рис. 2. Разрушение негабарита, прямой удар ( $\alpha = 90^\circ$ )

Производительность разрушения негабаритов зависит как и от технических параметров гидромолота, так и от характеристик экскаватора, что используется в качестве базы, на котором закреплён гидромолот, а также его правильного использования. Наиболее эффективным будет раскалывания негабарита будет при прямом ударе бойка по негабариту (рис. 2) при таком использовании не наблюдаются боковые отскоки и прострелы гидромолота.

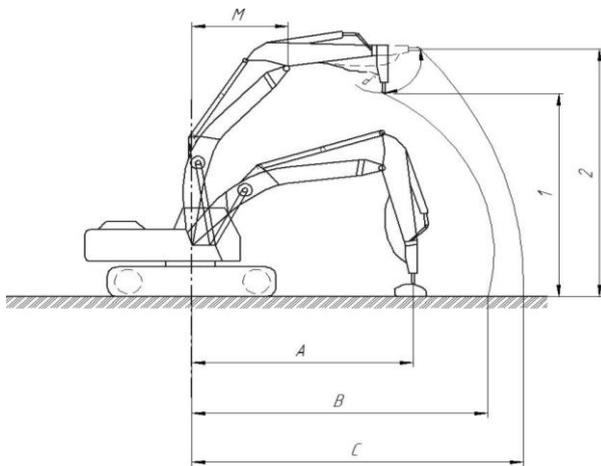


Рис. 3. Паспорт экскаватора DAEWOODOOSANSOLAR255LC-V с применением гидромолота DAEWOODOOSANDXB 90 со следующими параметрами: А – максимальный радиус разрушения, при котором гидромолот имеет максимальную прижимную силу, за счет веса рукояти; В – максимальный радиус разрушения, при котором возможный прямой удар гидромолота; С – максимальный радиус действия гидромолота; М – минимальный радиус действия гидромолота; 1 – максимальная высота действия гидромолота при его вертикальном положении (8,1 м); 2 – максимальная высота действия гидромолота при его горизонтальном положении (9,5 м)

Следовательно, был разработан паспорт для экскаватора DAEWOODOOSANSOLAR255LC-V 3 гидромолотом (рис. 3), на котором показаны основные параметры, при соблюдении некоторых, возможно получить максимальную производительность данного оборудования. При использовании бутобоя, в первую очередь, следует определить оптимальный радиус действия гидромолота, при котором возможен удар с максимальной разрушающей энергией, при дроблении негабаритных кусков породы. Также бутобой используют для разрушения козырьков, что расположены над уступом, поэтому стоит рассмотреть максимальную высоту действия гидромолота в разных его положениях.

Параметр А, в первую очередь зависит от длины стрелы, для данного оборудования составляет не больше 5,9 м, максимальный радиус разрушения, при котором возможный прямой удар гидромолота зависит от длины рукояти и длины стрелы ( $B \leq 8,9$  м). Максимальный радиус действия гидромолота С составляет 10,3 м для данного оборудования, зависит от длины гидромолота, длины рукояти и

стрелы. Минимальный радиус действия гидромолота, зависит от длины стрелы ( $M = 3,1$  м). Зная параметры паспорта разрушения негабаритов, следует исследовать воздействие этих параметров на производительность разрушения негабаритов в зависимости от ширины и длины развала негабаритов горных пород.

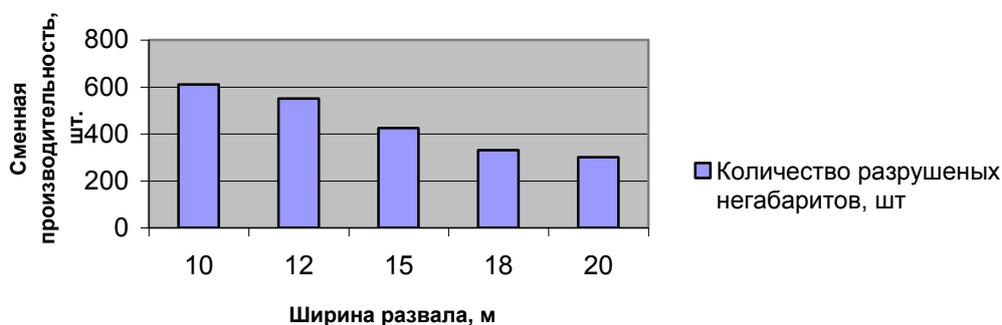


Рис. 4. Диаграмма сменной производительности гидромолота на Сабаровском месторождении гранитов

Зависимость сменной производительности от ширины развала на Сабаровском месторождении показана на рис. 4. Средний объем негабарита составляет 1,3 куб. м, а длительность смены 10 часов.

С выше представленной диаграммы, видно, что воздействие ширины развала негабаритов неоднозначное. Следует учесть не только ширину но и длину развала негабаритов, а также различные способы их разложения в развале, поскольку негабариты могут раскладываться как равномерно, так и в навал. При разрушении негабаритов на кондиционные куски, возникает вопрос, куда лучше складывать габаритные куски горной породы? Следовательно при проходке бутобоя по ширине развала кондиционные куски складывают по одну сторону развала горных пород, что обеспечивает высокую производительность экскавационного оборудования при нагрузке в автосамосвалы, но при этом уменьшают производительность бутобоя, поскольку теряется время на перемещение этих кусков со стороны которая ближе к массиву горных пород. При работе бутобоя по длине, кондиционные куски слаживаются по двум сторонам перпендикулярно развалу горных пород. При этом у бутобоя наблюдается максимальная производительность за

один проход по длине, но есть некоторые трудности при подъезде автосамосвалов и работы экскавационного оборудования. Также при разработке по длине теряется время на перемещение экскаватора на другую заходку, поскольку таких заходов больше чем при разработке по ширине. Авторам следует определить, какая схема имеет наибольшую производительность бурения, а также указать наиболее подходящие параметры для наведенного оборудования.

## **ESTABLISHMENT OF FIXED CHARGES FOR LINE-TYPE INFRASTRUCTURES IN SOUTH EAST EUROPE. INVESTIGATION OF THE CADASTRE AND THE LAND REGISTER IN ALBANIA**

For the construction and the permanent operation of a pipeline it is necessary to establish different rights of way in advance. Examples are easements on private properties which are crossed by the line axis and the associated protection strip. Only through entry of an easement in the land register, it is possible to obtain long-term legal rights for the pipeline operator and thus to secure necessary land access.

The two most important pillars for the acquisition of easements are the cadastre and the land register as they accompany the process over the entire period. Only with a reliable stock of cadastral information it is possible to identify the project affected people, to determine individual impacts on land and to negotiate with the right persons.

The primary focus of this paper and the preceding bachelor thesis is therefore on the cadastre and land register in Albania. The end of the communist rule in 1991 led to an exhaustive privatization of landownership and to a reorganization of the related administration. As a result there was an urgent need for an efficient cadastral and registration system for long-term management of properties.

Following the well functioning existing systems in Western Europe the approach, by adopting Law No. 7843 "On the Registration of Immovable Properties" in 1994, was to link spatial and descriptive information in the "Immovable Property Registration System" (IPRS) and to pool the responsibilities in one authority, the "Immovable Property Registration Office" (IPRO). In contrast to previous practice, when the cadastral system was mainly based on land use classification, the parcel was defined as central reference object with the implementation of the IPRS.

Despite all efforts the initial registration of parcels in the IPRS could be completed today, only about two-thirds. Several cadastral zones scattered all over the republic remain untouched. Also subsequent transactions were not always registered properly, which has led to an incomplete inventory.

Due to these facts the present status of the cadastre and land register in Albania is still significantly different from the historical grown and increasingly digital systems in Western European countries. The current system in Albania is a development of the last 20 years mostly consisting of analogue "Registry Index Maps" (RIMs), proofs of ownership and property cards "Kartelas".

Beside the mentioned deficiency a couple of other reasons causing a weakness in the Albanian cadastre and land register system are summarized below:

- Different RIM scales (mostly 1:2500 for rural and 1:1000 for urban areas)
- Creation of RIMs: Mainly photo enlargement of old land use cadastre maps (scale 1:5000) supplemented by hand drawn results of field survey with measuring tapes
- Bad physical condition of RIMs
- Staggered execution of first registration with different contractors for field surveys
- Different contractors for cadastral and for land register part during first registration
- Incomplete pooling of responsibilities in the single authority IPRO

In order to get an overview of the actual challenges an analysis of existing maps and land register evidences was carried out for an exemplary investigation area. The RIMs were scanned, georeferenced and the boundaries as well as parcel IDs were digitised with the data being imported into a Geographic Information System (GIS) geodatabase.

The Kartelas were photographed and the attribute data stored in a database. Using the parcel ID the Kartela information was linked to the geometric parcel data.

After consolidation of all data, different examinations including a comparison with new flown orthophotos (Aerial photography 2013, pixel resolution of 10cm, positional accuracy of approx. 1.5-2.5 pixels i.e. 15-25 cm) were carried out and illustrated inconsistencies within and between the official evidences.

The results of the analysis allow the derivation of gaps and errors that can be subdivided into two the categories "missing information" and "erroneous information". The missing information covers not only all zones where no initial registration took place so far, but also remaining unregistered individual parcels in already registered zones for which RIMs, Kartelas or both are missing. The approach to close these gaps is directly given by the legislation in force as first registration. Law No.33 "On Real Estate Registration" (replaced Law.7843 in 2012) and the subordinated instructions by IPRO define the steps of the procedure and provide a regulatory framework.

The erroneous information includes all vulnerabilities in the existing basic data stock. They can occur either in the descriptive part of the Kartelas or in the RIMs as drawing part. Regarding the Kartelas the major problem is missing or wrong information on ownership and legal rights. In general there is a significant amount of incorrect entries, especially regarding agricultural areas. In the course of distribution of former state owned agricultural land only the heads of families were registered as owner of the new parcels representatively for the whole family. The time span between the distribution in the early 1990s and today as well as insufficient registrations of later transactions cause a huge necessity at least to scrutinize these entries. A possibility to verify the information or to identify the correct entitled persons is the establishment of a complete chain of evidence. First indications can be achieved by collecting the original documents of the land distribution at the Land Protection and Administration Directorates / Offices in the districts and communes (former cadastre offices during land distribution). An additional request for family structure certificates and civil status data at the General Directorate of the Civil Status provides the final proof of ownership information. The benefits of such a chain refer not only to the verification of information in existing Kartelas, but also to the process of first registration.

With regard to the RIMs their historical creation causes a lot of different problems. It was apparent that especially the position of property boundaries as defined in the RIMs did not match the situation of the current orthophotos. Shifts up to 150 m were detected, in many cases combined with rotational shifts. The coincidence varied from map sheet to map sheet, but particularly apparent was that the locational accuracy was poorest in hilly and mountainous areas. This obviously indicates that the survey procedure did not use standards for measurement and drawing that would be usual today.

Further major problems are gaps, overlaps and mismatches between adjacent cadastral zones and RIMs, where the parcel boundary lines do not match. The reasons for this are distortions of one or both of the RIM sheets and inaccuracies in the RIM data.

The majority of RIMs was generated on the basis of old maps (1:5000) by optical enlargement followed by manual re-drawing. Given the fact that a line drawn in the 1:5000 maps was 0.2 mm in width, this implies that the line was 1m at ground scale. The positional accuracy can therefore not be better than this, but rather less accurate.

From a geodetic point of view a useful way to improve the Albanian cadastre in a sustainable manner would be a complete re-measurement and a new mapping of entire zones in order to establish a consistent and well matching baseline for all cadastral activities in the future. Another possibility to get at least passable results are transformations in cases where a sufficient quantity of identical control points can be identified. Advisable is an on-site determination of control points and a subsequent areal adjustment, if IPRO agrees with this methodology.

In order to get at least a best possible visual accordance, the digitized parcel boundaries can be overlaid with high accuracy orthophotos. Where parcel boundaries do not match the topographical boundaries, the parcel boundaries can be adjusted (shifted and/or rotated and /or scaled) so that they are located over the boundaries seen in the orthophotos. The accuracy of the adjusted boundaries depends more largely on how well the limits can be observed in the orthophotos. The use of images with 10 cm resolution allows a local positional accuracy of about 25 cm. In general a comprehensive application of this method should ensure a higher level of accuracy than one meter, which compared to previous data sets in the IPRS represents a significant improvement. This modification should result in a cadastral boundary that represents the existing boundary and should therefore be acceptable for the authorities.

Nevertheless for each project in Albania, early contact to IPRO is mandatory in any case to point out the identified problems and to agree on precise methodologies for correction in order to prevent conflicts in a later stage.

In any case a certain portion of new measurements will be indispensable for first registration and for the correction of existing RIMs especially in mountainous regions where control points cannot be identified in sufficient numbers. Therefore it is useful to combine the aerial survey with Airborne Laser Scanning (ALS) as an efficient method to cover all existing requirements of both, an infrastructure project and the IPRO. A laser point density of 20-25 points/m<sup>2</sup> can serve as a direct basis for boundary demarcation, followed only by minimised on-site activities for control measurements. The ALS provides the possibility to save time and costs as it is largely independent of the weather conditions, allows the coverage of large and topographically challenging investigation areas with a satisfying exactness.

In particular, the historical development of the cadastre and the land registration system, as well as the resulting quality of evidences, lead to the conclusion that a pure collection and consolidation of official evidences is not sufficient for the establishment of easements.

Before a proper use of the information is possible a comprehensive continuation and completion of the cadastre and land register in cooperation with the local authorities, especially IPRO is necessary. A strategic approach with an intensive analysis of the present situation is the foundation for a successful improvement pooling four crucial components:

1. Early development of information system (GIS with connected descriptive database),
2. Close contact and cooperation with local authorities (especially IPRO),
3. Involvement of people with local background,
4. Long experience and good expertise in surveying, in cadastral issues and in the acquisition of rights of

way.

## **DETERMINATION OF NOISE IN THE FREQUENCY BAND OF GPS L1, L2 FOR STATION EPN/ASG-EUPOS "WROC"**

Satellite measurements GNSS are more and more significant in geodesy and surveying work. ASG\_EUPOS stations were built on Polish territory what allow us to implement the dissemination of surveying GNSS techniques. The stations are located in bigger cities (provincial and district). It could cause potentially danger of received GNSS signals interference with the radio signals GSM network and its reflection. For proper operation of ASG-EUPOS stations significant factor is localization on high building without another objects blocking horizon. Changes in signal power will also be analyzed due to the arrangement of the satellites on the south side of the sky. In presentation will be presented: an analysis of the signal power in the band of GPS L1, L2 and its reflections in the environment of stations EPN / ASG-EUPOS "WROC" in Wrocław.

The changes in signal power at the station EPN / ASG-EUPOS "WROC" will also by analyzed before and after the construction of the new building of the University of Life Sciences in close distance from the antenna. Tests will be performed on the spectral analyzer SPECTRAN HF-60100 V4.

**K.K. GRUZIŃSKA***Wrocław University of Technology, Poland*

## **APPLICATION OF GAS CHROMATOGRAPHY IN ANALYSES OF CO<sub>2</sub> AND OTHER GASEOUS SPECIES EXTRACTED FROM MEDICINAL GROUNDWATER OF HEALTH RESOURCES IN POLAND**

### **Introduction**

Curative (health) water is considered as groundwater with no chemical and microbiological contamination, with natural diversity of physical and chemical properties, meeting at least one of the following requirements: carbon dioxide content – at least 250 mg/dm<sup>3</sup> (250-999 mg/dm<sup>3</sup> carbonic acid waters,  $\geq 1.000$  mg/dm<sup>3</sup> carbonated water) (The Geological and Mining Law Act, 1994).

Most of health waters occurs in health resorts in mountainous regions of in southern Poland such as Sudeten and Carpathian. Over 70% of health resorts with curative waters and established around them towns are located in this area (Fig.1.). The rest of gas deposits occurs in Western Pomerania and in Polish Lowlands (Paczyński & Sadurski, 2007). Carbonated waters are mainly used for balneology (baths, inhalations, drinking) and bottling purposes but also for salt, lye and mud production and pharmaceutical preparations.

Contemporary theories assume that carbon dioxide from carbonated waters is endogenous gas that is being constantly as a result of natural processes. (Paczyński & Sadurski, 2007). Carbon dioxide flux toward the Earth surface is meant to be constant and fluent. Thus, carbonated waters are treated as renewable natural resources.

These processes are reliable for volcanic regions such as Yellowstone or Sicilia. It is worth to underline that gassing of endogenous CO<sub>2</sub> had been occurred during former geological epochs. As a consequence, nowadays, CO<sub>2</sub> is being released from "geological stock" to saturated flow of groundwater.

Recently, despite of fact that many attempts of testing underground waters saturated with respect to CO<sub>2</sub> have been undertaken, most of them focuses only on the main components neglecting minor species in the gas mixture. Development of sophisticated analytical method such as gas chromatography gives an opportunity to separate gases concentrated in lower concentration than major gaseous components (CO<sub>2</sub>, CH<sub>4</sub>).

Proper and precise marking of gas concentration enables to determine type of changes in longterm or temporary timescales. According to these markings, it will be possible to plan extraction of gassed groundwater occurring in rock mass and adapt these result to actual conditions. Without these markings, reasonable management of gas deposits extraction will be relatively difficult.

Endogenous carbon dioxide is greenhouse gas affecting the climate change and, therefore, determination of exact amount of this gas emission to atmosphere, and ratio of the endogenous part of CO<sub>2</sub> in the gaseous balance in Poland is extremely important.

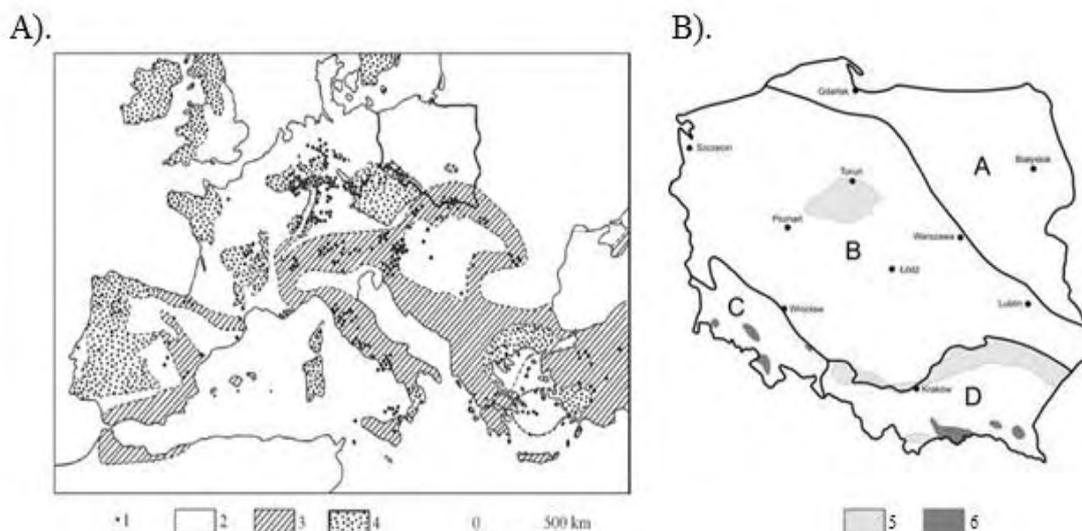


Fig 1. Areas of occurrence of endogenous CO<sub>2</sub> (A – Europe, B – Poland)(1 - outflow of carbonated waters, 2 - cover of sedimentary rocks, 3 - alpine areas of folds, 4 - old crystal massifs, 5- chloride waters, 6 – carbonated waters, Regionalization of hydrogeological: A - Precambrian Platform province, B - Paleozoic Platform province, C - Sudeten province, D - Carpathian province)

### The study aims

### Methods and results

In order to answer the research question, gas samples from nearly 200 wells will be taken in southern Poland particularly in Sudeten and Carpathian Mountains. Comparison of gases concentration with actual geological settings of area studied and mathematic analysis allow to exact interpretation of phenomena occurring in aquifer. One of the most important thing is to take samples properly by using special bags intended of gas samples.

Collected gas samples were analysed by gas chromatograph in laboratory of Institute of Mining – Wroclaw University of Technology. Gas chromatography allows to precisely determine of natural gases concentrations such as: Ar, CH<sub>4</sub>, CO, CO<sub>2</sub>, CH<sub>4</sub>, H<sub>2</sub>, He, O<sub>2</sub>, N<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>S. Precision of combination markings using this gas chromatographic method going towards very precise ratings at level of few ppb united with very small sample and carbon dioxide capacity from 0.0 to 100%. Exemplary data showing gaseous components in groundwater of the Sudeten region is presented in Tab. 1.

Table 1  
Gas composition of carbonated water in comparison to other gaseous media in Sudeten region (on based Ciężkowski et al., 2002 & Sienicka, 2012)

Gas	Concentration in vol. %	Concentration in			
		Atmospheric air.	Air in soil	Carbonated water	Exhalations
Nitrogen	N <sub>2</sub>	78.084	78.130-78.160	0.000-11.960	0.25-1.02
Oxygen	O <sub>2</sub>	20.946	20.060-20.240	0.000	-
Argon	Ar	0.930	0.887-0.905	0.000-0.369	-
Carbon dioxide	CO <sub>2</sub>	0.036	0.470-1.340	86.210-99.951	96.04-99.37
Helium	He	5.24·10 <sup>-4</sup>	-	0.0005-0.109	-
Methane	CH <sub>4</sub>	1.7·10 <sup>-4</sup>	-	-	0.33-1.05
Hydrogen	H <sub>2</sub>	0.5·10 <sup>-4</sup>	0.002-0.007	0.000-0.101	-
Aqua (g)	H <sub>2</sub> O	0.5-4	-	-	-

### Discussion and conclusion

The measurable result of project will be exact determining of gas concentration in groundwater and estimation change trend. Results will also show relations among gas components in carbonated water.

Proper analysis enables to determine spatial and temporary changes in gas concentration and points out their drifts in longterm and temporal timescales. As final result I will able to answer following questions:

It is correct to assume that health waters are renewable?

Does the extraction of carbonates influence significantly on the gas deposits depletion?

What is the volume of endogenous carbon dioxide in the total volume greenhouse gases emitted into atmosphere from carbonated waters outflow?

## References

1. CIĘŻKOWSKI W., DULIŃSKI W., JÓZEFKO I., KIELCZAWA B., LIBER E., WITCZAK S., ZUBER A., ŻAK S., 2002 - Występowanie, dokumentowanie i eksploatacja endogenicznego dwutlenku węgla w Polsce: Poradnik metodyczny / Pod red.(eds.) Wojciecha Ciężkowskiego Wojciech Ciężkowski, Wyd. Wrocławskiego Towarzystwa Naukowego, Wrocław (in Polish, English abstract).
2. PACZYŃSKI B., SADURSKI A., (eds.) 2007 - Hydrogeologia regionalna Polski. Vol II: Wody mineralne, lecznicze i termalne oraz kopalniane, Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa, p. 42-77. (in Polish, English abstract).
3. SIENICKA-GRUDZIŃSKA K., 2012 - Oznaczanie stężenia dwutlenku węgla rozpuszczonego w wodach podziemnych metodą chromatografii gazowej na przykładzie szczaw w Sudetach. - Interdyscyplinarne zagadnienia w górnictwie i geologii. Vol. III / (eds.) Drzymała J. & Ciężkowski W., Wrocław: Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, p. 355-363. (in Polish, English abstract).
4. The Geological and Mining Law Act, 1994., Dz.U. 1994 nr 27 poz. 96).

**O. KEMPA, A. ŁUKOJKO**

*Wrocław University of Environmental and Life Sciences, Poland*

## MODERNIZATION OF GEODETIC CONTROL NETWORK IN POLAND

In the paper the authors presented main parameters of the horizontal control networks established and modernized in Poland after the II World War. The aim of the work was to show the transformation of geodetic thought, that indicated itself with the increase of accuracy and quality of the main elements of the basic geodetic works.

**Key words:** horizontal geodetic control network, modernization of geodetic control network in Poland, ASG-EUPOS network

In Poland the act “Geodetic and Cartographic Law” defines the term „geodetic control network” [1]. By this we understand a set of points, which mutual location and accuracy are mathematically defined. According to above named act geodetic control networks developed in national spatial reference system are the basis to perform geodetic and cartographic jobs. Originally we distinguish horizontal and vertical control networks. In the course of time, with introducing new measuring technologies the control networks in Poland were modernized. In this paper I will present the changes in Polish horizontal control network.

Directly after the II World War various systems of control networks were in force on the area of Poland. It was connected to the historical conditions of Polish country of that times. The works aimed to create one homogeneous system are dated on the 60'. It was when the astronomical and geodetic triangular network (SAG) was formed. It consisted of the chains of triangles stretched along the meridians and parallels at the distance of 150-200 km between them. The sides of the triangles were about 25 km long. That network was afterwards densified by the points of completing surface network (SW). The sides of the triangles were about 7 km long. SAG network became the I class network and SW was the II class. There was also a III class network set mostly by traverse method. The accuracy of the networks are presented in the table 1 (the rule was that the points of the higher class were error-free in proportion to the points of the lower class). Direct geodetic works were those years done in connection to national control network or to measurement control networks that were set when needed [2].

Table 1

Positional errors of control network points with the assumption of error-free adjustment points. Own elaboration basing on [2]

Class of geodetic control network	Average relative error of length	Positional error against adjustment points
I	$Ml \leq 0,05$	
II		$Mp \leq 0,05m$
III		$Mp \leq 0,10m$

Since 1952 the reference ellipsoid was Krasovsky ellipsoid. The height of the geoid above the reference ellipsoid at Pulkovo near Moscow was assumed equal to zero. It was a system called Pulkovo '42. Until 1965 in force was coordinate system “1942”, which came into being based on Gauss-Kruger projection of Krasovsky ellipsoid. There existed two projection subsystems: of 6 degrees belts (used for small and medium scale maps) and of 3 degrees belts (large scale maps). Projection distortions on the middle meridian of each belt was 0, and on the margins it was 59 cm/km for 6-degrees belts and 15 cm/km for 3-degrees belts [7].

In the mid 60' a new coordinate system 1965 was introduced. It was based on the same Krasovsky ellipsoid. The country was divided into 5 projection zones attuned to territorial division. In four of them a quasi-stereographic projection was applied, in the fifth – Gauss-Kruger projection [7].

In 1992 the decision was taken to connect Polish geodetic control network to European reference frame ETRF-89. 30 points took part in the international measurement campaign. That included 11 points of EUREF-POL network that extended the European frame to the Polish grounds. In the following years (1994-1995) it was densified by 348 POLREF points in 3 measuring campaigns. Positional error of these points was about 0,025 m. Homogeneous, three-dimensional control network was achieved. 209 out of POLREF points were identical to SAG points, what allowed to bind this network to the network in force.

After introducing additional points of the top class networks the classification was as following [2]:

Ist class was the elementary control network, in which the position of the points was assumed as error-free. It contained of above-mentioned networks: EUREF-POL, POLREF and SAG.

II and III classes were the extensive control networks. Points of the II class characterized themselves by the position error of 0,03 m against I class in networks established with GNSS techniques and 0,05 m in others. Points set by GNSS techniques had an index "S" next to the number of the class (I<sub>s</sub>, II<sub>s</sub>, III<sub>s</sub>). Points of class III had the accuracy correspondingly 0,07m and 0,10 m. Presented classification was in force until year 2012 [4].

Establishing geodetic control network with GNSS method enforced the change of ellipsoid onto a global ellipsoid GRS-80. This in turn carried the necessity to create new coordinate systems based on this ellipsoid: 1992 and 2000.

Table 2

Comparison of coordinate systems 1992 and 2000 (Own elaboration basing on [5])		
	1992	2000
Projection	Gauss-Kruger	Gauss-Kruger
Reference ellipsoid	GRS-80	GRS-80
Number of projection belts	1	4
Distortion scale on the middle meridian	$M_0=0,9993$	$M_0=0,999923$
Maximum distortion	-70 cm/km to 90cm/km	-7,7 cm/km to 7 cm/km
Use	Small scale maps	Large scale maps

According to regulation from 2000 [5] on the national reference system, the rest of the coordinate systems, that is local systems and 1965 officially were in force until 2009.

In 2008 ASG-EUPOS was activated. It is a network of reference stations localized evenly in the whole country in the distances of 70 km between them. Currently continuous measurements are made on 102 stations. In effect the corrections are generated and sent. The receipt of them enables to do accurate measurements using one GNSS receiver (the base station is represented by ASG-EUPOS station). The network is administrated by the Main Geodesy and Cartography Agency.

In 2012 a new act on geodetic control network in Poland went into effect [3]. It changed the classification of the networks and currently they are divided into three classes numbered with Arabic numbers (previously Roman).

The 1st class is the elementary fundamental control network. It consists of ASG-EUPOS points that are qualified to EPN (EUREF Permanent Network). At present there are 15 of them. Their average position error is not to pass 0,01 m horizontally and 0,02 m vertically. The network's objective is to expand European reference frame to the territory of Poland. Its density according to the act should not be less than 1 point per 20 000 km<sup>2</sup>.

The 2nd class is so-called elementary base control network. Its density should not be less than 1 point per 50 km<sup>2</sup>. It is the realization of the European reference frame in Poland and it consists of:

- 11 EUREF-POL points,
- 348 POLREF points,
- 62 points of European Vertical Network EUVN,
- ASG-EUPOS reference stations,
- SAG points,
- SW points.

Moreover the new points of elementary base control network are set by the GNSS technique. Their position error against the fundamental network cannot pass 0,01 m horizontally and 0,02 m vertically. Consecutive requirements are that an eccentric point must be stabilized in the distance of 200-1000 meters from the main point, the main point and the eccentric point must be measured in one campaign, the stabilization must enable leveling and gravimetric measurements, the altitude must be determined with accuracy of the extensive vertical control network.

The 3rd class is extensive control network. Its points are used directly in geodetic measurements. It consists of previous II and III class points, which position errors are less than 0,05 m (II class) and 0,10 m (III class) and newly stabilized points with position error less than 0,07 m. The altitude of these points should be determined with accuracy of 0,05 m.

Accuracy of newly stabilized points of horizontal geodetic control network  
(Own elaboration basing on [3])

Class of the control network	Horizontal accuracy against the higher level network	Vertical accuracy
2	1 cm	2 cm
3	7 cm	5 cm

Modernization of horizontal control network in the last half-century was possible thanks to technological development, especially in the branch of GNSS techniques and software that could equalize more and more observations at once. The modernization relied on:

- Cataloguing of existing monuments,
- Using more precise instruments and measuring methods,
- Stabilizing the new points,
- Introducing the new reference frames and coordinate systems,
- Connecting national geodetic control network to the European network.

#### References

1. Prawo Geodezyjne i Kartograficzne z dnia z dnia 17 maja 1989 r. [t.j. Dz.U. 2010 nr 193 poz. 1287 z późn. zm];
2. Instrukcja techniczna O-1 „Ogólne zasady techniczne i porządkowe” wydanie pierwsze, Załącznik do zarządzenia nr 4 Prezesa Głównego Urzędu Geodezji i Kartografii z dnia 20 stycznia 1969 roku, 1969
3. Rozporządzenie Ministra Administracji i Cyfryzacji z dnia 14 lutego 2012 r. w sprawie osnów geodezyjnych, grawimetrycznych i magnetycznych, [Dz.U. Poz. 352 z 2012 r]
4. Instrukcja techniczna G-2 wydanie piąte, Warszawa 2001 r.
5. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 8 sierpnia 2000 r. w sprawie państwowego systemu odniesień przestrzennych. [Dz.U. 2012 nr 0 poz. 1247 ]
6. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 15 października 2012 r. w sprawie państwowego systemu odniesień przestrzennych, [Dz.U. 2012 nr 0 poz. 1247 ]
7. Kadaj R., Polskie układy współrzędnych, Rzeszów 2002 r.

**P. LEWIŃSKA**

*AGH – University of Science and Technology, Poland*

## USE OF INFRARED THERMOGRAPHY FOR 3D MONITORING OF GEOLOGICAL STRUCTURES

**Summary:** Temperature can have a great meaning in analysing geological structure of terrestrial objects. Each rock formation generates its own individual thermal spectrum. This means that if a 3D model with additional thermal data would be provided it would be possible to create a stratigraphic section of a structure without entering the object. This model can be either a 3D “picture” of the object or a fully editable data base. Creating of such a structure is usually demanding and time. This paper shows a semiautomatic algorithm of obtaining a 3D thermal model.

**Key words:** Infrared thermography, stratigraphic section, 3D monitoring, laser scanning.

#### Introduction

Infrared photography is a mean of detecting radiation in the range of electromagnetic spectrum of about 9,000-14,000 nanometres. This radiation is then transformed in to a thermogram, picture that shows the temperature of a measured object [1]. Usually thermograms represent temperature with the use of colour pallets. Heat does not have a colour, it is only instinct that identifies red and yellow with hot and blue with cold. Pallets in thermal pictures can be different that is why a separate part of every thermogram is a colour scale. It allows to see which shade responds with what temperature. For years most research on the use of thermography was based on reading the pictures. However now the technology requires a editable data base that can be easily used by different branches of science. Pictures that require interpretation from a specialist are unusable. What is more, a demand on special information is growing. It is not enough to make a thermogram on an object. It needs to have coordinates so that it can be accurately placed. Taking all in to account the author decided to try to create a 3D thermal model of terrain structures.

#### Monitoring of spoil tips

Spoil tips are anthropomorphic terrain structures build out of leftover materials from underground mining [5]. Usually the term spoil tips is referred to those build out of unusable particles from coal exploration. As such they consist mostly of slate. However the process of obtaining the coal is never 100% effective. That is why they

also have some amount of coal and what is more important coal dust. Coal dust is highly explosive, and flammable, if mixed with oxygen. That is why spoil tips often burn. This reaction takes time. Usually the tip burns from inside out. This is why if a monitoring is done properly, the oxygen can be cut off and the fire can be stopped before it reaches the surface.

The methods used in monitoring nowadays are not very effective. They either consist of walking on the tip and observing the difference in the growth of vegetation or making a series of infrared pictures. With no coordinates and no way of comparing the data from different time periods those methods are not effective. In order to make monitoring better French and Chinese scientists have devised ways of making a 3D thermal model [2][3].

The author of this article has decided to create her own way of 3D monitoring. In order to do that a net of thermal markers was created. A thermal marker is an object that is able to withstand a stable temperature for a long periods of time. This temperature must be at least 5°C different than the surroundings. What is more, thermal markers are equipped with a module that monitors the fluctuation of its temperature, the luminance, humidity and the battery use. For now the net of six markers can work for a period of 3 hours in every conditions. They are fully mobile ( however they can be a part of a permanent net if necessary). The size of thermally active element is 10x10cm. The size of one marker is about 20x30 cm and they weigh about 2kg.

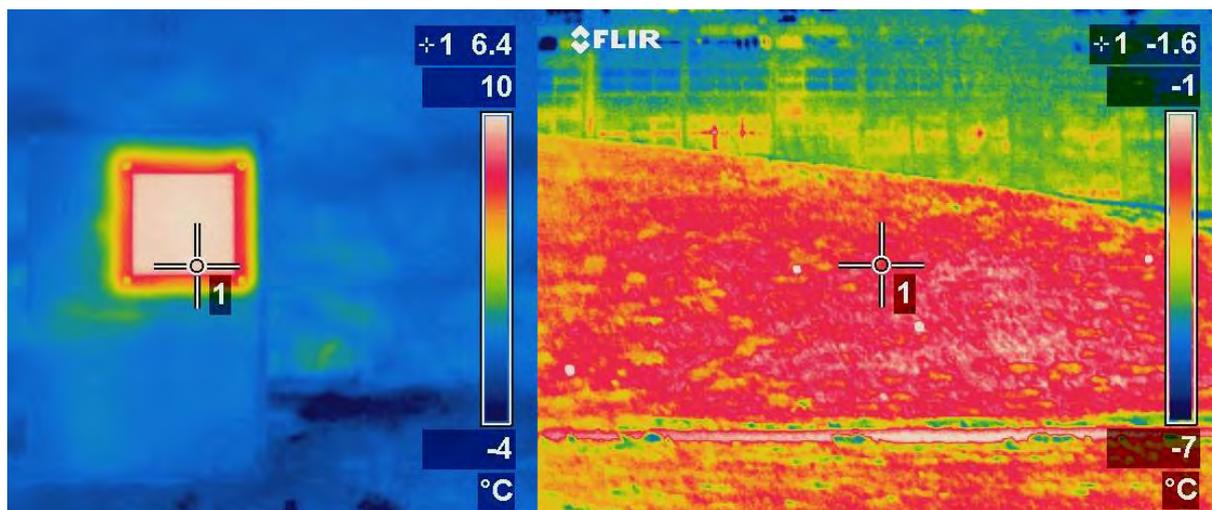


Fig. 1. On the left – thermal marker. On the right– net of thermal markers.

A series of tests has been done in order to establish the use of this devices. With a thermal camera that makes pictures of 320x240pixels the markers are visible and easily distinguishable from the distance of 25m. What is more the temperature on the net of the markers differs no more than 2°C, this is close to the camera error (fig. 1).

The proper use of the markers require to know their coordinates. It can be done in various ways, in most of the experiments GPS measurements were used, but sometimes if the shape of the object was unsuitable a simple survey, consisting of measuring angles and distances was done. A new, small spoil tip was chosen for one of the experiments. A set of markers was placed on the object. In order to test the method a set of metal elements was also placed. Then a survey of all points was done and a thermogram was taken. Later on four of the markers were moved to a different part of a tip. The two left behind were used as a connection between the pictures. Seven series of pictures were done in order to cover all of the tip.

Series of programs was implemented. The thermograms were transformed into a matrix of temperature. The matrix was searched for cells that held the temperature of the markers. The coordinates of each groups of cells were established. This way the author obtained the coordinates of the markers on the pictures.

Later on a DLT ( Direct Linear Transformation) algorithm was used [4].It allows to find a transformation matrix that enables the user to recount global coordinate into picture coordinates. This way every point measured during the experiment and all additionally interpolated points got their pixel coordinates. The last step was to take the temperature from the thermal matrix for every point and placed information into a database.

The accuracy of that algorithm was calculated by the use of additional metal elements. Some of them were visible on the pictures and their terrain coordinates were known. The coordinates on the picture were obtained two ways. First they were taken from the picture by the same algorithm that the coordinates of the markers than they were counted by the DLT matrix. The difference in results varied from 1 to 11 pixels which gave the average accuracy of 19cm. This accuracy was good enough for detection of spoil tip fires.

#### Detection of geological structure

Thermal markers have shown to be useful in many situations. However not always it is possible to enter the object and place elements on it. This is why the author decided to devise a different method of obtaining 3D thermal data.

One of the experiments was done in order to help a group of geophysicists to get a better knowledge of geological structure of the area. Since they were incapable to get on a slope and get samples from the area a 3D thermal survey was done. First a 3D model of the slope was done. In order to do that a series of laser scans was done.

They gave a point cloud that allowed to see the geometry of the object. Later on a series of over 30 thermal pictures was taken.

Later on all of the data was uploaded in to Faro Scene program. This allowed to connect the point clouds in to one and remove all the unnecessary elements. Author started to cover point cloud with RGB colours from the thermgrams. This was a tedious operation that took a lot of time and effort. First a picture was chosen and some characteristic elements on it were determined. Then the same place was being found on a point cloud. Then it was necessary to show at least six corresponding points on a point cloud and on the picture. In theory the more points are being shown the better effect will be achieved. As it happens this program was written mostly for flat surfaces with not many details. This is why the more points were shown the worse effect was given.

The final result of this project was a point cloud with colours from thermograms. The colours corresponded with temperatures of the rocks. They show exactly when one rock formation ends and another begins. This way a stratigraphic section was done with as much access to the object as possible. What is more all data were exported in to a database that consisted of coordinates and temperature.

This method of obtaining a 3D thermal model is a little less effective. It is hard to determine its accuracy but the author believes it is about 25cm. What is more the process is time taking, and can't be used in real time monitoring.

### **Conclusion**

This article shows two different ways of obtaining a 3D thermal model. They allow to create a fully editable database that can be used by various specialists. What is more the accuracy of the models is satisfactory. The method that uses thermal markers is faster and more reliable than the other one. It allows to get results within an hour from the survey. In author's opinion it would be ideal to connect those two methods. This way the terrain model would be as accurate as possible and thermal information would be added to it almost automatically.

### **References**

1. Madura H., 2004: *Pomiary termowizyjne w praktyce*, Agenda Wydawnicza PAKu, Warszawa
2. Yun-jia W., Yao-bin S., Qiang G., Yue-yue S., Xiu-jun W., Zhi-jie Z., 2008: *Infrared Thermography Monitoring and Early Warning of the Spontaneous Combustion of Coal Gangue Pile*, PSPRS Archives, Vol. 37B.
3. Carpentier O., Defer D., Antczak E., 2004: *Infrared Thermography Applied to Spontaneous Combustion Monitoring of Coal Tips*, QIRT Archives.
4. Hartley R., Zisserman A., 2003: *Multiple View Geometry in Computer Vision*, Cambridge University Press, Cambridge.
5. Korski J., 2010: *Termowizja w monitoringu i zwalczaniu pożarów składowisk odpadów pogórnich*, Katowice.

**K. ŁUSZCZEK**

*Wrocław University of Technology, Poland*

## **POTENTIAL METALLIC RESOURCES OF THE ASTEROID BELT**

### **Introduction**

Metallic resources play a key role in up-to-day technology. The demand for them is still increasing and this trend will be also observed in the future. Unfortunately, the terrestrial metallic resources and reserves are limited. In our vicinity, in the Solar System and especially in the asteroid belt, we can still find celestial bodies with almost unlimited resources. The development of the technology will cause we will be able to mine them.

The sample of the asteroids reached the surface of the Earth in the form of meteorites. When we find them we are able to carry out the research on them. The most popular group of meteorites which fall on our planet are ordinary chondrites (ca. 86%; Hutchison, 2004). They are named after the Ancient Greek words chondros due to the fact they contain chondrules – spherical structure composed mainly of crystals of pyroxene and/or olivine (Sears, 2004). Astronomical observation of the light reflected from the surface of asteroid and comparison with the grounded sample of those meteorites have proved that they originated from S-type asteroid.

Asteroids, which belong to the asteroid belt, are revolving the Sun with the orbit lying between 1.7 – 4.0 AU (Greeley & Batson, 1999). Asteroid 6 Hebe (belonging to the main asteroid belt) is considered to be the parent body of H chondrites (Sears, 2004). NEAs (Near Earth Asteroids) originated from the main belt but changed their orbits and are crossing the Earth's orbit. Of the 400 near-Earth asteroids that have been observed in the visible wavelength region, two-thirds have ordinary chondrite-like spectral parameters. Overall, 15% NEAs with ordinary chondrite analogues, have H chondrite mineral composition e.g. 1998 QS52, 1989 VA, 2000 OJ8, 2004 LJ (Dunn et al., 2013).

Asteroids that are parent bodies of ordinary chondrites are undifferentiated objects. They were heated inward due to decay of short-lived isotopes, mainly <sup>26</sup>Al. The amount of heat was sufficient enough to cause the silicate to recrystallized but insufficient to cause the metal-silicate separation, like it happened in case of the Earth and terrestrial planets. Due to that fact that distribution of the metals in parent bodies of ordinary chondrites is

homogenized in whole structure of asteroids, and the average concentration of metals in asteroids is higher than in the Earth's crust (metals did not sink in the iron core).

### Methods and results

They are three chemical group of ordinary chondrites, based on the iron and metals content. To prepare this paper author has chosen H group (H after English high – indicating high metal content). Because of this, this group has the highest Fe content among all ordinary chondrite groups. The distribution of Fe among different mineral phases is also significant. H group has the highest content of native iron while the concentration of Fe in silicates is the lowest (according to Prior's rules) (Hutchison, 2004). This fact is very important and attractive from the mining point of view, and will be discussed in a later part of this paper.

Overall, 16 H-chondrites were analysed by ICP-MS and concentrations of 49 elements were determined. Ni exceeded the detection limit and was run by ICP-ES and XRF analyses. All analyses were completed in the Acme laboratory in Canada. From all achieved results those elements which have concentration higher than in the Earth's crust (so are potential metallic resources) are listed in Tab. 1

Table 1

Comparison of concentration of metals in the H-chondrites with the Earth's crust and today mined terrestrial ore deposits

	Fe [%]	Ni [ppm]	Co [ppb]	Cr	Mn	Mo	Cu	Au
average	24.12	1.51	658	3 603	2 333	1.4	83.2	172.7
min	20.03	0.93	432	3 333	2 169	0.8	71.3	112.7
max	28.31	2.00	855	3 854	2 556	2.2	102.8	226.8
SD	1.95	0.28	99	141	113	0.44	8.86	28.8
Earth's crust	5.6	0.0075	25	100	950	1.5	85	0.004
terrestrial deposits	25	0.7	–	5 000	1 000			

### Discussion and conclusion

Fe, Ni, Co, Cr, Mn, Mo, Cu, and Au have a higher concentration in all of the analyzed groups than in the Earth's crust (Craig, 2001; Łuszczek & Przylibski, 2013). Moreover, Fe has a similar concentration and Ni has a higher concentration than in terrestrial deposits (Łuszczek 2011, 2013). Based on the average of analysed metals in ordinary chondrites, author concluded that their parent bodies can be considered as resources of Fe and Ni. Concentration of Fe was of 24.1% (20.0–28.3%), while the content of Ni was 1.5% (0.9–2.0%).

Even the classification criteria of H group with the Fe on the level of 27.5 wt.% (Hutchison, 2004) indicates a much higher concentration (more than 5 times higher) of Fe in H chondrites than in the Earth's crust. This concentration is even higher than for the Earth's deposits criteria (Nieć, 1994), where the deposits with 25% of Fe are mined until the depth of 500 m. Fe deposits are on the surface of asteroids and Fe is in the form of Fe-Ni alloy, not in oxides form (such as in the Earth's deposits). It is clear that the metals which coexist with Fe are also strongly enriched in H chondrites compared to the Earth's crust.

Pertaining to the ferrous group of metals, the most enriched is Ni (ca. 200 times). Since extraterrestrial material is generally enriched in Ni, this finding is not unexpected. The concentration of Ni is so high that it even exceeds twice the value for the Earth's deposit of this metal. Metals positively correlated with Fe like Cr and Co are also highly enriched, ca. 36 and ca. 26 times, respectively, compared to the Earth's crust. Au is also strongly enriched, ca. 43. According to the terrestrial deposit's criteria, Mn, Cr, Co, Cu, and Au can be regarded as accompanying ores, with a concentration of ca. 2,333 (2,169–2,556), 3,603 (3,333–3,854), 658 (432–855), 83.2 (71.3–102.8), 0.173 (0.113–0.227), ppm respectively.

The chondrites from H group have also an extremely high concentration of precious metals (Łuszczek, 2013). The enrichment is the highest for Pd (84 fold higher than in the Earth's crust), Pt (316 times higher) and other Platinum Group Metals (PGM) compared to the Earth's crust. The abundance of PGM in ordinary chondrites and also in their parent bodies are adequate to the concentration of PGM in the Earth's deposits (Łuszczek, 2011, 2012).

The concentration of those metals is high enough to consider the whole parent body (asteroid) as deposit. It is noteworthy that they contain most of Fe in the form of Fe-Ni alloy and FeS (troilite) not only in oxides form such as on the Earth. The classification criteria for H group makes the H chondrites and (what is more important) their parent body deposits of Fe and Ni from assumption. The analysis suggests that the concentration of Fe-Ni is at the level of terrestrial deposits. Because of this, we can consider parent bodies of H chondrites as Fe-Ni deposits where the accompanying ores are PGM. However, the concentration of precious metals is high enough to consider the parent bodies of H chondrites as deposits of precious metals where the accompanying ores are Fe, Cr, Co, Ni, and Cu.

All of the before mentioned metals are extremely important in today's technology. These metals will also play the key role in a space economy in the case of further space exploration and colonization. It would be beneficial to further investigate and to check what kind of minerals occur in these metals.

### Acknowledgements

The research was completed thanks to the funds from the NCN and Ministry of Science and Higher Education Republic of Poland grant no. 2011/03/N/ST10/05821.

## References

1. CRAIG J.R., VAUGHAN D. J., SKINNER B.J., 2001 – Resources of the Earth [in Polish] Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa.
2. DUNN T.L., BURBINE T.H., BOTTKE W.F. Jr., CLARK J.P., 2013 – Mineralogies and source regions of near-Earth asteroids. *Icarus* 222, p. 273-282.
3. GREELEY R., BATSON R., 1999 – Atlas Układu Słonecznego NASA [in Polish]. Prószyński i spółka, Warszawa.
4. HUTCHISON R., 2004 – Meteorites a petrologic, chemical and isotopic synthesis. Cambridge University Press, New York.
5. ŁUSZCZEK K., 2011 – Poszukiwania nowych zasobów surowców w Układzie Słonecznym, Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej nr 133, Seria: Studia i Materiały 40, Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław.
6. ŁUSZCZEK K., 2012 – Chemical composition of L chondrite group and potential natural resources of their parent bodies, *Interdyscyplinarne zagadnienia w górnictwie i geologii*, vol III, Drzymała J., Ciężkowski W. [eds.], Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław, p. 161-173.
7. ŁUSZCZEK K., 2013 – Chemical composition of Gao Guenie (H5) as representative material for potential metallic resources of parent bodies of H chondrites. *Interdyscyplinarne zagadnienia w górnictwie i geologii*, vol. IV, Drzymała J., Ciężkowski W. [eds.], Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław, p. 107-118.
8. ŁUSZCZEK K., PRZYLIBSKI T.A., 2011 – Skład chondrytów zwyczajnych a potencjalne surowce pasa planetoid. *Acta Societatis Meteoriticae Polonorum*, vol. 2, p.92–111, Sosnowiec. (in Polish, English abstract)
9. ŁUSZCZEK K., PRZYLIBSKI T.A., 2013 – Resources of selected metals in parent bodies of ordinary chondrites. *Meteoritics & Planetary Science*, vol. 48, Issue s1, Special Issue: The 76th Annual Meeting of the Meteoritical Society July 29-August 2, 2013 Edmonton, Alberta, Canada, p. A197.
10. NIEĆ M. (red.), 1994 – Kryteria bilansowości złóż kopalni. Ministerstwo Ochrony Środowiska, Zasobów Naturalnych i Leśnictwa, pod redakcją M. Niecia, Komisja Zasobów Naturalnych, OIKOS, Warszawa (in Polish).
11. SEARS D.W.G., 2004 – The origin of chondrules and chondrites. Cambridge University Press, Cambridge.

**P. MERTUSZKA, W. PYTEL**

*KGHM CUPRUM Ltd. Research and Development Centre,  
Wrocław University of Technology, Poland*

## **ELECTRONIC DETONATION SYSTEM AS A ROCKBURST PREVENTION METHOD**

The flat copper ore exploitation in deep underground mines in Poland is mostly performed by the use of blasting technology, however also technologies based on mechanical rock excavation are presently under development. The determining factor affecting the mining method selection is the hardness of the rock and the adapted mining system, one of room-and-pillar systems, which have been developed as a result of many years' experience. This type of room-and-pillar system is quite effective, relatively safe and fits well to tight geomechanical conditions, which are typical for LGOM mines. The implementation of mechanical excavation system in KGHM's mines haven't reached a success so far. Several attempts have indicated that due to presence of hard rocks in deposit, proposed roadheaders and continuous miners haven't proved themselves to be effective. These solutions have been implemented only for salt deposit exploitation within "Polkowice-Sieroszowice" mine.

Blasting works is also one of the active method of rockburst prevention and are applied as a group winning blasting, release blasting in rock-mass and in pillars, which are able to accumulate the stress as well as in the roof and floor strata. The group blasting is a basic method of excavating and are very effective in the local copper mines conditions. Inducing of dynamic events makes possible a better control of time of their occurrence.

Rock mass provoking by the use of concentrated blasting works proved to be an effective method of rockburst prevention in LGOM mines conditions [1]. A significant number of recorded dynamic events are usually provoked by the blasting works. As provoked, those stress relief are clasified, which occured immediately after the mining faces detonation or in the period of waiting after blasting. From the list of high energy seismic events from the „Rudna” mine recorded between 2008 and 2012 one may concllude that the effectiveness of provoking by the use of blasting works remains on the same level, i.e. 1:4. However, if we consider the tremors with energy 106J or greater, we get the effectiveness higher than 50%, while when we take into account the tremors from the highest energy classes, i.e. E7 and higher, we observe the effecitveness of 85%. This means that in recent years within the Rudna Mine four fifths of the observed high energy tremors were provoked, which means that the blasting technique is very effective method of rock mass destressing. Obviously, the tremors with lower energy should not be ignored,

because their frequent occurrence can be as dangerous as high energy tremors, indeed. In order to maintain the safe and efficient exploitation, potential of the use of the group winning blasting as a rockburst prevention method should be noticed. The idea is to develop and implement such firing patterns of group winning blasting, which by the interference of elastic waves caused by blasting would be able to amplify locally the elastic wave and thus significantly increase the possibility of provoking the stress relief in the rock mass.

Selection of the relevant blasting parameters and the use of innovative explosives and initiation systems may cause an easier elastic energy relief accumulated in the rock mass and significant increase of the burden. Having in mind optimization of blasting parameters we should consider at the beginning which of them should be included in the model of blasting works. Following parameters should be taken into account: number of mining faces detonated in one cycle and their spatial location, number and distribution of blasting holes in the individual mining face scale, diameter and length of blasting holes and their inclination, type (energy) of explosives, applied delays between each initiated blasting holes and much more. While those parameters can be successfully included as the variables of the model, their transfer into the mining conditions is limited. Developed method should be effective on one hand, but cannot disturb with the mining process on the other. Analyzing each of the abovementioned parameters, those which optimization in on-site conditions is impossible can be easily eliminated. This kind of analysis should take into account the following (boundary conditions): number of blasting holes and their spatial distribution in the mining face, what depends on the burden, strength parameters of the opening and surrounding rocks; diameter of blasting hole and its inclination angle are limited by the available machine park; length of the blasting holes is also limited by the available machine park; applied explosives is selected mainly on the base of its thermodynamic parameters and depends on rock mass strength parameters, natural hazards or delays of detonators.

Based on the above one may be concluded that to keep the safe and effective exploitation the following parameters should be taken into account: number of mining faces initiated in one cycle, spatial location of mining faces and delays applied between each detonated mining face (delays in group of mining faces scale, not individual face). While the first two parameters do not require additional expenditures except the appropriate project of exploitation, the last one requires the most advanced available technology in the form of electronic detonators, which extremely high accuracy of delays and almost unlimited number of delays may amplify the elastic wave caused by blasting and finally distress the rock mass.

When the possibility of the use of different delays between the successively detonated explosives arose, the studies of influence of delays between the blasting holes on the blasting effect have been started. Initiation of the explosives in given intervals means, that the energy released as a result of the explosives' detonation is supplied to the rock mass at a certain frequency. It can therefore be concluded that properly correlated delays and consequently – frequency of the vibration, may result in resonance excitation and finally amplify the elastic wave what is desired in the rockburst prevention process in LGOM mines conditions.

Currently the selection of appropriate millisecond delays is one of the key points of the blasting works design. It has a direct influence on the intensity of paraseismic vibration and their environmental impact and may be reached by the use of electronic detonation system. The idea of the use of electronic detonators is the initiation of the explosive inside the following blasting hole when the detonation in the previous hole is in progress. Thus, the following blasting hole is detonated when the rock mass has been weakened by the detonation in the previous hole. This means that the firing pattern and the delays between the following blasting holes should be designed in such way, that the detonation in the given blasting holes may take place when the displacement of the rock mass as a result of detonation of the previous charge has occurred, i.e. when the undisturbed rock mass has been fractured.

The electronic detonator is composed of an ignition head and electronic delay element. It is fully programmable and the unique code of the detonators do not allow uncontrolled initiation of the explosives. Therefore, the communication with the two essential devices is required to start the system, i.e. logger and blaster. The first one is responsible for the logging in to the blasting network and to set the given delay, when the blaster is used to charge and control the firing of detonators. Up to 200 detonators can be logged to a single logger in delay increments of 1 ms from 0 to 15,000 ms which gives a great advantage with respect to the electric or non-electric initiation systems.

In November 2011, Orica's detonators have been tested in the Rudna Mine conditions. The aim of the work was to verify their usefulness and the possibility of using in KGHM's mines conditions. The studies showed that the electronic initiation system in Rudna Mine conditions may be used to group winning blasting where the frequency caused by blasting and the period of waiting after blasting require to ensure 100% effectiveness of detonation. The possibility of the location of each detonators in the given mining face just before initiation allows to take a decision about firing or pending till the problem is fixed. Ability of variation of initiation time of the given blasting hole may be treated as an element supporting the rockburst prevention. To sum up, electronic detonation system in Rudna Mine conditions may be characterized by variation of delays, which will effectively increase the amplitude of the vibrations caused by blasting and control the blasting circuit to assure the 100% of firing.

To improve the efficiency of rockburst prevention, new technological solutions, which application on the large scale may significantly improve the effectiveness of stress relief from the rock mass are still under development. One of the considered solutions is the possibility to conduct the group winning blasting with such selection of delays, which may amplify the amplitude of the rock mass vibration caused by previously fired charges, what may distress the rock mass.

The results of the research performed on the influence of millisecond delays on the level of recorded

vibrations [2][3] indicate that there is clear relationship between the applied delay and the recorded waveform. It can therefore be noticed, that by increase of used delay, the duration of vibration and their amplitude increase.

While the possibility of the use of electronic initiation systems is still analyzed, it may be already concluded at this stage, that the appropriate selection of delays for group winning blasting may amplify the elastic wave caused by blasting and consequently release the energy accumulated in the rock mass.

Searching for a new solutions of blasting techniques largely depends on access to modern explosives. The use of non-electric initiation systems and almost fully mechanized blasting holes charging in mining was undoubtedly a breakthrough in this field and expanded the range of designing possibilities of blasting. The implementation of mechanical excavation system in KGHM's mines has not reached a success so far. Several attempts have indicated that due to presence of hard rocks in deposit, proposed roadheaders and continuous miners haven't proved themselves to be effective. This means that the new blasting technologies should be still improved to achieve their maximum efficiency. This work should focus on the use of effective and safe explosives, mechanization of blasting process, including the mechanical loading of the blasting holes or the use of high quality electronic detonators. The potential of use the group winning blasting as a method of rock burst prevention seems to have the key meaning. Development of appropriate method of group winning blasting may therefore lead to even more effective tool to control the stability of underground galleries and reduce the risk of dynamic events.

### References

1. Butra J., Kicki J., 2003, Ewolucja technologii eksploatacji złóż rud miedzi w polskich kopalniach. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej
2. Pyra J., 2011, Wpływ wielkości opóźnień milisekundowych na spektrum odpowiedzi drgań wzbudzanych detonacją ładunków materiałów wybuchowych, Praca doktorska
3. Winzer J., 2004, Wpływ opóźnień milisekundowych przy prowadzeniu strzelań eksploatacyjnych na częstotliwościowe charakterystyki drgań gruntu i budynków. *Górnictwo i Geoinżynieria*. z. 3/1

**M.OLEKSY-DZIWOKI, D.M. DZIWOKI, W.J. TRELA**  
*University of Agricultural in Krakow, Poland*

## **PROPERTIES OF ASH AND SLAG MIXTURE FROM THE POWER STATION "SKAWINA". POSSIBLE APPLICATIONS IN ROAD CONSTRUCTION**

Dwindling resources of natural aggregates, force the search for alternative material that can be used in road construction. Combustion by-products became such material. What are the by-products of combustion? They are ash, slag and ash-slag mix, that come into existence in power stations during the production of electricity and heat. They are the remnant of the combustion of coal and lignite. However this is not only waste – it can be a valuable resource, becoming an alternative to the aggregates. The use of these materials is important not only because of the financial savings arising from their use, but also for environmental reasons. Usage of these products not only reduces the cost of the road investments, but above all it allows to protect deposits of natural resources to prevent overexploitation. Moreover, it also allows to eliminate the energy waste landfills. In this way we implement the principle of sustainable development. In order to turn these products into a material used for road constructions, their quality must have appropriate parameters and keep the appropriate standards. To make these products become a material in road construction, there must be of appropriate quality parameters and keep the appropriate standards. Their composition and properties are dependent on the coal burning technology and its kind. Products from the individual power plants differ in chemical composition, granulation, humidity, physical properties and therefore - range of applications. The research have been done by the authors at the Laboratory of AGH University of Science and Technology. Completed studies: determination of material's natural moisture, sieving analysis, and aerometric analysis, designation of the soil density, indication of the maximum and minimum bulk density, designation of the sand equivalent, an indication of the compressibility of the original modules and relaxation modules, an indication of the shear strength, indication of optimum moisture content, bulk density and maximum density index calculation. In addition, the CBR rate was determined by laboratory. Testing was performed using the methodology set out in the following standards: PN-EN 933-1:2000 [7]; PN-88/B-04481 [8]; PN-EN 933-8:2001 [9]. The results of the mechanical properties of the blend ash - slag were analyzed. The product has been assessed for its installation suitability in the road embankment and used as foundation material stabilized in accordance with the standards: PN-S-96012:1997 [10]; PN-S-02205:1998 [11]. After doing research (to assess the quality of the material) the following results were obtained:

- natural moisture  $w_n = 42.99\%$ ,
- particle size so that the material is classified as sandy silt (siSa).

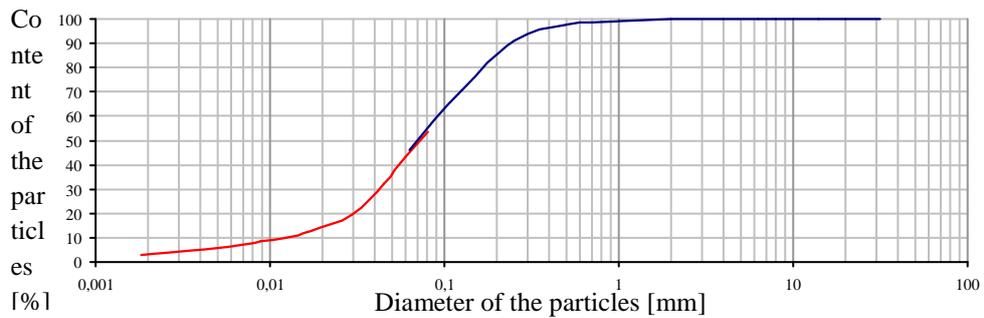


Fig. 1. The curve of particle size distribution for a mixture of fly ash - slag Source: Own

Other tested characteristics and properties:

- Dry density of solid particles:  $\rho_w = 2,252 \text{ g/cm}^3$
- Maximum and minimum bulk density:  $\rho_{dmin} = 0,75 \text{ g/cm}^3$ ;  $\rho_{dmax} = 1,02 \text{ g/cm}^3$
- Sand equivalent:  $SE = 70,98 \%$
- Optimum moisture content  $w_{opt.} = 40,2 \%$
- Angle of international friction:  $\varphi = 38^\circ$ ;
- Cohesion:  $c = 19,42 \text{ kPa}$ ;
- An indication of the original modules and relaxation modules of compressibility (Table 1).
- Bulk density of soil:  $\rho_{ds} = 1,06 \text{ g/cm}^3$ .
- CBR rate after compaction:  $w_{nos} = 22,55$
- CBR rate after four days soaking in water:  $w_{nos} = 19,88$

Table 1  
Statement of the original modules and relaxation modules of compressibility.  
Source: Own

$\Delta\sigma$	$M_0$	$\bar{M}$
25	5263,158	133500,00
25	4146,875	43530,23
50	3849,222	39085,42
100	5643,931	16772,32
200	7797,561	11758,13

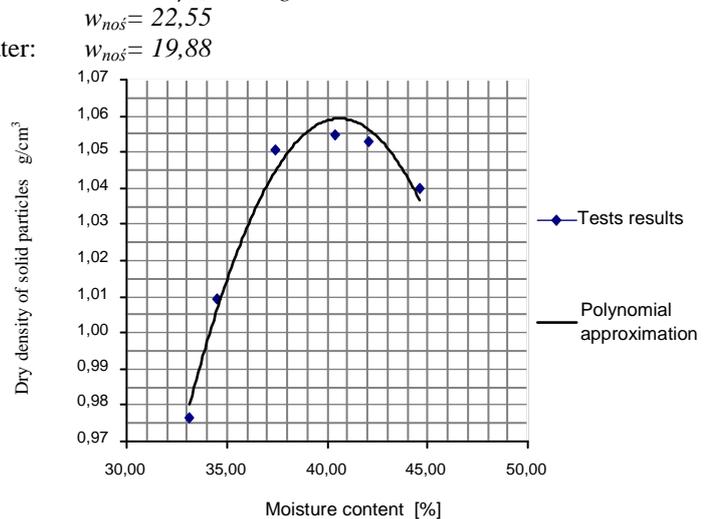


Fig.2. Graphical calculation of the value of the optimum moisture content and maximum dry density of solid particles. Source: Own



Photo 1. Oedometer modulus testing machine



Photo 2. CBR rate testing machine



Photo 3. Areometric analysis

Natural humidity of the tested material imported to the lab was close to optimum moisture content specified later (Fig. 1) that is, at which material compacts the best. Due to the fraction of sand, silt and clay mix was classified as sandy silt (siSa). Dry density of solid particles of the product is slightly lower than in the case of the natural soil. Sand equivalent after impregnation is relatively high at about 71%. On the basis of sand equivalent material is

classified according to its suitability of land and materials for the foundation and stabilization. According to the classification of Z. Wiłun “Zarys geotechniki” [1] tested soil can be assessed as very good due to the value of the sand equivalent (SE is between 55% – 99%). The angle of internal friction is similar to the angle of friction for the coarse and medium sands in compacted state. The value of cohesion can be compared with the value of the sandy dust in the border of the states of the liquidity index (Z. Wiłun “Zarys geotechniki” [1]). The resulting optimum moisture content of the value  $w_{opt} = 40.2\%$  is quite high. This may be due to the very high content of silt and clay fraction (about 45%). Obtained when the humidity maximum dry density of solid particles was  $\rho_{ds} = 1,06 \text{ g/cm}^3$ . Load index after four days of soaking in water was found to be lower than directly after compaction. On this basis it can be concluded that the tested mixture of ash - slag shows no binding ability. The study shows that, a mixture of fly ash – slag from “Skawina” power plant satisfy the above mentioned requirements of PN-S-96012 [10] standard, posed soils, which are used to perform layers stabilized with cement/silment.

The next step shows an example of slopes’ stability calculation made from the tested mixture. Calculations were made according to PN-EN 1997-1 [12] standard and ITB 429/2008 [6], taking the parameters obtained in the tests. The authors modeled the 8,0 meter height of road embankments which successively increased the inclination of slopes.

The above calculation shows that the modeled slopes with an inclination 1:1.5 and 1:1 are stable and the value of:  $1/\eta = \frac{Ed}{Fd} < 1,0$ .

$$\eta = Rd/Ed \geq 1,00 \quad 1/\eta < 1,00 \quad \text{according to [6]}$$

$Ed$  – force(load effect), acting on the lineof the slide-destabilizing examined part of slope;  
 $Rd$  – limitedresistance force of structure, along the lines ofopposingslipsiding.

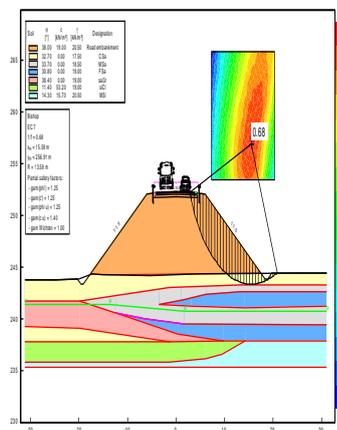


Fig.3. Embankment with a slope inclination 1:1,5

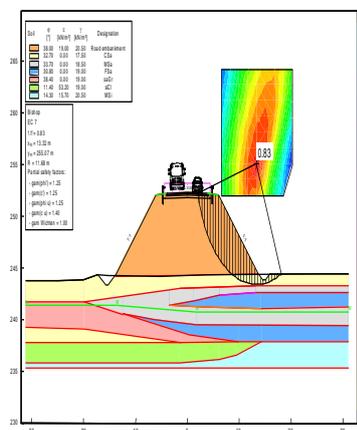


Fig.4. Embankment with a slope inclination 1:1

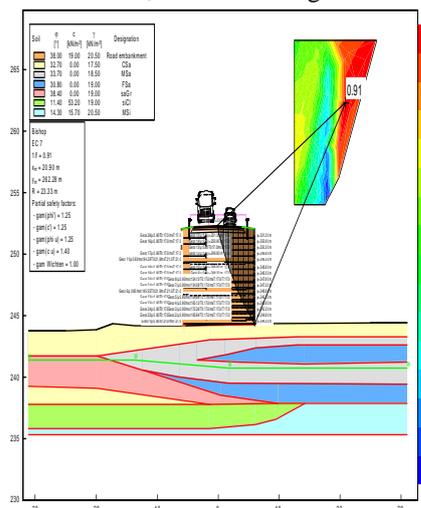


Fig.5. Embankment with a vertical slope (wall) reinforced with geosynthetics

In the third case the vertical slope (wall) was reinforced with the use of geosynthetics inserts and also maintains stability. Implementation of this type of construction will minimize the amount of required filling material, and reduce the area occupied by the built object.

Possibilities of using by-products of combustion are very large. This products can be built in roads, parking lots, embankments, squares and public buildings. The use of these products is beneficial not only for economic reasons (utilization of waste material) but also from the point of view of environmental protection (no need for storage).

## References

1. Wilun Z., "Zarys geotechniki" – WKŁ Warszawa 2001 r.
2. Kalotka J., 2004: „Recykling a drogownictwo”, Materiały z V Międzynarodowej Konferencji Naukowo-Technicznej Problemy Prawne, Techniczne i Ekonomiczne Zagospodarowania Odpadów, Materiały Alternatywne w Drogownictwie, ITE, Radom
3. Pachowski J., 2006: „Uboczne produkty spalania (UPS) dostępne w elektrowniach krajowych opalanych węglem i celowość oraz preferowane kierunki ich wykorzystania w budownictwie drogowym”, Biuletyn „Uboczne produkty spalania w drogownictwie”
4. Stiller – Szydło E., 2009: „Drogowe i autostradowe budowle ziemne – nośność i stateczność
5. Kraszewski C., 2006: „Normy drogowe a popioły z energetyki”, Biuletyn „Uboczne produkty spalania w drogownictwie”
6. ITB 429/2008 „Projektowanie konstrukcji oporowych, stromych skarp i nasypów z gruntu zbrojonego geosyntetykami” Warszawa 2008 r.
7. PN-EN 933-1:2000 Research of the geometrical properties of aggregates. Determination of particle size distribution. Sieving method;
8. PN-88/B-04481 Construction soils. Tests of soil samples;
9. PN-EN 933-8: 2001 Research of the geometrical properties of aggregates. Evaluation of fine particles content. Study sand equivalent.
10. PN-S-96012:1997 Roads. Substructure and improved substrate of soil stabilized with cement;
11. PN-S-02205:1998: Roads. Earthworks. Requirements and tests.
12. PN-EN 1997-1 Eurocode 7: Geotechnical design – Part 1: General rules.

L.STACHNIK

*Institute of Geography and Spatial Management, Jagiellonian University, Poland*

## POTENTIAL IMPACT OF THE BIOGEOCHEMICAL PROCESSES UNDERNEATH GLACIER ON THE QUALITY OF NATURAL RESOURCES - CASE STUDY WERENSKIOLDBREEN (SW SVALBARD)

### Introduction

Glaciers cover 10% of the total land area in the world and they play an important role in biogeochemical cycles. Part of that cycles is chemical weathering in the glaciated basins. Chemical weathering affects the quality of natural resources such atmosphere and oceanic water in two ways. Firstly, studies show that glaciers influence on CO<sub>2</sub> drawdown for timescale of 100 Ma, which is related to dissolution of silicate minerals (Gislason et al., 2009). Secondly, sulphide oxidation produces highly reactive iron (oxyhydr) oxide, which influence on the increase of primary productivity of ocean leading to drop of the CO<sub>2</sub> concentration in the oceanic water. This is supposed to establish the CO<sub>2</sub> imbalance between the ocean and atmosphere, which results in CO<sub>2</sub> transfer to oceanic water (Raiswell et al., 2006). From point of view of elevated discharge causing rise in solute yield from glaciated basin, it is important to determine importance of both processes. Moreover, , there is still gap in studies of glacial meltwater chemistry regarding to dominating process generating H<sup>+</sup> (as inorganic acid), which is required to proceed the chemical weathering (Tranter et al., 2002). First process called carbonation involves the atmospheric CO<sub>2</sub> dissolution in water and subsequent creation of carbonic acid. Second is based on the formation of the sulphuric acid during the sulphide oxidation. Additionally, simple hydrolysis, where water is dissociated, seems to be also source of H<sup>+</sup>.

This work aims to determine relationship between chemical weathering reactions (sulphide oxidation, carbonation and simple hydrolysis) in Werenskioldbreen catchment as a test of the potential impact of glaciated regions on natural resources.

### Study area and methods

The Werenskioldbreen (77°05' N, 15°15' E) is located in Wedel-Jarlsberg Land, SW Spitsbergen, and its catchment is about 44 km<sup>2</sup> of which 27 km<sup>2</sup> are glacierized. The glacier is underlined by Caledonian Hecla Hoek succession formed in the contact zone between three Proterozoic tectonic blocks (Czerny et al., 1993). In the southern part the Eimfjellet group consisting of amphibolite, quartzite as well as chlorite schist, is situated. In the eastern part the Deilegga group comprises mainly of phyllites with quartzite and silt intercalations, calcareous and chlorite schists (Czerny et al., 1993). In the northwestern part of the basin, the Jens Erikfjellet formation including the Sofiebogen group is built of greenschists as well as muscovite-carbonate-quartz and carbonate-chlorite-quartz schist. The proglacial area consists of Sofiebogen group and Eimfjellet group, with dominating mica-carbonate-quartz and gray calcite marbles (Czerny et al., 1992). Pyrite accompanied by pyrrhotite, galena, sphalerite, magnetite and haematite are the most common ore-minerals. The carbonate minerals are present as siderite, ankerite or Fe-calcite dominating in the Deilegga and Eimfjellet groups. In spite of a low proportion of calcium carbonate in the bedrock, it comprises more than 7% of the proglacial sediments, partly due to precipitation of calcite from water

in subglacial tills.

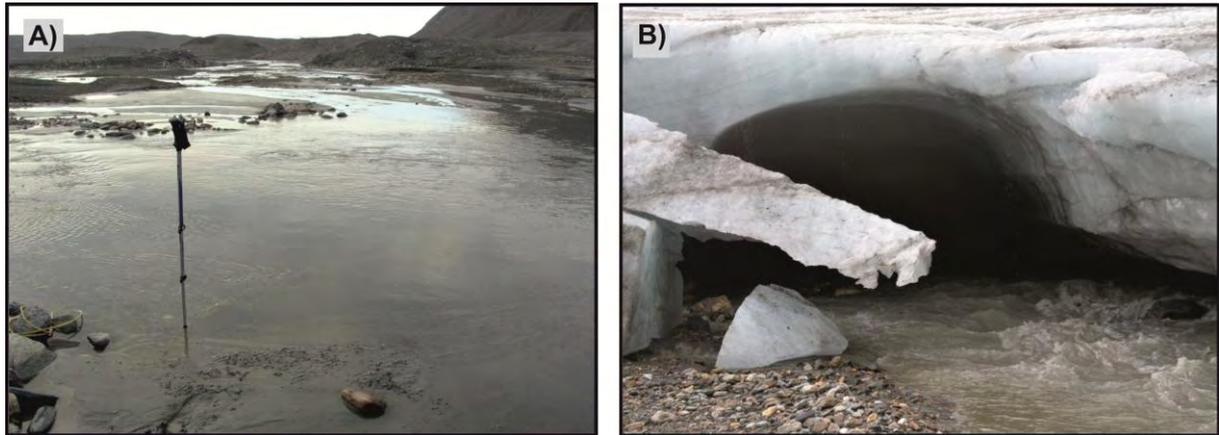


Fig. 1. Sampling sites: A) Black spring; B) Kvisla main.

The fieldwork consisting of water sampling from Hydrometric Station, two outflows: Kvisla main and Black spring were conducted in August and September 2011 (Figure 1). The filtered water samples were analysed for major ions by Ion Chromatograph Metrohm 761 Compact IC and for  $\text{HCO}_3^-$  by Metrohm 702 SM Titrimo in the Polish Polar Station at Hornsund (Spitsbergen). Simple linear regression between selected ions and  $\text{SiO}_2$  were used to examine the type of dominating reactions. The residual analysis of simple regression model was additionally performed.

### Results

Slope and intercepts coefficients of linear regression between major ions and  $\text{SiO}_2$  are commonly used to determine the relationship between dominating chemical reaction glaciated areas (Tranter et al., 2002); (Figure 2-3). In residual analysis, outliers were omitted and simple regression models were established. Slope for ions association of  $[\text{HCO}_3^- \text{ and } \text{SO}_4^{2-}]$  for Kvisla main was 1.1, whereas, in the Hydrometric station and in Black spring, decrease below 0.7 (Figure 3). Furthermore, in the Black spring and Kvisla main, slope of ions association  $[\text{Ca}^{2+} + \text{Mg}^{2+} \text{ and } \text{SO}_4^{2-}]$  was close to 2.0 and the substantial decrease below 1.5 was noted in the Hydrometric station. Slope of ions association  $[\text{Ca}^{2+} + \text{Mg}^{2+} \text{ and } \text{HCO}_3^-]$  was uniform among the all stations and were close to 1.8 (Figure 2). In Hydrometric station, intercepts for ions associations  $[\text{HCO}_3^- \text{ and } \text{SO}_4^{2-}]$  and  $[\text{Ca}^{2+} + \text{Mg}^{2+} \text{ and } \text{SO}_4^{2-}]$  were about 0.400, which was higher in compare with the Kvisla main and Black spring (about 0.200). Taking into account ions associations  $[\text{Na}^{+} + \text{K}^{+} \text{ and } \text{SO}_4^{2-}]$  and  $[\text{Na}^{+} + \text{K}^{+} \text{ and } \text{HCO}_3^-]$ , the slope and intercepts were lower in compare with the aforementioned ions associations. The slope were about 0.10 with relatively higher values for ions association  $[\text{Na}^{+} + \text{K}^{+} \text{ and } \text{SO}_4^{2-}]$  than in ions association  $[\text{Na}^{+} + \text{K}^{+} \text{ and } \text{HCO}_3^-]$  in Kvisla main. In hydrometric station, that relationship was inverse. Slopes of ions associations  $[\text{SiO}_2 \text{ and } \text{SO}_4^{2-}]$  and  $[\text{SiO}_2 \text{ and } \text{HCO}_3^-]$  were very similar between each other and usually lower than 0.03.

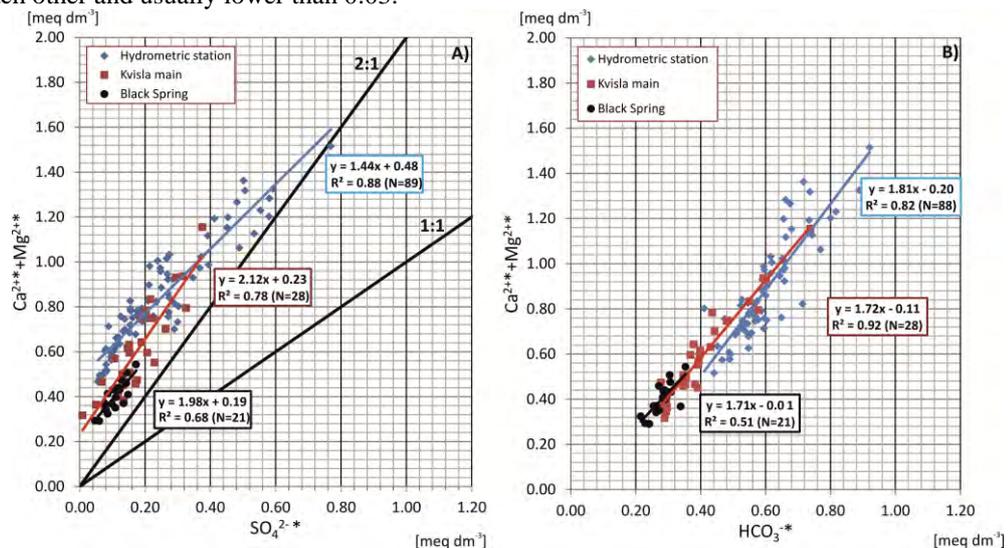


Fig. 2. Relationship between ions association in the Werenskioldbreen basin: A)  $\text{Ca}^{2+} + \text{Mg}^{2+}$  and  $\text{SO}_4^{2-}$ ; B)  $\text{Ca}^{2+} + \text{Mg}^{2+}$  and  $\text{HCO}_3^-$ .

### Discussion and conclusions

In Kvisla main representing the subglacial conditions, the slope coefficients were similar to stoichiometric coefficients of reaction of carbonate dissolution coupled to sulphide oxidation where ratio in  $\text{meq dm}^{-3}$  between  $\text{Ca}^{2+} + \text{Mg}^{2+} : \text{SO}_4^{2-} : \text{HCO}_3^-$  is equal to 2:1:1. In carbonation of carbonate, the ratio in  $\text{meq dm}^{-3}$  between

$\text{Ca}^{2+}+\text{Mg}^{2+} : \text{HCO}_3^-$  is 1:1 and  $\text{SO}_4^{2-}$  is absent (Tranter, 2002). In Hydrometric station, lower slopes of ions association related to the  $\text{SO}_4^{2-}$  reflects that other process appears in the proglacial area such as carbonation or simple hydrolysis of the carbonates. Lack of changes in slope of the ion association [ $\text{Ca}^{2+}+\text{Mg}^{2+}$  and  $\text{HCO}_3^-$ ] and increase of the intercepts suggest that simple hydrolysis (ratio in  $\text{meq dm}^{-3}$   $\text{Ca}^{2+}+\text{Mg}^{2+}:\text{HCO}_3^-$  2:1) together with sulphide oxidation take part in chemical weathering in proglacial area. Vast of the the chemical weathering in glaciated basin is controlled by the sulphide oxidation coupled to carbonate dissolution. This is the case in subglacial conditions whereas, in proglacial area, simple hydrolysis plays an additional role.

Similar slopes of ions associations [ $\text{Na}^{++}\text{K}^+$  and  $\text{HCO}_3^-$ ] as well as [ $\text{Na}^{++}\text{K}^+$  and  $\text{SO}_4^{2-}$ ] suggest that both sulphide oxidation and carbonation drive the silicate mineral dissolution. As exhibited in Kvisla main representing subglacial conditions, sulphide oxidation of silicates tends to be more pronounced in compare with the carbonation of silicates. However, former is supposed to dominate in the proglacial area. Nevertheless, relatively small differences between both associations lead to conclusions that both processes are similarly important.

The Werenskioldbreen is an example of the glacier, where it is possible to test the potential impact of biogeochemical processes in glaciated areas on the quality of natural resources such as atmosphere and oceanic water. This study reveals that such type of glacier may impact on the global ecosystem by deliveration of reactive iron species originating from the sulphide oxidation. However, influence of the atmospherically-derived  $\text{CO}_2$  on carbonate dissolution appers to be negligible but, in chemical weathering of silicate minerals, it is supposed to be similar to the sulphide oxidation.

### References

1. Czerny, J., Kieres, A., Manecki, M., Rajchel, J., 1993. Geological Map of the SW Part of Wedel-Jarlsberg Land, Spitsbergen. In: Manecki, A. (Editor). Institute of Geology and Mineral Deposits, University of Mining and Metallurgy, Kraków, Poland.
2. Gislason, S.R. et al., 2009. Direct evidence of the feedback between climate and weathering. *Earth and Planetary Science Letters*, 277(1-2): 213-222.
3. Raiswell, R. et al., 2006. Contributions from glacially derived sediment to the global iron (oxyhydr)oxide cycle: Implications for iron delivery to the oceans. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 70(11): 2765-2780.
4. Tranter, M. et al., 2002. Geochemical weathering at the bed of Haut glacier d'Arolla, Switzerland - A new model. *Hydrological Processes*, 16(5): 959-993.

**A. TSCHARF**

*Montanuniversitaet Leoben, Austria*

## ACCURACY INVESTIGATIONS ON UAV (UNMANNED AERIAL VEHICLE)-BASED MINE SURVEYING

### Abstract

Photogrammetric systems have been used for decades in the different fields of surveying. Also in open pit mine surveying, both aerial and terrestrial photographs, for example in the rock wall measurement for blast design, were widely applied. The technical development of unmanned aircraft systems (unmanned aerial vehicle, UAV) helps to overcome the typical geometrical constraints in aerial and terrestrial photogrammetry. Especially the combination with a powerful and automated 3D reconstruction, leads to an increasing use of such unmanned systems in mine surveying.

The present paper deals with investigations on the identification and quantification of relevant influencing parameters regarding the desired or achievable accuracy in the UAV- based photogrammetric mine surveying. The accuracy is quantified in comparison to a conventionally surveyed ground truth model in an open pit mine near Leoben.

### 1. Introduction

Themine surveying (Markscheidekunde) is an essential part in themineralresource extraction. The aim is to providethe neededgeospatialdata in all phases of themineralresourceproject. For decades, also photogrammetric systems are used for several tasks especially in open pit mine surveying. From aerial photographs large surface models can be created, while terrestrial images are used for detailed surveying. In contrast to commonly used tachymeters, where selected points are measured with high accuracy, photogrammetric systems are able to generate millions of 3D points with comparable accuracy and less time and personnel expenses. (Rumpler et al. 2013)

Due to the special geometry of an open pit mine there exist some geometrical constraints, both in aerial and in terrestrial photogrammetry (see Figure 1).

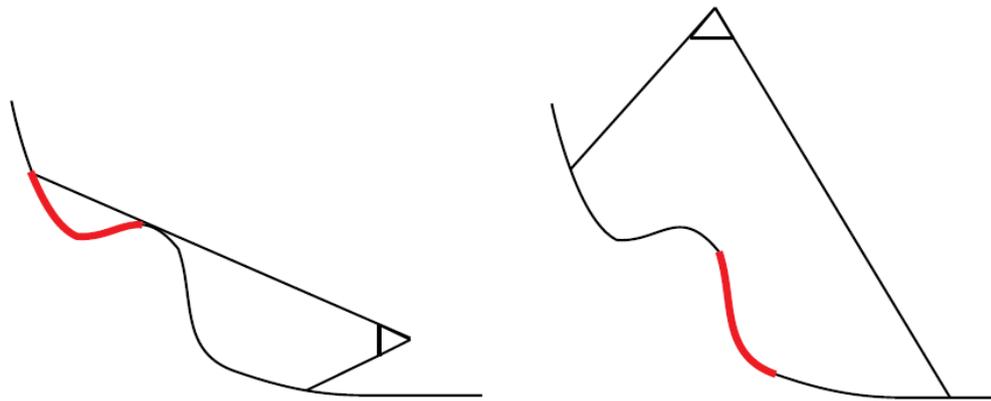


Fig.12. Geometrical constraints in terrestrial and aerial photogrammetry

In the ground-based images occur perspective shadows in relevant areas at the top of the wall and in aerial photogrammetry vertical areas are poorly covered. One way to overcome these constraints is the use of unmanned aircraft systems (unmanned aerial vehicles, UAV) as a measurement platform. These systems are able to take almost any pick-up point, and in combination with a powerful 3D reconstruction the advantages are versatile: (Mayer and Pilgram 2013).

- Flexibility – UAVs are ready to use within a few minutes
- Safety – UAVs are remotely controlled. So it is possible to observe dangerous areas
- Efficiency – UAVs are relatively cheap and the measurements can be performed faster (2 hours of image acquisition against one day of conventional surveying)
- Completeness – UAVs are able to take almost any pick-up point and because of the vari-angle camera the images are always optimally adapted to the surface geometry

Because of the fast progress of modern open pits and the large time and personnel consume of conventional methods, like tachymeters or terrestrial laser scanning, it is often not possible to generate up-to-date spatial information of the whole mining operation. Modern UAV-systems are able to cover the majority of the survey tasks in mining much faster, safer and cheaper using simple technology like low cost consumer cameras. The one-man operation is mostly realized and also taking into account the pre- and post-processing activities, the time saving is about 70 %. (Mayer and Pilgram 2013 and Rumppler et al. 2013)

Traditional manned airborne surveys are usually expensive and especially for smaller operations they are often not profitable. By reason of the lower payload of the unmanned systems (no pilot, no crew, no life support and rescue systems), mainly the lower fuel and material costs lead to significant cost savings combined with a higher flexibility and a broad field of application. (Kornmeier 2012)

## 2. Structure from Motion

The automated multi-image analysis was initially developed in the field of image processing and computer vision but is now increasingly used also in photogrammetry. The most important step in the reconstruction process is the determination of the exterior orientation of the cameras and object points, which means the reconstruction of the camera positions at the time of image acquisition. Here this is done by an image-based method, the so called structure from motion (sfm) technique. Based on corresponding image points (at least 5), which can be seen in at least two pictures of the disordered image-set, the exterior orientation can be determined. In modern reconstruction methods the needed corresponding points are found by automated feature analysis, such as the Scale Invariant Feature Transform (SIFT) (Lowe 2004), which finds about 10.000 corresponding image points in each image pair. (Sonka et al. 1999)

## 3. Test-Site and UAV

The analysis presented is carried out by means of a dataset containing 850 images all together. For image acquisition an octocopter type “Falcon” of Asctec was used. The UAV is equipped with a Sony NEX 5 digital system camera, with an image resolution of 16 megapixels and a focal length of 16 mm.

The investigated Test-Site is situated at the “Styrian Erzberg”, a quarry mine near Leoben. There one wall (about 24 m high and 100 m long) is equipped with 85 conventional surveyed circular targets, to quantify the achieved accuracy. In addition 42 mobile and binary-coded markers were temporally outlaid and conventional measured by tachymeter as Ground Control Points (GCP) for georeferencing of the whole reconstructed scene. Figure 3 presents a part of the described Test-Site, where the orange targets in the wall and the white markers on top can be seen.

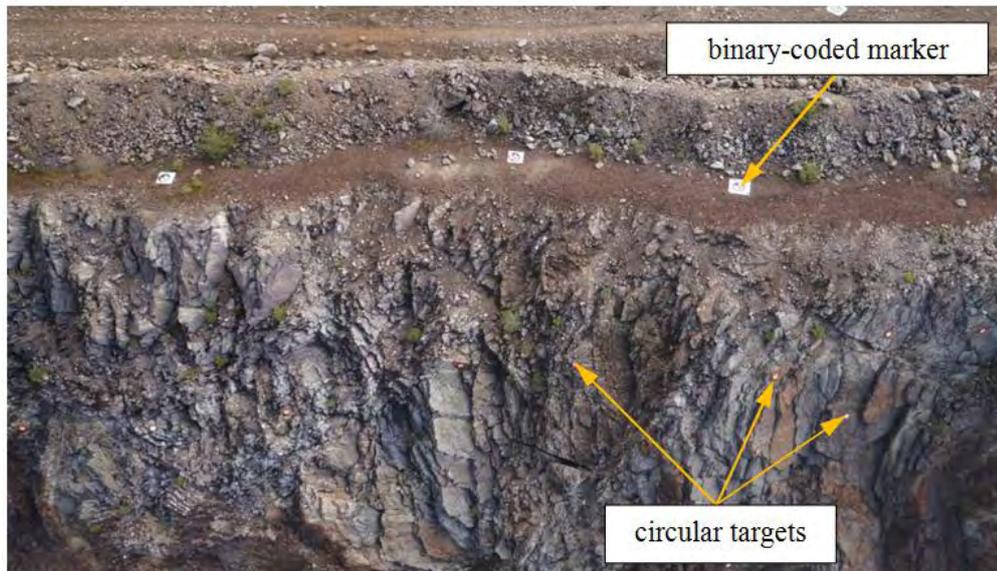


Fig.13. Test-Site on "Styrian Erzberg"

#### 4. Accuracy investigations

The goal of the investigations is the identification and quantification of relevant influencing parameters regarding the achievable accuracy. Therefore the described image dataset is systematically thinned out to investigate especially parameters like resolution (= distance to object), triangulation angle, base line, redundancy and calibration of the camera.

The first results using all images (see figure 4) show, that the achievable accuracy concerning the absolute positions of the targets is below 8 cm, which is clearly below the legally required accuracy of 10 cm (Marschdeieverordnung 2013). So it could be shown, that the achievable accuracy is sufficient for the purposes of open pit mine surveying, but comparing the results of the first image subsets it clearly turned out, that the analyzed parameters are not independent. Especially the GCP-based georeferencing as well as the determination of the exterior orientation by feature based structure from motion is highly correlated to the image subset, because in each image subset different Ground Control Points can be seen and used.

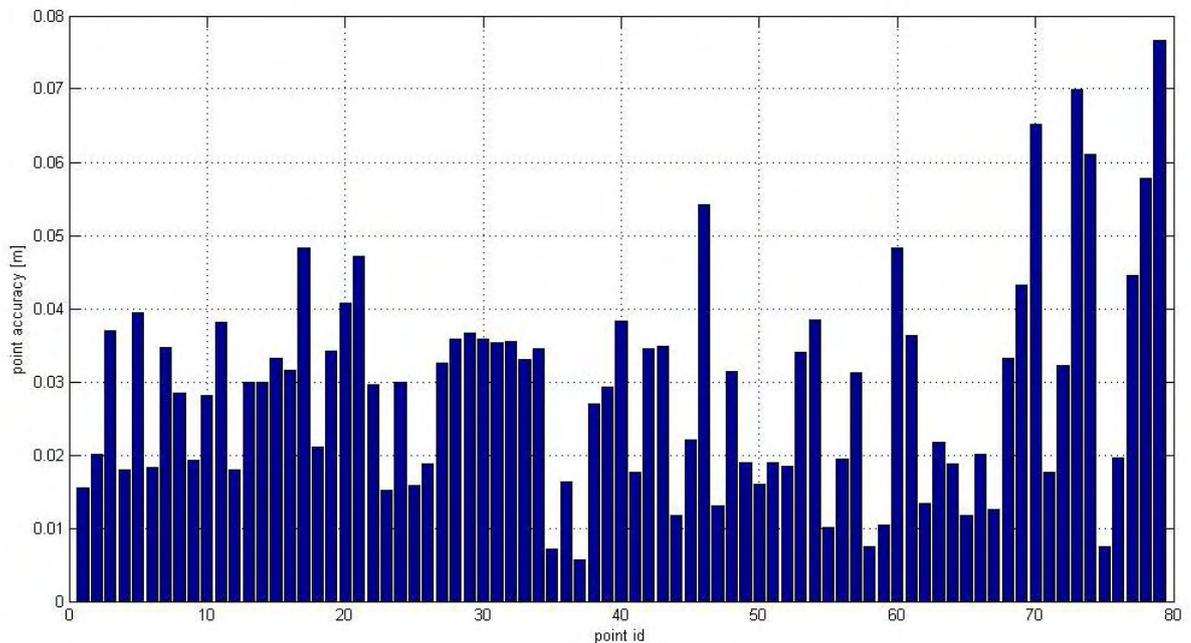


Fig.14. Differences concerning the absolute point positions

#### 5. Conclusions

First it could be shown, that the UAV-based photogrammetry in combination with an automated 3D reconstruction is suited to fulfill the requirements of open pit mine surveying. For a better identification of relevant influencing parameters, especially the geometric ones, it is necessary to build the subsets not on the images but on the reconstructed camera positions from using all images. Thereby it is guaranteed, that the analyzed parameters are independent, because the exterior orientation of the cameras is fixed.

## References

1. Bundesministerium für Wirtschaft, Familie und Jugend (2013): Verordnung des Bundesministeriums für Wirtschaft Familie und Jugend über Vermessungen im Bergbau, das Bergbaukartenwerk und die Erfassung von Bodenbewegungen 2013. Markscheideverordnung 2013, vom 03.10.2013. Fundstelle: BGBl. II Nr. 437/2012.
2. Kornmeier, C. (2012): Der Einsatz von Drohnen zur Bildaufnahme: eine luftverkehrsrechtliche und datenschutzrechtliche Betrachtung: LIT. Online verfügbar unter <http://books.google.de/books?id=ryaZmaDrQrWC>.
3. Lowe, David G. (2004): Distinctive Image Features from Scale-Invariant Keypoints. In: International Journal of Computer Vision 60 (2), S. 91–110. DOI: 10.1023/B:VISI.0000029664.99615.94.
4. Mayer, Gerhard; Pilgram, Reinfried (2013): Neue Entwicklungen in der Tagebauvermessung. In: Schriftenreihe des Instituts für Markscheidewesen und Geodäsie (2013-1), S. 36–48.
5. Rumpler, Markus; Hoppe, Christof; Wendel, Andreas; Mayer, Gerhard; Bischof, Horst (2013): Echtzeit-Qualitätsüberprüfung für zuverlässige UAV-gestützte Bilddatenerfassung und exakte, automatisierte Mehrbildauswertung. In: VGI Österreichische Zeitschrift für Vermessung und Geoinformation 101 (2+3/2013), S. 88–100.
6. Sonka, Milan; Hlavac, Vaclav; Boyle, Roger (1999): Image processing, analysis, and machine vision. 2nd ed. Pacific Grove, CA: PWS Pub.

I.A. WILCZYŃSKA

*Institute of Geodesy and Geoinformatics*

*Wroclaw University of Environmental and Life Sciences, Poland*

# GEODETIC AND OPTOELECTRONIC TECHNIQUES IN EXAMINATION OF THE GEOMETRIC STATE STRUCTURAL ELEMENTS

## Introduction

Building structures consists of the foundation, walls, ceiling beams and roof. For the control buildings geometric condition can be used many geodetic techniques like precision levelling, tachometry, laser scanning, photogrammetry, etc. and other like extensometers, clinometers, inclinometer, feeler gauges, strain gauges, plummet, pendulum, etc. [4, 5]. These methods allow to detect the first signs of arising danger from exceeding the thresholds, that are defined by the designer. Most of the methods gives local and periodic results, moreover a full geodesic inventory is an expensive [2, 3].

## Conception of measuring devices

Deflection is an essential element subject to measurement. It is

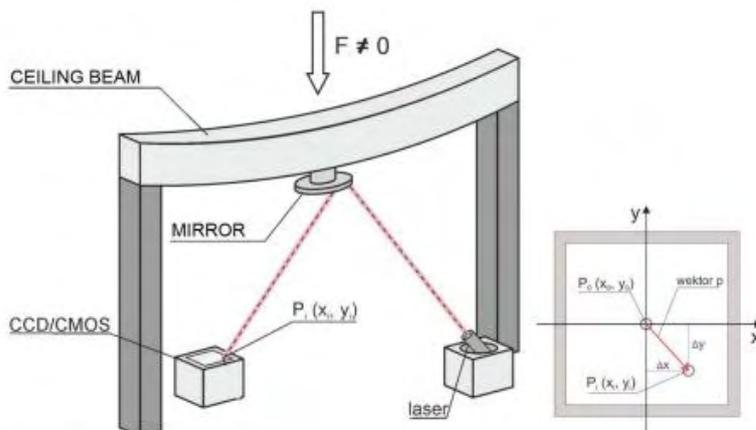


Fig. 1. Functional diagram of low-cost observation system

also important to determine the chain curve, describing the shape of an element. To identify changes in the position of points, we can use MEMS technology (called Micro Electro-Mechanical Systems). Data from the devices are transmitted in real-time. When the limit values are exceeded, the message is going to be displayed an alarm and message will be sent. Then the proper people will launch the appropriate alarm procedure. This device (Fig. 2) in laboratory tests shows high accuracy [1].

Another proposed solution is to use

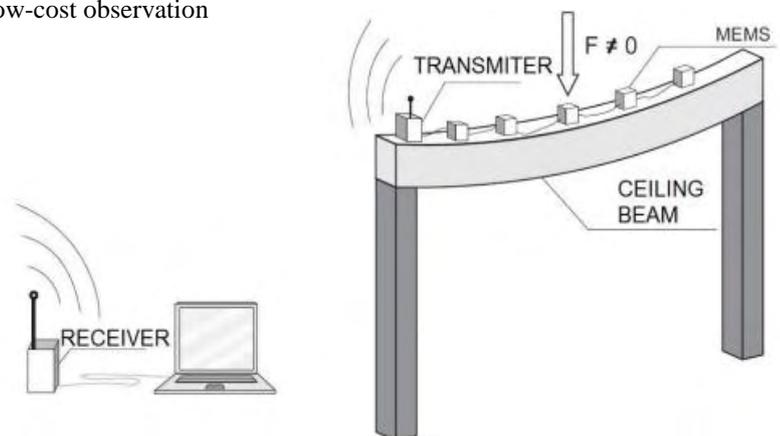


Fig. 2. Scheme MEMS sensors observation system (Wilczyńska, 2014). Research

a laser diode and a CCD camera (Fig. 1). On the object should be mounted a flat mirror. The laser beam is emitted from a constant place. This beam is reflected from a mirror and falls on the CCD matrix. From camera we can read the position of the beam in the system of x, y. Displacement, change the position of the mirror which causes a movement of the laser beam on the CCD. Scaled reading from camera determine the change of the position of the building component. To perform these measurements it is necessary the image recording module in digital form and simple computer application for movement calculation.

Use of the prototypes should be independent from the availability of places on object, temporarily unavailability due to obscuration or construction nodes.

The test of prototypes was conducted on press in Technology Laboratory of Materials and Structures at the Institute of Civil Engineering at the University of Life Sciences in Wrocław. The beam was equipped with a several control methods as it is shown on Fig. 3.

Several method were tested: tachometry, precise levelling, linear displacement sensor, hand laser ranging device “Disto”, MEMS technique and laser beam with CCD camera. Results of this survey is presented on figure 4.



Fig. 3. Laboratory tests on concrete beam

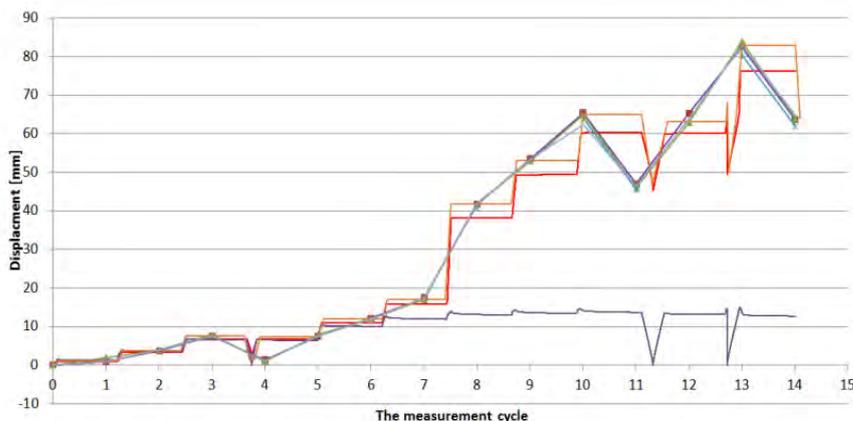


Fig. 4. Survey comparison (Wilczyńska, 2014)

### Conclusion

All tested methods gave coherent results. This tools extend the capabilities of technology geodesic in the study of geometry shape of engineering objects.

The design of assistive devices provide a good effect of precision and reliability. The proposed solutions supporting geodetic measurements comply with the requirements of the precision.

### Acknowledgement

This work is co-financed by the European Union as part of the European Social Fund.

### References

1. Ćmielewski B., Kontny B., Ćmielewski K., Use of MEMS technology in mass wasting research, Reports on Geodesy, Vol. 1 No. 90, Warszawa 2011, pp. 85-92.
2. Grosse, C. U., F. Finck, J. H. Kurz and H. W. Reinhardt. 2004. “Monitoring techniques based on wireless AE sensors for large structures in civil engineering”, in Proc. EWGAE 2004 symposium in Berlin, BB90,

pp 843-856. Berlin: DGZfP.

3. Lukáč S., Žák M. 1999. Monitoring of deformation processes of the nuclear power plant J. Bohunice. Proceedings of 9th FIG International Symposium on Deformation Measurements, Olsztyn (Poland), 27-30 September, pp. 348-353

4. Setan H., Abidin Md Som Z., Idris K. M., 2003, Deformation detection of lightweight concrete block using geodetic and non-geodetic methods. Proceedings of 11th FIG International Symposium on Deformation Measurements, Santorini (Greece), 25-30 May, pp. 635-642

5. Spencer B.F. Jr., Ruiz-Sandoval M., Kurata N., Smart sensing technology for structural health monitoring, 13th World Conference on Earthquake Engineering Vancouver, B.C., Canada, August 1-6, 2004, Paper No. 1791

6. Wilczyńska I., Ćmielewski B., Patrzalek C., A low-cost technology in a structural monitoring on an example of ceiling beams, Proceeding of the 16th Professional Conference of Postgraduate Students "JUNIORSTAV 2014", ISBN 978-80-214-4851-3, Czech Republic 2014.

**Ю.Н. БИКЯШЕВА**

*Донбасский государственный технический университет, Алчевск, Украина*

## МОДЕЛИРОВАНИЕ РАСКОЛА ПОРОДЫ В ТРЕХМЕРНЫХ ОБРАЗЦАХ

При добыче полезных ископаемых постоянно используют данные о физико-механических свойствах горных пород, которые получают путем проведения обширных испытаний пород по определению их прочности, в первую очередь на одноосное сжатие и растяжение.

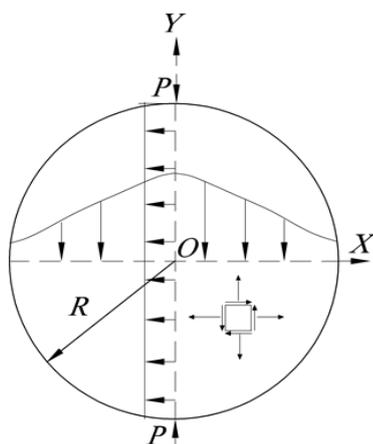


Рис. 1. Задача Г. Герца о нагружении диска сосредоточенными силами P

Одним из наиболее распространённых методов определения предела прочности каменных материалов на растяжение является испытание его на раскол путем сжатия образцов встречно направленными силами. Метод основан на использовании результатов теоретического решения Г. Герца. Расчётная схема задачи Герца показана на рис. 1. Из нее следует, что вдоль вертикального диаметра керна действуют равномерно распределённые растягивающие напряжения (со знаком плюс).

$$\sigma_x = \frac{P}{\pi R} = const, \quad (1)$$

где P – распределённая нагрузка вдоль образующей цилиндрического образца круглой формы, Н/м;

R – радиус образца, м.

Этот метод испытаний привлекает постоянное внимание многих ученых [1-7], исследования которых

позволили упростить метод и уточнить результаты испытания расколом. Однако до настоящего времени не изучено, как влияет изменение формы испытуемого образца на результаты испытаний, какие допустимы отклонения формы образца от исходной круговой. Это позволит снять жёсткие ограничения на форму образца и тем самым значительно упростить и ускорить испытания.

Целью исследований являлось изучение влияния формы образца на прочность их при расколе. Объект исследования – образцы горных пород прямоугольной формы с различным соотношением сторон. Предмет исследования – напряжённо-деформированное состояние (НДС), которое возникает в объемных образцах при их расколе.

Основная идея исследования состоит в определении отклонения главных напряжений в объемных образцах различной формы от теоретического НДС в идеальном случае (испытания согласно задаче Герца) с помощью метода конечных элементов. На первом этапе изучения рассматривались образцы прямоугольной формы при изменении соотношения их сторон.

С помощью метода конечных элементов (МКЭ), реализованном программным комплексом «Лира» изучалось НДС в образцах пород различной формы (круглой и прямоугольной) в центре образца. Предыдущие исследования [7] показали, что в задаче Герца самым опасным с точки зрения возникновения трещины является центр образца.

В принятой расчётной схеме сосредоточенной силы  $P = 100$  Н приложена вдоль вертикальной оси симметрии образца. Граничные условия в модели: по вертикальной оси симметрии при  $x, y = 0$  горизонтальные смещения следует принять равными  $E_{xx}, E_{yy} = 0$ , а по горизонтальной границе модели,

проходящей также по оси симметрии  $z = 0$  вертикальные смещения отсутствуют:  $E_{zz} = 0$ . Для выполнения этих граничных условий в каждом узле модели предусмотрены соответствующие связи. На остальной поверхности модели ограничения на деформации отсутствуют.

За исходную форму образца, подвергаемого расколу вертикальными силами, принят круг радиуса  $R = 0,5$  м. В образцах в виде параллелепипедов, у которых размеры  $a$  и  $c$  приняты переменными, а их соотношение менялось в пределах  $a/b = 1 \dots 2$ ,  $c/b = 1 \dots 5$ , где  $b = 1$ . Образцы, у которых две стороны соотносятся как 1:1 (одноразмерные) далее именуем «брус», образец, у которого высота меньше остальных сторон - называем «плита». При численной реализации модели были приняты модуль Юнга  $E = 13400$  МПа, коэффициент Пуассона  $\nu = 0,25$ , объемный вес  $\gamma = 0,025$  МН/м<sup>3</sup>.

В результате было найдено НДС образцов (рис. 2). За эталонное значение напряжений  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\sigma_z$  приняты напряжения в круговом образце. Поскольку при расколе разрушение образцов происходит от растягивающих напряжений  $\sigma_x$  вдоль оси  $z$ , то главное внимание уделялось анализу распределения растягивающих напряжений  $\sigma_x$ . Все полученные результаты по изучению особенностей распределения растягивающих напряжений  $\sigma_x$  удобно представить в виде относительной функции отклонения от напряжений в шаре:

$$\Delta\sigma_x = \left( \frac{\sigma_x^n}{\sigma_x^T} - 1 \right) \cdot 100\%, \quad (2)$$

где  $\sigma_x^n / \sigma_x^T$  – соотношение напряжений в образце разной формы (брус, плита, цилиндр) и по решению Г. Герца (1).

При  $\Delta\sigma_x < 0$  напряжения в образце заданной формы меньше теоретических, принимаемых по решению Г. Герца, при  $\Delta\sigma_x > 0$  – наоборот.

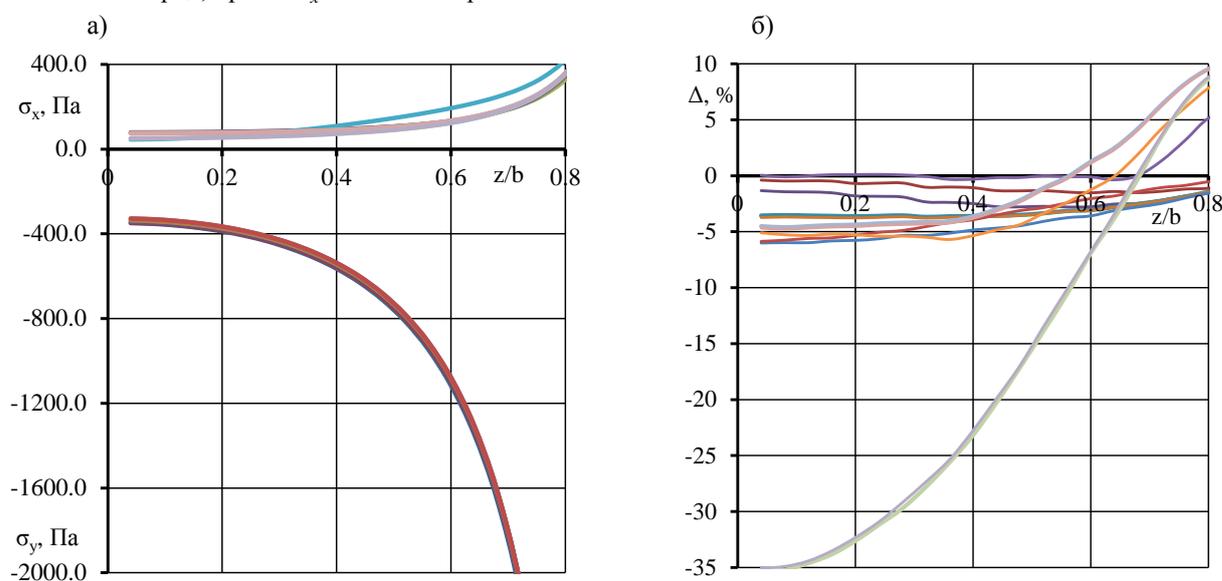


Рис. 2. Изменение а) растягивающих напряжений  $\sigma_x (>0)$  и  $\sigma_y (<0)$  вдоль вертикальной оси  $z$  в объемных образцах различной формы; б) отклонения  $\Delta\sigma_x$  растягивающих напряжений  $\sigma_x$  относительно теоретических  $\sigma_x^T$  в круговом образце

Из графиков на рис. 2 видно, что напряжение  $\sigma_x$  в центре образцов меняется незначительно по мере изменения формы образца. Если проследить за этим изменением растягивающих напряжений вдоль оси  $z$ , то оказывается, что отклонения напряжений  $\Delta\sigma_x$  от теоретического значения не превышают 10% в центре образца и независимо от его формы. Исключением являются плитообразные образцы, у которых отклонения становятся недопустимо большими ( $\Delta\sigma_x = -30 \dots 40\%$ ).

Полученные результаты исследования позволяют сделать следующие выводы:

1. При испытании пород на раскол можно использовать образцы с сечением прямоугольной и цилиндрической формы при их расколе вдоль наименьшего размера (диаметра).

2. Напряженно-деформированное состояние породного образца существенно зависит от соотношения сторон прямоугольного образца. Как и следовало ожидать, напряжения наименее отличаются от теоретических в кубических или цилиндрических образцах 5-7 %.

3. В плитообразных образцах разрушение затруднено и прочность выше на 30-40%.

Работа выполнялась в рамках исследований по гранту Министерства образования и науки Украины.

Автор выражает искреннюю благодарность проф. Г.Г. Литвинскому за методическую помощь и полезные советы при выполнении исследований.

### Литература

1. C. Fairhurst. On the validity of the 'Brazilian' test for brittle materials. – International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, Volume 1, Issue 4, October 1964, pp. 535–546.
2. P. Jonsén, H.-Å. Häggblad, K. Sommer. Tensile strength and fracture energy of pressed metal powder by diametral compression test. – Powder Technology, Volume 176, Issues 2–3, 20 July 2007, pp. 148–155.
3. H. Guo, N.I. Aziz, L.C. Schmidt. Rock fracture-toughness determination by the Brazilian test. – Engineering Geology, Volume 33, Issue 3, February 1993, Pages 177–188.
4. Flavio Lanaro, Toshinori Sato, Ove Stephansson. Microcrack modelling of Brazilian tensile tests with the boundary element method. – International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Volume 46, Issue 3, April 2009, pp. 450–461.
5. Alba Prosa, Pedro Díeza, Climent Molins. Numerical modeling of the double punch test for plain concrete. – International Journal of Solids and Structures, Volume 48, Issues 7–8, April 2011, pp. 1229–1238.
6. Литвинский Г.Г. Аналитическая теория прочности горных пород и массивов: Монография / ДонГТУ. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – 207 с.
7. Литвинский Г.Г. Исследование влияния формы образца при испытаниях на раскол / Г.Г. Литвинский, Ю.Н. Бикяшева // Сборник научных трудов ДонГТУ. – Алчевск: ДонГТУ. – 2013. – Вып. 39. – С. 44-51.

**А.В. ВОРОБЬЕВ**

*Кременчугский национальный университет имени Михаила Остроградского, Украина*

## О ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ ТОЧНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ УДАРНОЙ ВЯЗКОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

Механические испытания имеют важнейшее значение в промышленности. При разработке горных работ и контроле состояния горного массива необходим комплекс сведений о физико-механических свойствах горных пород. Более того, нужна определённая систематизация горных пород по свойствам для того, чтобы без проведения специальных углубленных исследований можно было бы представлять основные особенности поведения массива горных пород при определенных видах воздействий и, тем самым, контролировать и прогнозировать процессы разрушения, происходящие в массиве.

Ударная вязкость – это способность материала поглощать механическую энергию в процессе деформации и разрушения под действием ударной нагрузки [1]. Среди исследований свойств горных пород при низких температурах стоит отметить работу [2], в которой исследовали влияние изменения температуры на формирование напряжений в мраморе, однако здесь больше внимание уделили исследованию упругих свойств породы и температурных напряжений. В работе [3] рассмотрено изменение модуля упругости и коэффициента Пуассона в мерзлом состоянии горной породы. Наряду с данными фактами следует отметить актуальность низкотемпературного разрушения горных пород с применением жидкого азота. Так, в работе [4] рассмотрено устройство для разрушения горной породы, где в качестве хладагента, который является рабочей жидкостью, используется жидкий азот. Подобные методы описаны и в работах [5, 6], где в основу также положено применение низкотемпературных методов. Следовательно, достаточно важным является исследование изменения свойств горных пород при низких температурах.

В настоящее время наиболее распространенными способами определения ударной вязкости являются метод Шарпи и метод Изода.

Анализ использования метода Шарпи показывает, что на практике мы наблюдаем значительный разлет осколков, то есть некоторая часть механической энергии затрачивалась не на разрушение, а на упругую деформацию и последующий разлет осколков. То есть формула определения ударной вязкости этим методом не учитывает затрат энергии на разлет осколков (за исключением тех случаев когда разлет осколков не происходит) и дает завышенное значение показателя ударной вязкости. Действительно, ударная вязкость материала определяется следующей зависимостью

$$A_w = Q/F, \quad (1)$$

где  $A_w$  - ударная вязкость материала, кДж/м<sup>2</sup>; Q- работа, затраченная копром на разрушение образца, Дж; F- площадь разлома, м<sup>2</sup>.

В этой формуле Q - полная работа, без учета энергии ( $E_k$ ), которая расходуется на разлет осколков. Следовательно, более точно ударную вязкость необходимо определять по формуле

$$A_{wy} = (Q - E_k)/F. \quad (2)$$

Погрешность оценки ударной вязкости в этом случае будет рассчитываться следующей зависимостью

$$\Delta = (A_w - A_{wy}) \cdot 100\% / A_w. \quad (3)$$

Исходя из этого, целью работы является оценка погрешности определения ударной вязкости материалов по методу Шарпи.

Для этого при проведении испытаний на копре фиксировали дальность разлета осколков, образующихся при разрушении образца. Зная начальные параметры установки копра (Н), а также дальность разлета и массу осколков определяем их кинетическую энергию

$$E_k = (mX^2/4H), \quad (4)$$

где m - масса осколка, кг; X - дальность разлета, м; H - высота установки образца, м.

Для оценки величины кинетической энергии, которая расходуется при разлете осколков, были проведены эксперименты с использованием маятникового копра ПСВ - 1,5 (запас энергии маятника — 14,7 Дж). Применяли образцы гранита размером 100x15x10 мм (красный гранит, месторождение — Добрыньское; объёмный вес - 3270 кг/м<sup>3</sup>; прочность на сжатие – 230 МПа).

Результаты обработки выполненных экспериментов приведены в табл. 1, 2 (в таблицах приняты следующие обозначения: Q – работа, затраченная копром на разрушение; E<sub>к</sub> - кинетическая энергия разлета осколков; ΔE<sub>к</sub> – процент кинетической энергии от работы разрушения образца; A<sub>w</sub> – ударная вязкость без учета кинетической энергии осколков; A<sub>wy</sub> – ударная вязкость с учетом кинетической энергии осколков; ΔA – погрешность определения ударной вязкости, которая определялась по формуле: ((A<sub>w</sub> – A<sub>wy</sub>)/ A<sub>w</sub>) × 100%).

Таблица 1

Оценка ошибки измерения ударной вязкости						
Тип образца	Q, Дж	E <sub>к</sub> , Дж	ΔE <sub>к</sub> , %	A <sub>w</sub> , кДж/м <sup>2</sup>	A <sub>wy</sub> , кДж/м <sup>2</sup>	ΔA, %
Без надреза	2,3	0,187	8,15	3,81	3,50	8,15
С надрезом	1,8	0,118	6,6	2,88	2,69	6,6

Таблица 2

Влияние начальной энергии копра на изменение ошибки измерения ударной вязкости					
№п/п	Q <sub>н</sub> , Дж	Q, Дж	Q/Q <sub>н</sub>	E <sub>к</sub> , Дж	ΔA, %
Образцы без надреза					
1	14,7	2,1	0,142	0,171	8,15
2	13,1	2,0	0,152	0,125	6,25
3	8,5	1,9	0,24	0,089	4,68
4	6,7	2,0	0,3	0,062	3,1
5	5,25	2,1	0,4	0,048	2,3
6	3,4	2,3	0,67	0,014	0,6
Образцы с надрезом					
1	14,7	1,8	0,122	0,119	6,6
2	13,1	1,75	0,133	0,096	5,5
3	8,5	1,75	0,205	0,065	3,7
4	6,7	1,8	0,269	0,05	2,8
5	5,25	1,85	0,352	0,028	1,5
6	3,4	1,95	0,57	0,006	0,3

Анализ результатов выполненных экспериментов (табл. 1, 2) показал, что учет кинетической энергии разлета осколков позволяет более точно определить величину ударной вязкости. При использовании образцов без надреза максимальная погрешность в определении A<sub>w</sub> составляет 8,15%, для образцов с надрезом эта величина уменьшается до значения 6,6 % (точность определения повышается почти на 20%).

Проведенные эксперименты (табл.2) показали, что на погрешность измерения ударной вязкости большое влияние оказывает начальная энергия копра - при изменении Q/Q<sub>н</sub> в пределах 0,14-0,4 величина погрешности снижается почти в 4 раза. Для исследования влияния низких температур на изменение ударной вязкости были проведены эксперименты на образцах из гранита и лабрадорита. В качестве образцов из гранита использовали красный гранит Добрыньского месторождения. Основные физико-механические свойства лабрадорита: месторождение - Осьновское (Житомирская обл.); объёмный вес - 2815 кг/м<sup>3</sup>; прочность на сжатие - 68 МПа. Охлаждение образцов до отрицательной температуры осуществляли с помощью жидкого азота в специальной теплоизолирующей емкости. На каждом уровне температуры образцы выдерживались в течение 10 мин. Полученные данные сведены в табл. 3.

Таблица 3

Изменение ударной вязкости образцов в зависимости от температуры					
Материал	Величина ударной вязкости образцов (кДж/м <sup>2</sup> ) при температуре (°С)				
	-70	-60	-50	-40	20
Гранит	2,26	2,33	2,40	2,46	2,69
Лабрадорит	1,00	1,06	1,13	1,16	1,20

Выполненные экспериментальные исследования позволили установить:

1. Учет кинетической энергии разлета осколков при испытаниях позволяет повысить точность определения ударной вязкости: для образцов без надреза — на 8,15%; для образцов с надрезом — на 6,6 %.
2. Впервые установлено изменение погрешности измерения ударной вязкости во взаимосвязи с соотношением начальной энергии копра и работы разрушения образца. Для достижения погрешности не более 3% соотношение  $Q/Q_n$  необходимо выбирать в пределах 0,3...0,5.
3. В ходе экспериментальных исследований изменения ударной вязкости горных пород лабрадорита и гранита при низких температурах было выявлено, что при понижении температуры значение ударной вязкости падает, а для разрушения образцов при отрицательной температуре затрачивается величина работы меньше, чем при положительной. Это можно объяснить явлением повышенной хрупкости материалов при низких температурах.

#### Литература

1. Добровидов А.Н. Хладноломкость стали / А.Н. Добровидов // Известия Томского политехнического университета. – 2003. – Т. 306. – № 7. – 130 с.
2. Кадеров М.Ю. Исследование влияния изменения температуры на формирование напряжений в мраморе Кибик-Кордонского месторождения / А.И. Косолапов, М.Ю. Кадеров // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М., МГГУ, 2008, №4 – С. 349 – 352.
3. Иудин М.М. Геомеханическая модель оценки механических свойств мерзлых горных пород в массиве / М.М. Иудин // Вестник ЯГУ. – 2008. – Том 5, №2. – С. 40 – 46.
4. Пат. 2066758 РФ, E21 C37/06. Устройство для разрушения горных пород // В.Д. Ларионов, А.К. Мухамеджанов, В.Н. Таранников (Россия). – № 4777193/03.
5. Пат. 2040693 РФ, E21 C37/00. Способ трещинообразования в массиве горных пород / Г.В. Секисов, А.А. Таскаев, А.Е. Воробьев, В.В. Минаков, С.Е. Воробьев (Россия). – № 4915789/03.
6. Пат. 2114305 РФ, E21 C37/00. Способ разрушения горных пород и устройство для его разрушения / Басс Георгий Анатольевич (Россия). – № 97101993/03.

**Г.И. ГАЙКО**

*НТУУ «Киевский политехнический институт», Украина*

**Ю.П. ДОЛЖИКОВ**

*Донбасский государственный технический университет, Украина*

## ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ ТЕРМИЧЕСКИ НАПРЯЖЕННОГО ВЕРХНЯКАРАМНОЙ КРЕПИ

Надежное и экономически эффективное поддержание горных выработок остается актуальной научно-практической задачей. Одним из важных направлений ее решения является совершенствование конструкций шахтных крепей, приведение их характеристик в соответствие с проявлениями горного давления. На глубоких горизонтах арочная крепь деформируется преимущественно за счет асимметричной нагрузки, преобладающей со стороны кровли. Для повышения конструктивной эффективности рамной крепи необходимо обеспечить выравнивание действующих усилий по ее периметру. Поэтому одной из актуальных задач при поддержании выработок является применение способов повышения несущей способности верхняка крепи путем создания его предварительного напряжения [1, 2].

Одним из таких способов является локальное термическое воздействие на элементы профиля СВП путем нанесения сварочных швов. Термическое воздействие за счет сварочного шва позволяет в локальной области верхняка создать предварительное напряжение, обеспечивающее формирование внутренних усилий, противоположных по знаку усилиям от внешнего нагружения крепи силами горного давления.

Методика проведения лабораторных испытаний термически напряженного верхняка арочной крепи заключалась в следующем. На заданных участках верхняка по разработанным схемам наносились сварочные швы (диаметр электрода 5 мм, длина шва 1 м). Затем подготовленный верхняк устанавливался на станину испытательного пресса ИПС-500. Концы верхняка опирались на податливые элементы, нагрузка величиной до 100 кН прикладывалась в вершине свода (в средней части шва), измерения деформаций проводились двумя прогибомерами (ПАО 6 и ПМ). Схема лабораторных испытаний верхняка приведена на рис. 1. Фрагмент верхняка и испытательного стенда показан на рис. 2. Согласно задаваемой схеме термического воздействия на верхняк (один, два, три или пять швов на днище, фланцах, стенках профиля) и прилагаемой нагрузке проводились измерения прогибов на участке упругого деформирования верхняка, затем вычислялся коэффициент усиления (т.е. повышение сопротивления прогибу).

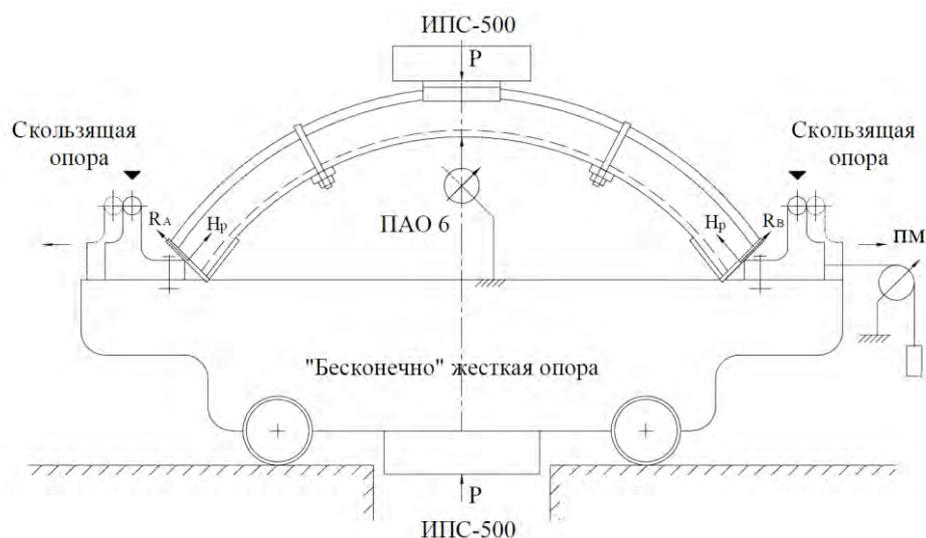


Рис. 1. Схема лабораторных испытаний предварительно-напряженного верхняка арочной крепи



Рис. 2. Вид верхняка с преднапрягающим сварным швом на днище профиля СВП (слева) и фрагмент испытаний на стенде ИПС-500 (справа)

Анализ полученных результатов испытания верхняков показывает следующее. Нанесение сварных швов с внешней стороны днища спецпрофиля позволяет получить коэффициент локального усиления верхняка до 1,2. Термическое воздействие на фланцы спецпрофиля усиливает верхняк в 1,16 раза, что может быть объяснено их толщиной 30 мм и геометрией профиля. Наиболее эффективное сварочное воздействие оказывается на боковые стенки спецпрофиля, что можно пояснить их хорошим прогревом (толщина стенки 7 мм). В этом случае коэффициент усиления составил 1,21, а в комбинации со сварными швами по днищу или по фланцам профиля коэффициент локального усиления достигает 1,25 – 1,27.

Результаты испытаний образцов верхняка приведены в таблице. Зависимости деформаций термически напряженных верхняков приведены на рис. 3.

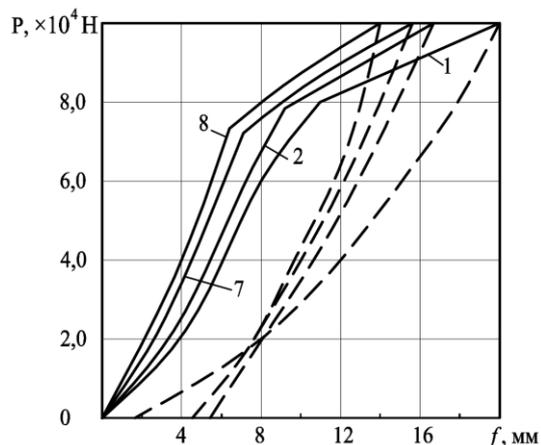
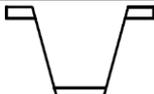
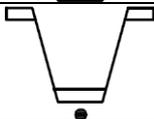
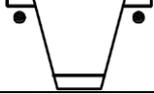
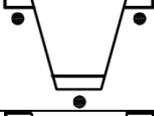
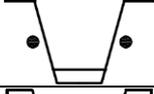
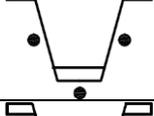
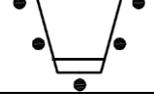


Рис. 3. Зависимости деформаций термически напряженного верхняка от нагрузки: 1, 2, 7, 8 – номер схемы, пункир – кривая разгрузки

Результаты испытаний термически напряженного верхнякшахтной крепи

№ п/п	Шифр	Схема термовоздействия	Нагрузка, $\times 10^4$ Н	Средний прогиб, мм	Коэффициент усиления, д.ед.
1	АМК-1-0		10,0 13,0	20,0 27,1	1,0
2	АМК-1-1		10,0	16,9	1,18
3	АМК-1-2		9,0	16,4	1,2
4	АМК-2-1		10,0	17,3	1,16
5	АМК-2-2		9,0	15,3	1,25
6	АМК-3-1		10,0	16,5	1,21
7	АМК-3-2		10,0	15,9	1,25
8	АМК-3-3		10,0	15,6	1,27

Таким образом, сварочное воздействие на спецпрофиль позволяет создать в нем предварительное напряжение, которое обеспечивает повышение несущей способности в 1,2 – 1,25 раза, причем наиболее эффективно воздействовать швом на боковые стенки и днище профиля по схеме 7.

#### Литература

1. Гайко Г.І. Конструкції кріплення підземних споруд. – Алчевськ, 2006. – 133 с.
2. Должиков П.Н. Устойчивость выработок в интенсивно трещиноватых породах глубоких шахт / Должиков П.Н., Кипко А.Э., Палейчук Н.Н. – Донецк: Світ книги, 2012. – 220 с.

**Н.Н. ГРИЩЕНКОВ, Ф.М. ГОЛУБЕВ**

*Украинский государственный научно-исследовательский  
и проектно-конструкторский институт горной геологии,  
геомеханики и маркшейдерского дела*

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЗАТОПЛЕНИЯ ГОРНОГО МАССИВА НА ПРОЦЕСС СДВИЖЕНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Закрытие угольных шахт влечёт за собой ряд серьёзных последствий. Одним из них является нарушения гидрогеологического баланса в горном массиве. Прекращение или даже ослабление работы водоотлива на ликвидируемых шахтах приводит к постепенной ликвидации депрессионной воронки и подъёму уровня подземных вод. Следствием этого становится интенсификация воздействия подземных вод на толщу горных пород, в результате чего происходит значительное изменение физико-механических свойств горных пород [1].

При водонасыщении горные породы теряют упругость и сопротивляемость деформациям, что неизбежно ведёт к перераспределению горного давления и к повторной активизации процесса сдвижения горного массива и земной поверхности в пределах мульды сдвижения. Такая активизация процесса сдвижения может причинить ущерб всей социальной и производственной инфраструктуре на подработанной

территории (зданиям, сооружениям, инженерным коммуникациям, технологическому оборудованию и т.п.). Поэтому исследование влияния затопления вмещающей толщи горных пород на процесс сдвижения земной поверхности является актуальной задачей, решение которой безусловно способствует повышению уровня безопасности объектов на подработанных территориях.

В настоящее время одними из основных способов исследования процессов сдвижения горных пород и земной поверхности является моделирование: физическое и математическое. Физическое моделирование в основном представлено моделированием из эквивалентных материалов, требует достаточно больших затрат энергии и времени и дает ограниченное количество информации. Математическое моделирование, основанное на аналитических и численных методах, позволяет достаточно точно специфицировать условия моделируемого объекта, а современные компьютерные системы математического моделирования позволяют с помощью специальных программных пакетов осуществлять достаточно быстрое построение моделей и их расчёт. Одним из наиболее распространенных способов компьютерного построения моделей является моделирование, основанное на методе конечных элементов.

При моделировании методом конечных элементов геомеханической системы, необходимо помнить, что адекватное решение такой задачи требует нелинейного анизотропного подхода. Это вызвано непропорциональностью напряженно-деформационных показателей горных пород, что дает одной породе возможность различного деформирования по разным осям. Решение задач с физической и геометрической нелинейностями в МКЭ проводится, как правило, итерационными методами Ньютона-Рафсона и Ньютона-Канторовича. При этом матрица жесткости уточняется на каждой итерации с помощью секущей

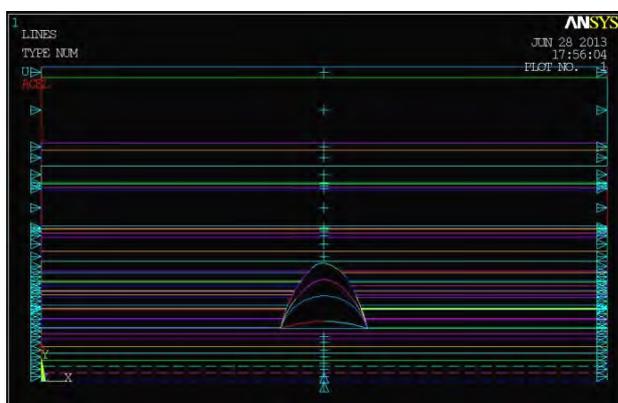


Рис. 1. Общая схема модели

линеаризации. Решение сводится к последовательному приближению к искомой функции, а процесс вычислений заканчивается после достижения заданной точности решения. Применительно к поставленной задаче для осуществления моделирования поведения грунтов и горных пород актуальной является упругопластическая модель, использующая уравнение состояния Мора-Кулона или Друкера-Прагера (построенная на приближении к закону Мора-Кулона в виде конической поверхности), применение которой позволяет получить более точное приближение к реальным результатам. Для построения модели влияния затопления толщи горных пород на характер их сдвижения был задан массив с горизонтальным залеганием горных пород.

В соответствии с принципом суперпозиции сил боковые грани модели были зафиксированы от перемещений по соответствующим осям, а нижняя грань модели – от вертикальных перемещений. С помощью программного комплекса ANSYS было реализовано построение геометрической части модели (рис. 1), а породным слоям в модели были заданы соответствующие физико-механические свойства параметров.

При осуществлении разбивки массива на конечные элементы форма конечных элементов принималась зонально. Далее производились калибровка и расчёт модели.

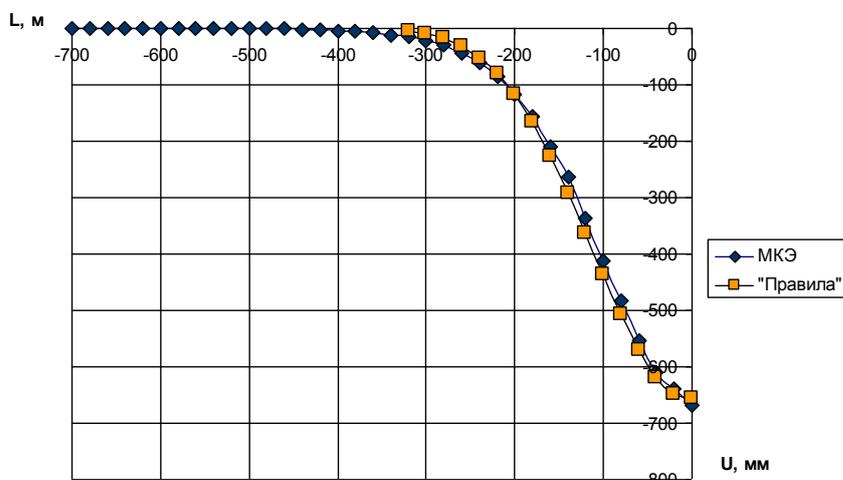


Рис. 2. Оседания поверхности над лавой в откалиброванной модели

Калибровка модели производилась в соответствии с методикой «Правил подработки» [2], являющихся отраслевым стандартом. В результате калибровки данной модели были получены величины сдвижений и деформаций земной поверхности (рис. 2), практически идентичные расчетным значениям, полученным по методике [2]. Так, максимальные оседания в модели составили 667 мм, а из расчёта по методике – 657 мм, минимальные пороговые значения оседаний (15 мм) наблюдались в модели на расстоянии 320 м, а в расчётах по методике – на расстоянии

Положительные результаты калибровки конечно-элементной модели позволили принять её в качестве исходной для анализа сдвижений и деформаций земной поверхности при затоплении толщи горных пород. На основании результатов ряда исследований изменения свойств горных пород при их водонасыщении моделировался последовательный подъём уровня подземных вод на 60, 120, 160 метров. Оседания земной поверхности и породных слоёв вмещающей толщи, полученные в результате такого моделирования, показаны на рис. 3 и 4.

В результате проведенных исследований была построена и откалибрована конечно-элементная геомеханическая модель, опирающаяся на достаточно проверенную в течение многих лет методику [2], но отличающуюся учётом физико-механических свойств горных пород вмещающей толщи. Это позволило, основываясь на исследованиях изменения свойств горных пород при их водонасыщении, изучить влияние затопления массива горных пород на деформации поверхности. Из проведенных исследований видно, что с повышением уровня воды, происходит активизация деформаций в центральной части мульды. Так, при затоплении горного массива на 60 метров дополнительные оседания поверхности составили 33 мм, при затоплении на 120 м – 57 мм, при затоплении на 160 м – 82 мм. Отмечено, что с увеличением деформаций размер мульды сдвижения не претерпевает существенных изменений. На основании данных исследований также просматривается некоторая зависимость величины деформаций земной поверхности от свойств пород непосредственной и основной кровли затопленной очистной выработки.

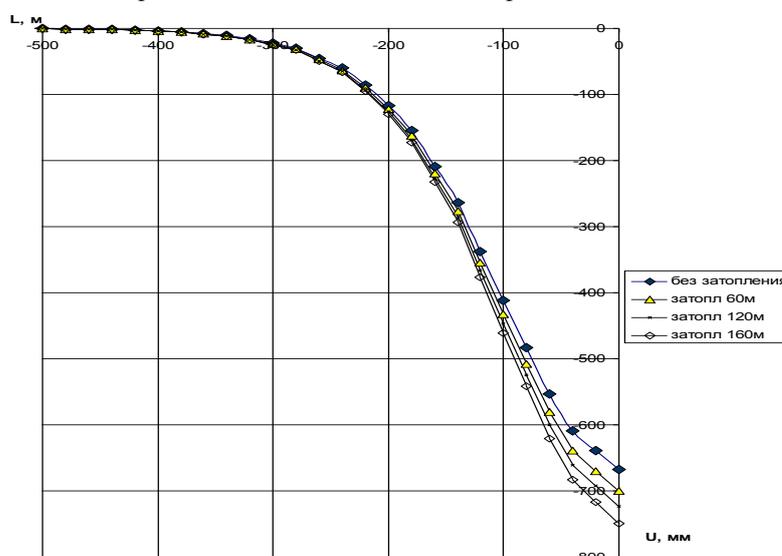


Рис. 3. Оседания поверхности над одиночной лавой в модели в исходном состоянии и при затоплении на 60-120-160м

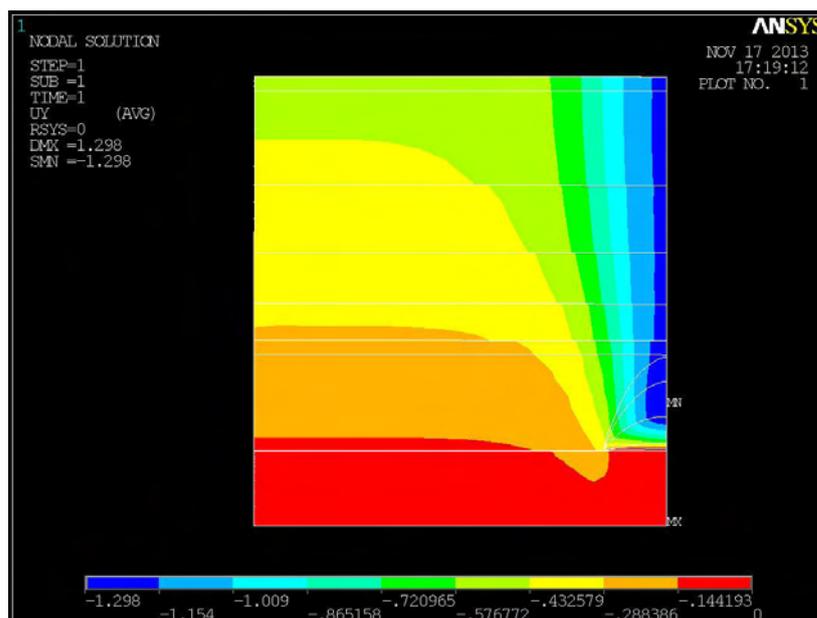


Рис. 4. Вертикальные смещения в модели при уровне затопления 160м

#### Литература

1. Ревва В.Н. Изменение физико-механических свойств горных пород при водонасыщении в условиях объемного нагружения./В.Н. Ревва/ Наукові праці УкрНДІМІ НАН України. — 2013. — №12. — С.179 – 190

2. Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом / Отраслевой стандарт. — К. : Мінпаливенерго України, 2004.

**Е.Н. ГРИЩЕНКОВА**

*Донецкий Национальный технический университет, Украина*

## **ОБОСНОВАНИЕ УСЛОВИЙ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭЛЕКТРОННЫХ ТАХЕОМЕТРОВ ДЛЯ ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ ИЗМЕРЕНИЙ НА МАРКШЕЙДЕРСКИХ НАБЛЮДАТЕЛЬНЫХ СТАНЦИЯХ**

Мониторинг сдвижения земной поверхности на обрабатываемых территориях предполагает проведение систематических инструментальных наблюдений на маркшейдерских наблюдательных станциях. Традиционная технология таких измерений, основанная на геометрическом нивелировании реперов профильных линий и измерении расстояний между реперами с помощью стальных рулеток, обладает высокой точностью, но вместе с тем является достаточно трудоёмкой. Поэтому сейчас довольно часто в измерениях на маркшейдерских наблюдательных станциях используются электронные тахеометры, поскольку они обеспечивают высокую скорость съёмки и обработки результатов измерений.

Однако применение электронных тахеометров не гарантирует требуемой точности определения длин интервалов и отметок реперов наблюдательных станций. В связи с этим актуальной является задача оценки точности результатов измерений с помощью электронных тахеометров, выполненных на маркшейдерских наблюдательных станциях.

В результате измерений электронным тахеометром реперов наблюдательной станции определяют пространственные координаты этих реперов, а затем по ним вычисляют расстояния между реперами. Согласно действующей Инструкции [1] расхождение в длине интервалов между реперами не должно превышать 1:10000, а расхождение в суммах превышений между прямым и обратным ходами (в мм) не должно быть более  $15\text{мм}\sqrt{L}$ , где  $L$  – длина хода в одном направлении, км.

Средние квадратические погрешности (СКП) определения длин и превышений между соседними реперами 1 и 2 находят с учетом погрешностей координат:

$$m_L^2 = \left(\frac{x_1 - x_2}{L}\right)^2 \cdot (m_{x_1}^2 + m_{x_2}^2) + \left(\frac{y_1 - y_2}{L}\right)^2 \cdot (m_{y_1}^2 + m_{y_2}^2) + \left(\frac{z_1 - z_2}{L}\right)^2 \cdot (m_{z_1}^2 + m_{z_2}^2),$$
$$m_H^2 = m_{z_1}^2 + m_{z_2}^2,$$

где  $m_L$  – СКП определения расстояния между реперами;  $m_H$  – СКП определения превышения между реперами;  $x_i, y_i, z_i$  – координаты репера  $i$ ;  $L$  – расстояние между соседними реперами.

Одной из задач исследования является минимизация погрешностей, суть которой состоит в определении оптимального места расположения съёмочной точки относительно реперов наблюдательной станции. Измерения электронным тахеометром производятся преимущественно по двум основным схемам: а) тахеометр располагается в стороне от профильной линии; б) тахеометр располагается в створе профильной линии.

Для определения оптимальной схемы измерений смоделированы четыре профильных линии с интервалами 5, 10, 20 и 25 м между реперами. Тахеометр располагается на определенных расстояниях от профильной линии реперов. Начальная величина кратчайшего расстояния до профильной линии составляет 5 м. Затем это расстояние последовательно увеличивается на 5 м. Для учета рельефа местности и оценки погрешностей превышений каждый расчет проводится для четырех вариантов углов наклона: 0°, 5°, 10° и 15°. Все расчеты проведены с учетом выполнения съёмки тремя приемами; в качестве исходных данных для расчетов были использованы СКП измерений углов и длин, соответствующие характеристикам электронного тахеометра Sokkia Set 530 RK3 (точность измерения углов 5", точность измерения расстояний  $\pm 2 \text{ мм} + 2 \text{ ppm}$  на призму).

Расчёт СКП определения длин интервалов и превышений выполнен для 640 вариантов условий измерений на наблюдательной станции. Анализ результатов расчётов позволил установить ряд зависимостей: а) относительные погрешности определения длин и превышений растут по мере увеличения расстояния от тахеометра до профильной линии; б) увеличение интервала между реперами способствует уменьшению относительных погрешностей длин, но практически не влияет на СКП определения превышений; в) изменение угла наклона в диапазоне от 0° до 15° оказывает незначительное влияние на точность определения длин и превышений (не более 0,1 мм).

Обработка результатов измерений по методике, изложенной в Инструкции[1], позволяет определить

величины сдвижений и деформаций земной поверхности вдоль профильной линии наблюдательной станции (оседания, наклоны, кривизну, горизонтальные сдвижения и деформации). С помощью функций общего вида определены СКП для каждого вида сдвижений и деформаций, а затем выполнен их расчёт для различных условий измерений электронным тахеометром реперов наблюдательных станций.

Анализ результатов расчета показывает зависимость величины СКП оседаний, наклонов и в значительной степени кривизны от СКП определения превышений, а также зависимость СКП горизонтальных деформаций и в меньшей степени кривизны – от СКП определения длин.

Так, для типовой наблюдательной станции с интервалом между реперами, равным 20 м, и расстоянием от тахеометра до профильной линии, также равным 20 м, максимальные СКП составляют: для оседаний – 4,4 мм, для наклонов –  $0,3 \cdot 10^{-3}$ , для кривизны –  $0,2 \cdot 10^{-4}$  1/м, для горизонтальных сдвижений – 2 мм, для горизонтальных деформаций –  $0,1 \cdot 10^{-3}$ .

Для выявления факторов, оказывающих наибольшее воздействие на СКП определения деформаций, был выполнен ряд расчётов с последовательным изменением условий измерений. Так, увеличение расстояния съёмки до 500 м приводит к увеличению СКП оседаний до 10 мм, наклонов – до  $0,7 \cdot 10^{-3}$ , горизонтальных сдвижений – до 10 мм и деформаций – до  $0,7 \cdot 10^{-3}$ . На рост СКП кривизны больше других факторов действует уменьшение интервала между реперами (для интервала 5 м СКП кривизны составит  $2 \cdot 10^{-4}$  1/м).

Съёмка прибором меньшей точности ( $m_b = 10''$ ,  $m_l = 3 \text{ мм} + 2 \text{ мм/км}$ ) или выполнение съёмки одним приемом приводит к росту СКП оседаний до 8 мм и наклонов – до  $0,6 \cdot 10^{-3}$ .

Съёмка в безотражательном режиме с максимального расстояния (для SokkiaSet 530 RK3 – 350 м) также негативно влияет точность определения сдвижений и деформаций: рост СКП оседаний до 7 мм, наклонов – до  $0,5 \cdot 10^{-3}$ ; горизонтальных сдвижений – до 7 мм; деформаций – до  $0,5 \cdot 10^{-3}$ .

Минимальных значений СКП определения сдвижений деформаций земной поверхности можно достичь при соблюдении рекомендуемых условий съёмки (табл. 1).

Таблица 1

Рекомендуемые условия при использовании электронного тахеометра

Тахеометр в стороне от профильной линии			Тахеометр в створе профильной линии		
Интервал между реперами, м	Количество снимаемых точек	Расстояние до профильной линии, м	Интервал между реперами, м	Количество снимаемых точек	Расстояние до профильной линии, м
5	3	15-20	5	Съёмка не рекомендуется	
10	5	25-35	10	Съёмка не рекомендуется	
20	10	10-70	20	5	10-100
	20	10-25		10	10-50
25	10	10-100	25	15	10-100
	18	10-80		20	10-65

«Правилами подработки...» [2] определены нормативные показатели допустимых деформаций для различных объектов. Например, допустимые деформации для подземного газопровода составляют  $1 \cdot 10^{-3}$ , подземного секционного водопровода –  $1,5 \cdot 10^{-3}$ , подземного нефтепровода –  $2 \cdot 10^{-3}$ , магистральной линии железной дороги –  $2,5 \cdot 10^{-3}$ . При соблюдении рекомендуемых условий СКП определения деформаций для данных объектов не будут превышать 5-10% величины допустимых показателей. При нарушении этих условий (например, при увеличении расстояния съёмки) СКП определения деформаций могут достигать 50-70% величины допустимого показателя или даже превышать его (при совпадении нескольких факторов, неблагоприятно влияющих на точность). Это означает, что только строгое соблюдение рекомендуемых условий съёмки способно обеспечить требуемую точность определения величины сдвижений и деформаций.

**Выводы.** В результате проведенных исследований определены условия применения электронного тахеометра для инструментальных измерений на маркшейдерских наблюдательных станциях, при которых погрешности определения расстояний и превышений между реперами наблюдательных станций удовлетворяют требованиям нормативных документов.

Для ответственных объектов с достаточно строгими нормативными допустимыми показателями необходимо соблюдать условия измерений электронным тахеометром, которые предполагают уменьшение погрешностей определения величин сдвижений и деформаций. При отсутствии возможности проведения съёмки в соответствии с рекомендациями имеет смысл предпочесть электронному тахеометру традиционную технологию измерений на наблюдательной станции.

### Литература

1. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород, земной поверхности и подрабатываемыми сооружениями на угольных и сланцевых месторождениях: Утв. Минуглепром СССР 30.12.87. – М.: Недра, 1989. – 96 с.
2. 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.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ТОЧНОСТИ ЦИФРОВЫХ КАРТОГРАФИЧЕСКИХ РЕСУРСОВ

**Актуальность.** На данный момент GNSS-карты прочно укоренились на рынке продукции массового потребления. Их можно разделить на два основных типа: векторные и растровые. Растровые представляют собой спутниковое изображение или отсканированную карту местности, которая имеет координатную привязку. Векторные карты – это так называемые базы данных, где хранится информация об объектах, их характеристиках и взаимном месторасположении, географических координатах и прочее. Сегодня поддержку работы с GNSS-приемниками предоставляют такие интернет-сервисы: Карты Google, Яндекс Карты, iGO, OpenStreetMap, HERE Maps, Карта Визиком Украина и др.

Крупнейшими производителями карт для навигаторов являются: HERE Maps, Navitel, Аэроскан и др. Сейчас также существует множество открытых проектов, благодаря которым сами пользователи могут принимать участие в производстве карт.

В связи с наличием большого количества бесплатных цифровых картографических ресурсов возникает вопрос определения наиболее точного и оптимального из них для получения пространственных данных.

**Целью** исследования является определение точности цифровых карт открытых ресурсов, которые используются для получения различных пространственных характеристик. В ходе работы использованы следующие методы исследования: системного анализа и синтеза (для рассмотрения методов формирования пространственной информации), методы сравнительного анализа (для определения наиболее удачного картографического ресурса). Исходные данные для выполнения исследования получены с помощью измерений на местности.

**Основная часть.** Сигналы, которые получает GNSS-приемник от спутников, несут в себе ионосферные, тропосферные и иные виды искажений. Таким образом, регламентированная производителями погрешность для приемников навигационного класса составляет 10 – 15 метров [1].

Для нужд обычных пользователей открытые цифровые картографические ресурсы обеспечивают наибольшую точность картографической подложки в пределах крупнейших городов [3]. Поэтому для исследования были отобраны наиболее примечательные строения, находящиеся в разных районах города Днепропетровска.

При одинаковых условиях в разных районах города были измерены координаты точек с помощью прибора GPS Trimble R3 геодезического класса точности (одночастотный, 12 каналов; точность: статика  $\pm 5$  мм+0,5 мм/км; кинематика  $\pm 10$  мм+1 мм/км) в системе координат WGS 84.

Координаты точек одного из углов поворотов десяти домов приведены в табл. 1.

Таблица 1

Координаты точек одного из углов поворотов десяти домов

№	Адреса домов	Координаты	
		Долгота	Широта
1	ул. Аверина, 57	48°29'10.73383"	34°57'40.55910"
2	ул. Глинки, 2	48°28'03.77238"	35°03'01.94126"
3	Запорожское шоссе, 62	48°24'06.72358"	35°02'06.01317"
4	просп. Карла Маркса, 97	48°28'13.87429"	35°01'57.76162"
5	ул. Кондукторская, 9	48°29'24.99777"	35°08'17.58046"
6	ул. Космонавтов, 12	48°24'49.74647"	35°07'46.60424"
7	ул. Лазаряна, 2	48°26'13.07781"	35°02'59.32572"
8	ул. Мониторная, 3	48°28'46.54920"	34°54'36.86458"
9	ул. Нижнеднепровская, 17	48°31'42.99590"	35°02'00.55518"
10	просп. Петровского, 31	48°27'58.86043"	34°58'44.13675"

Далее были нанесены точки с известными координатами на карты определенных интернет ресурсов. В исследовании участвовали наиболее распространённые из них – Googlemaps, Yandexmaps и Heremaps.

Впоследствии нанесения измеренных координат на карты вышеуказанных ресурсов во всех десяти случаях ни один ресурс не дал точного отображения местоположения искомой точки. Истинные положения одной из точек углов поворотов зданий (полученные в результате измерений GPS приемником геодезического класса точности) находятся на карте в достаточной отдаленности от точек, отображаемых ресурсом. В табл. 2 приведены значения расхождения в метрах.

Анализируя полученные данные, можно сделать вывод, что лучшая точность у цифровых карт интернет-сервиса Googlemaps (средняя величина расхождения 5м). В ходе выполнения работы установлено, что хотя при выполнении наблюдений были выдержаны одинаковые требования, точность картографического изображения для разных частей города различна. Погрешность GNSS-навигаторов обеспечивает точность позиционирования до 15 метров, но если сама картографическая подложка настолько не точно отображает истинное положение объектов недвижимости, то это может увеличить погрешность позиционирования в разы. Следует так же отметить качество оцифровки домов, что немаловажно при совершении ориентирования при помощи карт. У ресурса Heremaps оно менее всего соответствует действительности.

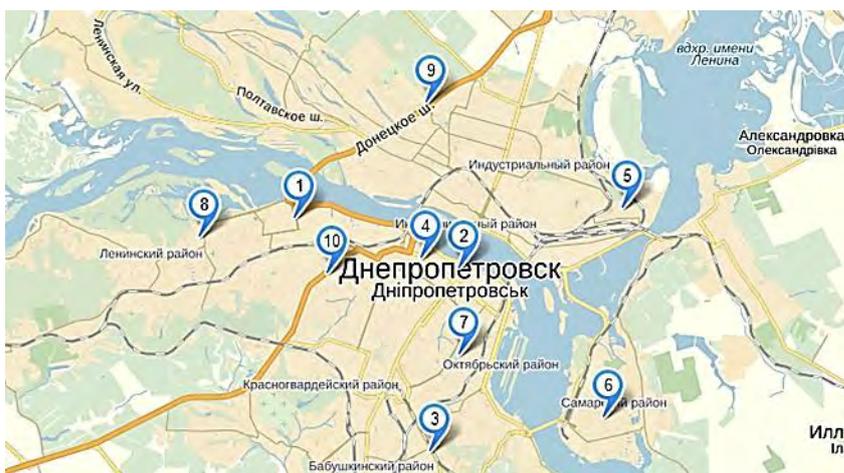


Рис.1. Изображение местоположения десяти измеренных точек в г. Днепропетровск (изображение получено с помощью ресурса <http://maps.yandex.ua/>)

Таблица 2

Значения расхождения в метрах

Номер дома	Расхождения, м			Среднее значение
	Googlemaps	Yandexmaps	Heremaps	
1	5	17	5	9
2	12	11	10	11
3	4	52	10	22
4	5	26	5	12
5	4	44	7	18
6	5	31	3	13
7	4	33	4	14
8	12	21	6	13
9	4	12	10	9
10	2	9	4	5
Среднее значение	5	25	6	12

**Выводы.** В результате исследования установлено, что различные бесплатные ресурсы цифровых карт, которые используются в различных сферах деятельности (землеустройство, геология, аграрные отрасли, промышленность, навигация и т.д.) имеют разную точность картографических материалов. Установлен ресурс с цифровым картографическим изображением, которое наиболее соответствует фактическому положению объектов на местности. Для поиска такого ресурса были выполнены измерения на местности, методы сравнительного анализа. В результате исследования установлено, что для карт Google погрешность определения положения составляет 5 м, Yandex – 25 м, Heremaps – 6 м. В соответствии с [2] современные методы дистанционного зондирования Земли позволяют получать исходные растровые изображения с субметровой точностью. При их дальнейшей векторизации точность ухудшается. В связи со сложившейся ситуацией необходимо провести корректировку картографической основы соответствующих ресурсов. На данный момент на территории Украины произведена оцифровка карт масштаба 1:10000 с точностью 0,5 – 0,7 мм (в масштабе карты), что также может не удовлетворять целям конечного потребителя, так как погрешность пространственного положения составляет минимум 5 – 7 метров, что не улучшило общую ситуацию с точностью картографических материалов.

Дальнейшее исследование планируется провести в направлении обоснования параметров для уточнения пространственного положения объектов на различных картографических ресурсах внутри города Днепропетровска. Такое исследование позволит определить функциональные зависимости погрешностей при позиционировании от места их локализации для последующего исправления, а имея результаты для отдельно взятого крупного города можно, впоследствии, их экстраполировать для всей территории Украины.

## Литература

1. Геодезические приемники GPS // Способ доступа: [http://www.demetra5.kiev.ua/ua/catalog/geodezicheskie\\_prijomniki](http://www.demetra5.kiev.ua/ua/catalog/geodezicheskie_prijomniki).
2. Крельштейн П.Д. Современное состояние перспективного развития космических систем дистанционного зондирования Земли и анализ бортовых съемочных систем / П.Д.Крельштейн // Инженерная геодезия: науч.-техн. сб. – К., 2013. – Вып. 59. – С. 137 – 143.
3. Малащук А.С. Обоснование технологии создания цифровых топографических карт и планов для нужд государственного земельного кадастра / А.С. Малащук // Аграрный вестник Причерноморья. – 2009. – Вып. 51. – С. 86 – 90.

**О.А. КУЗЬЯЕВА, Е.А. СДВИЖКОВА, А.С. ИВАНОВ**  
*Государственный ВУЗ «Национальный горный университет»  
Днепропетровск, Украина*

## **ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК НА НАЧАЛЬНОЙ СТАДИИ РАЗВИТИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА**

**Актуальность.** Внедрение высокоэффективной угледобывающей техники на шахтах Западного Донбасса предполагает глубокое геомеханическое обоснование всех технических решений, направленных на повышение темпов работ при одновременном обеспечении безопасности рабочих. В частности, внедрение струговой технологии потребовало геомеханического сопровождения на всех этапах развития горных работ: сооружения монтажной камеры, проведения разрезной печи и отхода от нее, момента первичной посадки основной кровли, стационарного движения, а также подхода лавы к демонтажному штреку. В данной статье внимание сфокусировано на первых трех этапах работ, поскольку они в наибольшей степени определяют безопасную и эффективную добычу угля в условиях тонких угольных пластов и слабых вмещающих пород.

**Целью** данной работы является изучение процесса формирования зон разрушения над монтажной камерой при присекании угольного пласта и отходе лавы от разрезной печи с учетом влияния скорости движения забоя лавы.

**Основная часть. Обеспечение устойчивости монтажной камеры и разрезной печи.** В последние годы для осуществления монтажа добычного оборудования в условиях тонких пологих пластов, характерных для Западного Донбасса, повсеместной практикой стало проведение монтажной камеры в два этапа: проведение подготовительной выработки полным сечением, а затем (либо параллельно) у бока выработки присека пласта шириной, равной длине секции монтируемой крепи. При отходе секций комплекса от монтажной камеры присекающая полость увеличивается вплоть до первичной посадки кровли, создавая тем самым дополнительное давление на крепь монтажной камеры.

Для оценки этого давления моделировались несколько стадий формирования поля напряжений (каждая стадия представляет формирование дополнительной полости): 1 стадия – монтажная камера арочной формы; 2 стадия – разрезная печь; 3 стадия – полость, имитирующая выработанное пространство при отходе секций крепи на 5 м от разрезной печи в процессе выемки угля. На каждой стадии методом конечных элементов определяются все компоненты напряжений, деформаций и перемещений. Использовалась процедура «накопления деформаций»: деформации массива на предыдущей стадии учитывались при определении напряженно-деформированного состояния на последующей стадии. На каждом этапе решения оценивалась зона развития неупругих деформаций (зона разрушения). В качестве условия перехода пород в разрушенное состояние использовался критерий Хоека-Брауна, а также аналитический критерий прочности Парчевского-Шашенко [1], разработанный в НГУ, как альтернативный вариант для подтверждения адекватности применяемых теорий прочности по отношению к слабым породам Западного Донбасса.

Ниже приведены результаты расчетов, выполненные применительно к монтажной камере и разрезной печи 163-й лавы горизонта 470 м шахты «Степная». Начальное поле напряжений составляет 18 МПа. На рис. 1 показаны результаты расчетов в виде зон разрушения на различных стадиях формирования выработок.

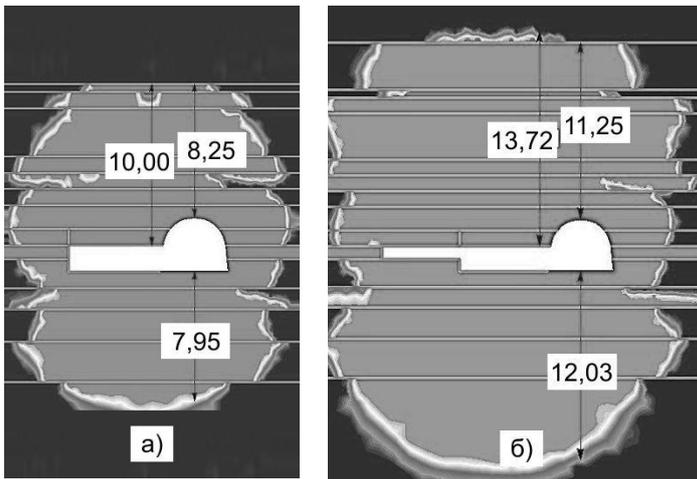


Рис.1. Зоны разрушения при проходке разрезной печи (а, стадия 2) и при отходе лавы на 5 м (б, стадия 3)

При выезде секций из разрезной печи (стадия 3) давление пород на крепь присечной выработки увеличится до 2635 кН/м.

Данный расчет, выполненный для конкретных условий, показывает, что основной геомеханической характеристикой является нагрузка на крепь, полученная как вес пород в зоне разрушения.

**Учет скорости подвигания очистного забоя.** Натурные и лабораторные исследования, проводимые различными исследователями, свидетельствуют о том, что скорость отработки угольного пласта влияет на проявления горного давления. В литературных источниках очень мало данных, касающихся влияния темпов горных работ на геомеханические процессы в условиях слабометаморфизированных пород Западного Донбасса. Однако в связи с внедрением новой высокопроизводительной техники на шахтах компании «ДТЭК Павлоградуголь» и существенном возрастании нагрузки на забой задача учета скорости подвигания очистного забоя при прогнозе проявлений горного давления становится все более актуальной для данного региона.

В работе [3] получена теоретическая зависимость увеличения среднего предела прочности образцов пород  $\bar{R}_c$  до величины  $R_{cn}$  при увеличении скорости нагружения  $V_0$  в  $n$  раз, то есть до величины  $V(\eta)$  – относительная вариация значений прочности образцов в выборке):

$$\frac{R_{cn}}{R_c} = 1 + 1,28 \cdot \eta \cdot \ln \frac{V}{V_0} \quad (2)$$

Применительно к процессам в породном массиве эта зависимость дает следующее: при увеличении скорости подвигания забоя растет сопротивляемость пород, следовательно, менее интенсивно развиваются зоны разрушения. Так, в условиях 163-й лавы шахты «Степная» первичная посадка кровли произошла, когда размер выработанного пространства позади забоя лавы составил 35 м (рис.2,а). При этом, согласно моделированию зона разрушения пород достигла высоты 36,6 м. Такой размер зоны разрушения в кровле очистной выработки следует считать критическим, предшествующим посадке кровли. При удвоении скорости отработки прочность пород согласно формуле (2) увеличится в 1,5 раза. Тогда, при том же размере выработанного пространства, высота зоны разрушения составила бы только 15 м и критическая ситуация не наступила (рис. 2,б). Критической высоты (36 м) зона разрушения при увеличенной скорости отработки достигнет при размере выработанного пространства 45 м.

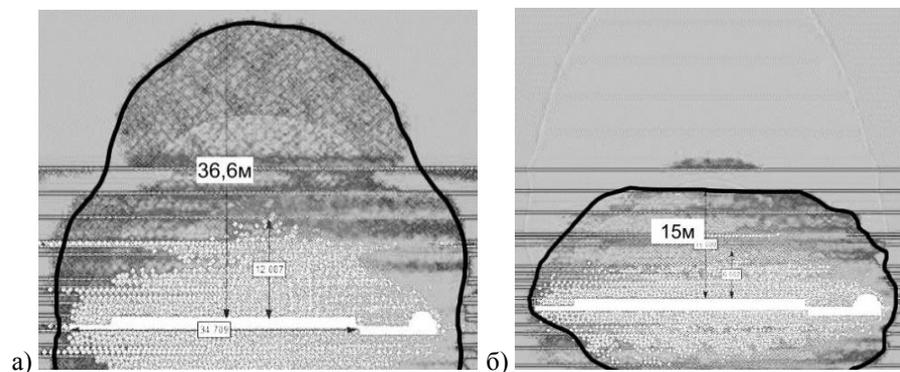


Рис 2. Влияние скорости отработки на шаг обрушения кровли при различной скорости ведения очистных работ: а –  $V = V_0$ ; б –  $V = 2V_0$  ( $R_{cn} = 1,5R_c$ )

После обобщения результатов статистических данных по шахтам с учетом теоретических

представлений получена формула для шага первичной посадки кровли в условиях Западного Донбасса:

$$a = \frac{R_c \cdot k_c \cdot k_b}{1,5\gamma \sqrt[3]{H}} \cdot k_v, \quad (3)$$

где:  $k_c, k_b$  – коэффициенты, учитывающие соответственно структурную неоднородность и обводненность пород. Скорость подвигания лавы учитывается коэффициентом  $k_v$ :  $k_v = 1$  при  $V < V_0$ ,  $k_v = 1 + 0,8 \cdot \ln(V/V_0)$  при  $V > V_0$ .

Величину граничного значения  $V_0$  можно обосновать, обобщив статистические данные о скоростях подвигания угольных забоев. Согласно обработанным данным, с наибольшей частотой скорость подвигания забоя составляет 3,5 м/сут. Это значение может быть принято как «граничное». При скоростях отработки угольного пласта, меньших граничного значения  $V_0$ , коэффициент  $k_v$  следует принимать равным единице. При превышении указанного «граничного» значения скорости коэффициент  $k_v$  должен рассчитываться, исходя из относительного превышения скорости отработки.

Соответственно, при повышении скорости отработки увеличивается шаг посадки кровли. В качестве примера приведем результаты расчетов, выполненных для условий шахты «Степная». Для очистного забоя 163-й лавы был определен шаг посадки пород кровли, равный по бортовому штреку 33 метрам. При этом скорость подвигания очистного забоя составляла 3,0 – 3,2 м/сут. Согласно результатам проведенных численных экспериментов при увеличении скорости выемки угля до 6 м/сут шаг обрушения может достигать 43 – 45 м при отсутствии макронарушений в кровле угольного пласта.

**Выводы.** С помощью численных методов механики горных пород и современных теорий прочности рассмотрен процесс формирования зон разрушения над монтажной камерой и прирост нагрузки на крепь вследствие увеличения обнажения при отходе лавы от разрезной печи с учетом скорости подвигания очистного забоя. На основе много-вариантного моделирования для условий Западного Донбасса установлена новая законо-мерность увеличения шага обрушения основной кровли в зависимости от скорости подвигания очистного забоя.

#### Литература

1. Шашенко, А.Н. Деформационные модели в геомеханике /А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, С.Н. Гапеев. – Днепропетровск: НГУ, 2008. – 223 с.
2. Скипочка, С.И. Элементы геомеханики угленосного массива при высоких скоростях подвигания лав /С.И. Скипочка, Б.М. Усаченко Б.М, В.Ю. Куклин. – Днепропетровск: ЧП «Лири ЛТД», 2006. – 248 с.

**В.Д. КУЛИНИЧ, А.В. ВОРОБЬЕВ**

*Кременчугский национальный университет имени Михаила Остроградского,  
Украина*

## К ВОПРОСУ О ЗАЛЕЧИВАНИИ ТРЕЩИН ПОСЛЕ ДИНАМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ

Во всех технологических схемах добычи и переработки полезных ископаемых, представленных крепкими скальными породами, в качестве начального звена предусматривается их взрывное разрушение.

Большинство горных пород имеют кристаллическую структуру или состоят из сцементированных частей и, благодаря наличию химических связей, являются сплошным образованием, прочность которого в соответствии с фундаментальными положениями физики твердого тела определяется, в основном, количеством, размерами и ориентацией имеющихся различных дефектов атомной или молекулярной кристаллических решеток [1], а именно, точечных (нульмерных), линейных, а также цепочек точечных и линейных дефектов, создающих пространственные структуры, которые, в свою очередь, формируют микро- и макротрещиноватость горных пород. При этом присутствие газов в макротрещинах обуславливает увеличение расстояний между атомными слоями, вследствие чего ослабевают силы взаимодействия между ними, и снижается прочность образующихся осколков.

В некоторых экспериментальных исследованиях [2] зафиксировано выделение из породы газообразных продуктов после взрыва за счет процесса десорбции и освобождения части защемленных в макротрещинах газов, что сопровождается частичным восстановлением прочностных характеристик кусков горной массы. Это приводит к увеличению энергозатрат при дальнейшей механической дезинтеграции минерального сырья.

Поэтому весьма актуальным является предотвращение процесса восстановления прочностных характеристик кусков горной массы после взрывной отбойки до начала ее механической переработки и управления прочностными характеристиками.

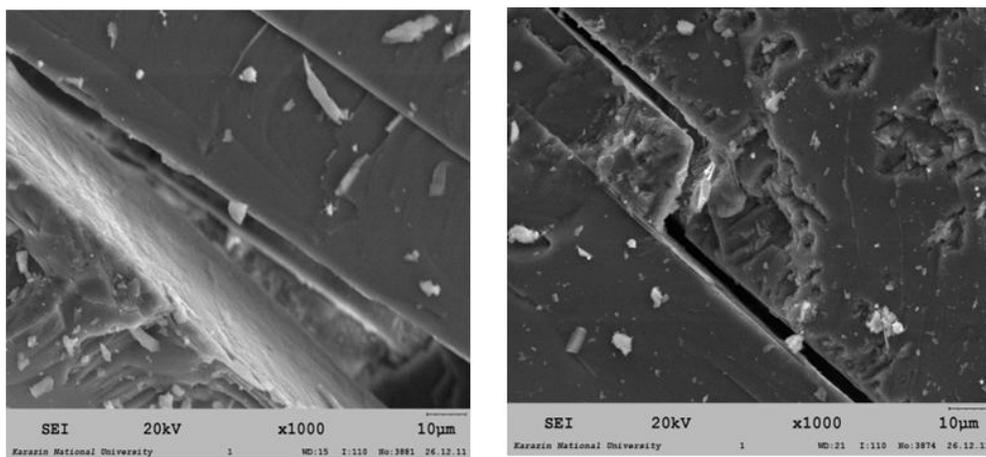
Экспериментально установлено проникновение продуктов детонации в полости микро- и макротрещин [3], но влияние этого явления на дальнейшие изменения физико-механических свойств

разрушенной взрывом породы изучено недостаточно. Процессу схлопывания микротрещин и восстановления прочности кусков отбитой взрывом горной массы могут препятствовать мелкодисперсные твердые частицы, попадающие внутрь полостей микротрещин и, осаждааясь на их стенках, образуют депозиты (отложения).

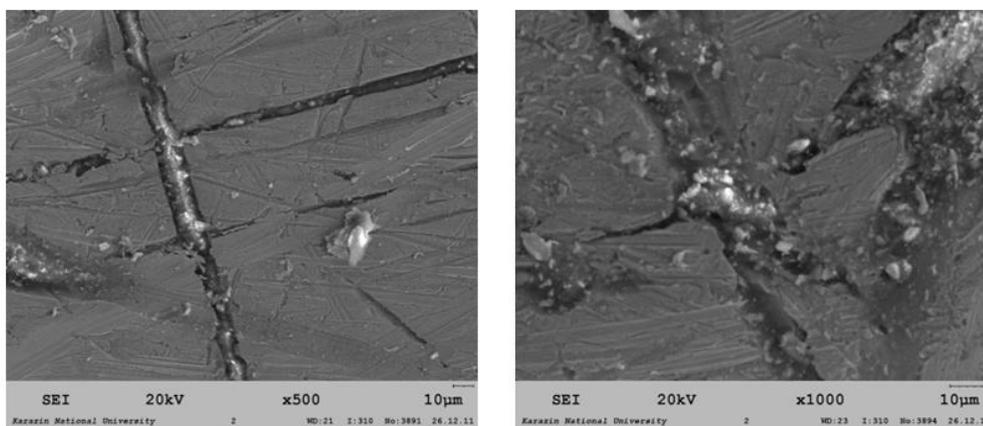
Заполнение полостей микротрещин твердыми частицами и образование депозитов в процессе их развития при воздействии импульсных нагрузок, по нашему мнению, может осуществляться тремя способами:

1) Попадание в микротрещины с газообразными продуктами детонации и механическое перемещение в них мелкодисперсных инертных твердотельных частиц (цементная пыль).

Например, цементная пыль, попав в микротрещины в процессе взрыва, практически полностью заполняет полости, препятствуя последующему их схлопыванию и восстановлению прочности породы (рис. 1). При наличии вокруг заряда взрывчатого вещества (ВВ) слоя мелкодисперсной инертной пыли после взрыва не наблюдали восстановления прочности горной породы с течением времени, о чем свидетельствуют данные (табл. 1, серия 3).



а) заряд тэна без инертных добавок и без оболочки



б) заряд с оболочкой из цементной пыли

Рис.1. Снимки, полученные на электронном микроскопе

2) Доставка продуктами детонации инертного вещества (например, йод) в газообразной фазе с последующей его конденсацией/сублимацией на стенках трещин.

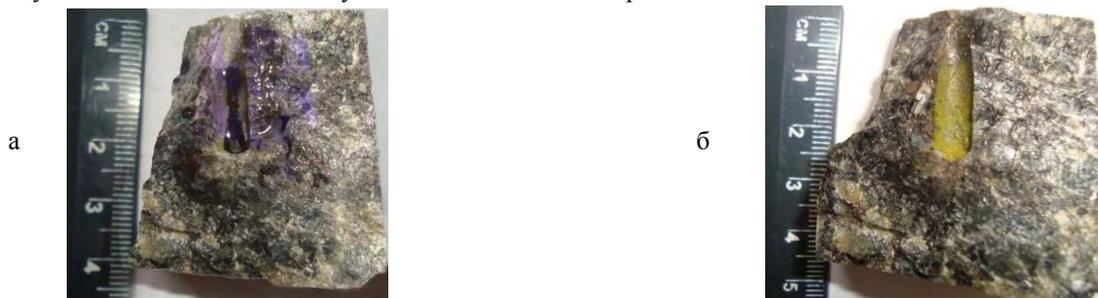


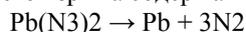
Рис.2. Зоны конденсации (депозиты) йода (а) и свинца (б) на поверхности трещин

Для экспериментального выявления йода в полостях микротрещин после неразрушающего взрыва

модели по нераскрытым трещинам раскалывали на несколько частей с помощью металлического клина. На поверхностях расколов визуально были обнаружены характерно окрашенные области, обработав которые раствором крахмала, наблюдали появление синей окраски, свидетельствующей о наличии йода (рис. 2,а).

3) Заполнение полостей микротрещин твердыми частицами при использовании взрывчатых веществ, продукты детонации которых содержат компоненты, склонные к образованию в трещинах адсорбционных слоев толщиной в одну или несколько молекул при снижении температуры и давления (азид свинца).

При детонации азид свинца продукты его взрыва содержат только два компонента – азот и свинец:



Можно предположить, что азот под давлением попадает в микротрещины вместе с атомами свинца, который конденсируется на стенках, образуя очаги конденсации в средней части микротрещин.

Дальнейшая обработка кусков разрушенных моделей раствором 80 %-ной серной кислоты, а после их просушки – раствором иодида калия показала, что проявилось ярко-желтое окрашивание, подтверждающее образование йодида свинца желтого цвета (рис. 2,б).

На основании статистической обработки результатов испытаний установили предел прочности образцов лабрадорита с течением времени после воздействия на них различных взрывных неразрушающих воздействий (табл. 1).

Таблица 1

Динамика изменения прочностных характеристик лабрадорита с течением времени после воздействия на них различных взрывных неразрушающих воздействий

Серия	Характеристика заряда	Тип инертных добавок в заряде, масса	Время после взрывного воздействия, час	Среднестатистический предел прочности лабрадорита, МПа
1	Отсутствует	Отсутствует	N/A	108,1 ±8,2
2	ВВ	Отсутствует	0	82,9±7,4
			1	87,5±6,8
3	ВВ	Цементная пыль, 10 мг	0	81,4±8,0
			1	80,0±6,6
4	ВВ	Йод, 6 мг	0	101,3±7,6
			1	77,2±6,2
5	Азид свинца, 112 мг	Отсутствует	0	107±8,0
			1	86,1±6,8

Другим способом управления прочностными характеристиками горных пород при взрыве является использование поверхностно-активных веществ (ПАВ), действие которых основано на адсорбционном понижении поверхностной энергии, что облегчает развитие трещин – эффект Ребиндера. Теоретические и экспериментальные исследования (В.В. Сынбулатов и др.) показывают, что адсорбция активных молекул из раствора происходит на свободных поверхностях и, прежде всего, на поверхности трещин [4, 5]. Поэтому ПАВ влияют на процесс образования и изменения параметров микротрещин.

Кинетика насыщения горных пород растворами ПАВ реализуется в три стадии [5], но в конечном итоге они определенным образом ориентируются на межфазных поверхностях раздела, понижая поверхностную энергию и прочность породных образований, изменяя структуру межфазных поверхностей (табл. 2).

Таблица 2

Динамика изменения прочностных характеристик лабрадорита после воздействия на них поверхностно-активных веществ

Предел прочности эталонных образцов лабрадорита при статических нагрузках	108,1 МПа
Предел прочности образцов лабрадорита при статическом нагружении при наличии ПАВ в зоне разрушения	77,09 МПа
Предел прочности образцов лабрадорита с течением времени (1 час) после воздействия на них неразрушающей импульсной нагрузки	98 МПа
Предел прочности образцов лабрадорита с течением времени (1 час) после воздействия на них ПАВ и импульсной нагрузки равной неразрушающей нагрузке в предыдущем испытании	Образцы были разрушены

Попадание поверхностно-активных веществ в микротрещины в зоне разрушения горных пород сокращает предел прочности пород в среднем на 23-25% при статических нагрузках. Результаты показывают, что за счет снижения поверхностной энергии на контактах минеральных образований (эффект Ребиндера) под действием поверхностно-активного вещества прочность пород значительно сокращается.

Снижение прочностных характеристик скальных горных пород позволит снизить динамические нагрузки при их дезинтеграции и уменьшить износ горнодобывающего оборудования.

## Литература

1. Шаскольская М.П. Кристаллография. – М.: Высшая школа, 1976. – 391 с.
2. Повышение эффективности действия взрыва в твердой среде / В.М. Комир, В.М. Кузнецов, В.В. Воробьев, В.Н. Чебенко. – М.: Недра, 1988. – С. 98–101.
3. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах; пер. с англ. / Г.П. Демидюк, Н.С. Бахаревич. – М.: Недра, 1980. – С. 399–409.
4. Сынбулатов В.В. Направленное изменение деформационных характеристик горных пород поверх-ностно-активными веществами // Материалы Уральской горнопромышленной декады 4–14 апреля 2005 г. – Екатеринбург: УНУ, 2005 г. – С. 19–20.
5. Латышев О.Г., Иванов С.С. Влияние трещиноватости горных пород на их деформационные характери-стики // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 1992. – № 3. – С. 23–27.

**В.А. ЛЕВЧЕНКО, С.В. ЗАЙЧЕНКО, С.П. ШЕВЧУК**

*Национальный технический университет Украины  
"Киевский политехнический институт"*

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВЯЗКИХ СВОЙСТВ МАТЕРИАЛОВ КРЕПЛЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Моделирование процесса строительных смесей с учетом их вязких свойств нуждается в тщательном изучении реологических процессов, которые сопровождают процесс роликового формирования физико-механических свойств контура и крепления тоннеля[1].

Процесс роликового формирования проходит в широком диапазоне скоростей движения роликового рабочего органа. С целью повышения производительности и для обеспечения стабильности процесса формирования, скорость движения рабочих органов при уплотнении кольцевых конструкций может превышать 5 м/с. При данных значениях скорости рабочих органов скорость касательных (угловых) деформации может превышать  $5\dot{n}^{-1}$ , что непременно при наличии вязких свойств уплотняемой среды приведет к возникновению дополнительной составляющей сопротивления.

Для определения реологических характеристик полидисперсных сред, которыми являются грунтовые и бетонные смеси может быть использован опыт МГУ экспериментального исследования распространения сильных возмущений в грунтах, путем распространения волн конечных амплитуд, с целью исследования скорости волны и связи между напряжениями и деформациями почвы[2-4]. К сожалению, целью данных исследований проведенных по указанной методике экспериментальных исследований было определение прочностных и деформационных параметров без установления реологических свойств грунтовых смесей.

Общее сопротивление деформации среды внешнему динамическому влиянию вызвано внутренними напряжениями, которые возникают в массиве во время уплотнения. Внутренние напряжения, в зависимости от характера возникающих деформаций, возможно представить суммы напряжений, которые возникают пластических(статических) и вязких(динамических) деформаций. Совместимое поведение полидисперсных смесей возможно смоделировать с помощью вязко-пластичной модели Бингама ( $B$ ) без учета упругой составляющей Гука  $H$  :

$$B = (N|StV)$$

где  $N$  - тело Ньютона;  $StV$  - тело Сен-Венана.

Модель Бингама многократно экспериментально подтверждена при моделировании процесса уплотнения строительных конструкций и может быть представлена для условий роликового формирования следующим выражением:

$$\tau_s = \tau_n + \tau_e,$$

где  $\tau_n$  - составляющая сопротивления сдвига, которая предопределена пластичными свойствами смеси;  $\tau_e$  - составляющая сопротивления сдвига, которая вызвана вязкими свойствами смеси.

Сопротивление  $\tau_n$  сдвига бетонной смеси зависит от степени уплотненности смеси и действия нормального давления, что позволяет использовать модель прочности Кулона-Мора :

$$\tau_n = \sigma_1 \operatorname{tg} \varphi + \tau_0, \quad (1)$$

где  $\sigma_1$  - нормальное давление;  $\varphi$  - угол внутреннего трения;  $\tau_0$  - начальное граничное сопротивление сдвигу(сцепление).

Вязкие свойства среды в модели Бингама представлены телом Ньютона, которое описывается

уравнением:

$$\tau_e = \mu \dot{\gamma} \quad (2)$$

где  $\mu$  - коэффициент динамической вязкости смеси;  $\dot{\gamma}$  - скорость касательной деформации.

Модель вязко-пластичной среды с учетом выражений (1, 2) приобретает вид:

$$\tau_s = \sigma_x \operatorname{tg} \varphi + \tau_0 + \mu \dot{\gamma}. \quad (3)$$

Максимальные главные касательные напряжения, которые возникают в среде определяются выражением:

$$\tau_{max} = \frac{(\sigma_1 - \sigma_3)}{2} \quad (4)$$

где  $\sigma_1, \sigma_3$  - главные напряжения среды.

Учтя уравнение для максимальных касательных напряжений и уравнение (3) сделав допущение, что главные напряжения сориентированы по направлению к плоскости нагрузки перпендикулярно и параллельно соответственно, получим математическое выражение условия предельного равновесия для грунтовых и строительных смесей:

$$\frac{(\sigma_1 - \sigma_3)}{2} = \sigma_1 \operatorname{tg} \varphi + \tau_0 + \mu \dot{\gamma}. \quad (5)$$

Решив приведенное уравнение относительно динамической вязкости смеси, при известных прочностных (статических) характеристиках (ГОСТ 12248-96), напряжениях и скорости деформации, которые возникают в среде во время динамической нагрузки возможно установить основные реологические характеристики сред, которые обрабатываются при роликовом методе уплотнения:

$$\mu = \frac{\frac{(\sigma_1 - \sigma_3)}{2} - \sigma_1 \operatorname{tg} \varphi - \tau_0(y)}{\dot{\gamma}}. \quad (6)$$

При действии индентора круговой формы под зоной контакта образуется зона, которая характеризуется практическим отсутствием деформаций. Одними из первых исследователей, которые исследовали данное явление Ж. Биарез и В.И. Курдюмов, установили, что образованная зона раздвигает в стороны остальной материал (рис. 1). Площадки сдвига при пластическом деформировании смесей из ориентированные под углом к направлению действия пуансона:

$$\alpha = \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}. \quad (7)$$

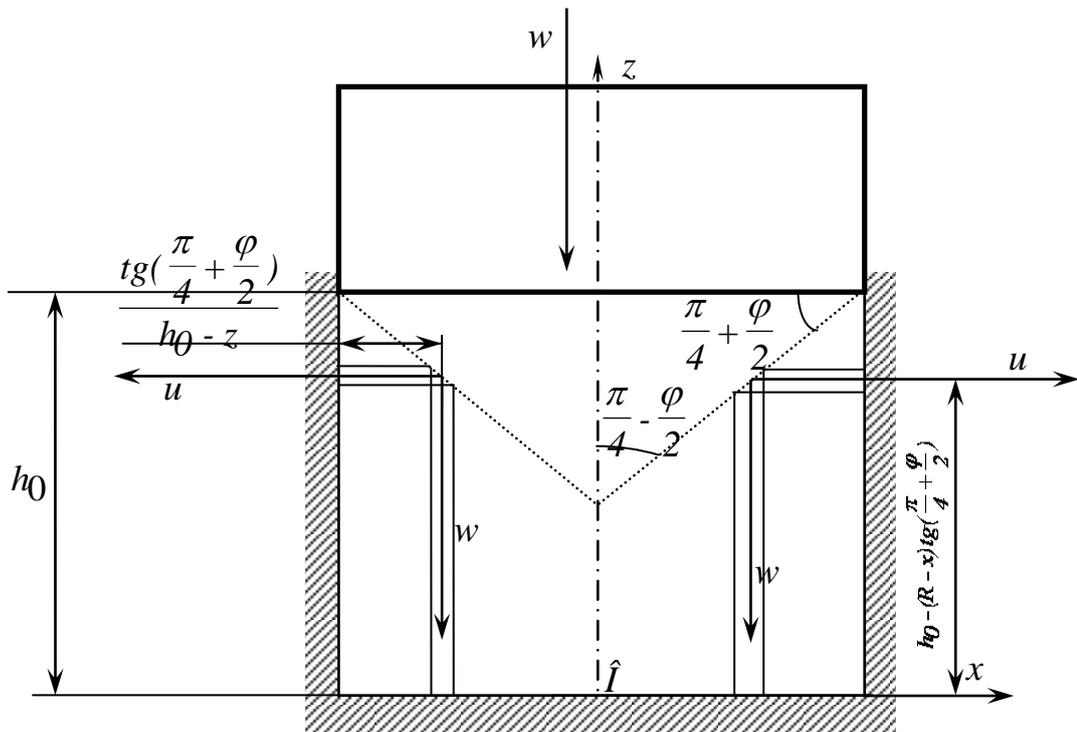


Рис. 1. Схема определения скорости касательной деформации

Используя схему приведенную на рисунке 1 определены среднее интегральное значение угловой

скорости по высоте датчика  $d$  на периферии образца :

- при условии  $d > h_0 - R \operatorname{tg}(\beta)$  :

$$\begin{aligned} \bar{\gamma}_d &= \frac{1}{d} \left( \int_0^{h_0 - R \operatorname{tg}(\beta)} \frac{\dot{w} z \operatorname{tg}(\beta)}{(h_0 - \operatorname{tg}(\beta)(R - R))^2} dz + \right. \\ &+ \left. \int_{h_0 - R \operatorname{tg}(\beta)}^d \left( \frac{\dot{w}(R - R)}{(h_0 - z)^2} + \frac{\dot{w} z \operatorname{tg}(\beta)}{(h_0 - \operatorname{tg}(\beta)(R - R))^2} \right) dz \right) = \\ &= \frac{d \dot{w} \operatorname{tg}(\beta)}{2 h_0} \end{aligned} \quad (8)$$

- при условия  $d < h_0 - R \operatorname{tg}(\beta)$  :

$$\bar{\gamma}_d = \frac{1}{d} \int_0^d \frac{\dot{w} z \operatorname{tg}(\beta)}{(h_0 - \operatorname{tg}(\beta)(R - R))^2} dz = \frac{d \dot{w} \operatorname{tg}(\beta)}{2 h_0}, \quad (9)$$

где  $\beta = \frac{\pi}{4} + \frac{\varphi}{2}$ .

Значение вертикальных и горизонтальных значений нормальных напряжений и скорость деформирования, которые необходимы для определения вязкости сред за приведенным формулами, определялись из графиков динамической нагрузки при устоявшейся скорости движения пуансона. Значения динамической вязкости в зависимости от состава и типа смеси ставило от 194 до 483 Па·с.

Разработанные методики определения характеристик материалов, которые используются при возведении крепления туннеля роликовым методом уплотнения и проведенные за данными методиками экспериментальные исследования позволяют использовать полученные результаты для дальнейшего их использования в теоретических исследованиях процессов уплотнения.

#### Литература

1. Зайченко С. В. Моделирование процесса контактного взаимодействия роликового рабочего органа с обрабатываемой средой при формировании затрубного пространства тоннеля: сб. наук. тр. / С. В. Зайченко // Вестник Национального технического университета Украины, серия «Горняк». – К.: НТУУ «КПІ»; Зат «Техновзрив». – 2012, Вип. 22. – С. 123–130.
2. Гримза Ю. И. Некоторые результаты экспериментальных исследований по определению скорости распространения продольных волн в образцах грунта. Сб. «Динамика грунтов», № 44. Госстройиздат, М., 1961.
3. Гримза Ю. И. Прямой экспериментальный метод построения ударных диаграмм сжатия грунтов. Сб. «Применение вибрации в строительстве», № 51. Госстройиздат, М., 1962.
4. Алексеев Н. А. Метод определения динамических характерне тик грунтов при больших давлениях. Сб. «Динамика грунтов», № 44. Госстройиздат, М., 1961.

**В.П. ПОДШИВАЛОВ, В.А. КУЗЬМИЧ**

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

## ОДИН ИЗ ПУТЕЙ СИСТЕМАТИЗАЦИИ БАЗ ТОПОГРАФО-ГЕОДЕЗИЧЕСКИХ ДАННЫХ

Современные информационные и цифровые технологии картографирования существенно расширяют возможность применения баз данных в режиме реального времени. Повсеместно внедряются новые технологии координирования, в том числе основанные на спутниковых системах позиционирования. Метод для формирования цифровой модели местности, получающий все большее распространение на практике, основан на материалах наземной топографической съемки электронными сканерными приборами [1]. К настоящему времени накоплен огромный объем материалов топографических съемок, выполненных традиционными технологиями. В связи с этим, задачей является совместное использование всего многообразия информации о земной поверхности и объектах на ней. Опыт цифрования материалов крупномасштабных съемок и созданных на их основе топографических планов показывает необходимость их приведения в единую систему координат. При этом, как известно, системы координат топографических планов не имеют строгой математической основы, и соответственно параметров их связи. В работе [2] приведены методы преобразования систем координат с известными параметрами связи.

Для решения задачи преобразования систем координат предлагается применять метод наименьших квадратов. В [3] приведен алгоритм преобразования систем координат, не имеющих известных параметров

связи. Метод основан на координатах связующих точек, полученных в двух различных системах. Исследования проводятся с целью изучения эффективности работы метода наименьших квадратов по определению параметров связи и преобразованию координат.

На практике важно знать, сколько необходимо и достаточно связующих точек, чтобы обеспечить необходимую точность преобразования. Для исследования применяется модельный способ. Принимаем истинные значения координат в одной системе и параметры преобразования в другую. Вводим искажения этих значений с применением генератора случайных чисел, подчиняющихся нормальному закону распределения. По координатам двух связующих точек вычисляем приближенные значения параметров преобразования (две координаты, масштаб и угол разворота осей координат). В итоге получаем вероятнейшие значения параметров преобразования и координат связующих точек и сравниваем с истинными значениями. Работа алгоритма проиллюстрирована на рисунке 1.

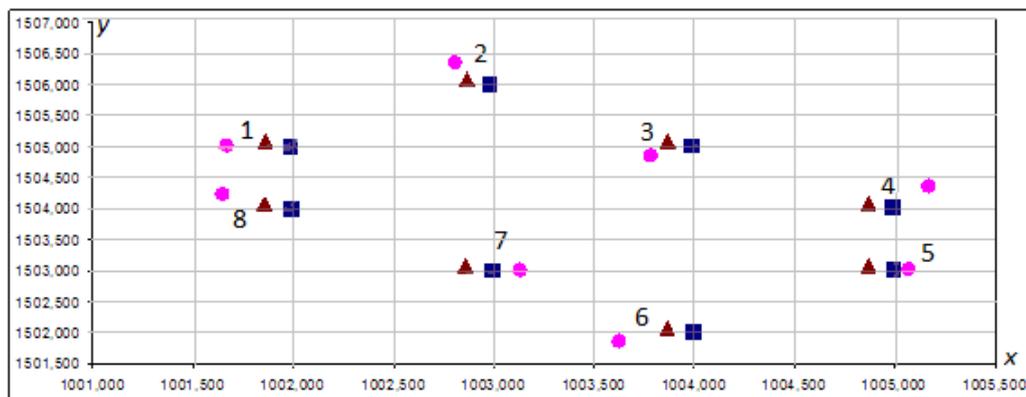


Рис. 1. Иллюстрация к действию алгоритма преобразования прямоугольных систем координат методом наименьших квадратов: ● – искаженные значения; ■ – точные значения; ▲ – вероятнейшие значения

На данном этапе исследований выполнен анализ различного числа связующих пунктов, разное их расположение на рассматриваемом участке [4,5]. В результате показана эффективность работы алгоритма. На данный момент исследования можно сделать следующее заключение: прослеживается эффективная работа метода наименьших квадратов, искаженные значения существенно приближаются к истинным. Нет необходимости значительно увеличивать количество пунктов, чтобы добиться более высокой точности преобразования. Наибольший эффект заметен, когда пункты сгруппированы ближе друг к другу, а пункты, относительно которых вычисляются приближенные значения параметров преобразования, наоборот, разнесены как можно дальше.

### Литература

1. Национальный стандарт РФ. Модели местности цифровые. Общие требования. ГОСТ Р 52440-2005.
2. Герасимов, А.П. Местные системы координат/ А.П. Герасимов, В.Г. Назаров. – Москва, 2010. – 64 с.
3. Подшивалов, В. П. Оценка параметров преобразования координат на плоскости методом наименьших квадратов / В. П. Подшивалов // Автоматизированные технологии изысканий и проектирования. – М., 2010. - № 7. – С. 69-71.
4. Подшивалов, В.П. Анализ результатов применения метода наименьших квадратов для преобразования систем координат/ В.П. Подшивалов, В.А. Кузьмич // Сб. науч. трудов 9-ой международ. конф. «Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики» / Под общ. ред. Р.А. Ковалева. – Минск: БНТУ, 2013. – С. 416-422.
5. Подшивалов, В.П. Геометрический анализ информации, выдаваемой гирокомпасом ВОГК-2/ В.П. Подшивалов, В.А. Кузьмич //Вестник ПГУ. Серия Ф. Прикладные науки. Строительство. № 16/ Ред. кол.: Д.Н. Лазовский и др. – Полоцк, 2013.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАНИЧНЫХ УГЛОВЫХ ПАРАМЕТРОВ НА ШАХТАХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

**Актуальность.** Извлечение запасов угля из недр вызывает сдвигание горных пород и деформирование земной поверхности, что может отрицательно сказаться на состоянии поверхностных объектов в зоне влияния горных разработок. Обеспечение безопасной подработки зданий, сооружений и природных объектов – одна из приоритетных задач маркшейдерии.

Объект земной поверхности считается подрабатываемым очистными работами в том случае, если он находится в пределах зоны влияния очистной выработки. Ошибка определения границ зоны влияния и зоны опасного влияния зависит от точности установления угловых параметров процесса сдвижения. С увеличением глубины разработки величина ошибки положения указанных границ возрастает и задача уточнения угловых параметров процесса сдвижения становится весьма актуальной.

**Целью** данной работы является уточнение значений граничных углов, которые обозначают на земной поверхности положение и размеры полумульд, а длина полумульды определяет величины прогнозируемых сдвижений и деформаций поверхности.

**Основная часть.** За время эксплуатации месторождения Западного Донбасса сотрудниками кафедры маркшейдерии НГУ выполнен большой объем натурных маркшейдерских наблюдений за сдвижением земной поверхности над очистными горными выработками. Всего было выполнено 498 серий наблюдений на 34 наблюдательных станциях, состоящих из 70 профильных линий и 3934 грунтовых реперов. Наблюдательные станции подработаны очистными горными работами по пластам мощностью от 0,60 до 1,20 м. Глубина разработки пластов по станциям изменяется от 100 до 550 м, мощность наносов – 50 – 200 м, угол падения пластов – 2 – 5°. Управление горным давлением – полное обрушение. Скорость продвижения очистных забоев составляла 30 – 80 м/мес.

Априори в основу исследований положены общепринятые представления о граничных углах, отраженные в действующем нормативном документе [1], а именно: граничные углы не зависят от глубины ведения горных работ и принимают фиксированные отдельные значения в наносах и коренных породах. Для условий Западного Донбасса граничные углы в наносах  $\varphi_0 = 45^\circ$ , в коренных породах  $\delta_0 = 65^\circ$ .

По значениям глубины разработки и мощности наносов для условий каждой из анализируемых наблюдательных станций были построены вертикальные разрезы (рис. 1), на которых от верхнего конца линии, проведенной под углом  $\omega_0$ , проведена линия под углом  $\varphi_0 = 45^\circ$  до пересечения с контактом наносов и карбона. Нижний конец этой линии соединялся отрезком с границей очистной выработки на разрезе. Графически определенный угол между отрезком и горизонтальной линией представляет граничный угол  $\delta_0$  в коренных породах (карбоне).

В результате анализа определенных графическим способом углов  $\delta_{0i}$ ,  $\delta_{0\epsilon}$ , соответствующих критериям  $i = 0,5 \cdot 10^{-3}$  и  $\epsilon = 0,5 \cdot 10^{-3}$ , установлено, что величины граничных углов изменяются в широких пределах: значения углов  $\delta_{0i}$  принимают значения в диапазоне 58 – 83°;  $\delta_{0\epsilon}$  – 55 – 85°. Следует отметить, что практически во всех случаях граничные углы, определяемые по критерию наклона больше углов, соответствующих критерию горизонтальных деформаций. В среднем их разность составляет 6°.

Как было показано в работе [2], угловые параметры сдвижения земной поверхности имеют тенденцию изменяться в зависимости от глубины разработки угольного пласта.

Нами выполнен анализ зависимости общих граничных углов  $\omega_0$ , определенных по критериям

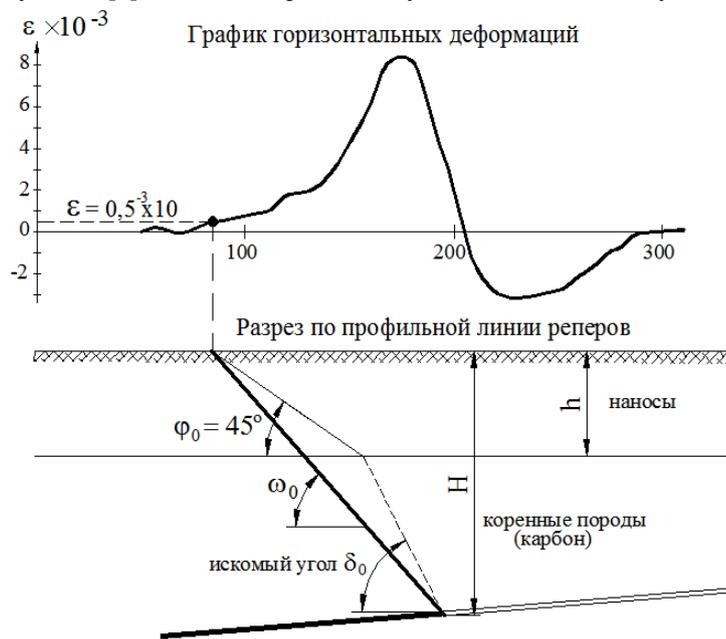


Рис. 1. Схема определения граничного угла  $\delta_0$  по известным углам  $\omega_0$  и  $\varphi_0$

наклонов и горизонтальных деформаций, от глубины разработки. Графики распределений  $\omega_{0i}$ ,  $\omega_{0\varepsilon}$ ,  $\omega_{0cp}$  и их зависимостей от  $H$  представлены на рис. 2.

Исследованиями [3, 4] установлено, что значения угловых параметров сдвижения земной поверхности в определенной мере зависят от того, в каком сечении мульды сдвижения они определяются. В частности показано, что над разрезной печью, со стороны выемочных штреков и в районе остановки очистных работ одни и те же угловые параметры принимают различные значения.

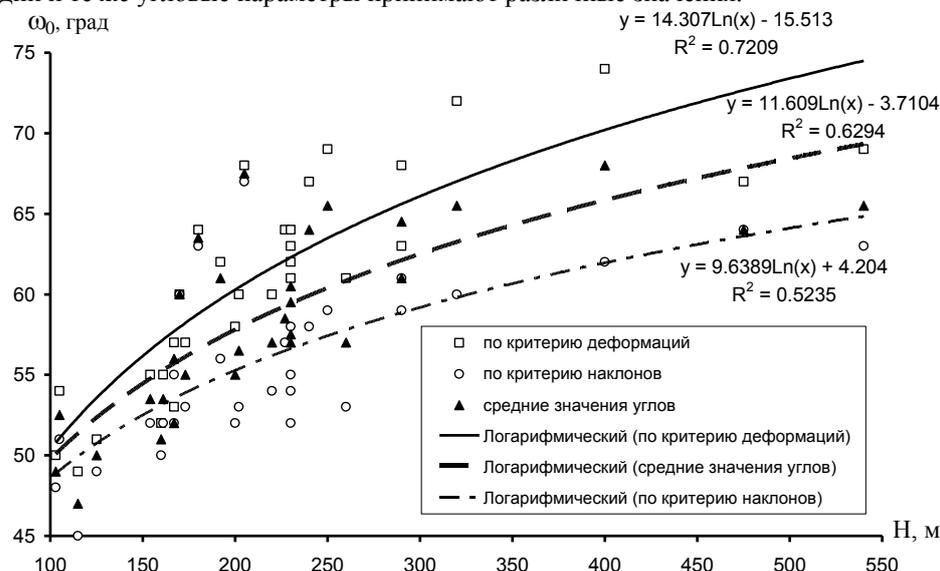


Рис. 2. Зависимость общих граничных углов  $\omega_0$ , определенных по критериям наклонов, горизонтальных деформаций и средних углов от глубины  $H$

Анализируемые угловые параметры систематизированы в зависимости от расположения профильных линий реперов относительно границ очистной выработки: над выемочными штреками, над разрезной печью, над линией остановки очистного забоя. В соответствии с этой классификацией построен график зависимости общих граничных углов  $\omega_{0i}$  в названных зонах от глубины  $H$  (рис. 3).

Из приведенного графика видно, что в общей совокупности углов  $\omega_{0i}$  выделяются три отдельные зоны, соответствующие названным выше направлениям. По этой причине выполнен анализ углов в каждой из зон.

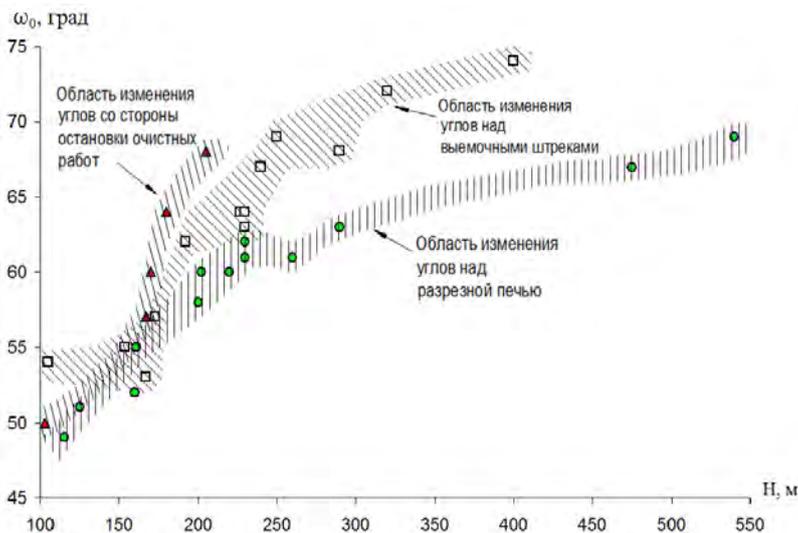


Рис. 3. Зависимость общих граничных углов  $\omega_{0i}$  над штреками, разрезной печью и линией остановки очистного забоя от глубины  $H$

**Результаты исследований.** Аналитические зависимости общих граничных углов от глубины подработки имеют следующий вид:

– над выемочными штреками

$$\omega_{0i} = 18,50Ln(H) - 36,3;$$

$$\omega_{0\varepsilon} = 9,9Ln(H) + 3,22;$$

– над разрезной печью

$$\omega_{0i} = 12,72Ln(H) - 9,68;$$

$$\omega_{0e} = 11,29Ln(H) - 7,19;$$

– над линией остановки очистных работ

$$\omega_{0i} = 24,53Ln(H) - 64,8;$$

$$\omega_{0e} = 26,22Ln(H) - 74,6.$$

#### Выводы:

1. значения угловых параметров сдвижения земной поверхности не являются постоянными в пределах месторождения Западного Донбасса, а изменяются с увеличением глубины разработки угольных пластов;

2. установлена явная зависимость угловых параметров от направления прохождения очистной выработки относительно главных сечений мульды сдвижения: граничные углы принимают наибольшие значения над линией остановки очистной выработки, наименьшие значения – в сечении над разрезной печью. Над выемочными штреками значения граничных углов принимают промежуточные, средние значения;

3. получены аналитические зависимости для расчета угловых параметров для всей подрабатываемой толщи пород граничных углов для условий Западного Донбасса. Применение полученных зависимостей для определения значений угловых параметров в условиях Западного Донбасса повысит точность установления границ мульды сдвижения и прогнозирования влияния очистных работ на земной поверхности.

#### Литература

1. Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом: отраслевой стандарт. – К.: Мінпаливенерго України, 2004. – 127 с.

2. Кучин А.С. Анализ параметров процесса сдвижения в зонах отхода и остановки очистного забоя на шахтах Западного Донбасса / А.С. Кучин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. – №2. – С. 105 – 107.

3. Балафин И.Е. Анализ угловых параметров сдвижения земной поверхности на шахтах Западного Донбасса / И.Е. Балафин // Науковий вісник НГУ. – 2010. – № 5. – С. 18 – 20.

4. Кучин А.С. Анализ угловых параметров процесса сдвижений в зоне отхода лавы от разрезной печи / А.С. Кучин, Г.С. Пиньковский // Науковий вісник НГА України. – 2003.– №7. – С. 33 – 36.

**Н.С. РЕМЕЗ, В.В. ВАПНИЧНАЯ, И.А. ИВАНОВА**

*Национальный технический университет Украины*

*«Киевский политехнический институт»*

## ВОЛНОВОЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРИ ВЗРЫВЕ ДВУХ ЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ЗАРЯДОВ В ГРУНТОВОМ МАССИВЕ

Решая задачу о взаимодействии двух зарядов с учетом замедления при взрывании на большой глубине заложения зарядов, принимается следующая расчетная схема. На горизонтальной оси симметрии тела вращения с внешними границами, удаленными на такое расстояние, чтобы отраженные волны не влияли на процесс взаимодействия в области между зарядами, расположены два или более зарядов, действие которых моделируется силовыми импульсами на внутренних границах полости. Функциональные зависимости этих импульсов от времени и расстояния получены из решения задачи о взрыве одиночного заряда [1-2]. Поскольку до момента взаимодействия волн сжатия по линии, соединяющей центры заложения зарядов, касательные напряжения равны нулю и это направление совпадает с ориентацией системы главных напряжений, то, как и в случае, центрально-симметричной постановки, будем иметь для напряжений

$$\sigma_{zz} = \sigma_r; \sigma_{rr} = \sigma_{\theta\theta} = \sigma_{\theta} = \sigma_{\varphi}. \quad (1)$$

Следовательно, напряженно-деформированное состояние в точках, лежащих по линии, соединяющей заряды, будет определяться построением эпюр для напряжений  $\sigma_{rr}$  и  $\sigma_r$ .

Исследовался взрыв одного, двух и трех цилиндрических зарядов, расположенных на относительном расстоянии  $10r_0, 20r_0, 30r_0$  ( $r_0$  - радиус заряда). При этом принималось, что масса двух и трех зарядов равнялась массе одиночного заряда.

Распределение изосейсм в разные моменты времени приведены на рис. 1, где можно увидеть поля скорости  $u$  (м/с) при взрыве двух зарядов, расположенных на расстоянии  $a = 20r_0$  друг от друга. На рис. 1.а показан начальный момент взрыва, когда взаимодействие взрывных волн от двух зарядов отсутствует. Далее наблюдается суперпозиция волн и распространение волны в глубину грунтового массива и по поверхности развитие взрывной полости. Интересным результатом является процесс образования воронки выброса: сначала наблюдается образование двух воронок (рис. 1,б), потом происходит их схлопывание и заполнение разрыхленным грунтом (рис. 1, в) и, наконец, образование совместной воронки (рис. 1,г) и дальнейшее ее развитие (рис. 1, д).

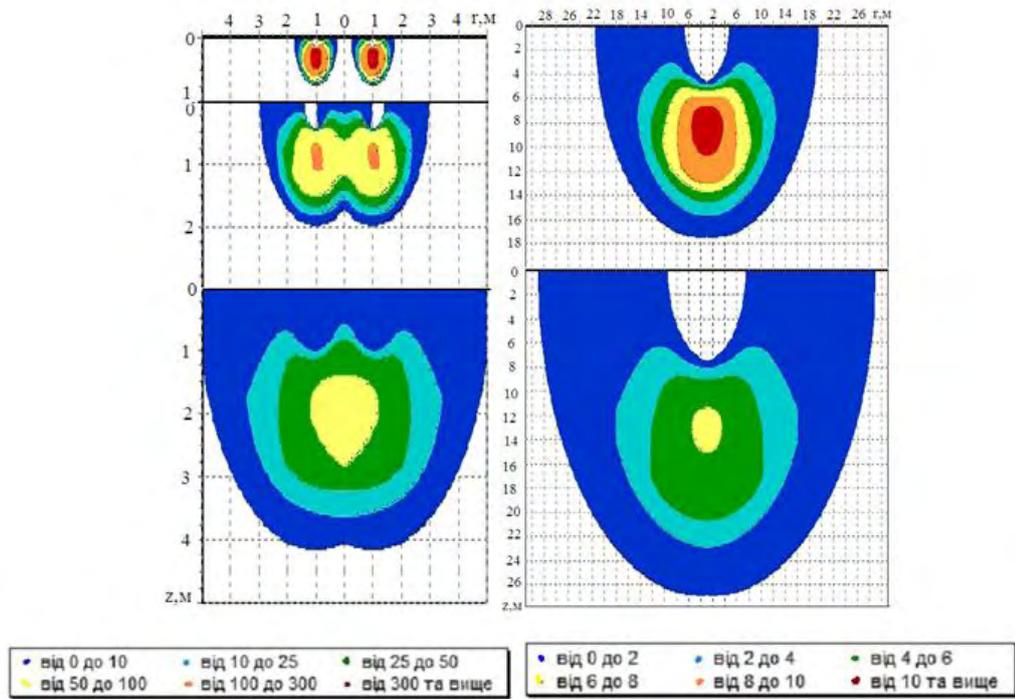


Рис. 1. Изосейсмы скорости  $u$  (м/с) в разные моменты времени при взрыве двух цилиндрических зарядов при  $a = 20r_0$  в разные моменты времени: а) -  $t = 0.0005$  с; б) -  $t = 0.0015$  с; в) -  $t = 0.005$  с; г) -  $t = 0.05$  с; д) -  $t = 0.1$  с

На рис. 2 приведены максимальные значения напряжений для взрыва одного заряда (рис. 2.а) и двух зарядов, расположенных на расстоянии  $a = 20r_0$  друг от друга. Поля напряжений рассчитывались в моменты времени, соответствующие приходу импульса от последнего детонирующего заряда. Для мгновенного подрывания одного заряда этот момент равен  $t = 0,0677$  с, двух зарядов  $t = 0,1202$  с. Из анализа рис. следует, что при взрыве двух зарядов достигаются большие значения напряжений, чем при взрыве одного заряда, и соотношение максимальных значений напряжений составляет 1,38.

На рис. 3 представлены изосейсмы скорости  $u$  (м/с) в момент времени  $t = 0.005$  с. Из рисунка видно, что в начальный момент времени за счет рассредоточения заряда увеличивается расстояние распространения волны по оси  $r$  для двух зарядов по сравнению со взрывом одного. Кроме того, при рассредоточении зарядов при увеличении расстояния между ними изосейсмы являются более вытянутыми по оси  $z$ , т.е. происходит более позднее вырождение цилиндрической волны в сферическую.

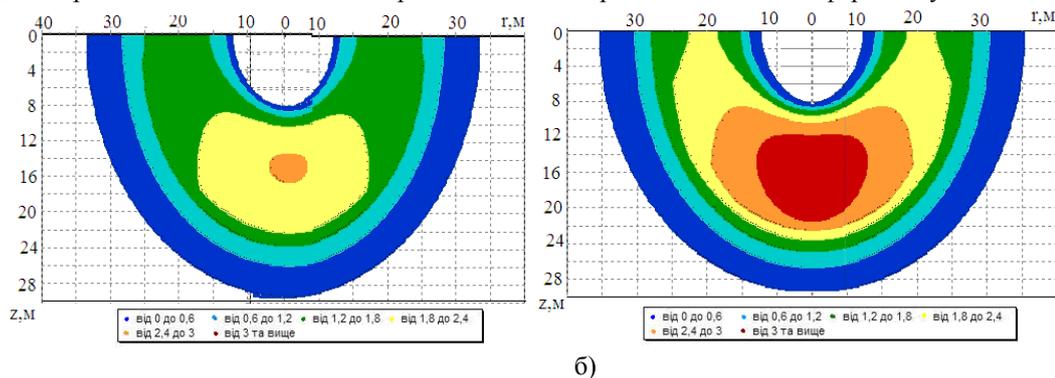


Рис. 2. Изобары напряжений  $\sigma_{rr}$  (МПа) при взрыве одного (а) и двух цилиндрических зарядов, расположенных на расстоянии  $a = 20r_0$ .

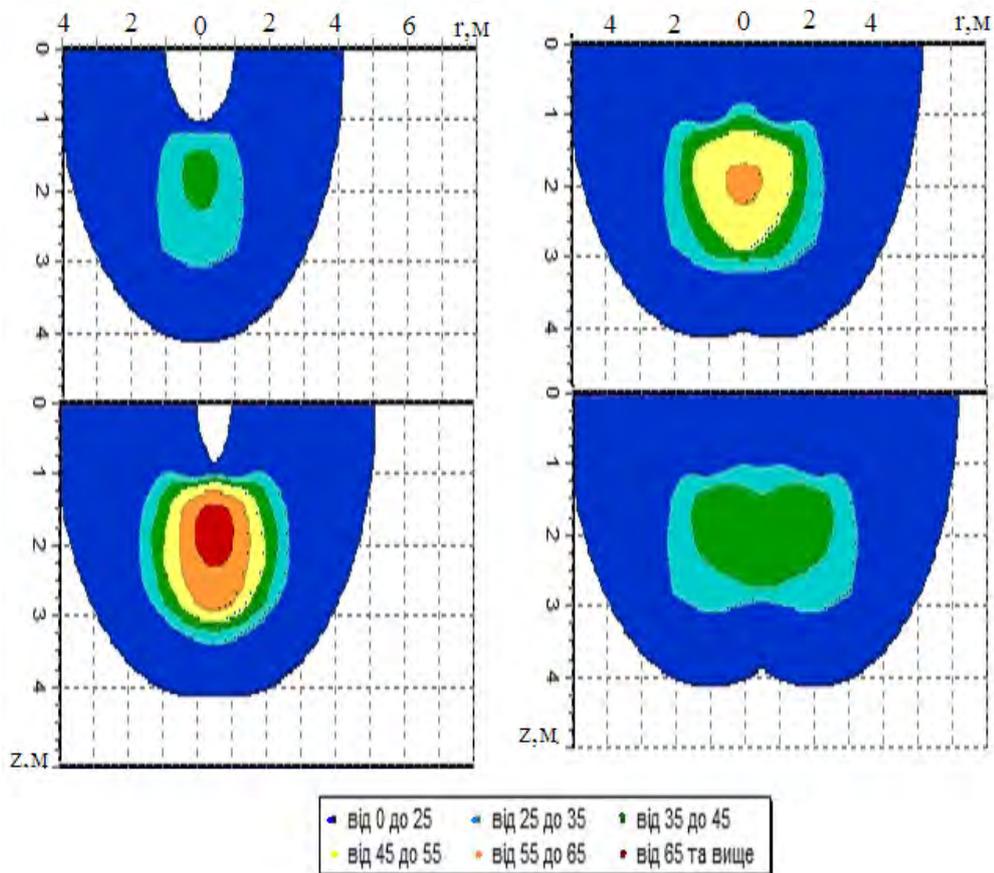


Рис. 3. Изосейсмы скорости  $u$  (м/с) в момент времени  $t = 0.005$  с при взрывах: одного заряда (а), двух зарядов при  $a = 10r_0$  (б), двух зарядов при  $a = 20r_0$  (в), двух зарядов при  $a = 30r_0$  (г).

Из табл. 1 видно, что наименьшая скорость частиц грунта достигается при взрыве одиночного заряда. С рассредоточением заряда максимальное значение скорости увеличивается в 1,8 раз для двух зарядов при расстоянии между ними 10 радиусов заряда, в 1,48 раз для расстояния 20 радиусов и 1,15 раз для расстояния 30 радиусов. Следует отметить, что для расстояний между зарядами  $30r_0$  и больше значения массовой скорости при взрыве двух зарядов приближаются к значению скорости при взрыве одиночного заряда эквивалентной массы.

Таким образом, разработана эффективная методика численного решения задачи о взаимодействии волн в грунтовом массиве при взрыве единичного и группы цилиндрических зарядов в грунтовом массиве вблизи свободной поверхности с учетом волновых процессов в продуктах детонации. А так же позволяющая исследовать закономерности изменения волновых процессов в зависимости от времени и расстояния от оси заряда, а также от физико-механических характеристик грунта, геометрических размеров заряда и условий взрывания. Результаты работы могут быть использованы при определении рациональных параметров проведения взрывных работ.

Таблица 1

Максимальные значения скорости частиц и напряжений при взрыве цилиндрических зарядов			
Количество зарядов, шт	Расстояние между зарядами, радиусов заряда ( $r_0=0,1$ м)	$U_{\max}$ , м/с	$\sigma_{r\max}$ , МПа
1	-	37,65	15,04
2	10	69,45	29,13
2	20	55,79	26,58
2	30	43,43	23,28

### Литература

1. Ремез Н.С. Динамічна поведінка багатокомпонентного в'язкопластичного середовища під дією вибуху циліндричного заряду скінченної довжини / Н.С. Ремез, А.І. Лучко // Проблеми охорони праці в Україні. – К.: ННДІ проблем безпеки та охорони праці. – 2002. Вип. 6. – С. 69–74.
2. Ремез Н.С. Особливості деформування твердого багатокомпонентного в'язкопластичного середовища зі змінним коефіцієнтом в'язкості при динамічних навантаженнях / Н.С. Ремез // Вісник НТУУ «КПІ», серія «Гірництво»: Зб. Наук. Праць. – К.: НТУУ «КПІ». – 2008. – Вип. 3. – С. 34-39.

## КОМБИНИРОВАННОЕ РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВО - МЕХАНИЧЕСКИМИ НАГРУЗКАМИ

**Аннотация.** Предложен комбинированный энергосберегающий способ разрушения горных пород взрыво-механическими нагрузками и представлена его математическая модель. Изложены результаты аналитического исследования. Проведен анализ, полученных результатов.

**Ключевые слова:** комбинированное разрушение, взрыво-механические нагрузки, математическая модель, разрушение горных пород, технологическая трещиноватость, энергоёмкость разрушения.

**Введение.** Доля затрат электроэнергии горной промышленности за 2012 год 12000 млн. кВт·ч [1, 2]. На разрушение и дробление горных пород (ГП) тратится более 10 % электроэнергии, производимой в странах СНГ [3]. Разрушение ГП при формировании скважин на 90 % проводят станки шарошечного типа [4]. При этом темпы разрушения ГП достигли своего максимума и дальнейшая оптимизация практически невозможна. Поэтому проводятся поиски комбинаций механических и немеханических способом для снижения энергоёмкости разрушения ГП. Актуальность проблемы подтверждена постановлением Кабинета Министров Украины от 1 марта 2010 г. № 243 «Об утверждении Государственной целевой программы энергоэффективности и развития сферы производства энергоносителей из восстанавливаемых источником энергии и альтернативных видов топлива на 2010 – 2015 годы» [5].

Целью исследований является снижение удельной энергоёмкости процесса разрушения ГП за счет обеспечения формирования дополнительно к природной технологическую трещиноватость. Для достижения цели поставлены следующие задачи:

1. Выбор и обоснование критериев эффективности разрушения ГП в условиях комбинированного физико-механического нагружения.
2. Формирование математической модели комбинированного разрушения ГП, которая отличается от известных тем, что учитывает совокупность воздействия взрывных и механических нагружений.
3. Экспериментальные исследования воздействия импульсного формирования технологической трещиноватости забоя на энергоёмкость механического разрушения.

**Основной материал.** Энергия взрыва объединяет четыре фактора [6], способствующих разрушению ГП: давление ударной волны до 36 ГПа, температуру продуктов детонации до 5000 К, скорость ударной волны до 9 км/с. Также известно, что во время взрыва возникают электромагнитные импульсы в результате электрокинетических явлений. В работе [7] указано, что частота электромагнитных колебаний во время взрыва достигает диапазона  $\approx 3 \cdot 10^{11} \dots 3 \cdot 10^{17}$  Гц. Совокупность этих факторов способствует формированию технологической трещиноватости массива, дополнительно к естественной.

Для уточнения процесса взрыво - механического разрушения ГП разработана математическая модель (1).

$$e = \frac{N}{q} \cdot \frac{1}{v} \cdot \exp \left( \frac{U_0 \cdot \rho \cdot q \cdot M_{SiO_2}^{-1} \cdot 0,5 \cdot m \cdot \left[ \frac{p_{np} \cdot u_0^2}{p \cdot [1 + (\alpha_1 \cdot \rho_2) / (\alpha_2 \cdot \rho_1)]^2} \right] - 0,5 \cdot \sum i \cdot k \cdot T \cdot N_A \cdot \frac{m}{M}}{U_{mex}} \right), \quad (1)$$

где  $e$  – удельная энергоёмкость комбинированного разрушения ГП, Вт·ч/м<sup>3</sup>;  $N$  – мощность, необходимая для разрушения 1 м<sup>3</sup> песчаника, Вт;  $q$  – объем ГП, который участвует в разрушении, м<sup>3</sup>;  $v$  – частота электромагнитных колебаний во время взрыва, ГГц;  $U_0$  – энергия кристаллической решетки SiO<sub>2</sub> как основы песчаника, по Ферсману А. Е. [8], Дж/моль;  $\rho_2$  – плотность песчаника, кг/м<sup>3</sup>;  $M_{SiO_2}$  – молярная масса SiO<sub>2</sub>, кг/моль;  $m$  – масса заряда взрывчатого вещества, с учетом конструкции, разработанного режущего инструмента комбинированного действия, кг;  $p$  – давление кумулятивной струи, МПа;  $u_0$  – скорость головной части кумулятивной струи, м/с;  $p_{np}$  – предел прочности при сжатии кремнистого песчаника, МПа;  $\alpha_1$  – коэффициент сжимаемости кумулятивной струи, МПа<sup>-1</sup>;  $\rho_1$  – плотность медной кумулятивной струи, кг/м<sup>3</sup>;  $\alpha_2$  – коэффициент сжимаемости песчаника, МПа<sup>-1</sup>;  $\sum i$  – сумма степеней свободы продуктов взрыва ВВ, о.е.;  $k$  – постоянная Больцмана, Дж/К;  $T$  – температура продуктов детонации, К;  $N_A$  – число Авогадро, моль<sup>-1</sup>;  $M$  – молярная масса тротила, кг/моль;  $U_{mex}$  – работа, необходимая на механическое разрушение ГП, МДж.

Согласно расчету, энергоёмкость разрушения песчаника, предложенным способом, составляет 6255 Вт·ч/м<sup>3</sup> сравнительно с 26000 Вт·ч/м<sup>3</sup> при механическом разрушении.

В результате проведенных исследований определены зависимости: энергоемкость разрушения ГП от: частоты электромагнитных колебаний  $e = f(\nu)$ ; скорости взрывной волны  $e = f(u)$ ; массы заряда взрывчатого вещества  $e = f(m)$ ; температуры продуктов детонации  $e = f(T)$  рисунок 1.

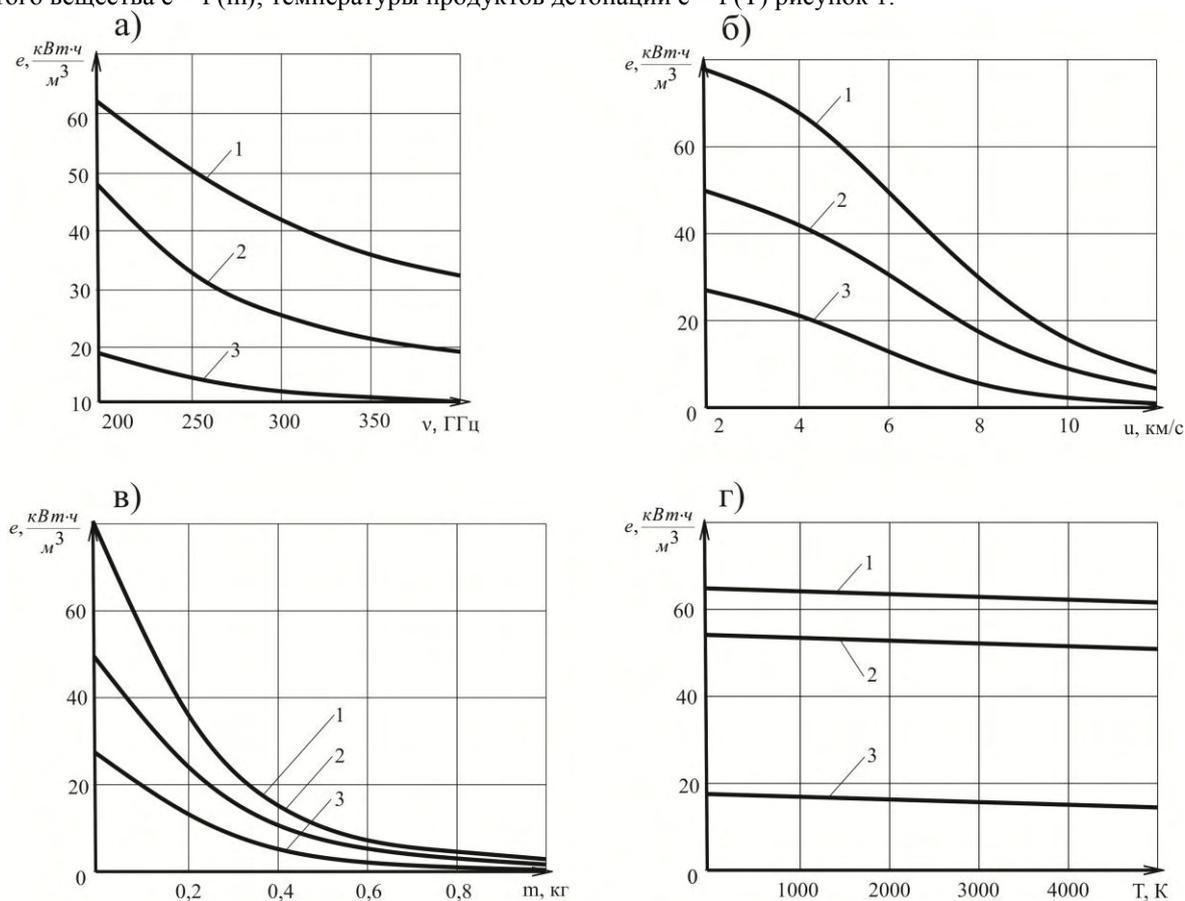


Рис. 1. Зависимости энергоемкости разрушения ГП(1 - гранит, 2 - кварцит 3 - песчаник) от: а - частоты электромагнитных колебаний; б - скорости кумулятивной струи; в - массы заряда взрывчатого вещества; г - температуры продуктов взрыва.

### Выводы

1. Разработан комбинированный взрыво - механический способ энергосберегающего разрушения ГП, который позволяет снизить энергоемкость разрушения при наличии естественной и внесенной искусственной трещиноватости.

2. Создана математическая модель комбинированного разрушения ГП взрыво - механическими нагрузками, которая отличается от известных тем, что учитывает комбинированное воздействие взрывных и механических нагрузок.

3. Установлены и проверены следующие зависимости:

- экспоненциальная зависимость энергоемкости разрушения ГП от частоты электромагнитных колебаний, которая подтверждает снижение энергоемкости разрушения с 60 до 30  $\text{кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$ , вследствие воздействия электромагнитных колебаний;

- экспоненциальная убывающая зависимость энергоемкость разрушения ГП от массы заряда взрывчатого вещества, которая показывает снижение энергоемкости разрушения с 80 до 15  $\text{кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$ , или на 80 %;

- ниспадающая логарифмически - экспоненциальная зависимость энергоемкости разрушения ГП от скорости приложения нагрузки. Увеличение скорости приложения нагрузки уменьшило энергоемкость разрушения с 78 до 15  $\text{кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$ , или на 80 %;

- прямолинейная регрессивная зависимость энергоемкости разрушения от воздействия температуры продуктов взрыва. Импульсное повышение температуры снижает затраты энергии на разрушение ГП с 62,28 до 62,25  $\text{кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$ .

### Литература

1. Проблемы розвитку енергетики. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://archive.nbuv.gov.ua/portal/All/herald/2001-03/9.htm>

2. Структура споживання електричної енергії по Україні. [Електронний ресурс] / Державне підприємство НЕК «Укренерго» – Режим доступа: [http://www.ukrenergo.energy.gov.ua/ukrenergo/control/uk/publish/article?art\\_id=129077&cat\\_id=35380](http://www.ukrenergo.energy.gov.ua/ukrenergo/control/uk/publish/article?art_id=129077&cat_id=35380)
3. Тангаев И. А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых [Текст] / И. А. Тангаев. – М.: Недра, 1986. – 231 с.
4. Решетняк С. П. Буровое и горнотранспортное оборудование железнорудных карьеров России и стран СНГ [Текст] / С. П. Решетняк, А. В. Самолазов, Н. И. Паладеева // Горная Промышленность – 2009. – №5 – 18 с.
5. Постанова Кабінету Міністрів України від 1 березня 2010 р. № 243. [Електронний ресурс]. – Режим доступа: <http://zakon1.rada.gov.ua/laws/show/243-2010-%D0%BF>
6. Ершов А. П. Взрыв [Текст] / А. П. Ершов // Соровский образовательный журнал. – 2000. – Т. 6. – С. 85-90.
7. Баум Р.А. Физика взрыва [Текст] / Под ред. Л. П. Орленко. – Изд. 3-е. – В 2 т. Т. 2 - М. : Физматлит, 2002. – 656 с. ISBN 5-9221-0220-6.
8. Зуев В. В. Кристаллоэнергетика как основа оценки свойств твердотельных материалов [Текст] / В. В. Зуев, Л. Н. Поцелуева, Ю. Д. Гончаров / Санкт-Петербург, 2006. – Режим доступа: <http://alfapol.ru/publikacii/book1>

**А.В. ТУПИЦЫН, С.Г. НЕГРЕЙ, Д.Н. КУРДЮМОВ, Т.А. НЕГРЕЙ**  
*Донецкий национальный технический университет, Украина*

## **ПРОБЛЕМЫ ПОДДЕРЖАНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «КОМСОМОЛЕЦ ДОНБАССА»**

Проблема обеспечения эксплуатационного и безаварийного состояния горных выработок угольных шахт Донбасса приобретает большую актуальность в усложняющихся горно-геологических условиях, так как от этого во многом зависит устойчивая работа очистных забоев. Поэтому высокие требования (технологические, экономические и трудовые) предъявляются к технологиям поддержания выемочных выработок. Возникает необходимость в разработке новых или усовершенствованию существующих технологий. Так, с увеличением доли систем разработки, предусматривающих поддержание подготовительных выработок позади лав, большое внимание уделяется разработке эффективных способов и средств охраны выемочных выработок.

При детальном изучении современных средств охраны можно сделать вывод, что охранное сооружение, независимо от степени его податливости, со временем начинает работать как штамп. Поэтому достаточно большое количество исследований посвящены разработке мероприятий по нейтрализации данного эффекта в отношении устойчивости выемочной выработки. В частности, определяются параметры охранных сооружений, при которых силы, возникающие от действия нагрузки на охранное сооружение, не будут направлены в сторону выработки. Сюда можно отнести создание целиков треугольной [1] и трапециевидной форм [2], возведение полос совместно с разреженными железобетонными блоками [3], ленточных полос, отнесенных от выработки, в сторону выработанного пространства [4], прямоугольных жестких охранных элементов, располагаемых перпендикулярно оси выработки, с оставлением между ними компенсационных полостей [5] и др.

В условиях пласта I<sub>7</sub> шахты «Комсомолец Донбасса» была предпринята попытка применения способа охраны угольными целиками трапециевидной формы для обеспечения сравнительно высоких нагрузок на лавы (рис. 1). Это было обусловлено, в первую очередь, технологической целесообразностью применения способа для уменьшения продолжительности концевых операций у транспортной выработки за счет радиального перемещения дополнительного промежуточного скребкового конвейера и уменьшения времени на передвижку лавного конвейера.

Но данную технологию нельзя назвать рациональной, так как следствием ее применения являются потери угля в целиках объемом около 5,3 тыс.т. и уменьшение прибыли предприятия на \$ 650 тыс. с одного выемочного столба. Кроме того, как показали наблюдения, величина пучения пород почвы конвейерной выработки достигает 35% от проектной высоты выработки в свету, что требует проведения подрывки на глубину до 1,2м (рис. 1).

Таким образом, с экономической точки зрения данную технологию стоило бы изменить, но возникает вопрос о поддержании выработок и возможном отрицательном эффекте от замены технологии, при котором затраты на сохранение устойчивости выработок и возможные потери за счет уменьшения нагрузки на лаву могут превзойти экономическую выгоду в результате реализации угля от выемки целиков.

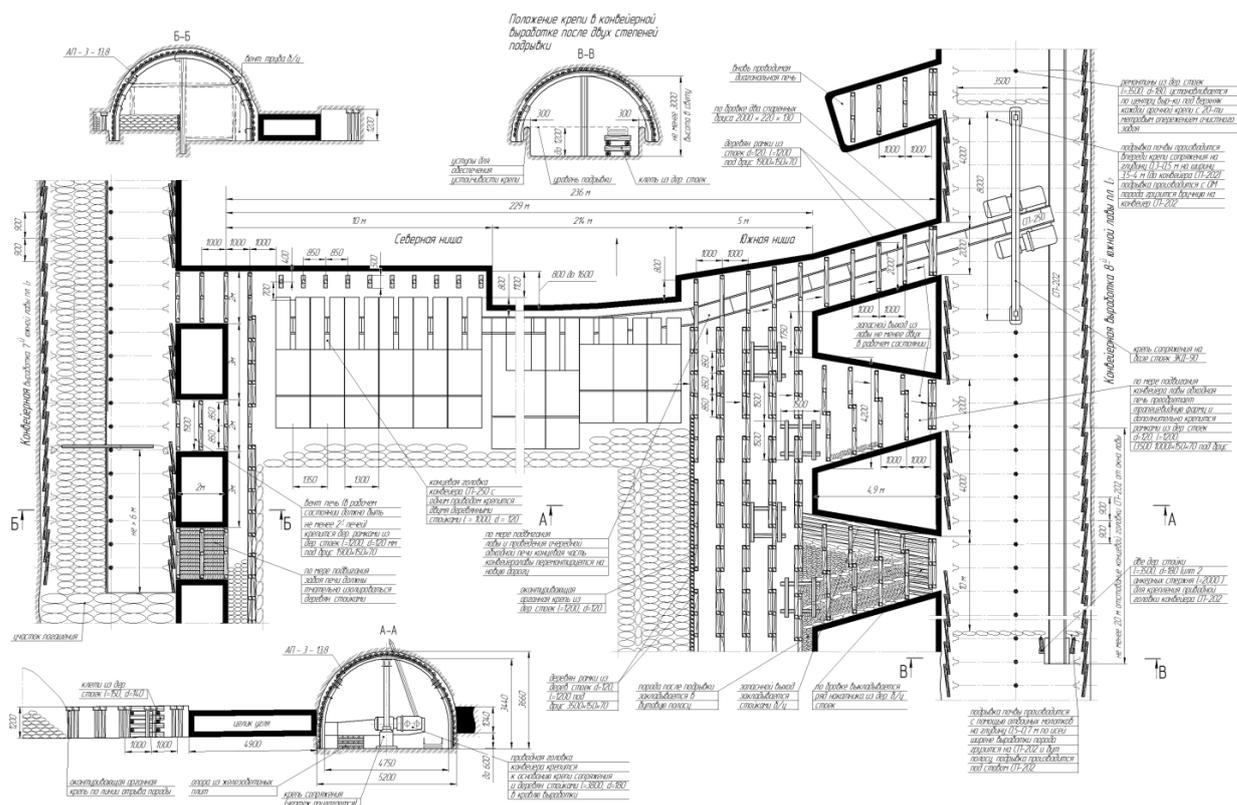


Рис. 1. Паспорт крепления и управления кровлей 8 западной лавы пласта I<sub>7</sub> шахты «Комсомолец Донбасса» с охраной выемочных выработок прямоугольными и трапециевидными целиками угла

С точки зрения технологии, данный способ, казалось бы, должен обеспечивать безремонтное состояние выработки, так как предполагает оставление компенсационных полостей для реализации в них выдавливающих усилий, но факт остается фактом. Поэтому, целью проведенных исследований, было установление причины неэффективности данных охранных сооружений с точки зрения устойчивости выработки.

По нашему мнению, вершины основания целика трапециевидной формы являются компенсаторами напряжений и в этих местах происходит нарушение сплошности подстилающих пород. Сам же целик играет роль штампа, из-под которого выдавливаются разрушенные породы в полость выработки.

Для доказательства этого утверждения нами было проведено математическое моделирование с использованием средств ЭВМ в системе аналитического проектирования SolidWorks [6] и решена задача статики в линейной постановке посредством пакета конечно-элементного анализа CosmosWorks [7].

Была создана конечно-элементная модель, в которой моделировался массив с проведенной в нем выработкой и полостью, имитирующей выработанное пространство. На границе выработки и выработанного пространства размещались опоры, в основании которых лежит трапеция. Исходными данными для моделирования приняты типичные условия для глубоких шахт украинского Донбасса, обрабатывающие пласты пологого падения: модуль упругости  $E=1,3 \times 10^8$  кг/м<sup>2</sup>, объемная масса  $\gamma=2,3$  т/м<sup>3</sup>, пределы прочности на одноосное сжатие  $\sigma_{сж}=24,5$  МПа и одноосное растяжение  $\sigma_r=2,5$  МПа, коэффициент Пуассона  $\mu=0,25$ .

В процессе моделирования была сгенерирована сетка (рис. 2).

При отработке модели было установлено, что при трапециевидной форме основные выдавливающие силы из-под охрannого сооружения направлены в сторону выработки (рис. 3). Это объясняет причины

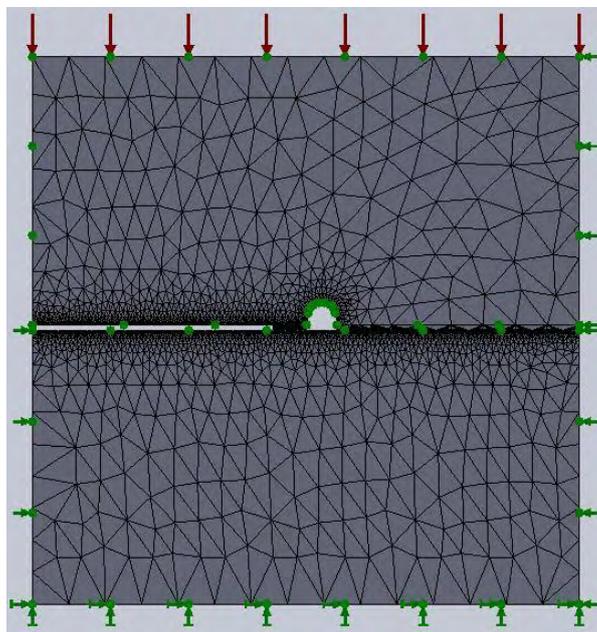


Рис. 2. Общий вид модели для математического моделирования

пучения пород почвы выработки. Но также стоит отметить, что с противоположной стороны целиков наблюдалась обратная картина.

Полученные результаты объясняются тем, что пригрузка от пород кровли через угольный целик передается на подстилающие породы почвы, которые в дальнейшем начинают разрушаться под охранным сооружением. В первую очередь, разрушение происходит под боковой гранью, относящейся к меньшему основанию трапеции, так как площадь опоры в данном месте существенно меньше. Таким образом, происходит внецентренная передача сил на подстилающие породы. А, как известно, при внецентренном приложении нагрузки наблюдается односторонний выпор грунта [8], в нашем случае – односторонний выпор подстилающих охранное сооружение пород в сторону выработки. То есть, при шахтной технологии, с точки зрения устойчивости выработки, необходима была бы ориентация трапециевидных целиков большим основанием трапеции в сторону выработанного пространства. Но из технологических соображений принят иной вариант.

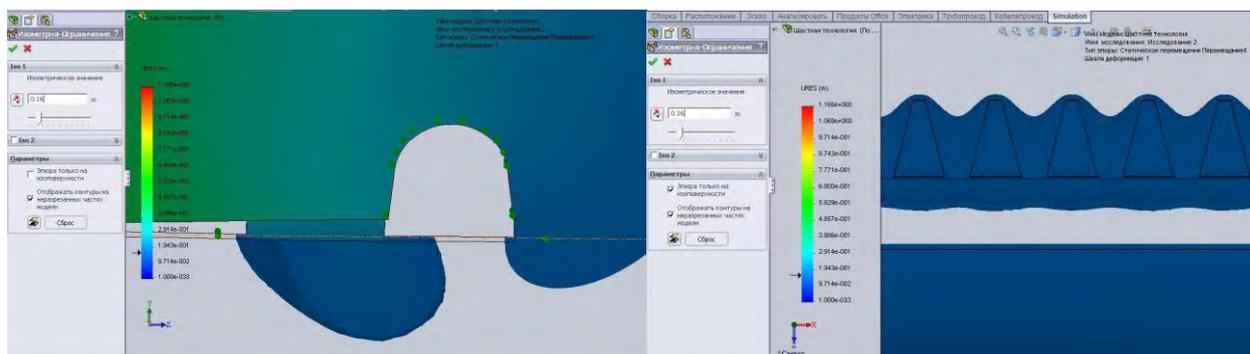


Рис.3. Картина распределения напряжений в окрестности охранного сооружения трапециевидной формы

Таким образом, полученные результаты позволили объяснить причину интенсивного пучения пород почвы транспортных выработок пласта I<sub>7</sub> шахты «Комсомолец Донбасса» и задали направление дальнейших исследований, которые планируется посвятить разработке мероприятий по обеспечению устойчивости целиков с ориентацией их по шахтной технологии для решения проблемы поддержания выработок при условии невмешательства в процесс ведения очистных работ.

### Литература

1. Курченко, И.П. Надежность работы комплексно-механизированного забоя в сложных горно-геологических условиях / И.П. Курченко // Уголь Украины, №4, 1980. – С.18-19.
2. Негрей С.Г., Негрей Т.А., Курдюмов Д.Н. Поддержание выемочных выработок для обеспечения их эксплуатационного и безаварийного состояния // Вісті Донецького гірничого інституту. Донецьк, 2013, №1 (32), С.218-225.
3. Кузяра В.И. Суло А.И., Афендигов В.С. Охрана выработок на шахтах объединения Макеевуголь // Уголь Украины. – 1984. – №10. – С. 10-11.
4. Прогнозування зближень порід контуру, проведених слідом за лавою підготовчих виробок на пологих пластах: Автореф. дис... канд. техн. наук: 05.15.02 / О.Ю. Стулішенко; Донец. нац. техн. ун-т. — Донецьк, 2002. – 17 с.
5. Спосіб охорони гірничих виробок. Касьян М.М., Негрій С.Г., Мокрієнко В.М., Хазіпов І.В. Пат. № 94327, МПК(2011.01) E21D 11/00 (2006.01), E21C 41/18 (2006.01), опубл. 26.04.2011; 26.04.2010, бюл. № 8– 6с.
6. Алямовский А.А. SolidWorks/COSMOSWorks. Инженерный анализ методом конечных элементов. – М./ ДМК Пресс, 2004. – 432с.
7. Сухов С.А. Основы моделирования в SolidWorks: методические указания- Ульяновск УлГТУ, 2007– 48с.
8. Болдырев Г.Г., Муйземнек А.Ю., Малышев И.М. Моделирование деформационных процессов в грунтах с использованием программ ANSYS и LS-DYNA. Сб. трудов шестой конференции пользователей программного обеспечения CAD-FEM GMBH 20-21 апреля 2006 г. - с. 9-20. <http://www.cadfem.ru> (5.05.2012).

## АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГЛУБОКИХ ШАХТ

Интенсивность использования железорудного сырья в мире, обусловленная ростом экономики государств, постоянно нарастает. Традиционные месторождения постепенно исчерпывают свои запасы. В связи с увеличением глубины добычи полезных ископаемых важной и сложной проблемой является вскрытие и разработка месторождений на весьма больших глубинах с помощью использования нескольких ступеней вскрытия.

Как представляется в этой связи, для условий глубоких шахт можно рекомендовать вскрытие горизонтов с применением слепых вертикальных стволов. Для различных условий развитие работ может осуществляться по следующим схемам (рис. 1).

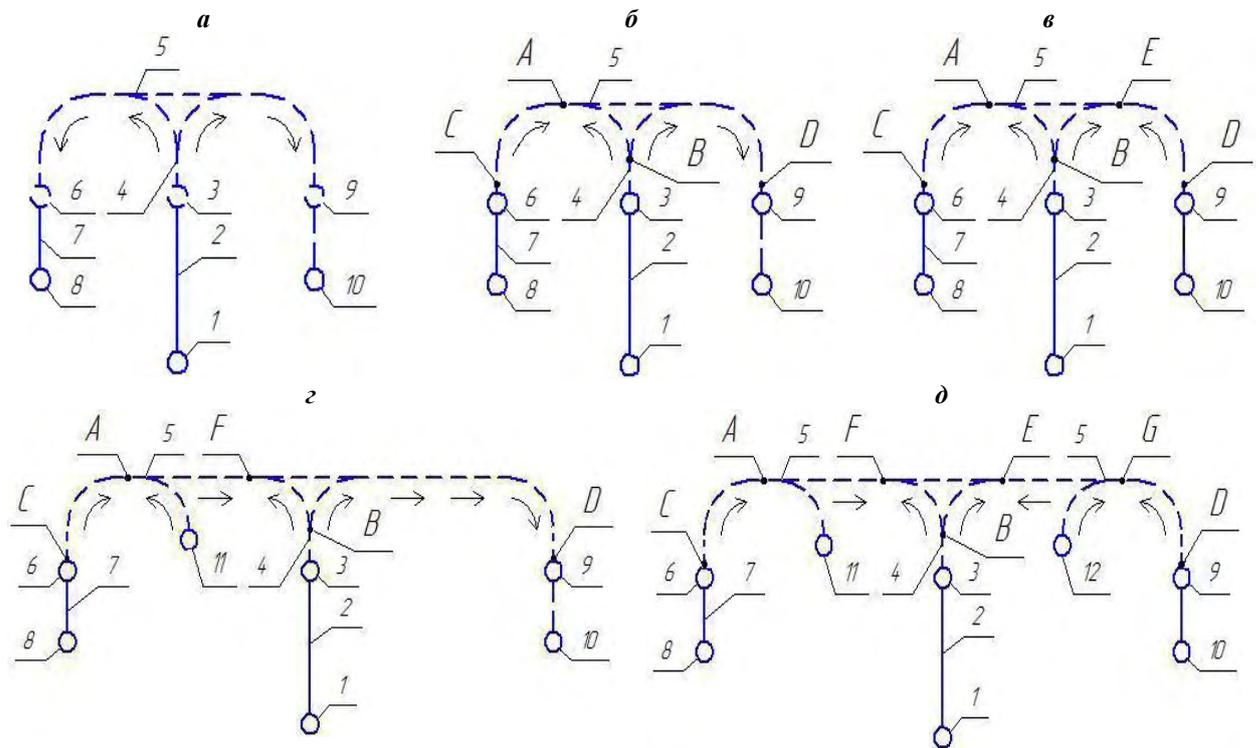


Рис. 1. Строительство горизонта второй ступени с использованием: а - одной точки приложения работ (от главного ствола); б - двух точек приложения работ (от главного ствола и одного из фланговых); в - трех точек приложения работ (от главного ствола и обоих фланговых); г - трех точек приложения работ (от главного ствола, флангового и временного околоштрекового); д - пяти точек приложения работ (от главного ствола, двух фланговых и двух временных околоштрековых); 1- главный ствол горизонта первой ступени вскрытия; 2- главный квершлаг горизонта первой ступени вскрытия; 3- главный слепой вертикальный ствол, вскрывающий горизонт второй ступени; 4- главный квершлаг горизонта второй ступени вскрытия; 5- штрек горизонта второй ступени вскрытия; 6, 9 - фланговые слепые вертикальные стволы, вскрывающие горизонт второй ступени; 7- вентиляционный квершлаг горизонта первой ступени вскрытия; 8, 10- фланговые стволы горизонта первой ступени вскрытия; 11, 12 - временные околоштрековые слепые стволы; А, Е, F, G – точки встречи; ← - направления развития проходческих работ.

Необходимо разработать математическую модель, позволяющую выполнить исследования сочетаний темпов проведения комплекса выработок и значений эксплуатационных производительностей средств бурения, погрузки и крепления, обеспечивающих эти темпы, в совокупности позволяющих достигать минимальных затрат на используемое проходческое оборудование.

Методика оптимизации проектирования строительства глубоких горизонтов шахт по стоимости эксплуатации оборудования в общем виде может содержать следующие предварительные положения (табл. 1) и целевую функцию (1).

Методика оптимизации строительства (предварительная часть)

№ п/п	Порядок расчета	Формула	Значения
1.	Находим время строительства горизонта 2-ступени	$T_{n2} = k_{n2} T_{гор}$	$T_{n2}$ - продолжительность сооружения протяженных выработок горизонта второй ступени, мес.; $k_{n2}$ - удельный вес протяженных выработок в общем времени строительства горизонта; $T_{гор}$ - общая продолжительность сооружения горизонта второй ступени, мес.
2	Находим скорости каждой протяженной выработки методом случайного поиска	$T_{n2} = \frac{W_{зкв}}{v_{зкв}} + \frac{W_{ш}}{v_{ш}} + \frac{W_{вкв}}{v_{вкв}} + \frac{W_3}{v_3}$	$W_{зкв}$ - объем работ по сооружению главного квершлага, м; $v_{зкв}$ - скорость проходки главного квершлага, м/мес.; $W_{ш}$ - объем работ по сооружению штрека, м; $v_{ш}$ - скорость проходки штрека, м/мес.; $W_{вкв}$ - объем работ по сооружению вентиляционного квершлага, м; $v_{вкв}$ - скорость проходки вентиляционного квершлага, м/мес.; $W_3$ - объем работ по сооружению засечек, м; $v_3$ - скорость проходки засечек, м/мес.
3.	Для каждого типа выработки (например, для главного квершлага) по полученным выше скоростям, находим объемы работ в расчете на проходческий цикл:	- по бурению $W_{бур} = \frac{v_{зкв}}{\eta n_{цк}} N_{шт}$	$W_{бур}$ - объем буровых работ на цикл по сооружению главного квершлага, м; $\eta$ - коэффициент использования шпуров (КИШ); $n_{ц}$ - время проходческого цикла, приходящееся на операции бурения шпуров, погрузки породы и крепления выработки, ч; $N_{шт}$ - число шпуров в забое выработки;
		- погрузке $W_{ногр} = S \frac{v_{зкв}}{n_{цк}} \mu$	$W_{ногр}$ - объем погрузочных работ на цикл по сооружению главного квершлага, м <sup>3</sup> ; $S$ - площадь сечения выработки в проходке, м <sup>2</sup> ; $\mu$ - коэффициент излишка сечения (КИС);
		- креплению $W_{кр} = s_0 \frac{v_{зкв}}{n_{цк}}$	$W_{кр}$ - объем крепления на цикл по сооружению главного квершлага, м <sup>2</sup> ; $s_0$ - площадь крепления выработки на 1 погонный м, м <sup>2</sup> .
4.	Находим время проходческих операций бурения, погрузки и крепления в пределах цикла. Зададим условие $t_B + t_P + t_K = t_{цк}$ ,	время бурения $t_B = \frac{W_{бур}}{B}$	$t_B$ - время бурения шпуров на цикл, ч; $t_P$ - время погрузки породы на цикл, ч; $t_K$ - время крепления на цикл, ч; $t_{цк}$ - время цикла проходки, ч; $B$ - эксплуатационная производительность средств бурения, м/ч; $P$ - эксплуатационная производительность средств погрузки, м <sup>3</sup> /ч; $K$ - эксплуатационная производительность средств крепления, м <sup>2</sup> /ч
		время погрузки $t_P = \frac{W_{ногр}}{P}$	
		время крепления $t_K = \frac{W_{кр}}{K}$	

Стоимость строительства горизонта второй ступени вскрытия может быть определена как функция суммы произведений продолжительности работы средств бурения, погрузки и крепления на стоимость единицы времени их функционирования, в условиях обеспечения в совокупности поддержания директивной скорости проходки выработки данного типа в сочетании с аналогичными произведениями для других типов выработок, отвечающих их директивным скоростям проходки, что в совокупности обеспечивает строительство горизонта второй ступени вскрытия в директивные сроки, что позволяет находить варианты сочетания скоростей проходки различных выработок комплекса и эксплуатационных производительностей средств бурения, погрузки и крепления, отвечающие этим скоростям, достигая минимальных затрат на используемое проходческое оборудование. Тогда оптимальное по стоимости эксплуатации использование проходческого оборудования с определенной производительностью может быть определено с помощью выражения

$$C_{n2} = (C_{B}^{зкв} t_B + C_{P}^{зкв} t_P + C_{K}^{зкв} t_K) \frac{W_{зкв} n_{цк}}{v_{зкв}} + (C_{B}^{ш} t_B + C_{P}^{ш} t_P + C_{K}^{ш} t_K) \frac{W_{ш} n_{цк}}{v_{ш}} +$$

$$(C_B^{вкв} t_B + C_P^{вкв} t_P + C_K^{вкв} t_K) \frac{W_{вкв} n_{цк}}{v_{вкв}} + (C_B^3 t_B + C_P^3 t_P + C_K^3 t_K) \frac{W_3 n_{цк}}{v_3} \longrightarrow \min \quad (1)$$

где  $C_{гор}$  – стоимость эксплуатации проходческого оборудования при строительстве горизонта 2-й ступени;  $C_B^{вкв}$ ,  $C_B^{ш}$ ,  $C_B^{вент}$ ,  $C_B^3$  – стоимость 1 ч. эксплуатации средств бурения определенной производительности при строительстве соответственно главного квершлага, штрека, вентиляционного квершлага, засечек;  $C_P^{вкв}$ ,  $C_P^{ш}$ ,  $C_P^{вент}$ ,  $C_P^3$  – стоимость 1 ч. эксплуатации средств погрузки определенной производительности при строительстве соответственно главного квершлага, штрека, вентиляционного квершлага, засечек;  $C_K^{вкв}$ ,  $C_K^{ш}$ ,  $C_K^{вент}$ ,  $C_K^3$  – стоимость 1 ч. эксплуатации средств крепления определенной производительности при строительстве соответственно главного квершлага, штрека, вентиляционного квершлага, засечек;  $t_B$ ,  $t_P$ ,  $t_K$  – время эксплуатации соответственно средств бурения, погрузки и крепления определенной производительности, ч;  $n_{цк}$  – число проходческих циклов в месяц.

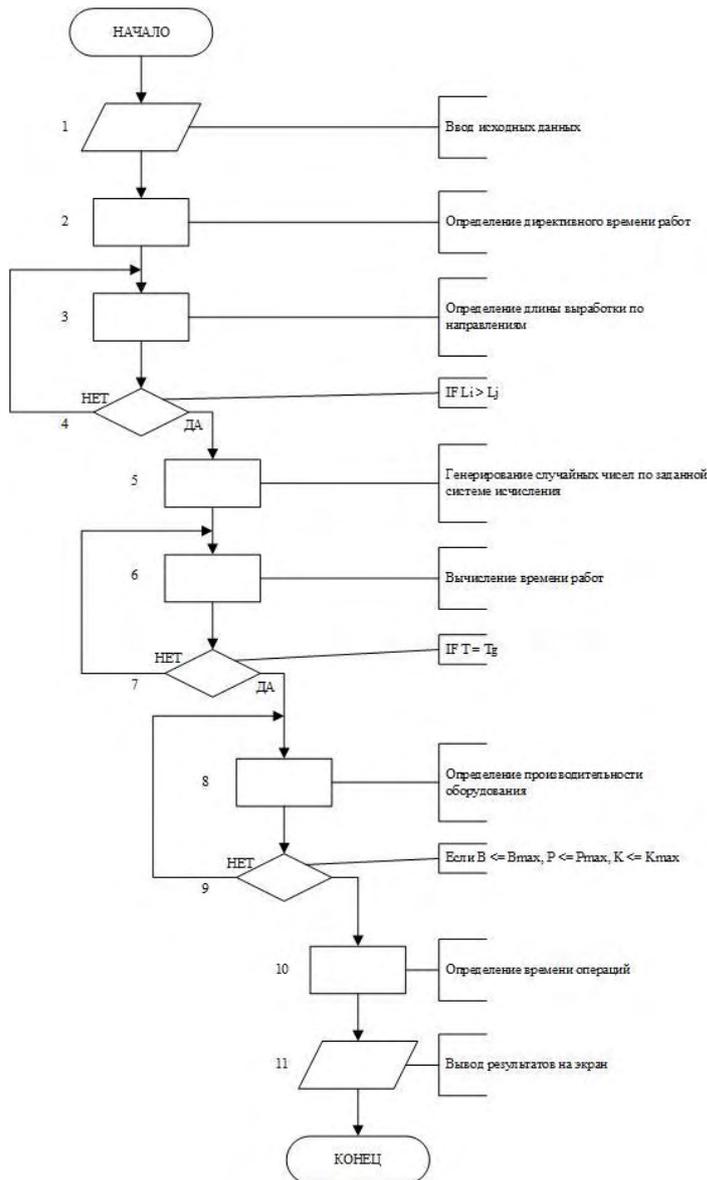


Рис. 2. Алгоритм программы исследований

Для автоматизации исследований нами разработаны алгоритм (рис. 2) и компьютерная программа на языке C++. Директивное время строительства определяется исходя из возможности построения нового горизонта до того, как будет отработан действующий горизонт. Сумма длин выработок по направлениям, соответственно,  $L_i$  и  $L_j$  определяется с учетом принятой схемы строительства, при этом выполнение условия  $L_i > L_j$ , означает, что  $L_i$  лежит на критическом пути. В дальнейшем происходит генерирование случайных чисел – скоростей сооружения выработок в рамках принятой системы ограничений, при этом выполнение условия  $T = T_g$  (время строительства горизонта ( $T$ ) соответствует директивному времени ( $T_g$ )) свидетельствует о приемлемости генерированных скоростей. Эксплуатационные производительности средств бурения, погрузки породы и крепления выработок не должны превышать максимальные значения. т.е. соответственно  $B \leq B_{max}$ ,  $P \leq P_{max}$ ,  $K \leq K_{max}$ .

Таким образом, для условий глубоких шахт можно рекомендовать вскрытие горизонтов с применением слепых вертикальных стволов. Строительство горизонта второй ступени возможно с использованием одной точки приложения работ – от главного ствола; двух – от главного ствола и одного из фланговых; трех точек – от главного ствола и обоих фланговых или – от главного ствола, флангового и временного околоштрекового; пяти точек – от главного ствола, двух фланговых и двух временных околоштрековых.

## LINKING SURFACE AREA DEVELOPMENT DURING COAL CHAR GASIFICATION TO THE REACTION KINETICS

### Abstract

Gasification of brown coal char with CO<sub>2</sub> were studied in the 800-950°C temperature range and atmospheric pressure in a lab scale fluidized bed reactor. Reaction rates and kinetic parameters ( $E_a$  and  $A_0$ ) were determined. Gasified chars at 800 and 900°C were undergone partial gasification between 20 and 80 % of carbon conversion to measure surface areas at each conversion step with N<sub>2</sub>-adsorption. Specific reaction rates were normalized to surface areas (total, micropore and mesopore surface areas) in order to link char gasification reactivity with variations of surface area and to develop so called intrinsic reactivities. The best correlation was found between specific reaction rate and mesopore surface area.

### Introduction

Heterogeneous reaction between coal char and CO<sub>2</sub> is known to be affected by char structure. Several studies were carried out in attempt to find the correlation between surface area and the reactivity of the char. Xu et al. (1) stated that the char pore structure determined by nitrogen adsorption shows no obvious correlation with char reactivity. They found out that active surface area (ASA) correlates with the char reactivity in a better way. Although, ASA obtained from CO<sub>2</sub> chemisorption is not an independent parameter to describe the char reactivity during CO<sub>2</sub> gasification. However, Gil et al. (2) found that variation in reaction rate is controlled by the narrow microporosity. The objective of this study is to develop so-called intrinsic reaction rates for brown coal char gasification taking into account variations in surface area with carbon conversion.

### Experimental

#### *Preparation of coal chars*

A low-rank coal, Vattenfall Lausitzer brown coal was chosen for this study. Initial coal sample contains volatile matter of 52.43 wt. % (dry basis).

The char was prepared by two-step pyrolysis in rotary kiln in order to minimize the volatile matter content. The first step is at 600°C with residence time of 60 min, and the second step is at 800°C with residence time of 60 min, both steps were under nitrogen and at atmospheric pressure.

After pyrolysis, the char was sieved into several fractions. Fraction 200-315µm was chosen in this study for the further investigations of char reactivity for gasification in fluidized bed reactor. The average particle size is 237µm (determined by Camsizer® Retsch Technology). Volatile matter content of the resulting char was determined as 0 wt. % (dry base).

#### *Coal char gasification experiments Part I: Kinetic investigations*

Pyrolyzed chars were gasified in the lab scale fluidized bed reactor. The length of the reaction zone is 250mm and the diameter is 38mm. Solid coal char sample of 10g was placed in the quartz glass reactor. The sample was heated under nitrogen (heating rate 5K/min) up to the required temperature (800°C, 850°C, 900°C, 950°C). The nitrogen flow was chosen in a way to create the fluidization of the sample but to prevent particles to be carried away. Fluidization number was set as 8 for the whole set of the experiments. As soon as the required temperature was reached, nitrogen flow was switched to N<sub>2</sub>/CO<sub>2</sub> mixture of ratio in a way to reach the constant average CO<sub>2</sub> concentrations in each experiment at different corresponding temperature. The main considered reaction in this work: C+CO<sub>2</sub>=2CO ( $\Delta_R H=172$ , 5 KJ/mole).

The gas at the outlet of the reactor was analyzed by gas chromatography every four minutes. For complete carbon conversion, the measurements were carried out until CO peaks were no longer detected.

#### *Coal char gasification experiments Part II: Surface area variations with carbon conversion investigations*

Gasified chars at 800 and 900°C reached carbon conversions, ranging from 20 to 80%. Partially gasified chars at 800°C (char19, char49, char80) and at 900°C (char18, char48, char78), where the numbers in the char name reflect the carbon conversion degree (%). These chars were analyzed by nitrogen adsorption at 3 Flex Surface Area Analyzer (Micromeritics). Total surface area (by BET<sup>1</sup> or Langmuir equation), micropore surface area (t-plot method) and mesopore surface area (BJH<sup>2</sup> method) were determined.

### Results and discussion

#### *Fluidized bed gasification data processing*

Measurements of char reactivity were carried out based on CO production rate as a result of reaction of

---

<sup>1</sup> Brunauer-Emmet-Teller

<sup>2</sup> Barrett-Joyner-Hallend

carbon with CO<sub>2</sub>. The reaction degree was calculated from the carbon balance.

Specific reaction rate was defined by equation  $r(X) = \frac{1}{1-X} \left( \frac{dX}{dt} \right)$ , g/(g min), proposed elsewhere (3), (4):

$$r(X) = \frac{1}{1-X} \left( \frac{dX}{dt} \right), \text{ g/(g min)}, \text{ where } X - \text{ carbon conversion degree; } t - \text{ time of reaction.}$$

Three kinetic models were used to evaluate the kinetic parameters of the reaction: Random Pore Model (RPM), Volume Reaction Model (VM), and Shrinking Core Model (SCM)

Calculated average activation energy (*E<sub>a</sub>*) equaled 71kJ/mole and pre-exponential factor (*A<sub>0</sub>*) - around 450, 1/min, depending on the model. Models showed good agreement with experimental data.

*Variations in char surface area during gasification in CO<sub>2</sub>*

The variations in char surface area were measured for the lignite coal char at different stages of gasification at different temperatures (800°C; 900°C) in CO<sub>2</sub> Fig. 1.

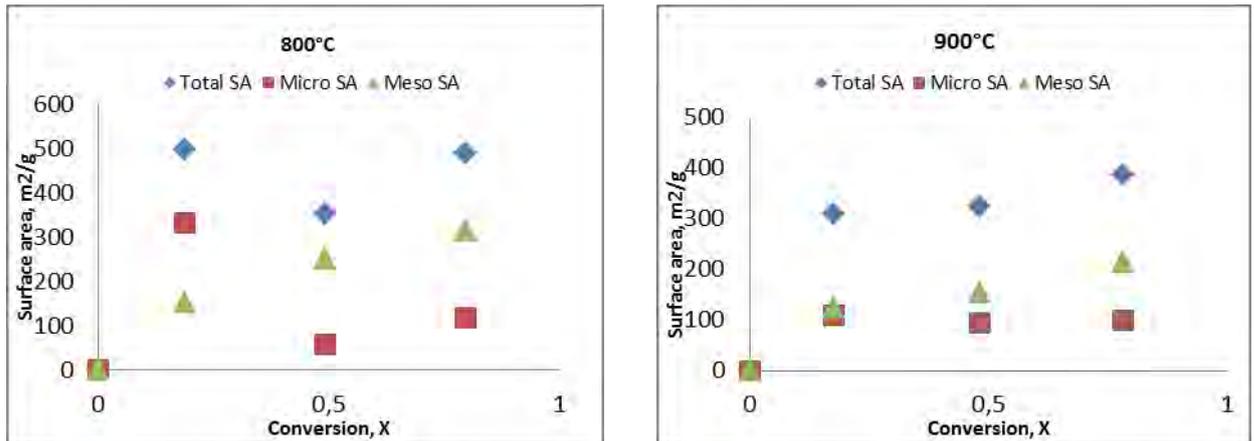


Fig. 1. Variations of surface area vs carbon conversion

Total surface area values were generally higher at 800°C than 900°C.

The intrinsic reaction rate can be expressed by specific reaction rate per available surface area (4), (5):

$$r_{intr} = \frac{r(X)}{S(X)}, \text{ (g/m}^2\text{)}$$

Intrinsic reaction rate is the reaction rate normalized to available surface area. In this study, the reaction rate was normalized to total, micropore and mesopore surface area. Intrinsic reactivity was assumed to be constant during the gasification process (2). All the changes in reaction rate depend on surface area. Variations of intrinsic reaction rate with carbon conversion (20-80%) at 800°C and 900 °C is presented in Fig. 2. Reaction rates, normalized to total surface area and mesopore surface area, show almost constant values during the carbon conversion. It could indicate that the variations in reaction rate controlled by total and mesopore surface area rather than by micropore surface area.

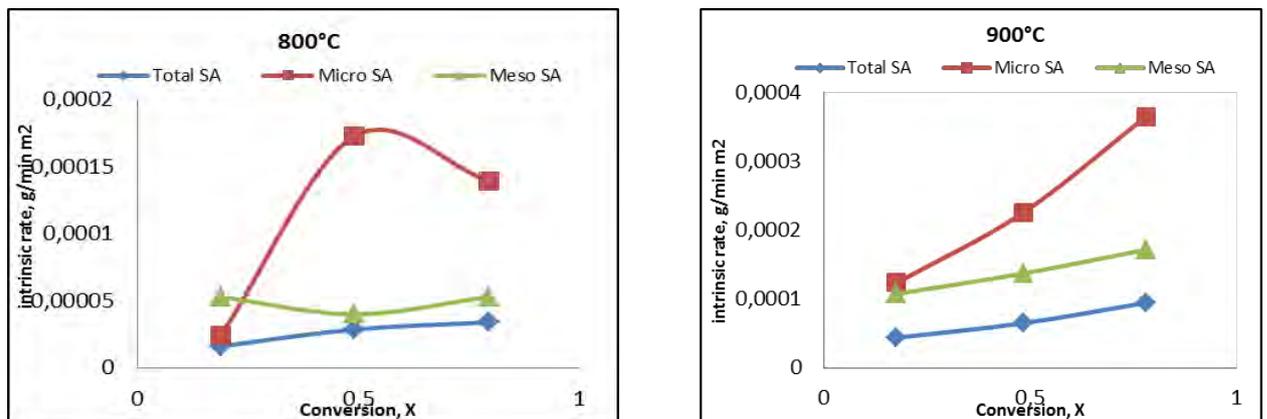


Fig. 2. Variations of the intrinsic reaction rate with carbon conversion

In order to see exact correlation of the intrinsic reaction rate with the surface area, specific reaction rate vs. surface area was plotted (Fig.3). The best correlation was shown by ratio of specific reaction rate to mesopore surface area.

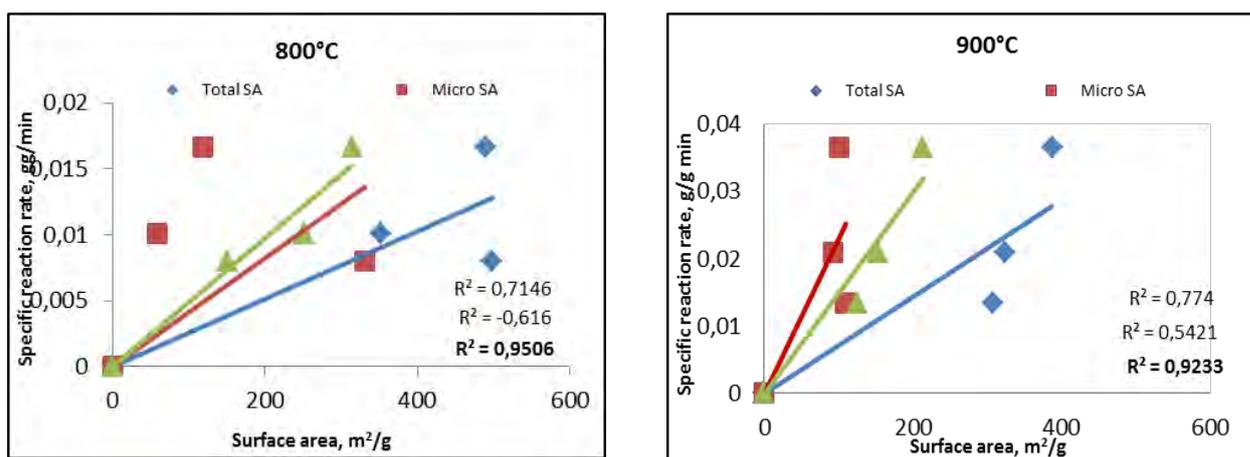


Fig. 3. Correlation of specific reaction rate to the surface area

#### Variations in char particle size during gasification in CO<sub>2</sub>

The particle size of the initial pyrolyzed char decreased from 237  $\mu\text{m}$  to 266  $\mu\text{m}$  at 20% carbon conversion, because small particles were carried away during fluidization. Then particle size remained relatively constant in the range of 266-244  $\mu\text{m}$  at 20-80% conversion respectively. Moreover, no temperature dependency was revealed.

#### Conclusions

In this study, kinetic parameters ( $E_a$ ,  $A_0$ ) of brown coal char gasification in CO<sub>2</sub> at a temperature range of 800-950°C were determined by three kinetic models. These models showed good agreement with experimental data. The gasification reactivities of the char were investigated as a term of the surface area. Intrinsic reactivities as specific reactivities normalized to three kinds of surface areas (total, micropore and mesopore surface area) were determined. The best correlation of the reactivity to the surface area was shown by normalization to mesopore surface area. It could indicate that reaction rate is controlled by mesopore surface area rather than by micropore. There was almost no particle size change during gasification. The same tendency is obtained for both 800°C and 900°C, which revealed no temperature dependency of char particle size.

#### References

1. Xu, K., Hu, S., Su, S., Xu, C., Sun, L., Shuai, C., Jiang, L., Xiang, J. Study on Char Surface Active Sites and Their Relationship to Gasification Reactivity. *Energy and Fuels*. 2012.
2. Gil, M.V., Feroso, J., Pevida, C., Pis, J., Rubiera, F. Intrinsic char reactivity of plastic waste (PET) during CO<sub>2</sub> gasification. *Fuel Processing Technology*. 2010.
3. Fan, D., Zhu, Z., Na, Y., Lu, Q. Thermogravimetric analysis of gasification reactivity of coal chars with steam and CO<sub>2</sub> at moderate temperatures. *J Therm Anal Calorim*. 2013.
4. Tremel, A., Haselsteiner, T., Nakonz, M., Spliethoff, H. Coal and char properties in high temperature entrained flow gasification. *Energy*. 2012.
5. Wang, M., Roberts, D.G., Kochanek, M.A., Harris, D.J., Chang, L., Li, C. Raman Spectroscopic Investigations into Links between Intrinsic Reactivity and Char Chemical Structure. *Energy and Fuels*. 2013.
6. Micco De G., Nasjleti A., Bohe A.E. Kinetics of the gasification of Rio Turbio coal under different pyrolysis temperatures. *Fuel*. 2012.
7. Jiang, H., Radovic, L.R. Transient Kinetic Studies of Char Gasification in Carbon Dioxide.
8. Balla, I G., Zygourakis, K. Evolution of pore surface area during noncatalytic gas-solid reactions. 2. Experimental Results and Model Validation. *Ind. Eng. Chem. Res*. 1987, S. 1787-1796.
9. Lowell, S. Characterization of porous solids and powders: surface area, pore size and density. 2004. 978-1-4020-2303-3.

**С.С. ГАВАЛЕШКО, В.Н. ПЕРМЯКОВ**

*Национальный технический институт Украины  
«Киевский Политехнический Институт»*

## МЕТОДЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФОТОЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ

Истощение ископаемых энергоресурсов и нарастающие трудности решения экологических проблем развития энергетики приводят к необходимости поиска новых, нетрадиционных методов получения энергии. Среди них наиболее перспективным является фотоэлектрический метод преобразования солнечной энергии. Метод преобразования солнечной энергии в электрическую энергию с помощью

полупроводниковых солнечных элементов является в настоящее время наиболее разработанным в научном и практическом плане.

Коэффициент преобразования падающей солнечной энергии современных солнечных фотоэлектрических энергетических установок не велик. В ясную солнечную погоду на каждый квадратный метр площади, перпендикулярной к солнечному вектору, падает примерно 1 кВт солнечной энергии, однако с выхода автономных фотоэлектрических энергетических систем и установок к потребителю поступает значительно меньшее количество энергии. Факторами, значительно уменьшающими количество генерируемой энергии, являются невысокий средний КПД кремниевых фотоэлементов массового производства (12–14%) и недоиспользование генерирующих возможностей выбранной солнечной батареи.

Энергетическая эффективность ( $KЭ$ ) аналитически выражается отношением разности энергии, выработанной солнечной батареей ( $W_{CB}$ ) при принятии в системе закона регулирования напряжения солнечной батареи (СБ), и потерями энергии в преобразующих устройствах ( $\Delta W_{П}$ ) и аккумуляторных батареях (АБ) ( $\Delta W_{AB}$ ) к энергии, которую может выработать СБ при непрерывном регулировании напряжения СБ в точке максимальной мощности ( $W_{CB_{\max}}$ ).

$$KЭ = (W_{CB} - \Delta W_{П} - \Delta W_{AB}) / W_{CB_{\max}} = W_H / W_{CB_{\max}} = \int_0^T \frac{P_H dt}{\int_0^T P_{CB_{\max}} dt} \quad (1)$$

где  $W_H$  – энергия, доставляемая в нагрузку;  $P_{CB_{\max}}$  – экстремальное текущее значение мощности СБ;  $P_H$  – текущее значение мощности нагрузки;  $T$  – период функционирования.

Недоиспользование солнечных батарей по энергии (не менее чем на 30–50%) объясняется тем, что большинство энергетических систем и установок не имеют систем принудительного охлаждения и непрерывного автоматического слежения панелей за Солнцем, а также систем регулирования максимума мощности по вольт-амперной характеристике (ВАХ) солнечной батареи [1].

Рассмотрим пример разработанной двухкоординатной системы слежения, конструкция которой состоит: из фотоэлектрического модуля; подвижного и неподвижного каркасов; двух мотор-редукторов; четырех датчиков положения Солнца, четырех конечных выключателей. Неподвижный каркас установки состоит из опоры, в которой установлен вращающийся вал. Вращение вала обеспечивается за счет двигателя через планетарный редуктор и цилиндрическую зубчатую передачу. Подвижный каркас установки состоит из стальной рамы, с закрепленной на ней ведомой шестерней, которая связана с валом нижней опоры для обеспечения вращения установки вокруг вертикальной оси. На раме установлена ось вращения СБ, которая через зубчатую передачу и редуктор соединена с двигателем, обеспечивающим поворот рамы по углу места.

На рисунке 1 приведена функциональная схема системы слежения, где СБ – солнечная батарея; КЗАБ – контроллер заряда аккумуляторной батареи; И – инвертор; АБ – аккумуляторные батареи; М1, М2 – мотор-редукторы; ДД – драйвер управления двигателями; ДПС – датчики положения Солнца; КСС – контроллер слежения за солнцем; КВ – концевые выключатели.

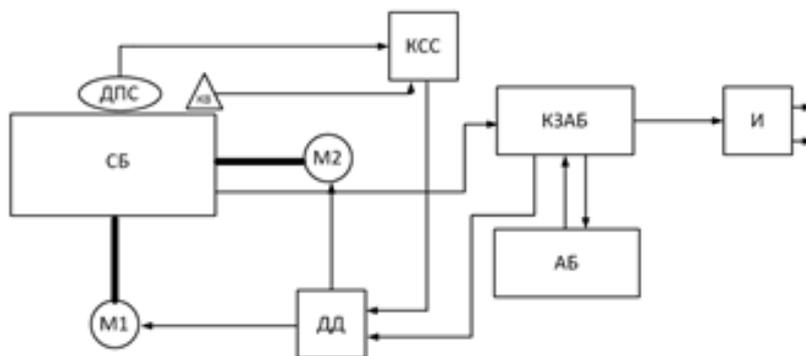


Рис. 1. Функциональная схема системы слежения

При автоматическом слежении за Солнцем осуществляется точное наведение рамы на Солнце, путем сравнения освещенности датчиков положения Солнца и перемещения рамы с помощью электроприводов по обеим координатам. Если одна пара фотодатчиков освещена одинаково, то перемещать СБ не требуется, а если есть отличие, то необходимо перемещение в таком направлении, чтобы скомпенсировать эту разницу. Если тыловой датчик освещен больше всех, то Солнце находится с обратной стороны СБ. В этом случае необходимо развернуть раму в направлении Солнца.

В период затемнения солнца требуется также отслеживать положение Солнца, для этого используется экстраполирующее устройство.

Экстраполирующая дискретная следящая система – особый тип системы, на выходе которой воспроизводится непрерывный сигнал, совпадающий в дискретные моменты времени с входным сигналом. В процессе слежения система строит полином, в данном случае выбираем степенной полином Ньютона. При помощи полинома производится экстраполяция, предсказывание будущего значения входного сигнала. Для генерации полинома обычно применяются интеграторы при их параллельно последовательном соединении. Последовательное интегрирование требует введения поправочных коэффициентов вида факториалов. Процесс экстраполяции изображен на рисунке 2.

В момент наблюдения  $t = 0$  в системе возникает ошибка, равная разности между входным и выходным сигналами.

$$\varepsilon(t) = g(t) - x(t) = \varepsilon_0 \quad (2)$$

Допустим, что на выходе экстраполирующей системы генерируется сигнал, задаваемый полиномом, который в точности совпадает с входным сигналом  $g(t)$  в моменты времени  $t - T, t - 2T, t - 3T, t - 4T$ , который определяется по формуле:

$$x(t) = a_0 t^3 + a_1 t^2 + a_2 t + a_3 \quad (3)$$

тогда, в соответствии с методом Ньютона имеем полином экстраполяции

$$\varepsilon(t) = \varepsilon_0 \left(1 + \frac{t}{T}\right) \left(1 + \frac{t}{2T}\right) \left(1 + \frac{t}{3T}\right)$$

Или,

$$\varepsilon(t) = t^3 \left(\frac{\varepsilon_0}{6T^3}\right) + t^2 \left(\frac{\varepsilon_0}{T^2}\right) + t \left(\frac{11\varepsilon_0}{6T}\right) + \varepsilon_0 \quad (4)$$

В результате получена структурная схема экстраполирующей системы, при условии:  $kT=1$ .

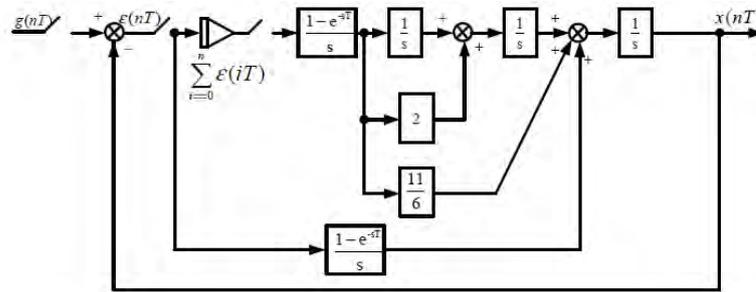


Рис.3. Структурная схема экстраполирующей системы

Применив экстраполирующее устройство, система становится более устойчивой в период затемнения Солнца[2].

В наземных автономных фотоэлектрических энергетических установках преимущественно используются простые контроллеры тока заряда и разряда аккумуляторных батарей (АБ), которые просто отключают источник энергии (СБ) при достижении определенного напряжения на АБ. При снижении напряжения на АБ, снова подключается солнечная батарея, и заряд возобновляется. В таких системах напряжение на СБ определяется напряжением на АБ в конкретный момент времени и зависит от степени заряженности АБ. Очевидно, что в режиме заряда в таких системах рабочее напряжение СБ практически никогда не совпадает с напряжением соответствующим режиму генерирования максимальной мощности. Таким образом, солнечная батарея пропорционально недоиспользуется по мощности при всех других рабочих температурах фотоэлектрических панелей, отличных от максимальной расчетной температуры.

Применив в системе контроллер заряда с функцией экстремального регулирования можно добиться энергетической эффективности в 30% по сравнению с системами со стабильным напряжением солнечной батареи. Его реализация, как и реализация автоматического слежения фотоэлектрических панелей за Солнцем, является наиболее действенным способом повышения эффективности фотоэлектрических преобразователей.

### Литература

1. Ю.А. Шиняков, Ю.А. Шурыгин, О.Е. Аркатова, Повышение энергетической эффективности автономных фотоэлектрических энергетических установок. Доклады ТУСУРа, № 2 (22), часть 2, декабрь 2010.
2. Тхеин Лин У, Исследование и разработка автоматических систем управления мобильных солнечных энергетических установок в условиях длительного затемнения. Москва 2010.

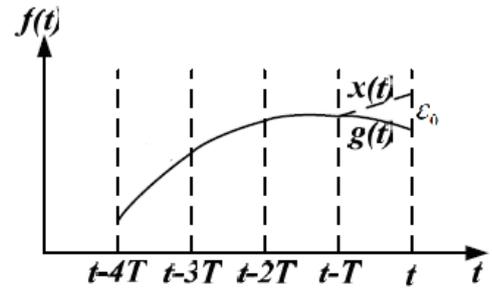


Рис. 2. Иллюстрация процесса экстраполяции

## ИССЛЕДОВАНИЕ НЕЙРОННЫХ СЕТЕЙ В СИСТЕМАХ КОСВЕННОГО ВЕКТОРНОГО УПРАВЛЕНИЯ СКОРОСТИ АСИНХРОННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА

**Введение.** Использование асинхронных двигателей с короткозамкнутым ротором (АД с КЗР) растет из-за возможных технических приложений, в которых требуется доступный и эффективный привод. Эти преимущества, однако, упираются в решение задач управления асинхронными двигателями с регулируемой скоростью в промышленных приводах.

Технические системы работают в условиях постоянно изменяющихся климатических, нагрузочных и электромагнитных воздействий. В этих условиях возникает необходимость в регулировании не только скорости, но и электромагнитного момента, т.е. в постоянной подстройке параметров регуляторов. Следовательно, электроприводы таких систем нуждаются в наблюдателях для оценки текущего значения параметров двигателя, его скорости и регуляторов скорости и момента для поддержания их на заданном уровне. В связи со сказанным выше, целью настоящей работы является исследование способов и результативности применения ИНС в системах управления асинхронного электропривода, которое сводится к решению целого ряда задач. Среди них можно назвать задачи синтеза нейронных сетей, способных решать поставленные задачи, задачи их обучения, задачи использования ИНС в качестве наблюдателей поведения системы в будущем, задачи чувствительности к возмущениям и использования ИНС в качестве регуляторов скорости и момента.

**Цель работы.** Исследование возможностей применения искусственных нейронных сетей в регуляторах скорости и момента асинхронного электропривода для повышения качества регулирования и экономии энергии и ресурсов.

Разработана и исследована четырехслойная со структурой (8-9-7-1) ИНС наблюдателя скорости с повышенной точностью на основе алгоритма обратного распространения ошибки, обладающая чувствительностью к вариации взаимной индуктивности на низких частотах; Проведено сравнительное исследование оценок скорости двигателя в системе адаптивного управления по эталонной модели с использованием нейронной сети с компенсацией и без компенсации изменения сопротивления статора. Установлено, что система управления с компенсацией сопротивления статора улучшает точность оценок скорости и повышает устойчивость системы к изменению параметров даже на очень низких частотах вращения двигателя.

В данной работе для оценки скорости ротора АД предложена статическая четырехслойная нейронная сеть упреждающего статического ANN со структурой 8-9-7-1 (8 нейронов во входном слое, 9 нейронов во втором, 7 в третьем и один нейрон в выходном слое) В качестве функции активации в скрытых слоях использованы функции  $\tanh$ , а в выходном слое - линейная функция. Выбранная таким образом искусственная нейронная сеть была получена методом проб и ошибок. К восьми первым скрытым нейронам подсоединены восемь входных сигналов. Причем все компоненты токов и напряжений статора представлены в стационарной системе координат  $\alpha, \beta$  на  $k^{\text{th}}$  и  $(k - 1)^{\text{th}}$  шагах моделирования

$i_{\alpha}(k), i_{\alpha}(k - 1), i_{\beta}(k), i_{\beta}(k - 1), u_{\alpha}(k), u_{\alpha}(k - 1), u_{\beta}(k), u_{\beta}(k - 1)$  Выходной величиной ИНС является скорость вращения ротора на  $k^{\text{th}}$  шаге моделирования  $\omega(k)$ . Топология предлагаемой ИНС показана на рис. 1

В систему управления для проверки точности определения взаимной индуктивности включена статическая многослойная нейронная сеть (МНС) в качестве параметра в наблюдателе. Эта МНС использует файлы, включающие расчетные компоненты векторов токов  $\underline{i}$  и напряжений  $\underline{u}$  с учетом насыщения основной магнитной цепи. Обученная МНС, таким образом, чувствительна к оценке ошибки взаимной индуктивности, которая присутствует в качестве важного параметра в наблюдателе. Этой чувствительности достаточно для расчета разницы между фактической скоростью вращения ротора  $\omega$  и оценкой скорости  $\hat{\omega}$  искусственной нейронной сетью (ИНС). Задавая различные значения  $L_m$  в наблюдателе векторной системы управления, можно сделать вывод о правильности выбора этих значений.

Искусственная нейронная сеть в данной работе обучалась с целью оценки значений скорости ротора в области низких скоростей (низких частот питающего двигателя преобразователя частоты). В этой области, для изученных режимов работы АД, очень важным фактором является насыщение главного потока

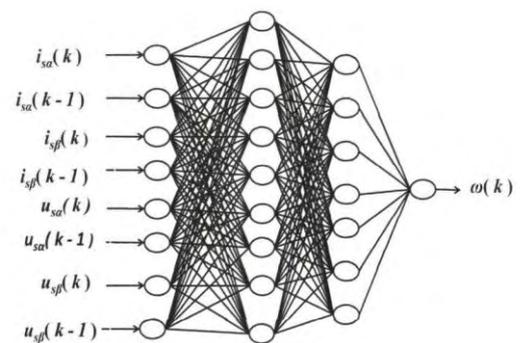


Рис.1. Топология ИНС

магнитной цепи. ИНС обучалась с учетом «точного» значения взаимной индуктивности. Для тренировки были выбраны три значения относительной скорости ротора:  $\omega = 0,02$ ,  $\omega = 0,08$ ,  $\omega = 0,12$ . Эти значения относительной скорости покрывают частоты преобразователя в диапазоне от 1 до 8 Гц. Для тестирования ИНС использовались так называемые тестирующие файлы, которые содержат только «свежие» входные данные, которые ранее искусственной нейронной сетью не использовались. Для тестирования выбирался тестовый режим с относительной скоростью ротора  $\omega = 0,06$  со ступенчатым изменением момента нагрузки от  $m_{l1} = 0$  до  $m_{l2} = m_{ln} = 0,65$ , где  $m_{ln}$  - номинальная скорость ротора.

Тесты показали, что реальная скорость согласуется со значениями, которые дали оценки с помощью ИНС. Для области переходных процессов (в промежутке времени ( $t < 0,03$  с)), расхождение между реальными данными и оценкой больше, чем в области установившегося режима ( $t < 0,03$ с). Среднее значение оценки относительной скорости ротора в установившемся режиме равно 0,02, что согласуется с точностью в 1% с реальной скоростью.

Вычислялись также значения стандартных среднеквадратичных значений отклонения оценки от реальных значений для установившегося режима по формуле (1)

$$\sigma = \sqrt{f \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (\omega_k - \bar{\omega})^2} \quad (1)$$

где  $n$  - число анализируемых расчетов значений оценок скорости ротора (в данном случае  $n = 4000$ ); оценка скорости ротора на  $k$ -м шаге моделирования;  $\bar{\omega}$  - среднее значение оценки скорости в установившемся режиме. В данном случае  $\sigma = 0,0019$ .

Следовательно, основываясь на средних значениях и значениях среднеквадратичных отклонений, можно заключить, что ИНС в рассматриваемом случае с достаточной точностью оценивает значения реальной скорости ротора АД. Далее были вычислены реальные и оценочные значения скорости ротора для трех значений относительной скорости роторам  $\omega^* = 0,02$ ;  $\omega^* = 0,08$ ;  $\omega^* = 0,12$ . Результаты представлены на рис. 2, 3 и 4.

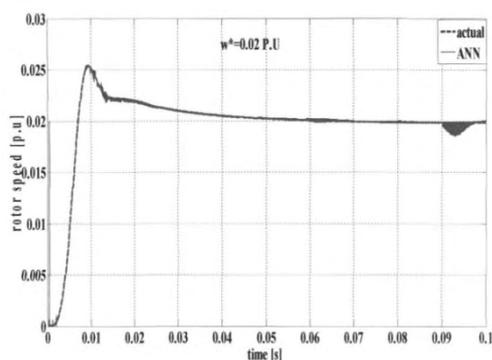


Рис. 2. Реальные значения и оценки скорости ротора при  $\omega^* = 0,02$

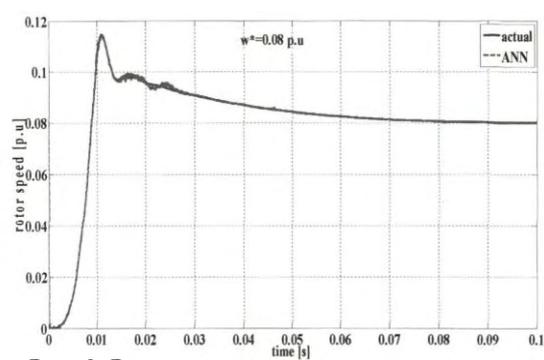


Рис. 3. Реальные значения и оценки скорости ротора при  $\omega^* = 0,08$

В качестве средства определения точности оценки значения взаимной индуктивности в работе предложено использовать ИНС. Для того чтобы показать применимость ИНС для указанной цели, был выбран режим работы АД с накладыванием нагрузки в виде ступеньки. Если произвольно выбрать в качестве погрешности оценки величины  $L_m^*$  в установившемся режиме значение 5,2% (реальное значение  $L_m = 1,2963$ , выбранное значение  $L_m^* = 1,3635$ ), то получается результат, изображенный на рис. 5. Новые результаты в установившемся режиме после изменения  $L_m$  на 5,2%. Теперь оцененное с помощью ИНС значение скорости ротора  $\omega^* = 0,02$  с погрешностью 9,8% на интервале времени 0,056 - 0,1 с. Следовательно,  $\sigma = 0,027$ .

Отсюда можно заключить, что ИНС более чувствительна к определению значений  $L_m$ , чем анализируемый наблюдатель. Если подключить наблюдатель и ИНС для работы параллельно, то ИНС может быть использована для оценки правильности выбора значений взаимной индуктивности.

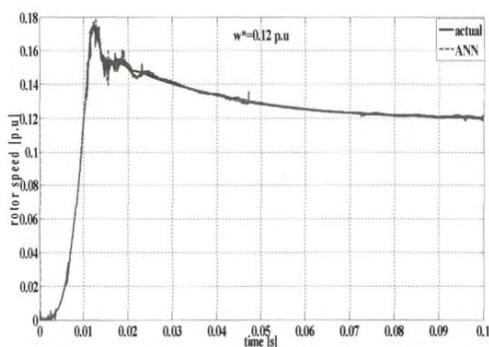


Рис. 4. Реальные значения и оценки скорости ротора при  $\omega^* = 0,12$

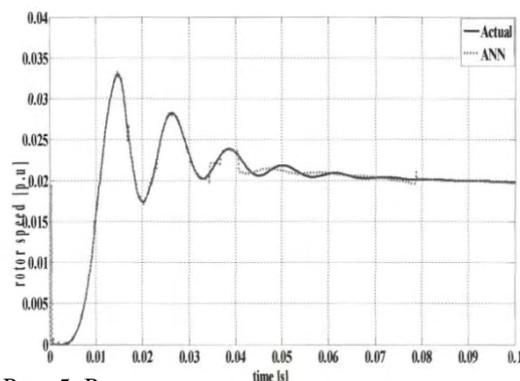


Рис. 5. Реальные значения скорости ротора по оценке наблюдателя и по оценке ИНС

**Выводы.** Значение результатов исследования состоит в разработке алгоритмов и программ для систем векторного управления, разработке рекомендаций для проектировщиков электроприводов. В конечном итоге, результаты проведенных исследований при внедрении в практику должны дать повышение качества регулирования электроприводов. Последнее, в свою очередь, повышает надежность работы электроприводов и приводит к экономии электроэнергии и ресурсов.

#### Литература

1. Хайкин, Саймон. Нейронные сети: полный курс, 2-е издание. : Пер. с англ.—М. Издательский дом "Вильямс", 2006. – 1104 с.
2. Герман-Галкин, С.Г. Компьютерное моделирование полупроводниковых систем в MATLAB 6.0: учебное пособие - СПб: Корона принт, 2001. – 320с.
3. Ильинский Н.Ф., Москаленко В.В. - Электропривод: энерго- и ресурсосбережение: Учебное пособие для студентов высших учебных заведений. —М.: Издательский центр "Академия", 2008. – 208 с.
4. Astrom K. J., Wittenmark B. Adaptive control /Reading MA: Addison Wesley, 1994-574 P.

**А. В. ДАНИЛИН, А.Н. ЧУГУНОВ**

*Национальный технический университет Украины  
«Киевский политехнический институт»*

## **ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАБОТЫ ПРОПОРЦИОНАЛЬНО-ИНТЕГРАЛЬНОГО И НЕЙРОСЕТЕВОГО РЕГУЛЯТОРОВ ПРИ ВЕКТОРНОМ УПРАВЛЕНИИ АСИНХРОННЫМ ДВИГАТЕЛЕМ**

Асинхронный двигатель является наиболее простым в эксплуатации и относительно дешевым в изготовлении по сравнению с другими электрическими машинами. В последние десятилетия достижения в области полупроводниковой преобразовательной техники и теории машин переменного тока позволили получить высокودинамичные глубокорегулируемые системы электроприводов на базе асинхронного двигателя. Дальнейшее расширение области применения экономичного асинхронного электропривода показало, что это сложный динамический объект для качественного управления которым необходимы нетрадиционные алгоритмы. С другой стороны в последние десятилетия получили новое развитие нейросетевые методы управления динамическими объектами. Предпосылкой к чему было появление быстродействующих микропроцессоров и специализированного программного обеспечения. Внедрение нейросетевых технологий в системы управления асинхронным электроприводом позволяет улучшить функции управления и идентификации, повысить рабастность систем управления. Таким образом, вопросы исследования нейросетевых систем управления асинхронным электроприводом является актуальной задачей.

Разработаны и проанализированы реализации интеллектуального контроллера для векторного управления скоростью асинхронного двигателя. Описана и просчитана в программе MATLAB полная математическая модель асинхронного двигателя мощностью 37 кВт с ротором типа «белочье колесо». Выполнено сравнение качества регулирования пропорциональноинтегрального (ПИ) и нейросетевого (НС) регуляторов скорости. Применена ИНС с 20 нейронами в скрытом слое, основанная на алгоритме «обратного распространения ошибки». Установлена более высокая эффективность предлагаемого ИНС контроллера по сравнению с эффективностью ПИ регулятора.

Как было сказано выше, для выполнения обучения многослойных перцептронов был применен алгоритм обратного распространения ошибки.

На рис.1 показана структурно-динамическая схема векторного управления скоростью асинхронного

двигателя (ВУАД). Асинхронный двигатель работает под управлением токового регулятора. Двигатель приводит в движение механическую нагрузку с моментом инерции  $J$  и моментом нагрузки  $m_c$ . В замкнутом контуре управления скоростью вместо ПИ регулятора используется нейросетевой контроллер, который генерирует квадратурный опорный ток  $i_d^*$  по оси  $d$ , для регулирования величины крутящего момента двигателя

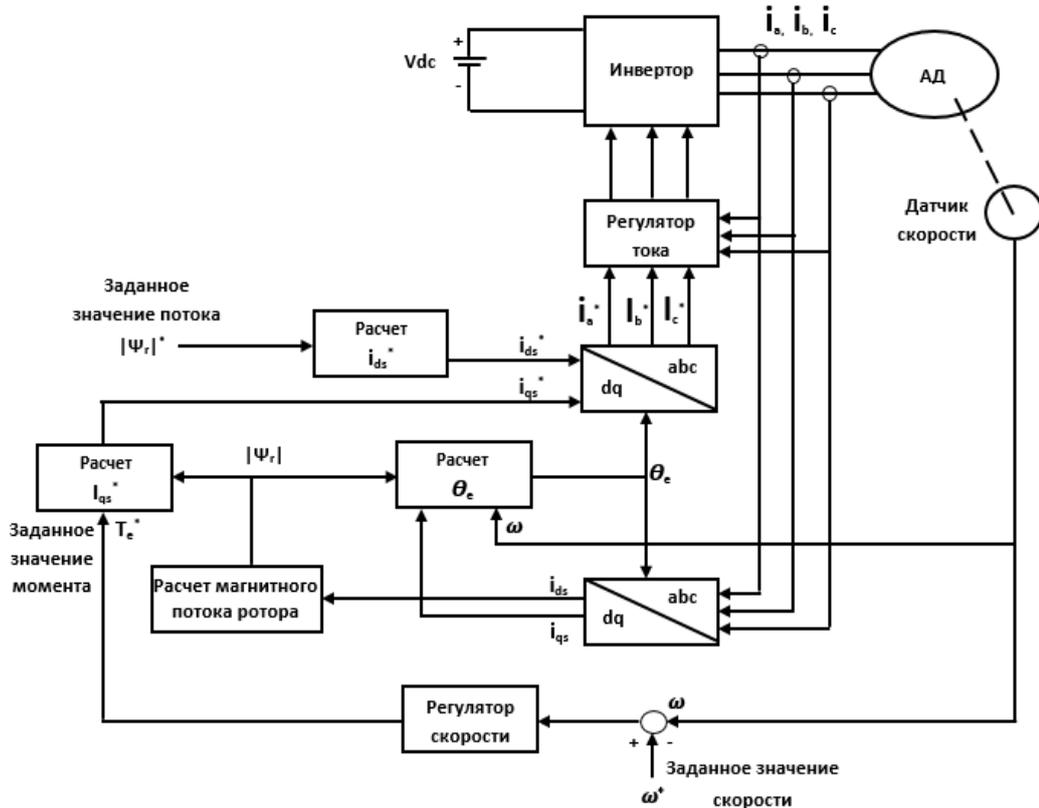


Рис. 1. Структурно-динамическая схема векторного управления скоростью двигателя.

В программе Matlab было выполнено моделирование векторного управления АД с использованием ПИ регулятора.

**Результаты с ПИ регулятором:**

Случай I. Результаты в режиме пуска в момент времени  $t = 1,75$ с на холостом ходу: ток двигателя  $I_{abc} = 467$  А, крутящий момент  $m = 322$  Н·м.

Случай II. Результаты после наложения нагрузки в 60 Н·м в момент времени  $t = 2,2$  с: ток двигателя  $I_{abc} = 55$  А, крутящий момент  $m = 107$  Н·м

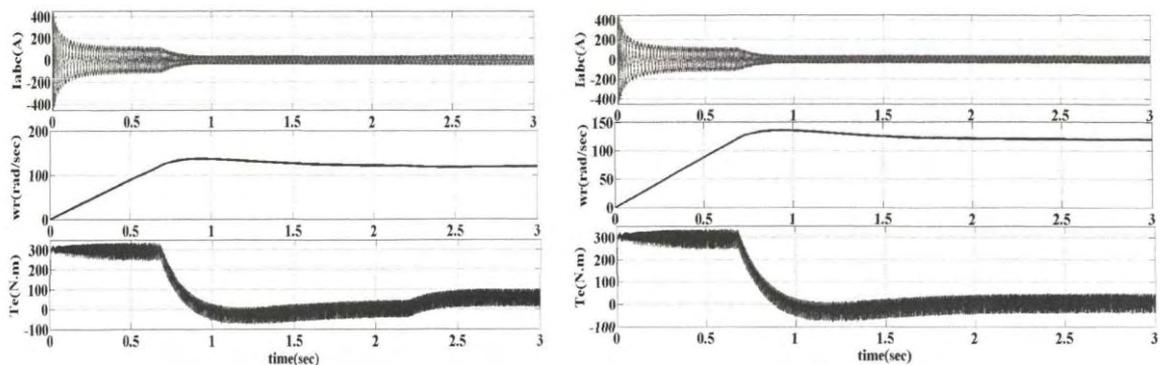


Рис. 2. Результаты работы ВУАД с ПИ регулятором

**Результаты нейросетевого управления с предсказанием:**

Случай-I. Результаты в режиме пуска в момент времени  $t = 1,75$  с на холостом ходу: ток двигателя  $I_{abc} = 405$ А, крутящий момент  $m = 235$  Н·м.

Случай II. Результаты после наложения нагрузки в 60 Н·м в момент времени  $t = 2,2$  с: ток двигателя  $I_{abc} = 49$ А, крутящий момент  $m = 95$  Н·м.

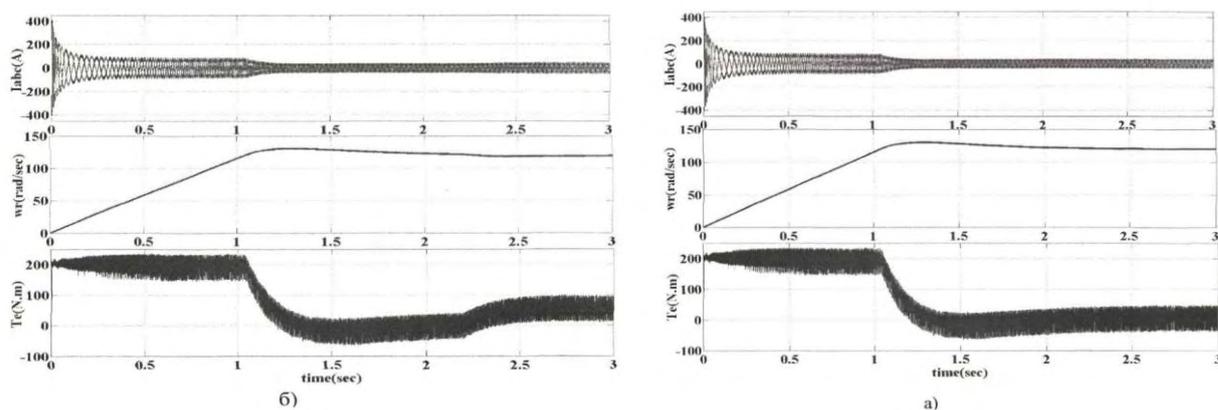


Рис. 3. Результаты работы КВУАД с нейросетевым контроллером

**Выводы.** НС контроллер является более устойчивым к изменениям параметров двигателя, чем ПИ регулятор в условиях возмущений по нагрузке.

Эффективность НС контроллера по определенным характеристикам двигателя (например, текущему току и крутящему моменту) значительно лучше, чем у ПИ регулятора при тех же условиях. В целом, качество регулирования НС контроллера значительно лучше, чем у ПИ.

С помощью моделирования в программе MatlabSimulink проведено исследование работы

Таблица 1

Значения тока и крутящего момента электропривода с ПИ и НС регуляторами регулятора

	Переходный процесс		Стационарное состояние		С нагрузкой 60 Нм	
	$I_{abc}, A$	$m, H м$	$I_{abc}, A$	$m, H м$	$I_{abc}, A$	$m, H м$
ПИ	467	322	33	32	55	107
НС	405	235	31	30	49	95

ИНС в системах частотного управления скоростью асинхронного электропривода в качестве наблюдателя и регулятора.

Разработаны и исследованы структурные схемы НС наблюдателя с разным количеством нейронов в среднем слое в системе частотного регулирования асинхронного двигателя для измерения поведения тока ротора, основанного на задании тока статора. Исследуемая ИНС была обучена на пассивной цепи, к которой не прикладывалось действие противо ЭДС. Поэтому обученная на пассивной цепи с незначительным изменением частоты коммутации ИНС, не в состоянии адекватно справиться с сигналами в системе релейный ШИМ - АД. Следовательно, обучение ИНС необходимо производить на сигналах той системы (среды или объекта), в которой предполагается ее использование.

С помощью моделирования в программе MatlabSimulink проведено исследование работы ИНС в системах векторного управления скоростью АД по сравнению с ПИ регулятором. Синтезирован и исследован в статических и динамических режимах нейросетевой прогнозирующий с 20 нейронами в скрытом слое регулятор. Результаты получены для режимов работы: пуск на холостом ходу и с нагрузкой, внезапный наброс нагрузки в установившемся режиме. Показано, что по величинам тока двигателя, крутящего момента и скорости эффективность НС контроллера оказалась лучше, чем у ПИ регулятора скорости.

### Литература

1. Зунг Ч. А. Разработка и исследование адаптивных систем управления нелинейными электромеханическими объектами с упругими деформациями / Дис. кан. техн. наук / СПб.: СПбГЭТУ, 2008. - 174 с.
2. Осовский, С. Нейронные сети для обработки информации / С.Осовский; пер. с польского И.Д. Рудинского. — М.: Финансы и статистика, 2002. — 344с.
3. Виноградов А.Б. Векторное управление электроприводами переменного тока / ГОУВПО «Ивановский государственный энергетический университет имени В.И. Ленина». - Иваново, 2008. 298 с.
4. Steven T. Karris "Introduction to Simulink with Engineering Applications", second edition, Orchard Publications: USA. 2008. —716 P.

## **ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТОПЛИВНЫХ РЕСУРСОВ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ЭНЕРГИИ**

Республика Беларусь относится к числу государств не располагающих достаточными запасами органического топлива для обеспечения собственными энергоресурсами производственного и жилищно-коммунального секторов. В связи с этим актуальным является повышение эффективности использования топливно-энергетических ресурсов, внедрение энергосберегающих мероприятий, освоение передовых энергоэффективных технологий, а также оптимизация топливного баланса путем замещения импортируемых видов топлива местными энергоресурсами.

В работе проведен анализ эффективности использования для производства энергии сырьевого отхода, в виде отсева торфа различной фракции, отходов древесины и льнокостры.

Качество любого твердого топлива в значительной степени определяется его химическим составом, а точнее соотношением горючей и негорючей части. К горючей части относят углерод, водород и серу; негорючая определяется содержанием кислорода, азота, а также зольностью и влажностью топлива. Химический состав, в свою очередь, обуславливает теплотворную способность топлива, т.е. количество теплоты, которое будет выделяться при его сжигании. В этой связи, анализ эксплуатационных свойств отсева фрезерного торфа, отходов древесины и льнокостры в качестве горючего твердого топлива основан на комплексном определении данных характеристик.

Определение общей теплотворности при сжигании топлива ( $H_o$ , Дж/г) проводилось в бомбовом калориметре IKA WERKE C2000 (Германия). Калориметрический эксперимент по сгоранию топлива происходит в измерительной камере, состоящей из внутреннего сосуда; мешалки, обеспечивающей равномерное распределение тепла во внутреннем сосуде; водяного цикла с нагревающим элементом для выравнивания температуры и автозаполнения внутреннего сосуда; температурного датчика для регистрации значений эксперимента; прибора подачи кислорода в сосуд разложения. При проведении эксперимента сосуд разложения с образцом погружается во внутренний сосуд. Для оптимизации процесса горения в сосуд разложения поступает чистый кислород до заданного давления (30 бар). Внутренний сосуд заполняется водой рабочей температуры 25-30 °С, которая поддерживается в постоянном движении магнитной мешалкой. Образец топлива зажигается посредством электричества от хлопковой нити, зафиксированной на зажигательной проволоке. Измеряется возрастание температуры в калориметрической системе (т.е. воды во внутреннем сосуде измерительной камеры). Фазы измерительного прибора отслеживаются с помощью измерительной программы. Далее вычисляется общая теплотворность образца исходя из значений веса образца, теплоемкости калориметрической системы и возрастания температуры воды в сосуде измерительной камеры. При этом вводится поправка на тепловую энергию, образованную не от измеряемого образца (внешняя энергия электрического зажигания и теплота сгорания хлопковой нити). Результаты исследований приведены в таблице 1.

Таблица 1

Определение общей теплотворности проб

Проба	Масса навески, г	$H_o$ , Дж/г
Фрезерный торф, мелкая фракция <7мм	0,999	15 666
Фрезерный торф, средняя фракция 7-10 мм	1,035	15 888
Фрезерный торф, крупная фракция >10 мм	0,492	15 959
Древесные опилки	0,437	19 135
Льнокостра	0,343	18 430

Измерения общей влажности и зольности анализируемых образцов проводились на термогравиметрическом анализаторе TGA701 фирмы LECO (США). Съемка проводилась по установленной программе с чередованием окислительной (кислородной) и инертной (азотной) сред. Полученные средние результаты нескольких параллельных измерений каждой пробы приведены в таблице 2.

Исходя из данных, расчетное значение зольности фрезерного торфа на сухое состояние составляет соответственно около 16,8, 15,5 и 10 % для мелкой, средней и крупной фракции, а также 0,29 и около 6 % - для древесных опилок и льнокостры. Кроме того, результаты термогравиметрического анализа, совмещенного с дифференциально-сканирующей калориметрией, проведенные дополнительно на термоанализаторе фирмы METTLER TOLEDO (США), свидетельствуют, что при съемке проб фрезерного торфа в воздушной окислительной среде со скоростью 10 °С/минуту после 750 °С не наблюдается никаких термоэффектов, что свидетельствует о полном сгорании топлива до этой температуры. Результаты исследования химического состава анализируемых проб, выполненных на анализаторе «СНН628» фирмы LECO(США) представлены в таблице 3.

Таблица 2

Результаты определения общей влажности и зольности

Проба	Общая влажность, %	Зольность на сухое состояние, %	График эксперимента
Фрезерный торф (мелкая фракция <7мм)	10,50	16,76	
Фрезерный торф (средняя фракция 7-10 мм)	34,15	15,56	
Фрезерный торф (крупная фракция >10 мм)	40,30	10,05	
Древесные опилки	6,37	0,29	
Льнокостра	7,17	5,99	

Таблица 3

Результаты определения содержания углерода С, водорода Н, азота N и серы S в анализируемых образцах

Проба	Содержание, %	Графики экспериментов
Фрезерный торф (мелкая фракция <7мм)	C 45,5 H 5,17 N 3,12 S 0,12	<div style="display: flex; justify-content: space-around;"> <div style="text-align: center;"> <p><b>Nitrogen %</b></p> <p>Avg 3.12 Std 0.000 Rsd 0.010 n 2 68 torf 69 torf</p> </div> <div style="text-align: center;"> <p><b>Carbon %</b></p> <p>Avg 45.5 Std 0.51 Rsd 1.120 n 2 68 torf 69 torf</p> </div> <div style="text-align: center;"> <p><b>Hydrogen %</b></p> <p>Avg 5.17 Std 0.435 Rsd 8.427 n 2 68 torf 69 torf</p> </div> </div> <div style="margin-top: 10px;"> <p><b>Sulfur %</b></p> <p>Avg 0.122 Std 0.0073 Rsd 6.022 n 3 39 torf melk 40 torf melk 41 torf melk</p> </div>

Окончание таблицы 3

Проба	Содержание, %	Графики экспериментов
Фрезерный торф (средняя фракция 7-10 мм)	C 55,30 H 6,16 N 3,45 S 0,27	
Фрезерный торф (крупная фракция >10 мм)	C 58,59 H 5,57 N 3,81 S 0,24	
Древесные опилки	C 51,3 H 6,94 N 0,07 S 0	
Льнокостра	C 48,4 H 6,95 N 0,73 S 0,01	

Сопоставляя результаты комплексного исследования эксплуатационно-топливных характеристик проб отсева фрезерного торфа различных фракций, древесных опилок и льнокостры, можно заключить, что наиболее эффективным является применение на производстве в качестве твердого горючего топлива отсев торфа крупной фракции, древесных опилок и льнокостры. Это обусловлено их высокой теплотворной способностью, наибольшим суммарным содержанием горючих элементов и наименьшей зольностью на сухое состояние.

П.А.КУЗНЕЦОВ, С.В. БОРЩЕВСКИЙ, С. В. СОЛЁНЫЙ  
ДонНТУ, Украина

# ПОВЫШЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ОХЛАЖДЕНИЕМ ГАЗА КОГЕНЕРАЦИОННОЙ ЭЛЕКТРОСТАНЦИИ

На сегодняшний день предприятие «Шахта им. А.Ф. Засядько» является первопроходцем в Украине по организации производства электроэнергии из каптированного шахтного газа-метана. На территории шахты создана первая в Украине когенерационная электростанция (КГЭС), производящая электроэнергию и тепло одновременно.

КГЭС является объектом повышенной взрывопожароопасности. Поэтому, для увеличения надежности работы автоматического и аналогового оборудования и, по возможности, исключения взрывопожароопасной ситуации при его отказе, и обеспечения безопасности работающего персонала в действующую схему управления узлом охлаждения газа было предложено внести следующие изменения. В качестве контрольного разъединителя предлагается применять разработанное искробезопасное коммутационное устройство (КУ) (рис. 1), которое оснащено функциями дистанционного управления по сетям связи, что позволяет управлять устройством удаленно [1].

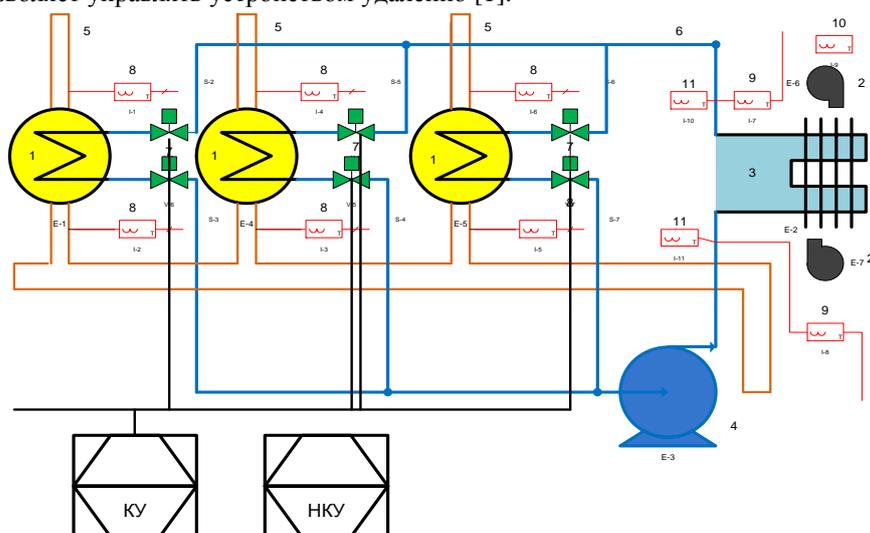


Рис. 1. Усовершенствованная схема регулировки узла охлаждения газа [2]

Для учета расхода электроэнергии интеллектуальные счетчики системы Smart Grid предлагается поместить в низковольтное комплектное устройство (НКУ) [2] (рис. 1), которое разработано для электрооборудования, находящегося в среде с возможностью образования взрывоопасной пыли (наличие взрывоопасной пыли обусловлено технологическими процессами, протекающими в шахте, как под землей, так и на поверхности).

Рассмотрим более подробно принцип функционирования каждого из устройств в отдельности.

КУ, преимущественно выключатель, который содержит основу, в которую вмонтирован магнитоуправляемый контакт, уложенный в герметичную оболочку, в пазах основы закреплен подвижный элемент, выполненный с возможностью перемещения относительно оси, которая проходит через пазы, а в одну из частей подвижного элемента, расположенной со стороны контакта, вмонтирован постоянный магнит. Магнитоуправляемый контакт, присоединен к блоку принудительно-дистанционной коммутации, который содержит основной и дополнительный оптосемисторы, которые присоединены к диодным мостам, выводы которых присоединены к магнитоуправляемому контакту и оптосемисторам, которые имеют выводы для присоединения к бытовой электрической сети и для дистанционного управления.

НКУ выполнено в виде пластмассовой коробки с крышкой, которая крепится к коробке защелками, она имеет четыре боковые грани, на ее лицевой поверхности находятся вентиляционные отверстия, стеклянное окошко для наблюдения показаний интеллектуального счетчика электрической энергии и прямоугольное отверстие, расположенное напротив места крепления защитно-коммутационных аппаратов в коробке, устройство дополнительно оснащено фильтром-пылесборником, который расположен на внутренней поверхности крышки напротив вентиляционных отверстий и вытяжным вентилятором с пластиковыми шторками, который расположен в одной из боковых граней крышки.

Применение предложенных устройств на КГЭС в системе автоматизации снизит риск возникновения взрывов или пожара и увеличит срок службы узлов контроля электроэнергии и коммутации.

Дальнейшее исследование заключается во введении на станции полностью автоматического процесса поставки и очистки газа, создания автоматической системы сигнализации, введение элементов

системы Smart Grid на всех узлах КГЭС и предприятия.

Создание и эксплуатация КГЭС позволила предприятию улучшить экологическую обстановку и уменьшить выброс парниковых газов в атмосферу (метан  $\text{CH}_4$  в 7 раз токсичнее углекислого газа  $\text{CO}_2$ ), одна тонна метана эквивалентна 23 тоннам углекислого газа. Так же на предприятии создана газовая заправка, на которой получает топливо автопарк предприятия.

Утилизация газа позволяет предприятию не покупать квоты на выброс веществ, приводящих к парниковому эффекту. Расчеты показывают, что за 1 тонну  $\text{CO}_2$  предприятие платит 40 евро, получен график показывающий экономию квот на выброс веществ в атмосферу после внедрения КГЭС (рис. 2).

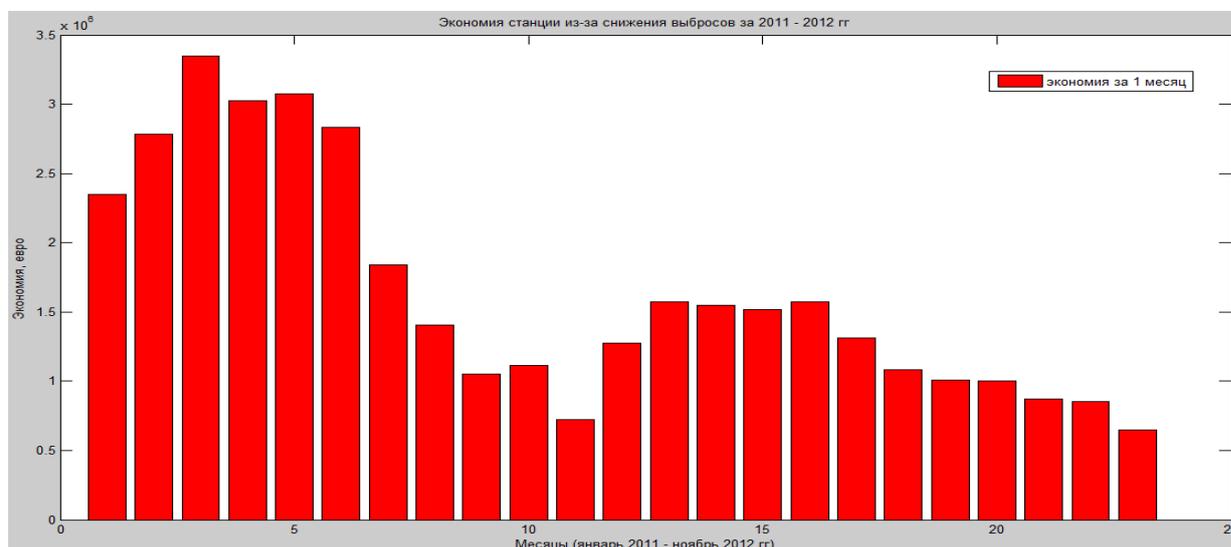


Рис. 2. Экономия средств, полученная шахтой в 2011-2012 гг.

Также получена зависимость применения метана для заправки автопарка предприятия (рис. 3).

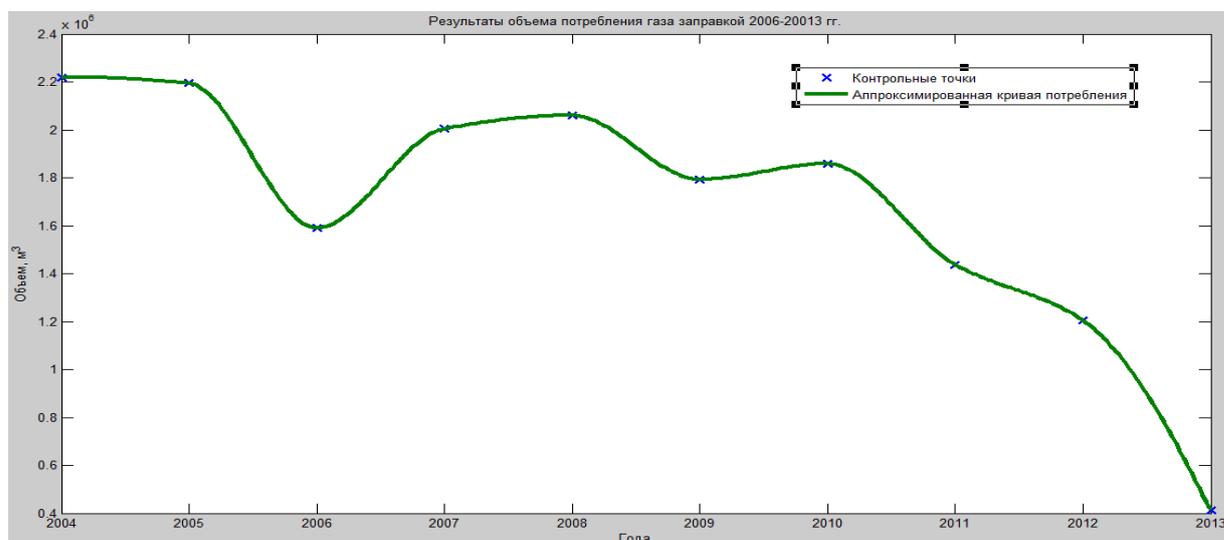


Рис. 3. Результаты утилизации метана для заправки автопарка предприятия

Из зависимости рис. 3 видно, что КГЭС окупает себя не только по производству тепла и электроэнергии, но и путем использования уменьшения выбросов вредных веществ, что позволяет снизить количество налогов и штрафов, накладываемых на предприятие.

Подводя итоги можно отметить, что разработанные и запатентованные устройства позволят снизить риск возникновения пожара или взрыва на КГЭС по причине образования электрических источников в электропроводке.

Положительный опыт эксплуатации КГЭС на шахте «им. А.Ф. Засядько» дал толчок к созданию ещё двух КГЭС на шахтах с повышенной концентрацией метана: шахта «Комсомолец Донбасса» (КГЭС функционирует 2 года); шахта «Покровская» планирует ввести в эксплуатацию КГЭС в начале 2014 года. Данный подход весьма актуален для горной промышленности Донбасса и позволит уменьшить эмиссию вредных веществ и повысить количество вырабатываемой электроэнергии.

## Литература

1. Патент на Корисну модель № 78278 Україна, МПК(2006.01) H01N 9/16. Комутаційний пристрій / Брюханов О.М. Сольона О.Я., Кудінов Ю.В., Ковальов О.П., Демченко Г.В., Кузнецов П.А.; власник Державний Макіївський науково-дослідний інститут з безпеки робіт у гірничій промисловості. – № u201211382; заявл. 02.10.12; опубл. 11.03.13, Бюл. № 5.

2. Ковальов О.П., Сольона О.Я., Демченко Г.В., Кузнецов П.А. Заявка на патент на корисну модель № u201311029 «Низьковольтний комплектний пристрій». Реєстраційний номер № 21000/ЗУ/13, 25.09.2013 р.

**П.А.КУЗНЕЦОВ, С.В. БОРЩЕВСКИЙ, С. В. СОЛЁНЫЙ**  
*ДонНТУ, Україна*

## **СНИЖЕНИЕ КОРРОЗИОННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ МЕТАНА НА ОБОРУДОВАНИЕ ШАХТНОЙ КОГЕНЕРАЦИОННОЙ ЭЛЕКТРОСТАНЦИИ**

Почти все горные работы, связанные с добычей угля сопровождаются выделениями газа-метана, который является опасным с точки зрения взрывопожаробезопасности, экологии и вредного воздействия на человека. Однако в последнее время данному энергоносителю найдено полезное применение в качестве топлива для когенерационных электростанций (КГЭС).

Газметан, получаемый из недр земли, может обладать различными коррозионными характеристиками в зависимости от региона его добычи. Данный факт необходимо учитывать при проектировании и эксплуатации газопроводов КГЭС.

В работе рассмотрены особенности решения данного вопроса на КГЭС одного из крупнейших угольных предприятий Донбасса «Шахта им. А.Ф. Засядько».

Итак, важной проблемой, с которой столкнулся персонал КГЭС при ее эксплуатации, стала быстрая коррозия газопроводов, фланцевых соединений и рабочих частей КГЭС. На рис. 1 показана коррозия несущего газопровода КГЭС.



Рис. 1. Последствия неблагоприятного воздействия метана на газопроводы

Коррозия не только быстро выводит из строя рабочие элементы КГЭС, но может привести к появлению взрывов или пожаров [1, 2], которые являются опасными не только для рабочего персонала, но и для близлежащих объектов, связанных с жизнедеятельностью человека, т.к. КГЭС находится в черте г. Донецка. Для сокращения расходов на ремонт и обслуживание оборудования, создания более безопасных условий труда для персонала КГЭС была создана линия предварительной подготовки газа.

При эксплуатации одного из элементов линии предварительной подготовки газа, перед сотрудниками встала проблема по автоматизации теплообменного процесса. Перед подачей газа в камеру сгорания он проходит несколько стадий осушки, охлаждения и смешивания. Для охлаждения газа использовались две холодильные установки, производства фирмы «GE Jeanbacher», однако их использование было целесообразным только в летнее время из-за большого потребления энергии компрессорами (около 400 кВт). Поэтому, для охлаждения газа в зимний, весенний и осенний периоды, используется система из двух теплообменников, которые охлаждаются вентиляторами, за счет температуры воздуха окружающей среды [3].

В данный момент система предварительной подготовки газа абсолютно не имеет узлов автоматического управления. Это не только подвергает жизнь рабочих дополнительному риску, но и не гарантирует нужной стабильности поддержания необходимой температуры охлаждаемого вещества, т.к. присутствие человеческого фактора, может приводить к ошибкам персонала. Это, в свою очередь, приводит к снижению коэффициента полезного действия КГЭС и уменьшению количества вырабатываемой электроэнергии. Схема теплообменника приведена на рис. 2.

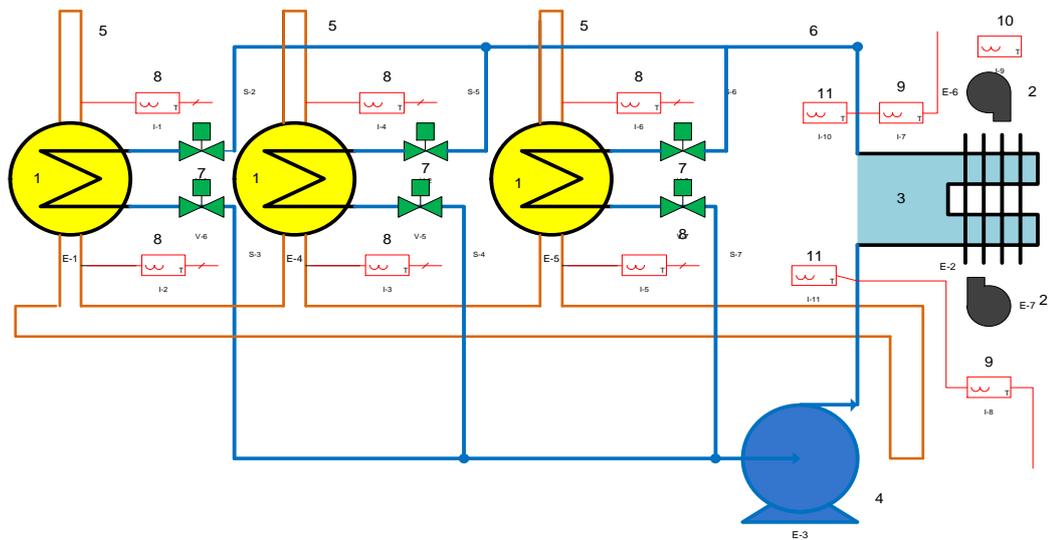


Рис. 2. Схема механизма теплообмена КГЭС: 1 – теплообменники «вода-газ»; 2 – вентиляторы; 3 – теплообменник «воздух-вода»; 4 – центробежный насос; 5 – газопровод; 6 – водопровод; 7 – вентили водопровода; 8 – датчики температуры газа; 9 – датчики температуры воды; 10 – датчик температуры наружного воздуха; 11 – датчики давления воды в трубопроводе

Система работает следующим образом. Вентиляторы (2), имеющие в качестве привода асинхронные двигатели мощностью 10 кВт каждый, обдувают теплообменник с водой (3). Далее охлажденная вода по трубопроводу (6) перегоняется с помощью центробежного насоса (4) в теплообменники (1). В последний поступает газ, требующий охлаждения по газопроводу (5). Давление воды регулируется с помощью вентилей (7). Замеры температуры газа на входе и выходе газопровода происходит с помощью датчиков температуры газа (8), температуры воды в трубопроводе замеряется датчиками (9). Температура окружающего воздуха замеряется датчиком (10). Весь процесс охлаждения управляется микроконтроллером в автономном режиме. Для автоматического управления системой охлаждения была разработана система автоматизации на основе контроллеров и систем управления приводами фирмы Siemens (Германия). Карта Hardware компонентов приведена на рис. 3.

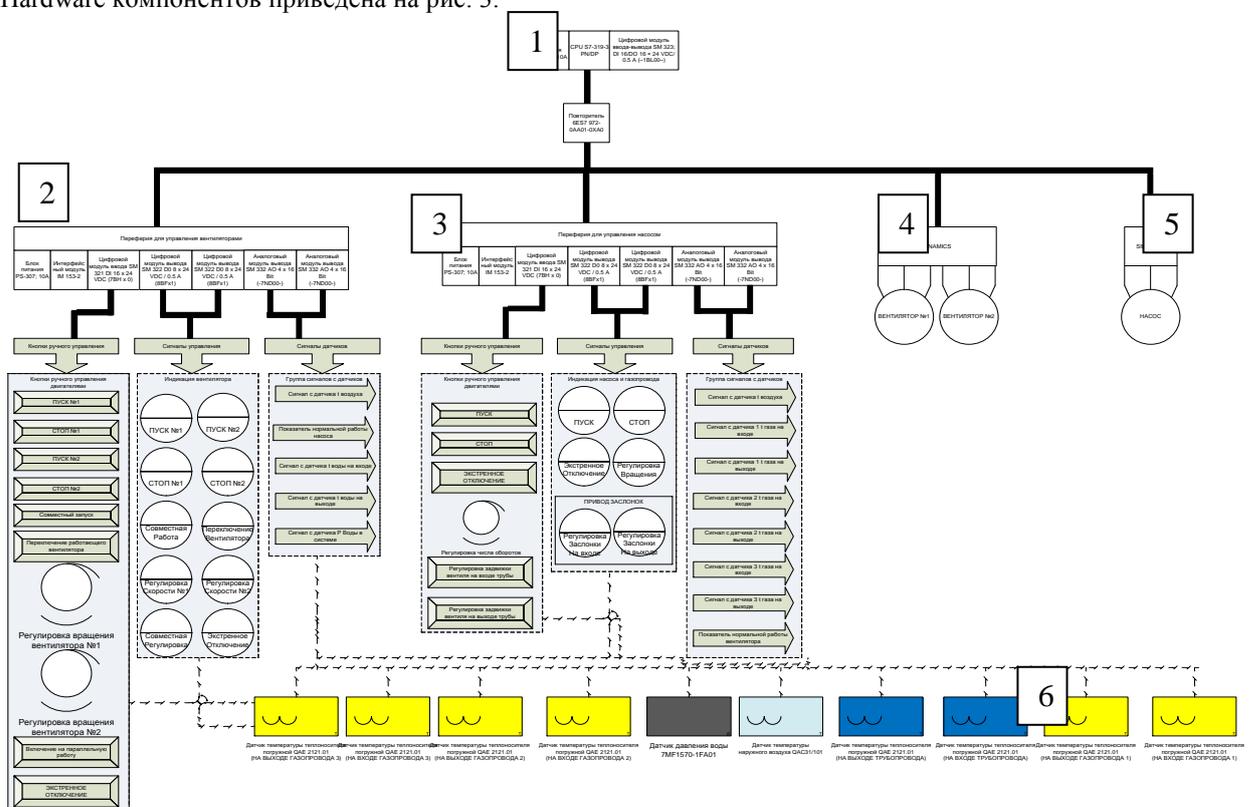


Рис. 3. Схема системы автоматизации (Hardware): 1 – микроконтроллер; 2 – линия управления газовой веткой; 3 – линией управления насосом; 4 – управление приводом вентиляторов; 5 – управление приводом центробежного насоса; 6 – набор датчиков [5]

Аналоговые сигналы с датчиков (6) поступают на интеллектуальную периферию группы насоса (3)

и вентиляторов (2), где преобразуются в цифровой код и отправляются по шине PROFIBUS к центральному процессору (1), который выдает сигналы для управления приводами вентиляторов (5) и центробежного насоса (6). Все функции управления дублированы клавишами ручного управления и экстренного отключения.

Использование вентиляторов вместо холодильных установок позволит сократить расход электроэнергии в 20 раз, а введение линии предварительной подготовки газа уменьшает износ дорогостоящего оборудования КГЭС на 60 % [4].

Таким образом, была показана необходимость создания системы автоматического управления узлом охлаждения шахтного газа-метана. Система автоматизации, разработанная для узла охлаждения газа, позволяет снизить влияние человеческого фактора в процессы, протекающие на КГЭС. Ее внедрение позволит сэкономить расход электрической энергии в узле охлаждения в холодное время года в 20 раз, и снизить риск травматизма рабочего персонала. Кроме того использование модернизированного комплекса предварительной подготовки газа уменьшит коррозионные процессы в трубопроводах и увеличит износ рабочих узлов КГЭС.

### Литература

1. ГОСТ 12.1.004-91. Пожарная безопасность. Общие требования. – М.: Изд-во стандартов, 1992 г. – 77 с.
2. ГОСТ 12.1.044-89. Пожаровзрывоопасность веществ и материалов. Номенклатура показателей и методы их определения. – М.: Изд-во стандартов, 1989 г. – 99 с.
3. Кузнецов П.А. Использование когенерационных станций на загазованных шахтах Донбасса / П.А. Кузнецов, С.В. Борщевский // Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики. Сборник научных трудов 9-ой международной конференции по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики: 29-31 октября 2013 г., Минск-Тула-Донецк, 2013. – С. 16-21.
4. DIA.NE.XT. Руководство пользователя v.11.02. GE Jeanbacher. 2004, Austria. – 73 с.
5. Simatic. Программируемый контроллер S7-300. Данные модулей, Справочное руководство. Siemens Aktiengesellschaft. 02/2004. – 558 с.

**П.А. КУЗНЕЦОВ, С. В. БОРЩЕВСКИЙ, С. В. МАСЛО**  
*ДонНТУ, Украина*

## ПРЕИМУЩЕСТВА СОЗДАНИЯ КОГЕНЕРАЦИОННЫХ СТАНЦИЙ В СРАВНЕНИИ С ТРАДИЦИОННЫМИ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЯМИ

Целью данной работы является исследование эффективности и производительности когенерационных электростанций, анализ тенденции замены обыкновенных ТЭЦ на компактные когенерационные предприятия.

Одними из главных проблем современного общества являются наступление Мирового энергетического кризиса и накопление отходов, загрязняющих планету и приводящих к парниковому эффекту. Горная промышленность тоже обладает целым рядом проблем, требующих решения. Являясь одним из главных энергопотребителей мира, она не только требует нововведений науки и техники, но и поисков новых методов безотходного производства [1].

Важным резервом повышения эффективности использования энергии является совершенствование технологических процессов функционирования аппаратов и оборудования. Несмотря на то что это направление является весьма капиталоемким, тем не менее эти затраты в 2-3 раза меньше расходов, необходимых для эквивалентного повышения добычи (производства) топлива и энергии. Основные усилия в этой сфере направлены на совершенствование двигателей и всего процесса использования топлива.

В настоящее время мировым первичным энергоносителем является нефть, доля которой в рынке занимала около 50% на начало XXI века. Однако, в связи со стремительным ростом экономики Китая, который начал активно разрабатывать свои залежи каменного угля, потребление нефти при производстве электроэнергии упало, а возросла доля и шахтного газа-метана, который активно утилизируется и в Украине как побочный продукт добычи каменного угля. Ожидается, что к 2030 году доля угля, нефти и газа в мировом производстве энергии распределится и будет примерно одинаковой (по 30%) [2]. Это свидетельствует о том, что рационально использовать когенерационные станции по переработке шахтного газа, о чем будет сказано ниже. Доли первичных энергоносителей в мировой промышленности приведены на рис. 1.

## Доли в мировом потреблении первичных энергоносителей



\* Включают биотопливо

Рис. 1. Прогноз потребления первичных энергоносителей в мире

когенерационной станции, суммарной мощностью 34 МВт.

Когенерационная станция (КГЭС) состоит из двенадцати генераторных модулей с газопоршневыми двигателями производства австрийской фирмы GEJenbacher, которая является главным подразделением американской компании GeneralElectric по производству теплоэлектроцентралей. Максимальная мощность каждого модуля составляет 3 мВт электрической энергии и 2,8 мВт тепловой энергии. Суммарная мощность КГЭС: 34 мВт тепловой и 36 мВт электрической энергии.

Шахтный газ дегазации из скважины и выработанного пространства по четырем линиям поставляется от двух вакуумных насосных станций (ВНС). Из ВНС газ подается на узел смешивания участка газоподготовки КГЭС с целью получения на выходе из узла однородной газозооной смеси необходимой концентрации: допустимый диапазон составляет от 25% до 40%, номинальный режим 30%. Некондиционируемый газ выбрасывается в атмосферу через «свечу». При необходимости увеличить концентрацию смеси к ней подмешивается газ высокой концентрации (93 — 98%) из скважин поверхностной дегазации.

Далее метано-воздушная смесь (МВС) проходит ряд последовательных процессов: охлаждение, очистку, и подогрев-осушку. Охлаждение МВС производится для ее очистки и отделения влаги в сепараторах-фильтрах. Подогрев МВС до 40°C осуществляется в блоках нагрева с целью снижения влажности газовой смеси. Получение топливного газа для ДВС с нужными параметрами обеспечивает их нормальную работу.

Кроме топливного газа к агрегатам КГЭС подается газ высокой концентрации из скважин поверхностной дегазации для поджига топливной смеси в цилиндрах ДВС [5]. Агрегат производства электроэнергии представляет из себя две последовательно соединенные машины. 20-ти цилиндровый двигатель внутреннего сгорания, являющийся нагрузочной машиной, преобразует тепловую энергию сжигаемого газа в механическую и передает ее по валу на вал синхронного генератора, который превращает механическую энергию в электрическую. Схема привода КГЭС представлена на рис. 2.

Подготовленный топливный газ поступает на 12 ДВС, нагруженные генераторами 3035 кВт каждый. Выработанная электроэнергия поступает на шахтную подстанцию по шинам 6,3 кВ через реакторы, обеспечивающие ограничение тока короткого замыкания.

## Схема привода станции



Рис. 2. Схема привода КГЭС

Одной из главных проблем угледобывающей отрасли является наличие огромного количества отходов и сырьевых веществ, которые не перерабатываются, а выбрасываются в атмосферу или накапливаются в отстойниках. Одним из таких продуктов является газ – метан (CH<sub>4</sub>). Практически все запасы метана выкидывались в атмосферу (очень часто даже не сжигаясь). И лишь малая доля метана собиралась и использовалась как топливо для грузовых автомобилей. Такое нерациональное производство повышает себестоимость угля и ведет к загрязнению окружающей среды. Это приводит к удорожанию электроэнергии, получаемой при сжигании твердого топлива [4].

Первым горным предприятием на территории Украины, которое начало вводить в своем производстве элементы системы SmartGrid стала шахта им. «А. Ф. Засядько». Большим прорывом стало создание

Тепло, утилизируемое при работе агрегатов КГЭС, используется для технологических и бытовых нужд КГЭС и производственно-бытовых зданий шахты. Излишки тепла планируется направлять в городскую теплосеть.

В данной научной работе были собраны и обработаны с помощью пакетов прикладного программирования данные об утилизации газа, производстве энергии и тепла. Результаты работы когенерационной станции представлены в таблицах. На графиках и диаграммах ниже приведены полученные отчеты и зависимости работы станции, проанализированы результаты ее работы. Все

расчеты и построения проводились в среде Matlab.

Согласно тексту киотского протокола, квоты на утилизацию газов выдаются странам в тоннах углекислого газа (CO<sub>2</sub>), 1 тонна которого эквивалента 23 тоннам метана (CH<sub>4</sub>). Преобразовав массив, содержащий данные о метане в углекислый газ получаем следующие зависимости:

Анализ КПД и эффективности станции приведены ниже. Построение зависимости было выполнено при помощи аппроксимации линейными сплайнами.

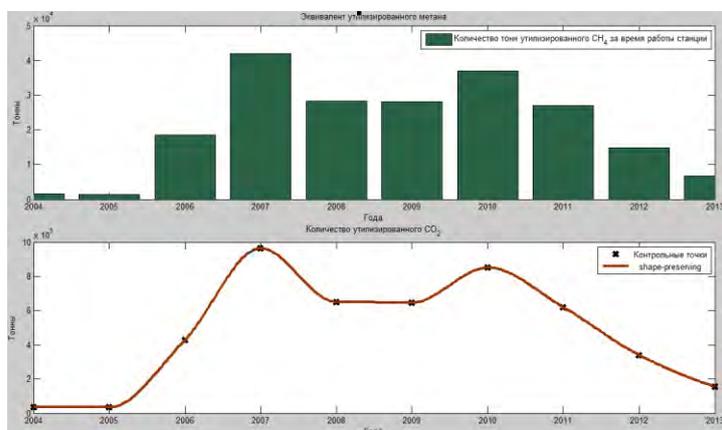


Рис. 3. Результаты утилизации CH<sub>4</sub> и CO<sub>2</sub>

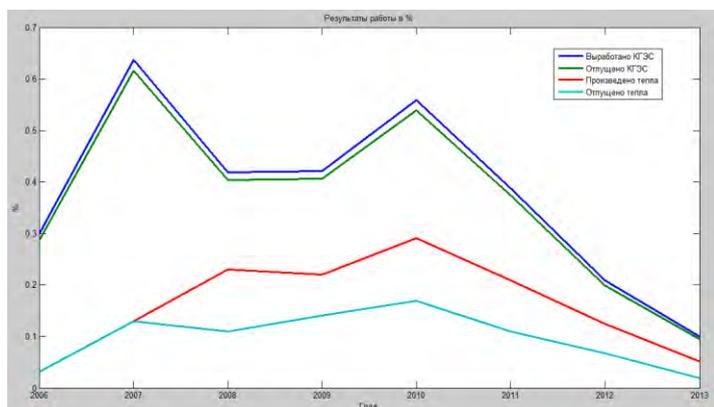


Рис. 4. Результаты производства электроэнергии и тепловой энергии КЭС с 2004 по сентябрь 2013 года

объемов поднимаемого угля и, как следствие, к снижению КПД станции. Собственное потребление энергии на станции составляет 0,5-2% от производимого. Это свидетельствует об экономичности используемого оборудования.

Внедрение станции позволило значительно снизить нагрузку на экологию (уменьшилось число вредных выбросов), понизить себестоимость 1т добываемого угля (снижение затрат на электроэнергию по его добыче за счет переработки газа) и в конечном итоге повысить окупаемость предприятия.

### Литература

1. С.В. Чебанов «Мировой кризис и глобальные перспективы энергетических рынков», ИМЭМО РАН, 2009;
2. Neil Schlager, Jayne Weisblatt «Alternative Energy», Thomson Gale, 2007;
3. Б.Б.Кобец, И.О.Волкова «Инновационное развитие электроэнергетики на базе концепции SmartGrid», Москва 2010;
4. Плачкова С.Г, Плачков И.В. «Развитие теплоэнергетики и гидроэнергетики», интернет издание <http://energetika.in.ua/ru/>;
5. Официальный сайт предприятия «Шахта им. А. Ф. Засядко» <https://http://zasyadko.net/>;

КПД станции считался по следующей формуле. За выполненную работу было взято число, равное непрерывной работе всех генераторов в течение года. КПД считался по формуле:

$$\eta = \frac{A_{\text{пол}}}{A_{\text{вып}}} * 100\% \quad (1)$$

$A_{\text{вып}}$  – выполненная работа,  $A_{\text{пол}}$  – полезная работа;

$$A_{\text{вып}} = P_{\text{max}} * n_{\text{ген}} * 24 * 364 = 3 * 12 * 24 * 364 = 314496 \text{ мВт}, \quad (2)$$

где:

$A_{\text{вып}}$  – идеальная допустимая нагрузка на станцию;

$P_{\text{max}}$  – объем электроэнергии, производимый 1 генератором за 1 час;

24 – количество суток; 364 – количество дней в году.

При расчете КПД производства тепла в формулу вместо количества вырабатываемой электроэнергии было подставлено количество произведенной тепловой энергии.

Объем газа, перерабатываемого на станции, зависит от загазованности пласта. На графике четко прослеживается, что максимальную производительность станция имела в 2007-2008 гг, когда работали все 5 лав и шла дегазация горизонта I<sub>10</sub>. После аварий в начале 2010 года объем добычи снизился, а закрытие добычи на горизонте I<sub>10</sub> привело к уменьшению

## АСИНХРОНИЗИРОВАННЫЙ ВЕНТИЛЬНЫЙ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЬ НА БАЗЕ ИНВЕРТОРА НАПРЯЖЕНИЯ

Совершенствование электромеханических преобразователей, принципов управления ими, развитие полупроводниковой техники и элементной базы позволило к настоящему времени создать электромашино-вентильные системы как частично, так и полностью управляемые. В асинхронизированном вентильном

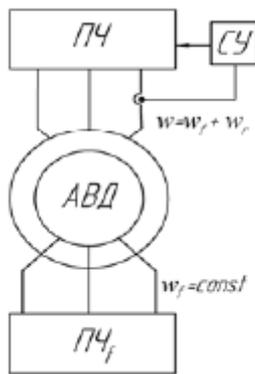


Рис.1. Структурная схема АВД

двигателе (АВД) на основе асинхронной машины с фазным ротором, включенной в режиме двойного питания, системой управления (СУ) и преобразователями частоты в цепях статора и ротора (рис. 1) при питании роторной обмотки напряжением низкой частоты в машине формируется вращающееся магнитное поле, которое может обеспечивать коммутацию тока в фазах. Возможно инверсное включение. Такой двигатель имеет, по сравнению с другими типами электрических машин, наибольшие возможности воздействия на процесс преобразования энергии в электромеханической системе – по амплитуде и частоте напряжения питания роторных обмоток, по амплитуде напряжения питания и фазе тока статорных обмоток, что, однако, требует наличия двух преобразователей частоты с соответствующими системами управления [1].

По сравнению с вентильным двигателем постоянного тока, АВД, возбуждаемый со стороны ротора трехфазным переменным током низкой частоты, обладает преимуществами: возможностью коммутации тока в фазах якоря в стопорном режиме, отсутствием датчика положения ротора, возможностью рекуперативного торможения до полной остановки. При использовании инвертора тока система управления преобразователя частоты синхронизируется понаведенной в цепи якоря ЭДС (управление по фазе ЭДС), а в случае питания от инвертора напряжения систему управления преобразователя частоты якоря можно синхронизировать по фазным токам, протекающим в обмотке якоря (управление по фазе тока). В начале вращения ротора выходная частота преобразователя частоты якоря (ПЧ) автоматически увеличивается на величину частоты вращения [2].

Отличительная особенность АВД заключается в том, что обмотка возбуждения питается трехфазным переменным током низкой фиксированной частоты и тем самым создается вращающееся магнитное поле уже при неподвижном роторе. Питание со стороны якоря осуществляется от преобразователя частоты, инверторное звено которого является ведомым сетью якорной обмотки.

Работа двигателя описывается следующей системой уравнения:

$$\begin{cases} \vec{U} = (r + j \cdot \vartheta \cdot x_{\sigma}) \cdot \vec{I} + j\vartheta \vec{\Psi} \\ \vec{U}_f = (r_f + j \cdot s_0 \cdot x_f) \cdot \vec{I}_f + j s_0 \cdot \vec{\Psi} \\ \vec{\Psi} = x \cdot (\vec{I} + \vec{I}_f) \\ M = R_e j \cdot \vec{\Psi} \cdot \vec{I} \end{cases} \quad (1)$$

Где  $\vec{\Psi}$  - обобщенный вектор магнитного потока в зазоре машины,  $\vec{I}, \vec{I}_f$  - обобщенные вектора токов якоря и возбуждения,  $\vec{U}, \vec{U}_f$  - обобщенные вектора напряжений якоря и возбуждения,  $r, r_f$  - активные сопротивления якоря и возбуждения,  $\vartheta, s_0$  - относительные частоты токов якоря и возбуждения,  $x_{\sigma}, x_f$  - индуктивные сопротивления рассеяния якоря и возбуждения.  $M$  - электромагнитный момент на валу двигателя. Все величины в относительных единицах.

На базе системы уравнений разработана имитационная модель ЭП с АВД рис.2.

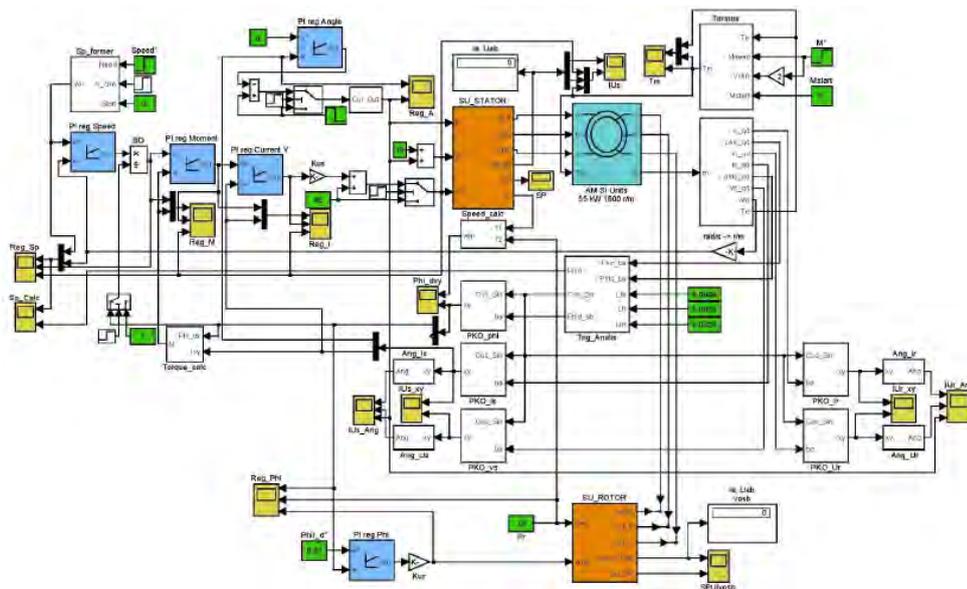


Рис.2. Иммитационная модель АД

Питание АД осуществляется от двух преобразователей частоты: АИН с ШИМ в цепи ротора и инвертора тока (ИТ) с двухступенчатой искусственной коммутацией (ИК) в цепи статора, жестко фиксирующего фазу тока якоря относительно его напряжения. Выходное напряжение АИН с ШИМ синусоидально, и его гармонический состав определяется конкретным схемотехническим решением. Поэтому моделирование силовой схемы АИН не имеет смысла, и в модели электропривода был применен управляемый источник синусоидального напряжения с регулируемой амплитудой и выходной частотой.

На рис.3 представлены переходные процессы ЭП.

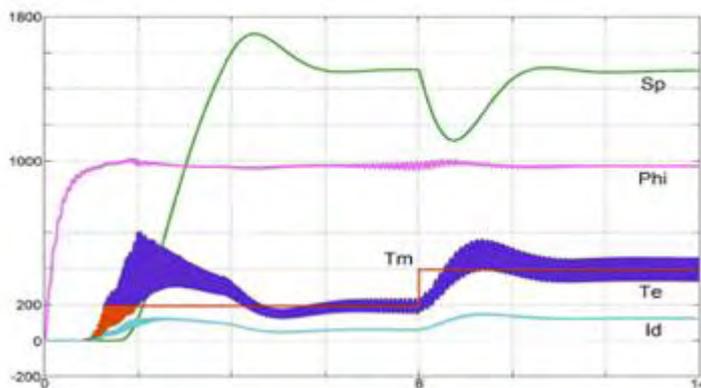


Рис. 3. Переходные процессы АД

Переходные процессы при пуске и разгоне привода при ортогональном управлении до номинальной скорости с моментом сопротивления на валу  $0,5M_{CH}$  и дальнейшим набросом нагрузки до номинального значения. Перерегулирование по электромагнитному моменту и скорости составляет около 25%, а время переходного процесса - 6 сек.

Экспериментальные исследования иммитационных моделей АД показали хорошую работоспособность привода, подтвердили обоснованность математических моделей.

### Литература

1. Сонин Ю.П., Асинхронизированный вентильный двигатель. Саранск: Изд-во Мордовского ун-та, 1998.
2. Естественные характеристики асинхронизированного вентильного электродвигателя на базе инвертора напряжения, Казаков Ю.Б., Гуляев И.В.,
3. Исследование момента асинхронизированного вентильного двигателя в режиме поддержания номинального тока возбуждения. Гуляев И.В., Юшков И.С.

## КОНЦЕПЦИЯ АВТОМАТИЧЕСКОЙ КОМПЕНСАЦИИ ЕМКОСТНОЙ СОСТАВЛЯЮЩЕЙ ТОКОВ УТЕЧЕК В РУДНИЧНЫХ КОМБИНИРОВАННЫХ СЕТЯХ ДО 1200В С ИЗОЛИРОВАННОЙ НЕЙТРАЛЬЮ

**Введение.** Для защиты людей от поражения электрическим током и других опасностей в следствии утечек тока на землю рудничные электрические сети до 1200В с изолированной нейтралью трансформатора, применяемые в подземных выработках угольных и горнорудных предприятий, оснащены рудничными аппаратами защиты от токов утечки.

**Актуальность исследований.** Применяемые в отечественной и зарубежной практике схемы аппаратов защиты основаны на измерении оперативного тока, протекающего через изоляцию под действием вспомогательного источника постоянного напряжения. Однако в рудничных сетях давно уже начато применение на горных машинах и механизмах полупроводниковых преобразователей энергии в схемах регулируемых электроприводов постоянного и переменного токов. Это превратило рудничные сети из сетей переменного тока в *комбинированные*, состоящие из участков промышленной частоты, участков постоянного тока и участка изменяемой частоты 0-70 Гц. Так как существующие аппараты защиты выполнены в требованиях ГОСТ 22929-78 [1], который не распространяется на аппараты защиты для комбинированных сетей, то и применение существующих аппаратов защиты в рудничных сетях неправомерно. Это было известно еще в 80-х годах прошлого века, когда предпринимались попытки внедрения в шахты комбайнов с регулируемой подачей на постоянном токе. Однако аппарат защиты от токов утечки для комбинированных сетей с рабочим диапазоном емкости от 0,0 до 3,0 мкФ, до настоящего времени не создан.

**Задачей исследования** является обоснование новой концепции автоматической компенсации емкостной составляющей токов утечки для всех уровней напряжений рудничных комбинированных сетей до 1200В с изолированной нейтралью и разработка устройства для ее реализации.

**Материал и результат исследований.** На основании теоретического обобщения выполненных работ, предлагается новая концепция автоматической компенсации емкостной составляющей тока утечки, основанная на по-интервальном ограничении статическим дросселем кратковременных токов, в границах которых токи утечки не превышают их нормирующее значение при создании дросселем колебательного контура с емкостью середины интервала, а для идентификации интервала рабочего диапазона емкости изоляции сети с текущим ее значением, на сеть накладывают под рабочим напряжением оперативный ток повышенной частоты, а по его значению судят об интервале рабочего диапазона емкости сети где находится ее текущее значение и переключают витки дросселя на создание колебательного контура с емкостью середины идентифицированного интервала.

Если непрерывно измеряемая величина емкости изоляции сети переходит в другой интервал, то по указанному алгоритму производится переключение витков статического дросселя на колебательный контур вновь идентифицированного интервала.

При рабочем диапазоне емкости изоляции сети 0 – 3 мкФ минимальное количество интервалов для достижения нормируемой величины кратковременного тока 100 мА составляет по сетям: 380В – один интервал (диапазон); 660В – два интервала: 0 – 1,5мкФ и 1,5 – 3мкФ; 1140В – три интервала: 0 – 1,0мкФ, 1,0 – 2,0мкФ, 2,0 – 3,0мкФ.

Устройство для реализации предложенной концепции представлено принципиальной электрической схемой на рис. 1. Устройство содержит фильтр напряжения нулевой последовательности (ФННП) 1, источник оперативного (измерительного) напряжения повышенной частоты 2, присоединенный к ФННП 1, а к земле – через измерительный шунт 3, компенсирующий дроссель 4, с обмоткой из трех секций и двумя промежуточными выводами «а» и «b», присоединенный выводом «d» к сети через второй второй фильтр ФННП 5, выполненный в виде трехфазного дросселя, а выводами «а», «b», «с» - к регулятору резонансной настройки 6 статического дросселя 4, состоящего из усилителя мощности 7, присоединенного к измерительному шунту 3 и воздействующему на измерительные реле 8 и 9, которые своими переключающими контактами 10 и 11 формируют из секций катушки необходимую индуктивность для резонансной настройки дросселя со средним значением емкости идентифицируемого интервала с текущим значением емкости изоляции сети. Резонансная емкость для первого интервала 0 – 1,0 мкФ формируется полной обмоткой дросселя, присоединенной к «земле» через нормально закрытый контакт 10 первого измерительного реле 8. При нахождении текущего значения емкости изоляции в первом интервале, т.е. до 1,0 мкФ оба реле 8 и 9 не срабатывают и через нормально закрытый контакт 10 вывод катушки «с» соединен с «землей», т.е. все три секции дросселя формируют резонансную настройку дросселя

$$C_{рез(1)} = 0,5 мкФ.$$

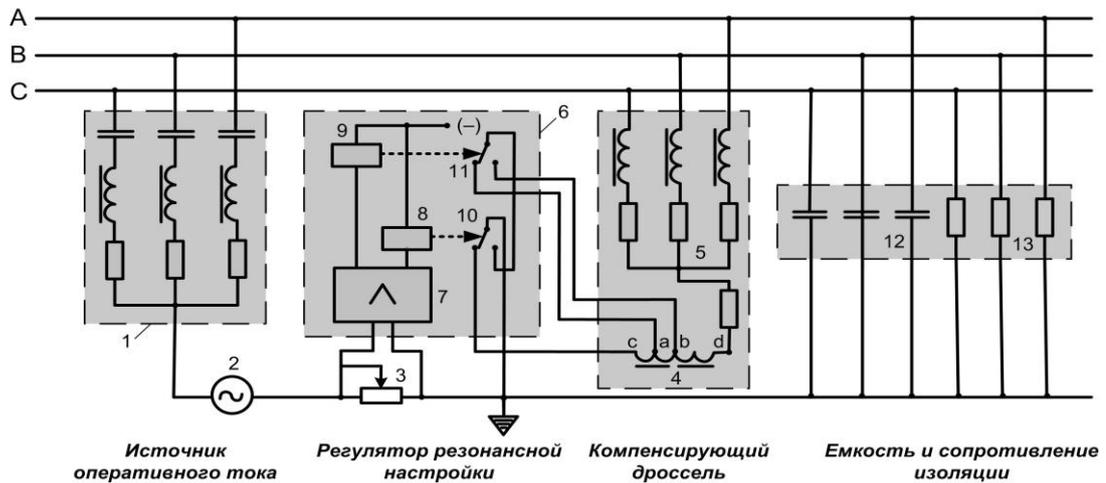


Рис. 1. Принципиальная электрическая схема устройства автоматической компенсации емкостной составляющей тока утечки статическим дросселем и регулятором изменения его резонансной настройки на емкость середины идентифицируемых интервалов с текущим значением емкости изоляции сети

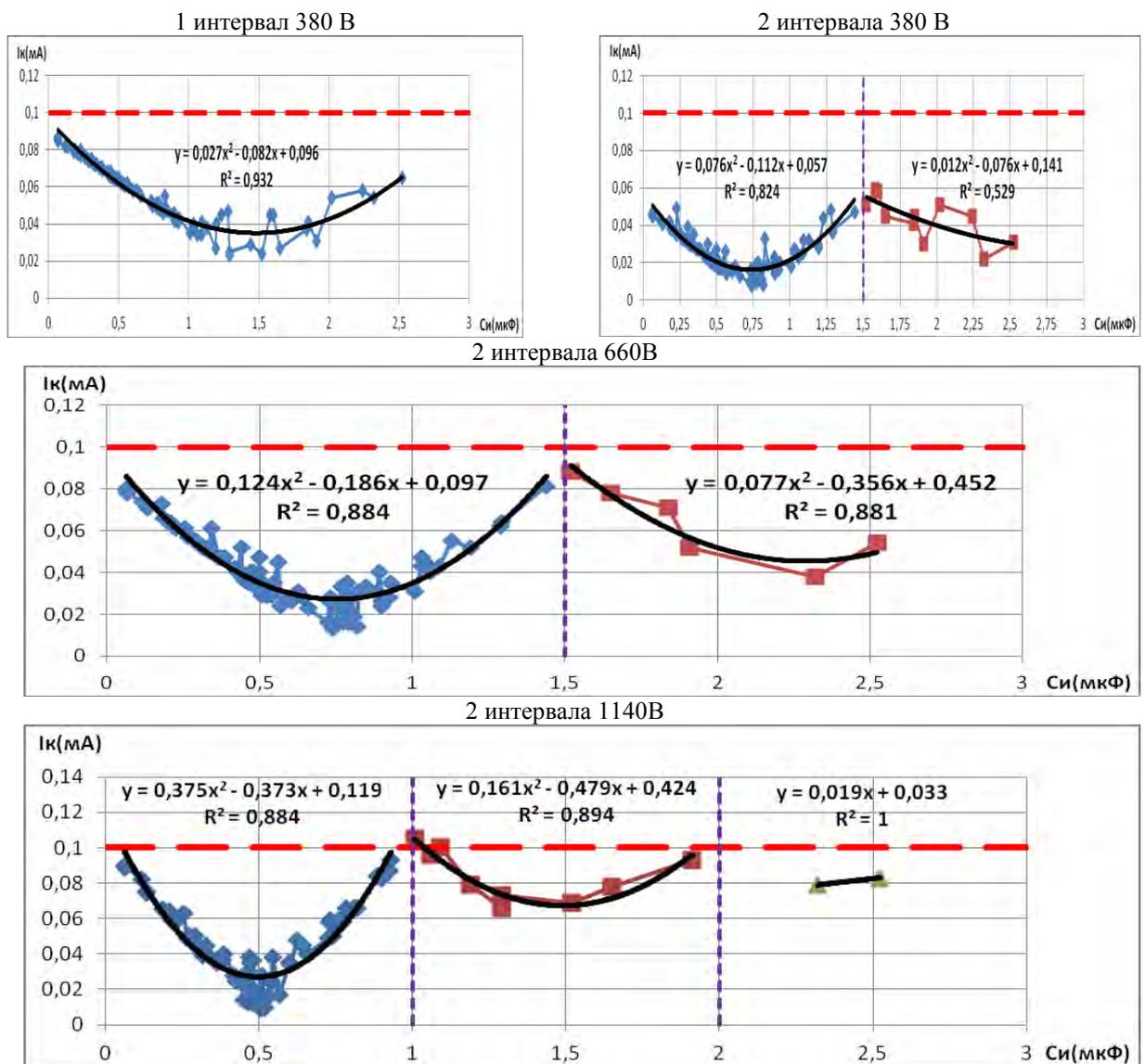


Рис. 2. Эмпирические зависимости кратковременного тока для сетей 380, 660, 1140В:

— допустимые значения короткочасового струму.

При увеличении текущего значения емкости изоляции  $C_u \geq 1,0 \text{ мкФ}$ , срабатывает первое измерительное реле 8 и переключением своего контакта 10 отсоединяет вывод «с» катушки от «земли» и

подключает ее на вывод «а». При этом формируется резонансная настройка дросселя на среднюю емкость второго интервала  $C_{рез(2)} = 1,5 \text{ мкФ}$ , т.е. в работе находится секция между выводами «а» - «д». При увеличении текущего значения емкости изоляции сети  $C_u \geq 2,0 \text{ мкФ}$  срабатывает второе измерительное реле 9 и переключает «заземление» с вывода «а» на вывод «в». При этом в работе находится третья секция дросселя (выводы «в» – «д»), витки которой формируют резонансную настройку дросселя на среднюю емкость третьего интервала  $C_{рез(3)} = 2,5 \text{ мкФ}$ . Если, например, текущее значение емкости изоляции  $C_u$  уменьшилось и перешло во второй интервал  $C_u \geq (1,0 - 2,0) \text{ мкФ}$ , то контакт 11 размыкается и «заземление» переключается на вывод катушки «а», т.е. происходит перестройка дросселя на резонансную емкость второго интервала  $C_{рез(2)} = 1,5 \text{ мкФ}$ . Если текущее значение емкости изоляции переходит в первый интервал  $C_u \geq (0 - 1,0) \text{ мкФ}$ , то размыкается контакт 10 и переключает «заземление» на вывод «с» катушки, т.е. резонансная настройка дросселя будет равной  $C_{рез(1)} = 0,5 \text{ мкФ}$ .

Эффективность компенсации емкостной составляющей тока утечки по предложенной концепции проверялась на основе данных экспериментальных исследований электрических параметров относительно земли сетей напряжением до 1200В, выполненных на рудных шахтах Кривбасса и Урала [3]. На рис. 2 представлены эмпирические зависимости кратковременных токов для сетей 380, 660, 1140В в их соответствующих интервалах рассчитанные по данным [3].

**Выводы.** 1. Предложена новая концепция автоматической компенсации емкостной составляющей тока утечки, основанная на по-интервальном ограничении статическим дросселем кратковременных токов, в границах которых эти токи не превышают нормируемые значения при создании дросселем колебательного контура с емкостью середины интервала.

2. При рабочем диапазоне емкости изоляции сети 0 – 3 мкФ минимальное количество интервалов для снижения кратковременного тока до нормируемой величины 100мА по сетям составляет: 380В – один интервал (диапазон); 660В – два интервала: 1) 0 – 1,5мкФ; 2) 1,5 – 3,0мкФ; 1140В – три интервала: 1) 0 – 1мкФ; 2) 1 – 2мкФ; 3) 2 – 3мкФ.

#### Литература

1. ГОСТ 22929-78. Аппараты защиты от токов утечки рудничные для сетей напряжением до 1200В. Общие технические условия. Введен 01.01.79.
2. Траубе Е.С., Лукашевич Ю.Ю., Шавелкин А.А. Закономерности формирования токов утечки на землю в шахтных электрических сетях с преобразователями частоты / Безопасная, экономичная и надежная эксплуатация взрывозащищенного электрооборудования. Сб. научн. трудов ВНИИВЭ. Донецк, 1990. – С. 34-43.
3. Исследование электрических сетей напряжением до 1000В промышленной частоты с целью установления эксплуатационных требований к аппаратуре защиты от утечек тока и приборам контроля за ее состоянием. – 20-374-80: Отчет о НИР (заключ.) / КГРИ: рук. Л.С. Тонкошкур. - №ГР800024268: Инв. №Б917641. – Кривой Рог, 1980. – 117с.

**А.В. САДОВОЙ, Е.В. ТИЩЕНКО**

*Днепродзержинский государственный технический университет, Украина*

**Н.Т. ТИЩЕНКО, Р.А. САВОЧЕНКО**

*Научно-инновационное предприятие «ДІЯ», Украина*

## ИЗМЕРЕНИЕ ОБЪЕМНОГО ЗАПОЛНЕНИЯ БАРАБАНА ШАРОВОЙ МЕЛЬНИЦЫ

Шаровые барабанные мельницы (ШБМ) являются крупнейшими потребителями энергии в отраслях промышленности, использующих различный измельчаемый материал для приготовления мелкодисперсной пыли[1]. Процесс помола измельчаемого материала в барабане мельницы представляет собой ударно-стирающее воздействие мелющих тел, которые поднимаются на определенную высоту и падают вниз путем вращения барабана ШБМ[2]. Учитывая, что поверхность измельчаемого материала и шаров внутри барабана мельницы меняет свою конфигурацию с вращением барабана, применение радарных, ультразвуковых, лазерных, изотопных устройств измерения уровня является затруднительным. Наибольшее распространение получил метод определения объемного заполнения ШБМ по потребляемой мощности электропривода барабана мельницы. Однако данный метод дает неоднозначные результаты в случае загрузки барабана мельницы близкой к максимальной, что может повлечь завал барабана.

Анализ литературных источников показал, что достаточно перспективным может быть метод измерения объемного заполнения барабана шаровой мельницы, основанный на информации о

виброускорении опоры барабана[3-7]. На сегодняшний день существует широкая линейка датчиков виброускорения, применение которых позволяет получить информацию об амплитуде виброускорения опоры барабана ШБМ и преобразовать ее в высокоинформативный электрический сигнал.

Специалистами Научно-инновационного предприятия «ДЦЯ» и Днепродзержинского государственного технического университета проведены экспериментальные исследования на мельнице ШБМ 370/850 в результате которых получены зависимости, подтверждающие, что измерение объемного заполнения барабана шаровой мельницы с применением высокоинформативного электрического сигнала датчика виброускорения осуществляется с ошибкой не превышающей 5-6%, в том числе и при максимальном заполнении барабана.

Результаты данной работы использованы при создании системы оптимального управления загрузкой четырех ШБМ 287/410 на двух котлоагрегатах БКЗ 160-100 ПТ ООО «Краматорсктеплоэнерго». Экономическая эффективность составила 578000 долларов США в год.

#### Литература

1. Линч А. Дж. - Циклы дробления и измельчения М., Недра. 1981г.
2. Е.Е. Серго дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых М., Недра. 1985г.
3. Улитенко К.Я, Попов Е.В. Автоматическая защита барабанных мельниц от технологических перегрузок. «Обогащение руд» 2004 г. № 2.
4. Улитенко К.Я, Соколов И.В., Маркин Р.П. Применение виброакустического анализа для контроля объемного заполнения мельниц. ОАО «Союзцветметавтоматика» 2005 г.
5. B. 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.
6. Improvements in Mill Fill Level Measurement via State-of-the-Art Digital Signal Processing (DSP) Technology 21 Karl Gugel, PhD., Technical Manager Digital Control Lab.
7. HUANG Peng. New Method to Measure the Fill Level of the Ball Mill I—CHINESE JOURNAL OF MECHANICAL ENGINEERING Vol. 23, No. 3, 2010

**С.В. СОЛЁНЫЙ, С.В. БОРЩЕВСКИЙ, П.А. КУЗНЕЦОВ**

*ДонНТУ, Украина*

## **К ВОПРОСУ ИСКРОЗАЩИТЫ СИСТЕМ НИЗКОВОЛЬТНОГО ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

В работе описаны основные характеристики, принципы построения и применения разработанных устройств искрозащиты, которые реагируют на износ или дефекты монтажа электрических силовых контактных соединений и электропроводки.

Согласно [1] около 47 % всех пожаров происходит на предприятиях горной промышленности (угольные шахты и др.) из них до 30 % происходит из-за причин связанных с электрическим током. На сегодняшний день системы низковольтного электроснабжения (СНЭ) предприятий горной промышленности строятся во взрывозащищенном исполнении и оснащаются защитами от утечек тока, перегрузок и коротких замыканий. Однако данный подход не исключает появления возгораний изоляционных материалов СНЭ и как следствие пожаров из-за эксплуатационного старения или дефектов монтажа электрических силовых контактных соединений (ЭСКС) и электропроводки. Таким образом, стандартно применяемые аппараты защиты и коммутации (автоматические выключатели, устройства защитного отключения, дифференциальные автоматы) не реагируют на вышеописанный аварийный режим работы СНЭ.

В работах [2, 3] рассмотрен принцип построения защит СНЭ угольных шахт, способных решить вопрос обеспечения их искробезопасной эксплуатации, а также диагностики на предмет предупреждения старения ЭСКС. Кроме того данные разработки могут быть применены для усовершенствования защитных свойств СНЭ нефтегазовой промышленности. Несмотря на все достоинства подобных защит, вопрос их внедрения требует проведения предварительных проработок схем и испытаний, экспериментальных образцов.

Цель работы состоит в разработке схемы устройства искрозащиты (УИ), создании экспериментального образца и проведении его испытаний на предмет реализации основных требований предъявляемых к релейной защите (быстродействие, селективность, чувствительность, надежность).

Схема УИ представлена на рис. 1, принцип ее действия основан на выделении и последующей обработке по специально разработанным алгоритмам высокочастотных гармонических составляющих, частотой от 500 Гц и выше, обусловленных появлением в СНЭ источника зажигания вследствие образования искрения или нагрева до температуры воспламенения изоляционных материалов в изношенных (старение ЭСКС) или дефектных (обусловлено ошибками, недостатками монтажа ЭСКС и электропроводки) ЭСКС и электропроводке, с последующим отключением нагрузок от СНЭ.

Работа схемы рис. 1 проиллюстрирована осциллограммами, снятыми в точках 1-15. На рис. 2

приведены осциллограммы в точках 1-12, которые сняты цифровым осциллографом РЕКОН-08МС (при нагрузке  $\cos \varphi = 1$  с имитацией искрения (искрение имитировалось произвольным подключением нагрузки через механический контакт с ручным приводом). На рис. 3 приведены осциллограммы в точках 6 и 13-15, которые сняты осциллографом с электронно-лучевой трубкой С1-82 (при нагрузке  $\cos \varphi = 1$  с имитацией искрения (регулярные помехи имитировались с помощью тиристорного регулятора мощности, работа которого обусловлена выбросом в СНЭ высокочастотных гармонических составляющих с периодом  $T=10$  мс).

Для проверки адекватности режимов функционирования (быстродействие, селективность, чувствительность, надежность) УИ СНЭ предприятий горной промышленности было установлено в учебной лаборатории кафедры «Электроснабжение промышленных предприятий и городов» Электротехнического факультета Государственного высшего учебного заведения «Донецкий национальный технический университет», испытания проводились в течении 2013 года. За время испытаний УИ срабатывало два раза, отключая защищаемую СНЭ учебной лаборатории, т.к. повторное включение УИ приводило к повторному его срабатыванию, то после каждого срабатывания проводился технический осмотр всех ЭСКС учебной лаборатории, он показал следующие: в первом случае – старение вилки электропитания многофункционального устройства Samsung SCX-4220 (МФУ), замена данной вилки электропитания позволила устранить причину срабатываний УИ; во втором случае – старение контактного соединения в патроне лампы накаливания (ЛН), ревизия данного контактного соединения позволила устранить причину срабатываний УИ (рис. 4).

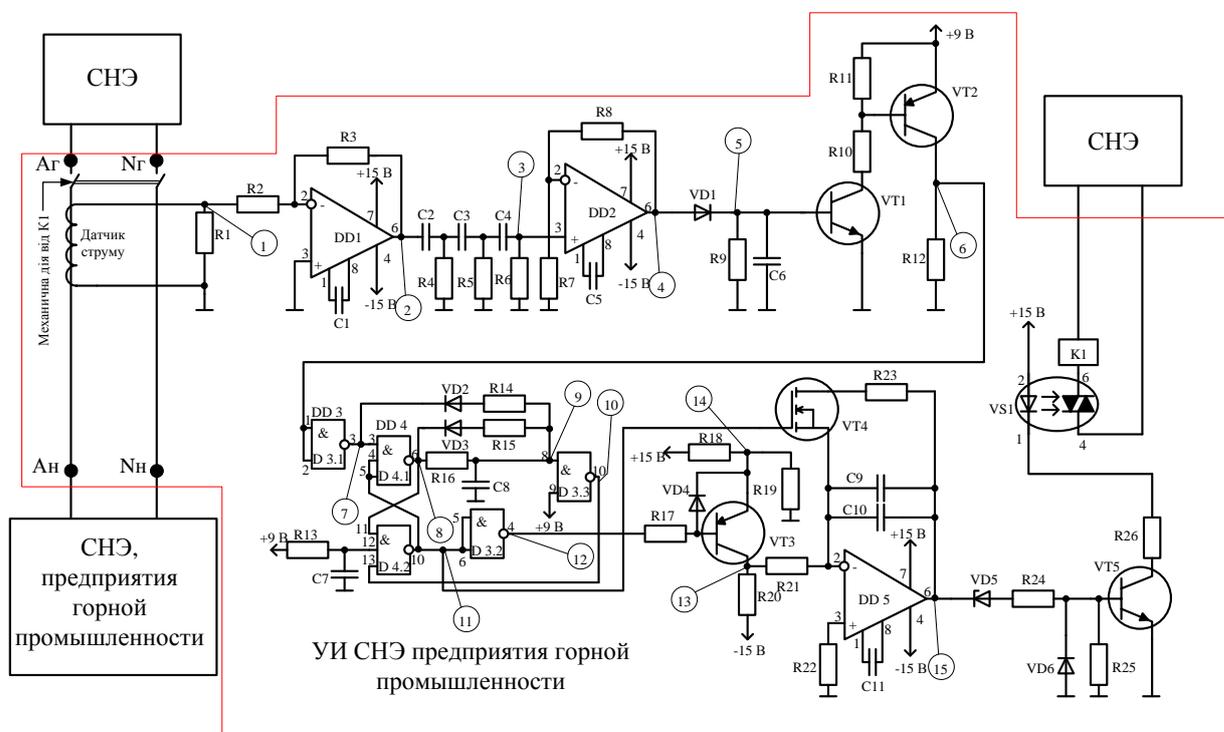


Рис. 1. Схема УИ СНЭ предприятий горной промышленности

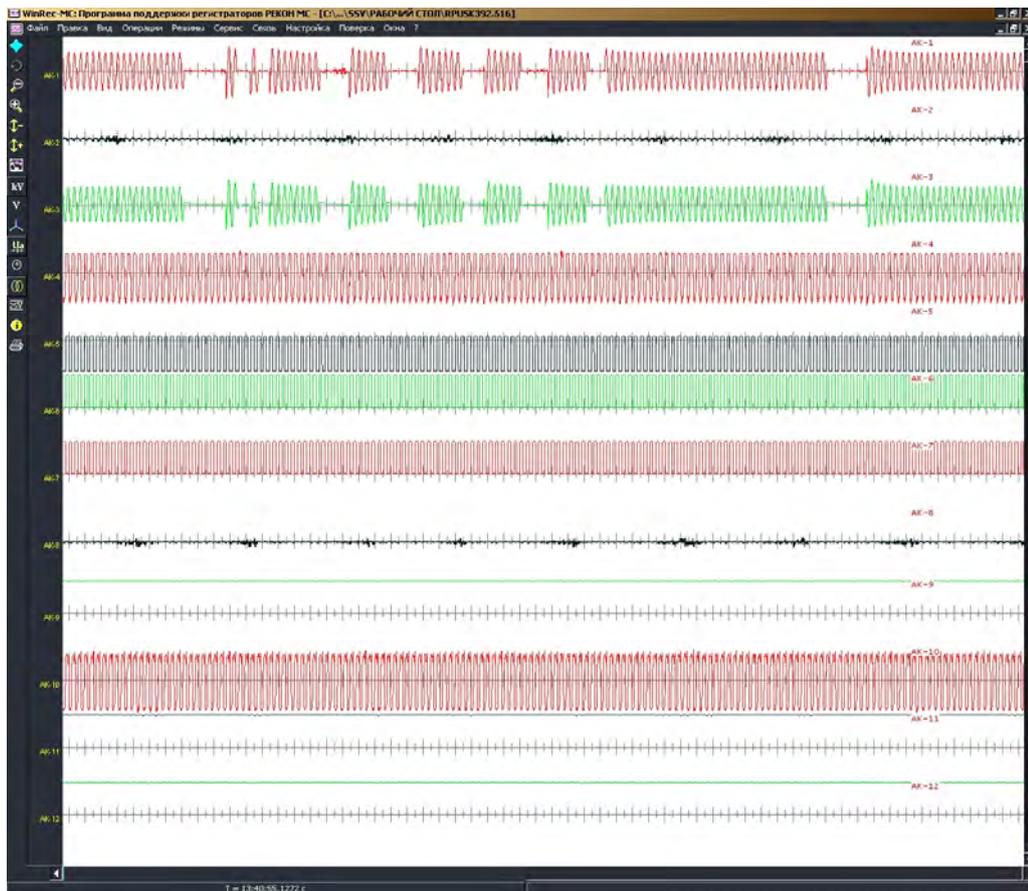


Рис. 2. Осциллограммы снятые в точках 1-12 схемы рис. 1 (по X (50 мс/дел), поY (5 В/дел))

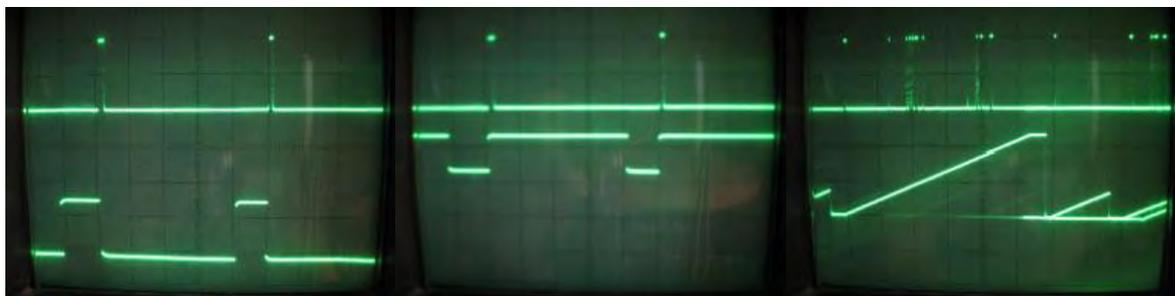


Рис. 3. Осциллограммы снятые в точках 6 и 13-15 схемы рис. 1 (по X (2 мс/дел), поY (5 В/дел))



Рис. 4. Старение контактного соединения: в вилке МФУ; в патроне ЛН

Испытания разработанного УИ показали: эффективную отстройку устройства от периодических высокочастотных помех, кратных 50 Гц, обусловленных использованием регуляторов мощности для вариации интенсивности освещения или мощности электротехнических устройств; эффективную отстройку устройства от появления случайных высокочастотных гармонических составляющих, обусловленных включением или отключением питания нагрузок при помощи выключателей нагрузки и АВ; возможность реализации селективной работы при применении нескольких устройств в радиальных схемах электроснабжения; возможность оценивать и задавать уровень пожарной опасности СНЭ предприятий угольной промышленности. Кроме того были рассмотрены варианты применения совместно с предлагаемым устройством интеллектуальных помехоподавляющих защитных фильтров, позволяющих

эффективно отстраиваться от кондуктивных помех. Разработан механизм обеспечения селективной работы при применении нескольких УИ в радиальных схемах электроснабжения. Применение предлагаемого УИ позволит улучшить техногенную обстановку с пожарами обусловленными электротехническими причинами на предприятиях горной промышленности до уровней нормируемых ГОСТ 12.1.004-91 «Пожарная безопасность. Общитребования».

#### Литература

1. Bruschlinsky N.N. World fire statistics at the end of 20th century / N.N. Bruschlinsky, S.V. Sokolov, P. Wagner, J.R. Hall // Report № 12 Center of fire statistics of CTIF, FKF-Media e.V., 2007. – 53 p.
2. Ковалёв А.П. Защита электрической шахтной сети напряжением до 1000 В при появлении ослабленных и искрящих болтовых контактных соединений / А.П. Ковалёв, С.В. Солёный, М.А. Нагорный, Г.В. Демченко // Взрывозащищенное электрооборудование: сб. науч. тр. УкрНИИВЭ. – Донецк: ООО «АИР», 2010. – С. 109-115.
3. Сольоний С.В. Розвиток систем іскрозахисту контактних з'єднань електричних мереж та електроустаткування вугільних шахт / С.В. Сольоний // Способи і средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: сб науч. тр. / МакНИИ. – Макеевка-МакНИИ, 2012. – № 1 (29) – С. 94-103.

**Б.Л. ТЫШЕВИЧ, А.С. БЫЧКОВСКИЙ**

*Национальный технический университет Украины  
«Киевский политехнический институт»*

## СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ НА БАЗЕ НЕЙРОННОЙ СЕТИ ДЛЯ КОМБИНИРОВАННОЙ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ УСТАНОВКИ

Одно из приоритетных направлений развития энергетики Украины на период до 2030 года – развитие альтернативных источников энергии для автономного снабжения потребителя, так называемая «GREEN -энергетика», которая включает в себя комбинирование тех или иных источников энергии. Для современной науки приоритетной задачей является создание автономных комбинированных энергокомплексов с нетрадиционными возобновляемыми источниками энергии малой и средней мощности, которые находятся в труднодоступных регионах, отдаленных от ЛЭП и теплотрасс.

Наиболее эффективная работа автономного комбинированного энергетического комплекса с использованием нетрадиционных возобновляемых источников энергии (АЭК с НВИЭ) возможна только с использованием автоматической системы управления (САУ). Такая САУ позволяет повысить надежность системы за счет уменьшения человеческого фактора, а также позволяет увеличить эффективность энергосистемы на 60-70%. При этом эффективность (оптимальность) автономной энергосистемы определяется экономическим критерием и критерием надежности энергообеспечения потребителя.

При проектировании сложных САУ часто приходится сталкиваться с различной степенью неопределенности исходных данных, параметров системы и внешних воздействий. Причины неопределенности могут заключаться в хаотической природе внешних факторов, которые влияют на систему, ошибках статистических данных, особенностях технологического процесса в той или иной окружающей среде.

Целью управления АЭК с НВИЭ является исключение ситуаций отсутствия энергии и сброса «лишней» энергии. Эффективное решение этой задачи возможно с использованием прогнозных значений состояния объекта и ранжированием нагрузки по приоритетам. С учетом этих факторов задача управления объектом носят противоречивый неопределенный характер.

Для улучшения качества работы автономной энергосистем и уменьшения влияния человеческого фактора для управления АЭК с НВИЭ предлагается использовать САУ на базе нейронной сети (НС), показанной на рисунке 1 [1, 2]. В качестве входных были выбраны следующие сигналы, приведенные в таблице 1.

Таблица 1

Название входного сигнала	Описание
$E_1$	Скорость ветра в режиме реального времени, для обеспечения точности в прогнозировании скорости ветра следующем периоде
$E_2$	Скорость ветра, зафиксированная в предыдущем периоде
$E_3$	Датчик освещенности, для обеспечения циклического включения и отключения фотопанелей

Название входного сигнала	Описание
$E_4$	Датчик положения солнца, для управления системой слежения за солнцем и настройки работы фотопанелей на максимальный КПД
$E_5$	Количество выработанной энергии ФЭП
$E_6$	Количество энергии, которая нужна энергосистеме
$E_7$	Уровень заряда аккумуляторных батарей

Приняты обозначения: ВЭУ – ветровая энергетическая установка; ФЭУ – фото энергетическая установка; НС-контроллер – контроллер с использованием НС; АБ – аккумуляторная батарея. Инвертор – преобразователь постоянного в переменный ток с изменением величины частоты и/или напряжения. Энергосистема – совокупность потребителей.

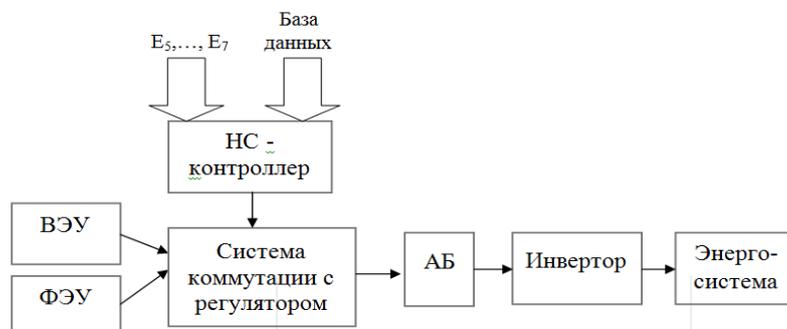


Рис. 1. Структурная схема фото- ветро- электростанции (ФВЭС)

Учитывая иерархический принцип построения интеллектуальных систем, обычно, для автономных ФВЭС выделяют два уровня управления:

- непосредственное управление ВЭУ и ФЭУ установками;
- системный уровень управления АЭК с НВИЭ.

При непосредственном управлении осуществляется управление системой по техническим критериям. В этом случае в качестве датчиков используются: датчик освещенности, датчик слежения за солнцем ФЭУ, датчик ветра, система стабилизации вращения ротора ВЭУ, система управления инвертором и т.п. Непосредственное управление может осуществляться с помощью локальных контроллеров с использованием сигналов  $E_1, \dots, E_4$ .

Но основным для рассмотрения является именно системный уровень, на котором реализуется управление распределением энергопотоков с целью наиболее полного и бесперебойного обеспечения потребителя электроэнергией при ее неравномерном поступлении в условиях нормального эксплуатационного режима всех элементов энергосистемы.

Основными входными параметрами системы автоматического управления станцией принимаем:  $E_5$  – суммарное количество энергии, полученной от ВЭУ и ФЭУ;  $E_6$  – суммарное количество энергии, запрашиваемое энергосистемой;  $E_7$  – уровень заряда АБ.

Целью системы является найти наиболее оптимальный режим работы, при котором энергосистема будет получать нужное количество энергии. При этом система будет принимать решение самостоятельно, учитывая только состояние сигналов и базы данных. Так как система является автоматической, а процент ручных операций практически исключен, то повлиять на систему можно только при запуске или при появлении ошибки.

Самой простой при реализации является многослойная НС (рисунок 2) прямого распространения с конфигурацией  $20 \times \text{tribas} + 10 \times \text{tansig} + 5 \times \text{poslin} + 1 \times \text{purelin}$ , где: tribas – треугольная функция активации (ФА); tansig – сигмоидальная (гиперболическая) ФА; poslin – полулинейная ФА; purelin – линейная ФА. Для обучения НС использовался алгоритм Левенберга-Марквардта.

На рисунке 3 показаны нейроны входного и скрытого слоев.

Функционирование НС-контроллера при выработке управляющего воздействия, в упрощенном виде, можно представить следующим образом. Состояние АЭК с НВИЭ оценивается через некоторые дискретные промежутки времени. Полученная входная неопределенная ситуация сравнивается с типовыми ситуациями, хранящимися в базе данных. Определяется типовая ситуация, наиболее близкая входной ситуации. Производится обучение НС. Информация о типовой ситуации проходит через НС-контроллер, и определяются, соответствующие входной ситуации, управляющие сигналы.

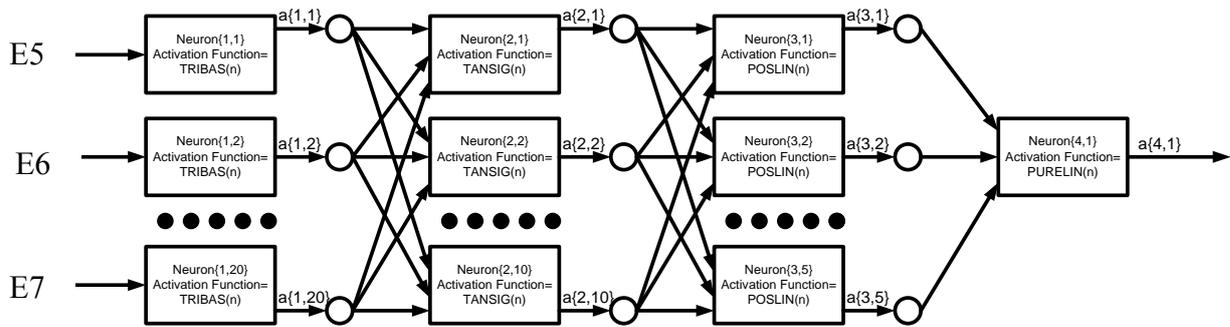
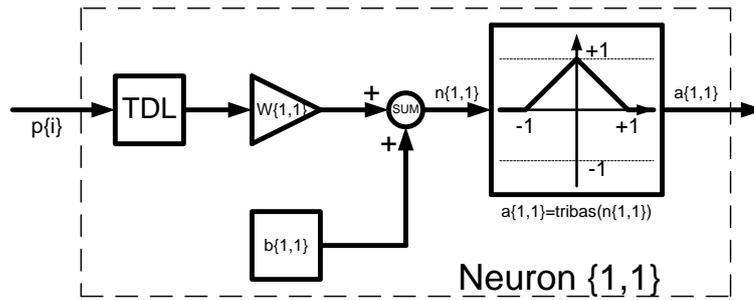
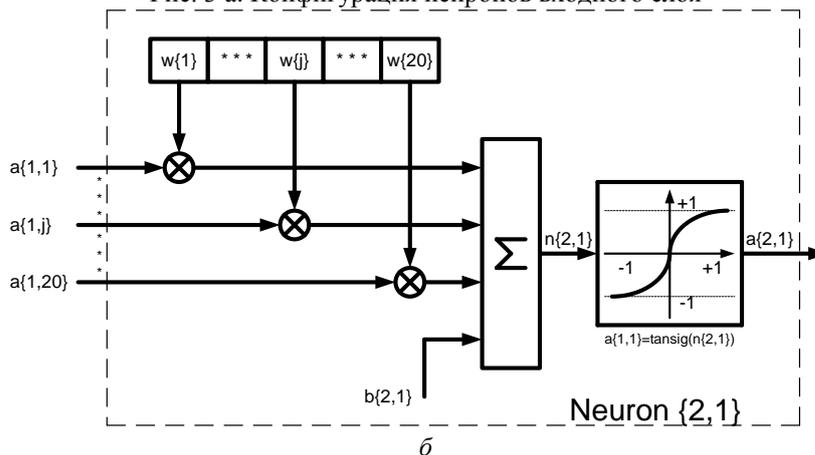


Рис. 2. Функциональная схема многослойной НС



а

Рис. 3 а. Конфигурация нейронов входного слоя



б

Рис. 3 б. Конфигурация нейронов скрытого слоя (б)

### Литература

1. AstromK.J., WittenmarkB. “AdaptiveControl”, AddisonWesley, USA, 1989.
2. NozakaY., “Trendofnewcontroltheory application in industrial process control”, Proc of 12<sup>th</sup> IFAC World Congress, Sydney, Vol.VI, pp. 51...56, 1993.

**Б.Л. ТЫШЕВИЧ, Я.Н. ДЕМЧИК**  
*Национальный технический университет Украины  
 «Киевский политехнический институт»*

## СИСТЕМА ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОГО УПРАВЛЕНИЯ НА БАЗЕ НЕЙРОННОЙ СЕТИ ДЛЯ НАСОСНОЙ СТАНЦИИ

Водопрводно-канализационное хозяйство является одной из важнейших и наиболее материало- и энергоемких областей коммунального хозяйства Украины. На переходном этапе развития экономики это хозяйство оказалось в кризисном состоянии. Это вызвано целым рядом факторов: отсутствием централизованного финансирования развития, реконструкции и модернизации; ростом неплатежей за услуги; изношенностью сетей и сооружений; высокой энергоемкостью производства; ростом цен на электроэнергию.

В данное время централизованными системами водоснабжения обеспечены все города Украины и 89% поселков городского типа. Системы централизованного водоотвода имеют 94% городов и 46% поселков. Мощности коммунальных и ведомственных водопроводов составляют свыше 14,3 млн. м<sup>3</sup> воды в сутки, при этом обеспечивается среднесуточное водопотребление на 1 городского жителя в объеме 326 литров. Около 30% общего водопотребления удовлетворяется за счет подземных источников. Мощности коммунальных очистительных сооружений канализации составляют 11,5 млн. м<sup>3</sup> сточных вод в сутки и 98% стоков, которые прошли очистительные сооружения, подвергаются биологической очистке. Эксплуатируется свыше 67,4 тыс. км водопроводных сетей и водоводов, 25,7 тыс. км канализационных сетей и коллекторов. Однако, в аварийном состоянии находится 4,5 тыс. км водопроводных и 1,45 тыс. км канализационных сетей.

Учитывая постоянное возрастание затрат на энергоресурсы (в первую очередь на электроэнергию) в себестоимости услуг для водопровода и канализации в данное время наиболее актуальным является вопрос энергосбережения. С энергетической точки зрения система водоснабжения и канализация города это сложный комплекс, эксплуатация которого требует систематического проведения технических, экономических и организационных мероприятий по повышению энергоэффективности. В то время, когда цены на энергоносители были на порядок ниже современных, мероприятия по повышению энергоэффективности не имели экономического смысла. Но сегодня повышение энергоэффективности очень выгодно водопроводно-канализационным хозяйствам.

На насосных станциях активно происходит внедрение такого средства энергосбережения как электропривод на базе асинхронного двигателя (АД) с частотным регулированием. Пример схемы управления насосным агрегатом с использованием преобразователя частоты (ПЧ) приведен на рисунке 1.

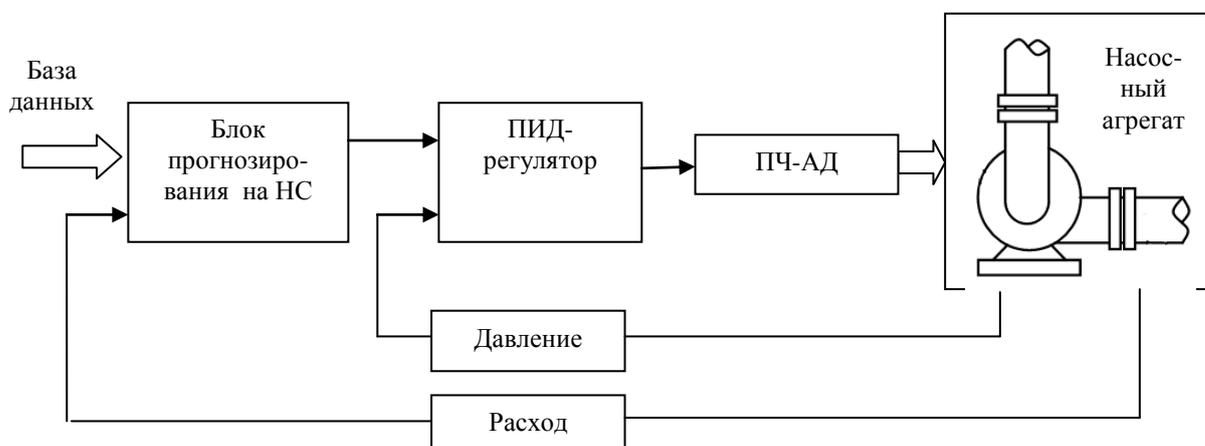


Рис. 1. Функциональная схема управления насосным агрегатом

Основная задача такой системы - обеспечение постоянного давления воды в трубопроводе. У такого алгоритма управления есть недостаток - в часы пикового водопотребления часть жителей недополучают воду.

Одним из методов решения данной проблемы может быть зависимость режимов работы насосной станции от уровня потребления воды из трубопровода. Такой подход при наличии водопроводов значительной длины и сложной конфигурации, предусматривает определения прогнозируемого значения уровня потребления воды.

Прогнозирование объемов водопотребления (нагрузка на насосную станцию), которое необходимо для решения задач планирования и оперативного управления режимами функционирования насосной станции, проводится в следующих временных диапазонах: оперативное (сутки); краткосрочное (сутки-неделя-месяц); долгосрочное (месяц-квартал-год).

Разработано большое количество методов и моделей прогнозирования нагрузки. Традиционные статистические модели могут быть условно разделены на регрессионные модели и модели на основе временных рядов.

Особый интерес представляет использование нейронной сети (НС) в качестве модели выполняющей прогноз. Преимущество НС перед традиционными моделями обусловлено тем, что не нужно строить модель объекта, не теряется работоспособность при неполной входной информации, у НС высокая устойчивость к помехам и быстрое действие. НС формирует, на основании прогноза, сигнал задания для ПИД-регулятора давления. Данные прогнозов за разные периоды сохраняются в базе данных. Важным этапом синтеза НС прогнозирования является выбор, формирование и нормирование вектора входных данных[1]. В зависимости от размерности этого вектора определяется количество входов НС. Для выбора оптимальной конфигурации НС прогнозирования были исследованы несколько типов НС с различными параметрами [2]. Результаты исследований представлены в таблице 1.

НС для решения задачи прогнозирования была смоделирована в Matlab Neural Network Toolbox. Приняты обозначения: tansig - сигмоидальная (гиперболическая) функция активации (ФА); tribas -

треугольная ФА; poslin – полулинейная ФА; purelin – линейная ФА; radbas – радиально-базисная (РБФ) ФА. Перед ФА указано количество нейронов в слое.

Для алгоритмов обучения НС приняты обозначения: trainlm – алгоритм обучения НС Левенберга-Марквардта; trainbfg - квазиньютоновский алгоритм обучения НС.

Критерий регулярности  $\Delta_p$  рассчитывался по формуле:

$$\Delta_p = \frac{\sum_{i=1}^N (a_i - t_i)^2}{\sum_{i=1}^N t_i^2} \rightarrow \min, \quad (1)$$

где  $a_i$  – выход НС для  $i$ -го входа нейрона  $p_i$  в слое;  $t_i$  – целевое значение входа  $p_i$ ;  $N$  – количество входов нейронов. Максимальная относительная погрешность аппроксимации  $\Delta$  рассчитывалась:

$$\Delta = \max\left(\left|\frac{a_i - t_i}{t_i}\right| * 100\%\right). \quad (2)$$

Таблица 1

Вид прогноза	Название НС	Конфигурация НС	Алгоритм обучения	Критерий регулярности $\Delta_p, \times 10^{-6}$	Максимальная относительная ошибка $\Delta, \%$
Долгосрочный	Каскадная	20×tansig+10×tribas+5×poslin+1×purelin	trainlm	606,22	5,5524
Долгосрочный	Каскадная	20×tansig+10×tribas+5×poslin+1×purelin	trainbfg	5746,9	13,028
Долгосрочный	Рекуррентная Элмана	20×tribas+10×tansig+5×poslin+1×purelin	trainbfg	471,2	4,3464
Среднесрочный	Каскадная	20×radbas+10×tansig+×poslin+1×purelin	trainlm	1787,8	8,3801
Среднесрочный	Каскадная	20×radbas+10×tansig+×poslin+1×purelin	trainbfg	239,17	3,3347
Краткосрочный	«Классическая»	20×tribas+10×tansig+5×poslin+1×purelin	trainlm	73,707	1,3948
Краткосрочный	НС с РБФ	400×radbas+1× purelin	-	0,85095	0,12987

Из приведенных в таблице 1 результатов можно сделать выводы:

1. Наилучшие результаты долгосрочного прогнозирования получены при использовании каскадных сетей и рекуррентной сети Элмана (для нее  $\Delta_p=471,2e-6$ ,  $\Delta=3,3464\%$ ).

2. Для среднесрочного прогнозирования лучше всего подошли каскадные НС ( $\Delta_p=239,17e-6$ ,  $\Delta=3,3347\%$ ).

3. Для краткосрочного прогнозирования лучше всего подошли "классическая" НС ( $\Delta_p=73,707e-6$ ,  $\Delta=1,3948\%$ ) и НС с РБФ ( $\Delta_p=0,85095$ ,  $\Delta=0,12987\%$ ).

#### Литература

1. Уоссермен Ф. Нейрокомпьютерная техника. Теория и практика.– М. Мир, 1992. –186с.
2. Hippert H.S., Pedreira C.E., Souza R.C. Neural Networks for Short-Term Load Forecasting: A Review and Evaluation // IEEE Trans. on Power System. –2001. -Vol. 16, No. 1. – P. 44-55.

## ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ ПЕРЕМЕННОГО ТОКА С МАТРИЧНЫМ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕМ

Во многих реальных применениях систем управления технологическими процессами имеют место нелинейности, сложная динамика, много обратных связей и др. Эти факторы приводят к проблемам в попытках реализовать новые алгоритмы управления, развитие которых основывалось на современной и классической теориях управления. Причем, современная теория как адаптивного, так и оптимального управления, вместе с классической теорией базировались на рассмотрении линеаризованных систем [1],..., [5].

Для реализации подобных теорий математическое моделирование свойств системы имеет первостепенное значение. Прикладные точные математические модели, которые почти полностью отображали физические свойства систем, использовали статистическую теорию [2]. Например, авторегрессивная модель, авторегрессивная модель со скользящим средним и прочие. Эти модели были разработаны статистиками и инженерами для практических применений [3], таких как распознавание языка, анализ геологических данных, создание образов и других, где были полученные реальные результаты. Для описания сложных динамических систем методы статистики не подходят, так как для отображения точных свойств и синтеза модели с отображением изменения параметров, такие методы требуют много времени. Математические модели, использующиеся для синтеза алгоритмов управления, предполагают наличие точной информации о физических свойствах системы, которая не всегда доступна.

Учитывая перечисленные проблемы, использование новых методов синтеза с применением нечеткой логики и нейронных сетей привело к появлению интеллектуальных систем управления построенных на алгоритмах, которые отвечают высоким требованиям для управления сложными динамическими системами.

К таким системам относится электропривод переменного тока с асинхронным двигателем по системе преобразователь частоты – асинхронный двигатель, который приобрел широкое распространение. Для обеспечения высокого качества управления в электроприводе переменного тока, широко начали использоваться матричные преобразователи частоты (МПЧ).

МПЧ принадлежит к группе преобразователей частоты с непосредственной связью без промежуточного звена постоянного тока. В настоящее время благодаря использованию последнего поколения биполярных транзисторов с изолированным затвором (IGBT) МПЧ обеспечивает высокое качество преобразования энергии. Коммутационная схема МПЧ представлена на рисунке 1. Силовые ключи подключены так, что энергия может как подводиться к двигателю, так и отводиться обратно в сеть при торможении и рекуперации.

Основные достоинства МПЧ и преимущества, которые они дают, при использовании в приводах переменного тока [6],..., [8]:

- возможность рекуперации энергии без помощи дополнительных устройств;
- МПЧ могут работать с большими напряжениями и токами, что важно в мощных приводах на среднее напряжение;
- у МПЧ более высокие динамические характеристики, включая реакцию на скачок напряжения и ударную нагрузку;
- высокие значения КПД (98 %) и коэффициента мощности (0,95). Коэффициент мощности при этом не зависит от скорости двигателя - даже без использования режима рекуперации МПЧ обеспечивают большую экономию, чем обычные преобразователи;
- снижение входных гармонических искажений;

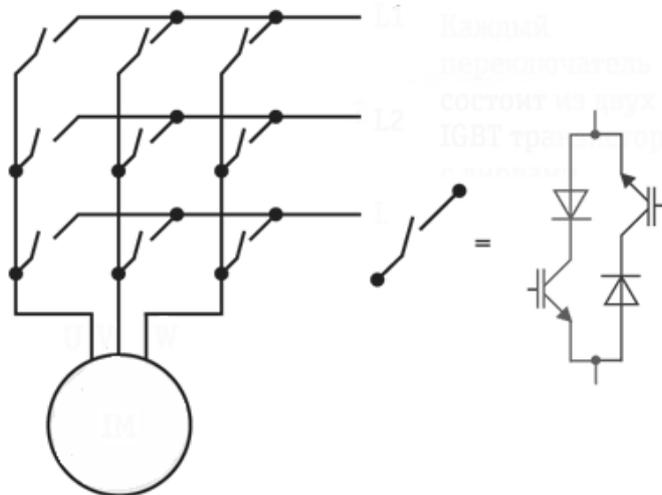


Рисунок 1. Коммутационная схема подключения МПЧ

- в МПЧ формируется непосредственно синусоида, вследствие чего улучшается чистота выходного сигнала, а это повышает срок службы двигателя и позволяет увеличить расстояние между ним и преобразователем частоты без использования дополнительных выходных фильтров.

В предлагаемой интеллектуальной системе управления (рисунок 2) скоростью электропривода с МПЧ 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 (НСМ), которая выполняет идентификацию электропривода МПЧ-АД. Наличие НСМ позволяет повысить точность адаптации весовых коэффициентов НСУ и как следствие - улучшить качество управления. Процесс обучения НСМ может проводиться в статическом режиме.

Кроме преимуществ, которые дает адаптивная подстройка коэффициентов ПИД регулятора, применение НСУ обеспечивает снижение параметрических, внешних и измерительных возмущений. Для построения модели системы управления скоростью передающая 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;  $P_{BF}$  - неизменная 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 исходный 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;  $K_p(t)$ ,  $K_I(t)$  - пропорциональные коэффициенты, соответственно для пропорциональной и интегрирующей частей регулятора;  $T$  - интервал дискретизации.

НСУ подстраивает коэффициенты (2), (4) таким образом, чтобы минимизировать значения оценочной функции:

$$J_v = 0,5 [V_{ref}(t-m) - V(t)]^2, \quad (5)$$

где  $V_{ref}$  - заданная скорость;  $V$  - действительная скорость.

При реализации системы управление с НСМ и НСУ необходимо использовать элементы задержки  $z^{-1}$  и  $z^{-2}$ , которые обеспечивают повышение точности адаптации весовых коэффициентов. Для адаптации весовых коэффициентов нейронов НСМ и НСУ используется алгоритм "обратного распространения" (backpropagation algorithm). Связь между изменением параметров НСМ и НСУ может быть описана через изменение погрешностей между слоями нейронов.

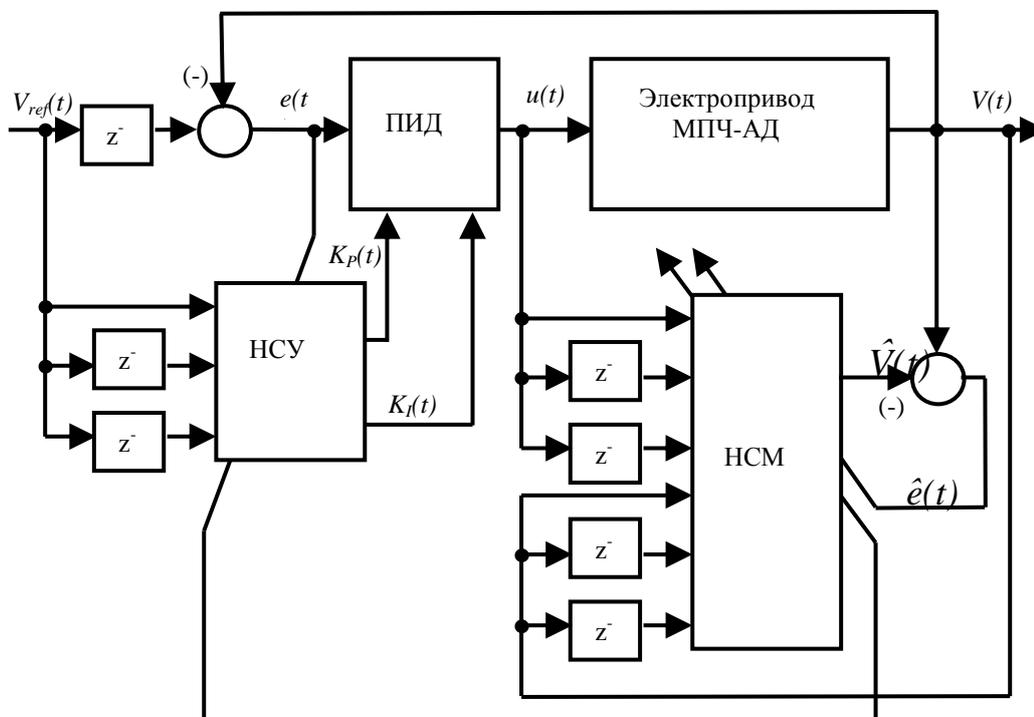


Рис. 2. Интеллектуальная система управления скоростью электропривода с МПЧ

#### 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. O. Simon, M. Braun A Matrix Converter with Space Vector Control Enabling Overmodulation, EPE 99, Lausanne, Switzerland, 1999.
7. O. Simon, M. Bruckmann Control and Protection Strategies for Matrix Converters, SPS/IPC/DRIVES, Nurnberg, Germany, 2000.
8. A M Matrix converter switching controller for low losses operation without snubbers R. Cittadini, J-J-Huselstein, C. Glaize, EPE 97, pp4.199-4.203.

**А.Ю. УСЕНКО**

*Национальная металлургическая академия Украины, Днепропетровск*

## АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РЕЗЕРВОВ И ВОЗМОЖНОСТЕЙ ЭФФЕКТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НИЗКОПОТЕНЦИАЛЬНОЙ ТЕПЛОЙ ЭНЕРГИИ

### Введение

В условиях быстрого роста цен на органическое топливо, энергосбережение во всех отраслях промышленности является важнейшим фактором снижения себестоимости производства продукции и повышения её конкурентоспособности.

Важнейшим направлением повышения энергетической эффективности производства является поиск путей рационального использования тепла отходящих продуктов сгорания топлива.

Одним из наиболее перспективных способов решения данной задачи по нашему мнению является применение технологий и устройств типа ORC (Organic Rankine Cycle), позволяющих утилизировать тепловую энергию с низкими параметрами теплоносителей и вырабатывать электрическую энергию [1].

### Постановка задачи

Отличительной особенностью ORC-турбин является высокоэффективное преобразование низкопотенциальных источников теплоты (НИТ) в электроэнергию. Принцип действия ORC турбины похож на работу стандартной паровой турбины, за исключением того, что рабочим телом является органическая низкокипящая жидкость (фреон, аммиак, изобутан и другие хладагенты), которая позволяет системе эффективно работать на низкотемпературных источниках теплоты для производства электричества в широком диапазоне выходной мощности (от нескольких киловатт до 5 МВт электрической мощности в одном модуле). Также при определенных условиях реализации схемы возможно получение и тепловой энергии. Принципиальная схема такой технологии представлена на рисунке 1.

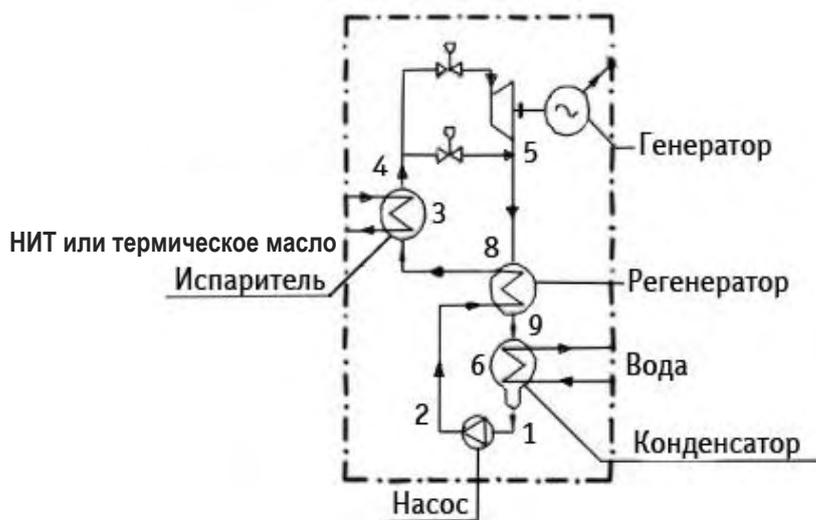


Рис. 1. Принципиальная схема органического цикла Ренкина  
теплоснабжения) (9-6-1). Органическая жидкость, с помощью насоса (1-2) поступает из регенератора в испаритель, тем самым завершая полный термодинамический цикл.

НИТ (или термическое масло, нагретое от НИТ) нагревает и испаряет органическую рабочую жидкость (фреон, аммиак, изобутан и др.) в испарителе (8-3-4). Испаренная рабочая жидкость вращает турбину (4-5), которая соединена с электрогенератором, где происходит выработка электрической энергии.

Далее испаренная жидкость проходит через регенератор (5-9), где она нагревает рабочую жидкость, подающуюся в испаритель (2-8). Затем она конденсируется в конденсаторе (охлаждаясь водой, использование которой возможно для нужд

Перспективным направлением повышения эффективности всей системы также является использование различных типов тепловых двигателей в качестве привода компрессора теплонасосной установки (ТНУ). При этом отпадает необходимость в электродвигателе (следовательно, минимизируются затраты на собственные нужды) при возможности изменения частоты вращения компрессора ТНУ в зависимости от режима работы.

В последнее время, ORC-установки нашли широкое применение при строительстве мини-ТЭЦ с использованием местных видов топлива: древесных отходов, торфа, биомассы и др. Наилучшим способом биотопливо используется при комбинированном производстве тепла и электроэнергии. В частности, получение максимального энергетического эффекта достигается в небольших системах питания (от 200 кВт до 2 МВт электрической мощности), построенных вблизи потребителя теплоты и источника биоотходов.

Источниками низкопотенциального теплоты могут выступать: отходящие газы промышленных производств; тепло отработанной горячей воды различных производств; тепло выхлопа газотурбинных установок (ГТУ) [2]; тепло геотермальных источников; выхлопные газы двигателей внутреннего сгорания; теплота, полученная от сжигания биотоплива.

Большое многообразие НИТ, объектов и режимов теплоснабжения, определяют необходимость разработки и апробации типовых схемных решений по эффективному применению ORC-турбин нового поколения в природно-климатических условиях различных регионов Украины.

#### **Исследования эффективности ORC-установок**

Исследование работы ORC-систем проводилось с точки зрения экологической, экономической и энергетической эффективности.

В работе было проведено математическое описание процессов, протекающих в системе «низкопотенциальный источник тепла – ORC-установка – ORC-турбина», а также осуществлен анализ экологической эффективности энергетического использования установок, работающих по ORC-технологии.

В работе автором были проведены комплексные исследования, направленные на определение влияния таких факторов, как тип НИТ и привода электрогенератора ТНУ.

Полученные сведения, характеризующие свойства наиболее конкурентоспособных НИТ, дают предварительное заключение о приоритетном использовании различных источников низкопотенциального тепла с целью получения тепловой и электрической энергии, используя ORC-технологии.

В связи с этим, можно выделить следующие преимущества ORC-установок, по сравнению с традиционными паровыми турбинами на водяном паре: высокий электрический КПД. (15 ÷ 20 %); высокий внутренний относительный КПД турбины (до 90 %); небольшое механическое напряжение турбины, вследствие низкой окружной скорости; отсутствие редуктора между турбиной и генератором; отсутствие эрозии лопаток, вследствие отсутствия влажности в паровых соплах; простота запуска/остановки; постоянное автоматическое управление; нет необходимости присутствия оператора; бесшумность работы; большой регулировочный диапазон: 10 ÷ 100 %; высокий КПД на переменных режимах работы; техническое обслуживание 3 ÷ 5 часов/неделю; большой ресурс работы; отсутствие необходимости применения систем водоподготовки.

В качестве ORC-установок можно использовать продукцию фирмы «Turboden» (Италия) [3]. Единичная мощность ORC-установок, работающих с использованием вторичных энергоресурсов, находится в диапазоне от 500 кВт до 10 МВт. Ряд типовых решений для утилизации теплоты среднего потенциала (температура НИТ – от 120 °С) приведен в источнике [3]. В зависимости от модели, электрическая мощность, отпускаемая в сеть, колеблется в интервале 0,48 ÷ 9,8 МВт; тепловая мощность изменяется в диапазоне 2 ÷ 40 МВт. Таким образом, для использования теплоты низкого потенциала для выработки электроэнергии выбор установки производится индивидуально для каждого случая.

#### **Выводы**

Таким образом, на основании вышеперечисленного, можно сделать предварительное заключение о приоритетах в использовании источников низкопотенциального тепла для целей получения тепловой и электрической энергии, используя ORC-технологии.

Использование данной технологии позволит существенно снизить расход ископаемого топлива, повысить эффективность теплотехнических установок, а также снизить экологическую нагрузку на окружающую среду.

Одним из путей значительного повышения эффективности тепловой работы ORC-системы является применение комбинированной схемы использования: источника низкопотенциальной тепловой энергии – ORC-установки (включая привод компрессора и теплонасосное оборудование) – ORC-турбины – генератора электрической энергии. В результате анализа научной информации по исследованиям эффективности ORC-установок и теоретических исследований, выделены следующие приоритетные направления:

- в качестве источников низкопотенциального тепла наиболее целесообразно использовать уходящие газы тепловых промышленных агрегатов, вторичные энергоресурсы газотурбинных установок, а также тепло, полученное от сжигания биомассы.

- в качестве привода компрессора ТНУ целесообразно, помимо традиционного электродвигателя, использовать привод от двигателя внутреннего сгорания (ДВС) и ГТУ.

В результате математического описания термодинамического цикла системы «низкопотенциальный источник тепла – ORC-установка – ORC-турбина» можно сделать следующие выводы:

- наименьшие удельные расходы условного топлива обеспечивает ТНУ с приводом компрессора от ГТУ, к ней по эффективности приближается ТНУ с электроприводом и с приводом от ДВС;
- высокая экономия условного топлива наблюдается для ТНУ с приводом компрессора от ГТУ (до 45,25 %), экономия условного топлива на ТНУ с приводом от ДВС составляет до 36,7 %;
- следовательно, наиболее эффективной схемой следует считать ТНУ с приводом компрессора от ГТУ.

### Литература

1. Усенко А.Ю., Бикмаев С.Р. Исследования эффективности применения установок, работающих по органическому циклу Ренкина. // *Технічна теплофізика та промислова теплоенергетика: збірник наукових праць*. – Випуск 4. – Дніпропетровськ: Нова ідеологія, 2012. – 236 с., с. 192 – 196.
2. Проценко В. П. Анализ эффективности применения теплонасосных установок с газовым двигателем / В. П. Проценко // *Промышленная энергетика*. – 1986. – №7. – С. 30–33.
3. <http://www.turboden.eu/en/rankine/rankine-history.php>.

**А. М. ШИПЕЛЬСКИЙ, Р. С. ВОЛЯНСКИЙ**

*Днепродзержинский государственный технический университет, Украина*

## СИСТЕМА ПРЯМОГО УПРАВЛЕНИЯ МОМЕНТОМ АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ, С РАЗМАГНИЧИВАНИЕМ РОТОРА И СТАТОРА В РЕЖИМЕ ХОЛОСТОГО ХОДА

**Введение.** Современные технологии построения электропривода на основе асинхронного двигателя с короткозамкнутым ротором, относительная простота его конструкции, развитие микропроцессорных и микроконтроллерных технологий, развитие теории управления, преобразователей частоты, которые реализуют сложные алгоритмы управления, обуславливают все большее применение данного типа электропривода в различных технологических процессах, а также повышение их экономических и энергетических показателей.

Для достижения высоких показателей качества управления широкое распространение получил векторный способ управления скоростью асинхронного двигателя, а также его усовершенствованный вариант – метод прямого управления моментом (ПУМ).

В сравнении с ПУМ недостатком классической векторной системы управления является ее сложная структура, вследствие необходимости преобразования координатных систем из неподвижной во вращающуюся, с ориентацией по полю ротора, а затем обратно. В свою очередь системы ПУМ, благодаря применению таблицы оптимальных переключений силовых ключей преобразователя частоты, обладают простотой реализации и высокой динамикой.

Однако оба способа основываются на поддержании заданного уровня намагничивания асинхронного двигателя, что приводит к излишним тепловым потерям и снижению срока службы его обмоток, в режиме холостого хода.

Для устранения данного явления в описанных системах управления необходимо осуществлять размагничивание двигателя в режиме холостого хода и его намагничивание для формирования необходимого вращающего момента, отработывая тем самым приложенную к валу двигателя нагрузку. При таком подходе снижаются избыточные тепловые потери, а также повышается  $\cos \varphi$  двигателя, за счет снижения потребления им реактивной энергии.

**Постановка задач исследования.** В данной статье описывается подход к построению векторной системы прямого управления моментом, которая обеспечивает снижение уровня намагничивания двигателя в режиме холостого хода и его повышение при приложении нагрузки к валу двигателя.

**Материалы исследования.** Эффект размагничивания асинхронного двигателя с короткозамкнутым ротором в режиме холостого хода, может быть достигнут путем формирования задания на потокосцепление, которое будет зависеть от прикладываемой к валу двигателя нагрузки.

Информацию о нагрузке двигателя можно получить, основываясь на значении ошибки по скорости:

$$e_{\omega} = \omega^* - \omega_r; \quad (1)$$

выделяя из нее два канала управления активной и реактивной энергией асинхронного двигателя.

Рассмотрим асинхронный двигатель в неподвижной относительно статора системе координат  $\alpha, \beta$  [1].

Для реализации системы прямого управления моментом необходима информация о модуле потокосцепления статора, значение его текущего угла, а также значение момента на валу двигателя.

Для получения этих параметров блок наблюдателя координат реализует следующие уравнения [2][3]:

$$\left. \begin{aligned}
 \psi_{s\alpha} &= \int (U_{s\alpha} - I_{s\alpha} R_s) dt; \\
 \psi_{s\beta} &= \int (U_{s\beta} - I_{s\beta} R_s) dt; \\
 \psi_{r\alpha} &= \frac{1}{k_r} (\psi_{s\alpha} - L'_s I_{s\alpha}); \\
 \psi_{r\beta} &= \frac{1}{k_r} (\psi_{s\beta} - L'_s I_{s\beta}); \\
 \varphi &= \arg(\psi_{s\alpha} + i\psi_{s\beta}); \\
 |\psi_s| &= \sqrt{\psi_{s\alpha}^2 + \psi_{s\beta}^2}; \\
 M &= \frac{3}{2} p (\psi_{s\alpha} I_{s\beta} - \psi_{s\beta} I_{s\alpha});
 \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

Информация о параметрах двигателя подается на блок регуляторов, который содержит два канала управления: канал управления потокосцеплением статора и канал подчиненного управления моментом, где задание на регулятор момента формируется регулятором скорости.

Синтез регулятора потокосцепления осуществляется на основании ошибки по скорости, и имеет следующий вид:

$$u_\psi = \text{sat} \left( \psi_s - |e_\omega|^{k_1} \sin(\ln(|e_\omega|^{k_2}) + 1) \text{sign}(e_\omega) \right); \quad (3)$$

Регулятор ограничен двухпозиционным звеном с гистерезисом на уровне от 0 до 1, с шириной петли  $\pm 0,02$ .

Регулятор скорости синтезируется на основе информации об ошибке по скорости, и реализует следующий алгоритм:

$$u_\omega = |e_\omega|^{k_{31}} \sin(\ln(|e_\omega|^{k_4})) \text{sign}(e_\omega); \quad (4)$$

Результат работы регулятора скорости сравнивается с текущим значением момента на валу двигателя, и результат сравнения подается на регулятор момента, который реализован как трехпозиционный релейный элемент с шириной петли гистерезиса  $\pm 100$ , и ограничениями от 1 до -1.

Положение вектора потокосцепления статора вычисляется на основании значения его угла по алгоритмам [5] и вместе с результатом работы блока регуляторов подается на блок реализующий таблицу переключений [3] силовых ключей частотного преобразователя, который формирует питающие напряжения на обмотки статора асинхронного двигателя.

Результат математического моделирования скорости асинхронного двигателя с короткозамкнутым ротором типа 4A280M6У3, мощностью 90кВт [4] представлен на Рис. 1.

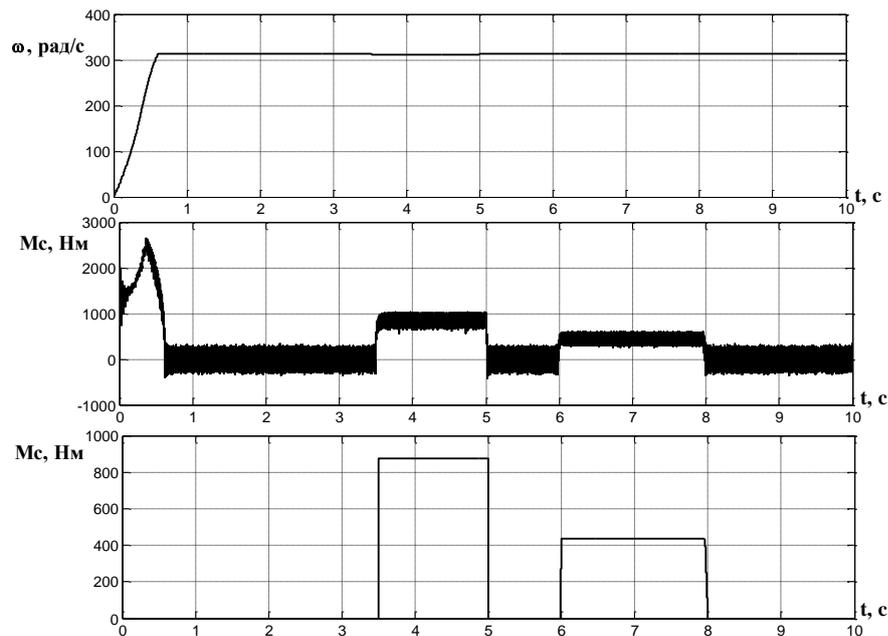


Рис.1. Графики скорости и момента на валу, а также нагрузки прикладываемой к валу

Как видно имеет место незначительная статическая ошибка при прикладывании номинальной нагрузки на промежутке времени от 3.5 до 5 с. Для ее устранения необходима провести оптимизацию синтезированных регуляторов. Начиная с 6 до 8 с. приложенная нагрузка равно половине номинальной и обрабатывается в полной мере.

Рис. 3 иллюстрирует изменение потокоцепления ротора и статора. Как видно в момент, когда асинхронный двигатель работает в режиме холостого хода, потокоцепления статора и ротора снижается, и как следствие снижается потребление реактивной мощности, в моменты, когда к валу двигателя прикладывается нагрузка, система управления повышает уровень намагничивания, обрабатывает нагрузку и вновь снижает уровень потокоцепления, как ротора, так и статора.

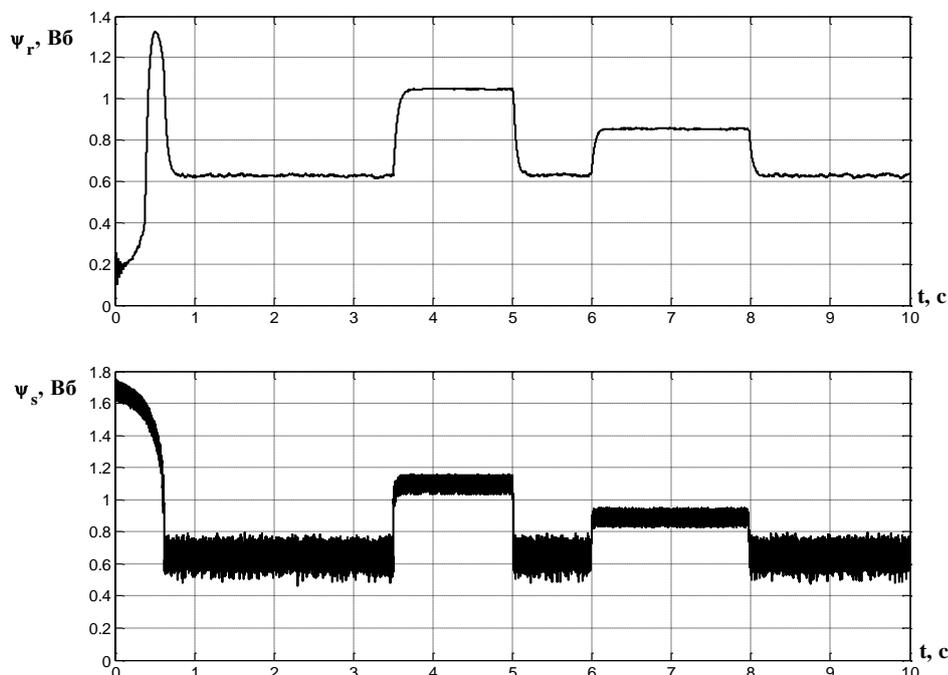


Рис. 2. Графики потокоцепления ротора и статора

**Выводы.** В результате проведенных исследований разработан принцип построения векторных систем прямого управления асинхронным двигателем с короткозамкнутым ротором, которые обеспечивают снижение потребления двигателем реактивной энергии в режиме холостого хода, за счет размагничивания двигателя. Степень размагничивания двигателя зависит от продолжительности работы двигателя в режиме холостого хода. Результаты исследования можно использовать при построении прецизионного энергоэффективного асинхронного электропривода.

#### Литература

1. Слежановский О. В. и др. Системы подчиненного регулирования электроприводов переменного тока с вентильными преобразователями. — М.: Энергоатомиздат, 1983. — 256с.
2. Карасев А.В., Смирнов В. М. Математическая модель прямого управления моментом асинхронного привода, ГОУВПО «Мордовский государственный университет им. Н. П. Огарева», г. Саранск.
3. Системы управления электроприводов. (Прямое управление моментом в электроприводе переменного тока): Учебное пособие/ В.В. Рудаков, А. Е. Козярук. Санкт – Петербургский государственный горный институт (технический университет), 2007 г. 75 с.
4. Асинхронные двигатели серии 4А: Справочник / А. Э. Кравчик, М. М. Шлаф, В. И. Афонин, Е.А. Соболенская. — М.: Энергоиздат, 1982. —504 с, ил.
5. Пронин М.В., Воронцов А.Г., Калачников П.Н., Емельянов А.П. Электроприводы и системы с электрическими машинами и полупроводниковыми преобразователями (моделирование, расчет применения). Под ред. Крутякова Е.А. 2004 г. 252 с. С илл.

# МАШИНОСТРОЕНИЕ И ГОРНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

H. HARTMANN, L. RATSCHBACHER

University of Mining and Technology Freiberg, Germany

## STRESS IN AFGHANISTAN – STRUCTURAL MAPPING IN SW PAMIR

The Pamir Mountain Range is located at the westernmost extension of the Himalaya-Tibet orogen and hundreds of kilometres away from an active plate boundary. It exhibits unique features for geodynamic studies. In the India-Asia collisional system, the Pamir is the most active intra-continental orogen and shows the highest deformation rates over the shortest N–S distance. Furthermore, this region contains the deepest continental subduction zone on Earth ( $\leq 600$  km), the Hindu-Kush–Pamir seismic zone. This zone is still active and produces giant earthquakes and accompanying mass movements. The Pamir forms an orocline, which has an active front that is bent about  $180^\circ$  from Afghanistan to China. Extreme topographic contrasts indicate intense, active geodynamic and erosional processes. These features predestine the Pamir for the study of the deformational behaviour of the crust.

In September of 2013, an expedition to NE Afghanistan into Badakhshan was undertaken. The working area is located between the cities Khorogh in Tajikistan and Baharak, Faydzabad and Taloqan in Afghanistan. This area is worth studying, because it comprises three major sutures of Asia (Kunlun, Tanyamas, Rushan-Pshart) and likely Cenozoic crustal shear zones along a 100 km long E–W profile. One task of the field-work was to trace the major fault zones from the Tajik Pamir to Afghanistan and to characterise them regarding their deformation and kinematics. This aim was reached by structural mapping. Additionally, the occurrence and distribution of metamorphic transitions from the high-grade Shakh dara dome to the low-grade tectonic units further west were studied. Along an E–W profile and along elevation profiles rock samples were collected. These samples comprise the database which will lead to a crustal cross section and result in the first modern structural and geochronological data since the 1970s. Our most significant result is the mapping of two giant dextral shear zones, the Gunt and the Central Badakhshan shear zones. The extreme crustal thickening in the western Hindu-Kush, an area which lies west of the Indian indenter, could be explained by lateral material flow along these shear zones, if Cenozoic ages for these shear zones can be verified.

A. HENKE

Technische Fachhochschule Georg Agricola, Bochum, Germany

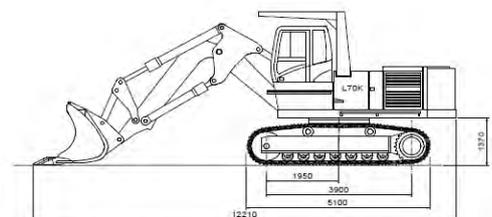
## UNDERCARRIAGE DESIGN FOR CONSTRUCTION AND MINING MACHINERY

### 1. Task

The task was to construct an undercarriage with track chains for an older machine. This machine is without an own drive, so it moves by pushing or pulling with his excavator shovel. This movement isn't very fast and economic. The customer has some Ideas and specifications that the machine should have.



Fig.1. The “old” machine



Vorgaben zur Konstruktion des Raupenunterwagens	
Rahmen :	X - Bauweise
Laufwerkgröße:	895
Achsaabstand:	3900
Laufwerkslänge:	5100
Spurweite:	3400
Bodenplatten:	500 mm, 2-Steg ab geschnitten
Zugkraft max.:	ca. 5400 N bei 100 bar
Fahrgeschwindigkeit:	1 Stufe ca. 2 km/h (Fördermenge wird angepasst)
Fahrmotor:	2 Stufe ca. 4 km/h
Feststellbremse:	2 Geschwindigkeiten
Bremsventile:	nahe Lamellen im bzw. am Fahrmotor

Fig. 2. Desired characteristics

**Given values:**

Machine weight FD:	80000kg $\approx$ 80000daN
Speed V:	2km/h und 4km/h
Gearbox ratio i:	145,4
Oil pressure P:	320bar
Engine intake volume Vg:	250cm <sup>3</sup> /160cm <sup>3</sup> (pro Umdrehung)
Grouser width B:	700mm
Sprocket diameter Dt:	965mm
Diameter over all Dges:	1331mm (Sprocket + Chain + Grouser)
Sprocket teeth Z:	23
Adhesion coefficientu:	0,8 (double grouser)
Desired transmission output torque:	195kNm

**2. Design Features**

Important points for the construction of an undercarriage:

- 2.1 The stability is for a loading machine very important.
- 2.2 The calculation of the swivelling resistance.
- 2.3 The ground pressure determines the applicability in the various terrains.
- 2.4 The increase of the chain to the sprocket or idler also determines the stability.
- 2.5 The tensioning system for the Idler must be matched to the chain properly.

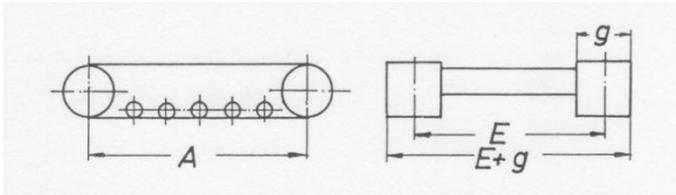


Fig. 3. Measurement

The dimension “E” and dimension “A” of the overlying chain and the total weight is again required for the calculation of the swivelling resistance.

The force in the chain per crawler side is always the same dimension. It doesn't matter whether is swung with a chain or both simultaneously. It changes only the swing speed.

**2.3 Ground pressure**

The operational capability of a machine depends on a large extent on their ground pressure.

A grouser is fully effective only if it can sink into the ground, so the whole grouser size is assumed for the calculation of the ground pressure.

**2.4 Increase of the chain**

When the chain hinges around the idler, there must be an increase depending on the chain pitch. The increase is important because the chain that hinges on the outside diameter of the idler creates the polygon effect and pushes the chain into the ground. Without increase the wear of the chain pin is very high.

**2.5 Tensioning system**

The Idler is together with tensioning system the most important component in the undercarriage. The correct function of the idler depends on the correct designed suspension. Nowadays, the suspension is no longer accepted by a spring, but by high pressure elastomere chain tensioners. The suspension travel must be large enough that the chain can still implement a tooth when the tooth cavity is completely full of material.

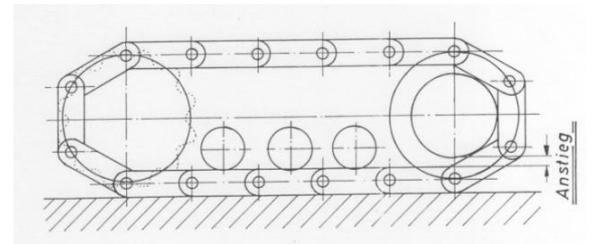


Fig. 4. Increase

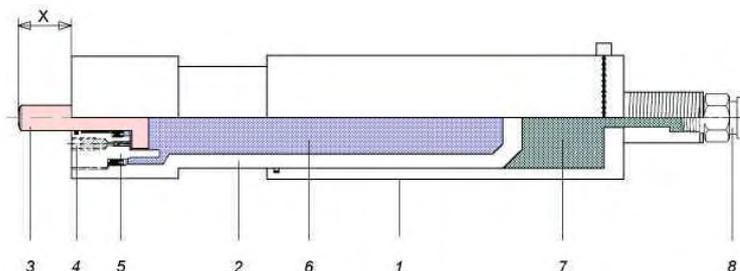


Fig. 5. Elastomer chain tensioner (Fa. TFW Fahrtechnik): 1 outer cylinder, 2 inner cylinder, 3 tension piston, 4 Elastomer - filling hole, 5 inset, 6 Elastomer -filling, 7 grease-filling, 8 grease filling nipple

### 3 Solution

The smallest possible height of an undercarriage is determined by the dimensions of the components substantially. The challenge for the design of this undercarriage was to make sure that the chassis fits under the existing upper carriage without changing the height of the whole machine.

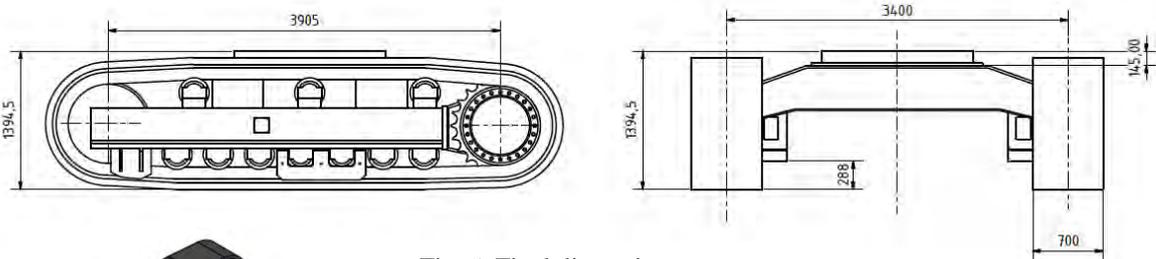


Fig. 6. Final dimensions



Fig. 7. 3D-Model

In this drawing you can see the dimensions of the undercarriage. Because of the small construction, the undercarriage will fit under the upper carriage without changing the height of the machine.

### References

1. Informations from Baumaschinenservice Wigge, Bosch Rexroth, Hermann Wegener and IVA Johann.
2. Vöth: Machines: Basics of Elements and Systems, 2013.

**M. HESSE**

*TU Bergakademie Freiberg, Germany*

## SELECTIVE COMMINATION FOR PRE-CONCENTRATION AT MINERAL PROCESSING

### Selective comminution

The Selective comminution is a property of a crushing system and due to the different crushing behavior of the different materials of the feed material. The selective comminution is useful in the treatment of primary raw materials mainly as pre-concentration process. Pre-concentration processes are used for the mineral processes to relieve the subsequent processes and to achieve a better efficiency. The usually higher valuable mineral content, which is still intergrown with waste minerals, avoids in many cases that the selective comminution can also be used for finish concentration. The big amount of separation processes use diverse separation features, for example the density. At the choice of a suitable separation process is a sufficiently large difference of the separation feature between the substances to be separated a decisive criterion. For a variety of ores, these differences are given in the comminution behavior.

However, for the successful use of selective comminution, it needs even more. The comminution itself realize only a differentiation no separation. The comminuted and to be separated materials are still present together in the comminution product. A downstream separation step is always necessary for the separation of the different materials. In the simplest case it is a classification. Therefore the properties of the different materials in the comminution product must also have a significantly different separating feature, for example a different particle size. However, suitable mechanical factors are of fundamental importance in addition to the material requirements for the selective comminution, see Fig.15. The constructive and operational factors take decisive influence on the comminution system and thereby also to relevant comminution parameters like the kind of loading, the loading fre-

		Material requirement for selective comminution	
		existing	missing
comminuting machine for selective comminution	suitable	selective comminution	comminution
	unsuitable	comminution	comminution

Fig.15. Relation between material and comminution machine unit requirement for selective comminution

quency, velocity and energy. With the appropriate choice of material and mechanical parameters the material properties of the crushing products can be adjusted, so that they meet the requirements for separation. A targeted adjustment of the comminution machine to the requirements of the selective comminution is often required.

With selective comminution various components can be separated, such as valuable minerals from worthless minerals, ore from surrounding rock or different ore varieties in the deposit. The crack propagation can run in different ways, either through the mineral phases or along the mineral phase boundaries in the ore structure. But this crack propagation is mainly determined by the material itself and can be influenced only slightly by the mechanical factors. Therefore it is of decisive importance in the design of selective crushing. An overview of various possibilities of selective comminution gives Fig. 16.

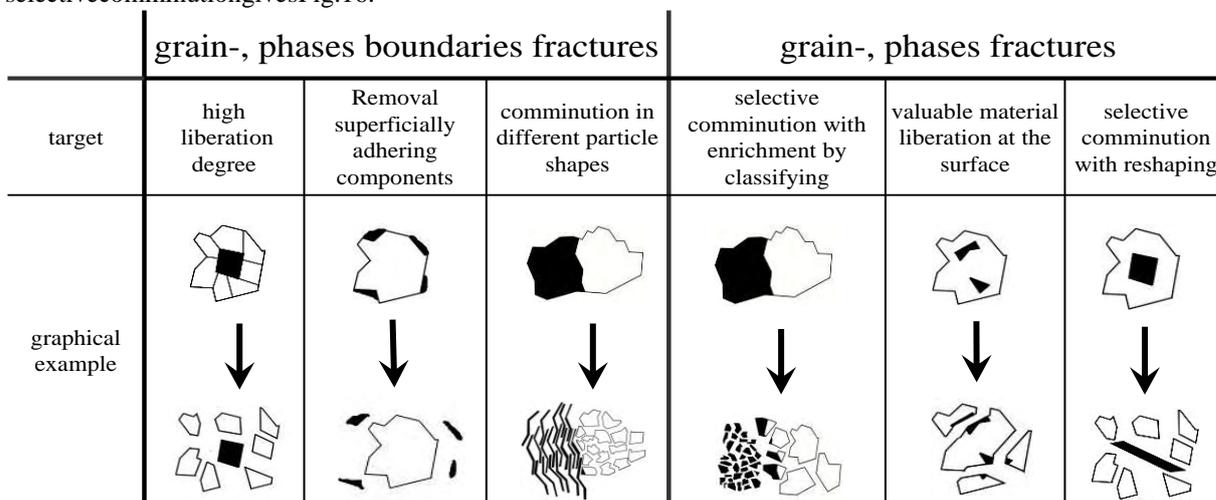


Fig. 16. Examples of applications for the selective comminution

The selective comminution is also a promising method for the treatment of low-grade ores and dumps, because with a comminution and classification step it is a particularly cost-effective technological unit.

#### Example of application for selective comminution

Current studies on the selective comminution are presented for example on a fluorite and barite containing dump material. The selective comminution takes place by impact load. At first the investigations are carried out by a shot apparatus for single particle comminution. Then tests will be carried out on a technical scale with an industrial impact crusher.

The dump is part of the pit 139 at Lauta, Marienberg in the ore mountains, Germany. The host rock of the deposit is gneiss. In it are placed several, 0.2 to 3 meters thick, fluorite and barite containing veins. Some veins contain also silver, cobalt, nickel, copper and uranium ores. Since the 16th century, silver was mined in the deposit. From 1947 an exploratory work and to 1954 the extraction of uranium ores. From 1955 to 1958, the mining has been focused on fluorspar and in this time 47 kt raw spar could be mined on the pit 139. Low-grade ores were tilted on the dump.

The fluorite and barite are coarsely crystalline and exist mostly as pure pieces of ore in the dump material. The host rocks can be divided by visual features into different gneiss varieties. At the beginning of the investigations they were analyzed separately. In addition, quartz pieces were sampled separately as a frequent component of the

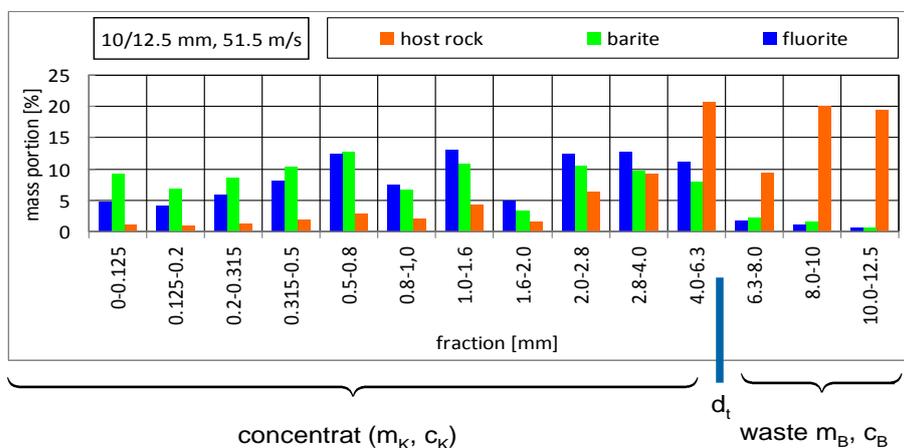


Fig. 17. Particle size distribution the comminution products from barite, fluorite and host rock (initial particle size 10/12.5 mm, impact velocity 55 m / s); separation of fluorite/barite concentrate from host rock by classifying at the separating

experiments. The comminution tests were carried out on a compressed air driven shot apparatus. The individual par-

veins. For the experimental planning, the compressive strength and density of fluorite, barite, quartz, and the gneiss varieties were determined. It is shown that the various gneisses and the quartz have very similar compressive strengths. They are summarized as host rock for the further investigation. Appropriate impact velocities for the experimental procedure could be determined with these material

parameters. Separate samples for different fractions with fluorite, barite and host rocks were produced for the

ticles collide perpendicular on a steel plate to be loaded by impact. Then the comminution products were screened. The mass portions of fluorite, barite and the host rock are shown for the individual fractions in Fig.17.

On the basis of Fig.17 it can be seen that fluorite and barite were significantly more comminuted than the host rock material. A simple classifying can be used to separate the fluorite and barite as valuable materials from the worthless gangue. But fluorite and barite can not be separated from each other by this way. In order to calculate the quality of separation of fluorite/barite from the host rock, the separation degree  $\eta_{ore}$  is used

$$\eta_{ore} = \frac{(c_A - c_B) \cdot (c_K - c_A)}{c_A \cdot (100 - c_A) \cdot (c_K - c_B)} \cdot 100 \quad (1)$$

The valuable material content for fluorite/barite in the feed  $c_A$ , in the concentrate  $c_K$  and in the waste  $c_B$  will be inserted as percentage. The characteristic curves in Fig.18 are the result from calculating  $\eta_{ore}$  for a variable separation cut  $d$ . The curves reach a maximum of about 60%, which corresponds to a very good separation result for a pre-concentration process. For the other investigated fractions it shows a very similar characteristic curve, but with a slightly lower maximum. Best separation results are examined for the minimum fraction 10/12.5 mm at the low and medium impact velocity (17.5 m/s, 35 m/s) and separation cuts at 4, respectively 6.3 mm.

Further experiments were performed on a technical scale at an industrial impact crusher with a vertical shaft. Dump material of the fraction 10/45 mm was used as raw material. The tests were carried out at the same impact velocities as at the shot apparatus. The comminution products were classified and the fluorite and barite contents were determined for each fraction. While the valuable mineral contents are relatively evenly distributed in the raw material, their distribution shows a distinct enrichment in the fine fractions for the comminution products, Fig..

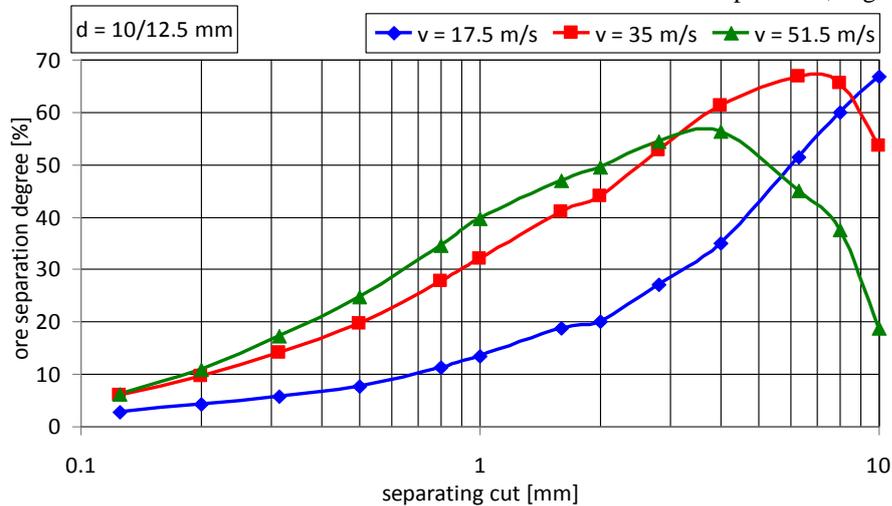


Fig.18. Characteristic curves of the ore separating degree  $\eta_{ore}$  at different impact velocities

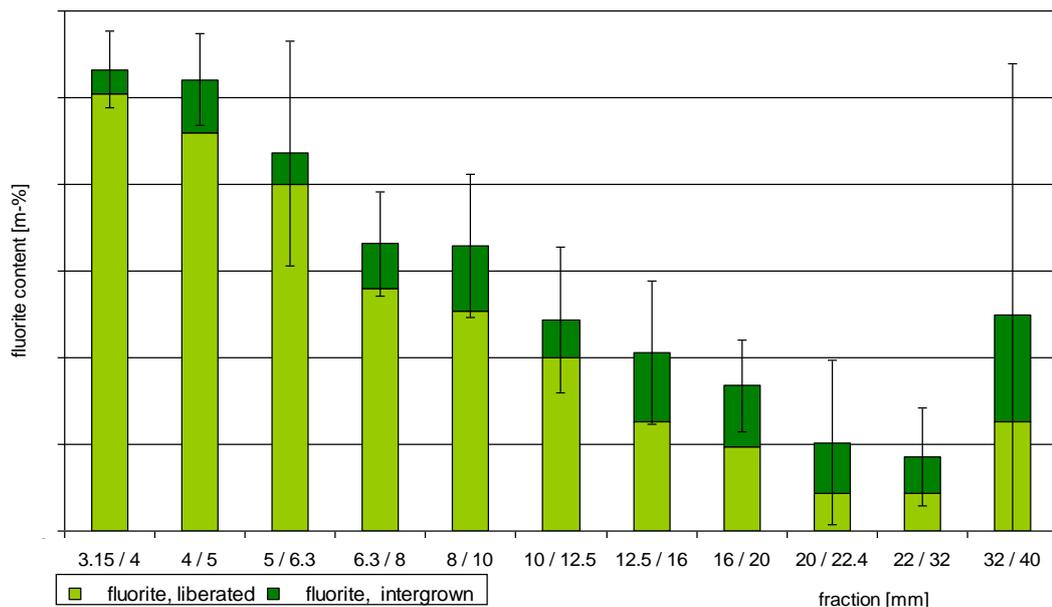


Fig. 5. Valuable material distribution in the fractions of a comminution test on a technical scale (feed fraction 10/45 mm, impact velocity 17,5 m/s)

The lowest velocity results again the best enrichment in the fine fractions. But in the coarser fractions still remains a greater portion of the valuable minerals. The higher portion of fluorite and barite was specifically examined in further studies at the impact crusher. New calculation models for the impact crusher could be created from the results. These calculation models are the basis to a further optimization of the impact crusher for the selective comminution. Other research projects have the same aim to find out the sensitive parameters to optimize other crushers and mills for the selective comminution.

**M. LUBRYKA**

*Association of Mining Engineers and Technicians, Poland*

**J. LUBRYKA**

*KOPEX S.A.- Elgor + Hansen S.A., Poland*

## INNOVATIVE CUTTING AND LOADING HEAD GUŁ-500 MIKRUS FOR EXTRACTION FROM THIN COAL SEAMS BETWEEN HARD ROCK STRATA

The KOPEX capital group has completed the project entitled “Longwall system for coal mining from thin seams” that has led to development of a machinery set that makes up a cohesive longwall system where the components are mutually interdependent and operate under command of a common control system.

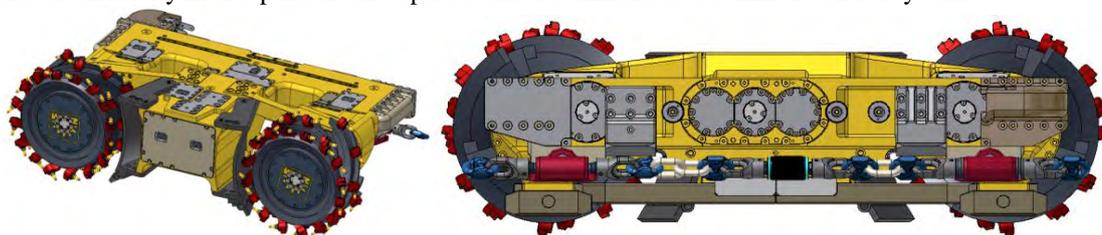


Fig. 1. The GUŁ-500 cutting and loading head, commonly referred to as ‘MIKRUS’

The longwall system is furnished with a cutting and loading head with two cutting drums. The head is driven by means of a chain system and travels on the Armoured Face Conveyor (AFC) down the coal face under canopies of the powered roof support shields. The system enables extraction of coal from thin seams when compression strength of coal may be pretty high and reach as much as 40 MPa and the seam layout is irregular. In spite of harsh geomining conditions, the system makes it possible to reach the cost-effective performance level. The purposefully selected AFC perfectly matches the cutting and loading head and enable smooth traveling of it down the longwall face and adjustment of the head traveling path in the transverse direction. Adjustment (sneaking) of the AFC position with the cutting and loading head sitting on it is carried out by means of dedicated powered roof support units. The entire longwall machinery is supplied and controlled by an integrated system provided with the central control desk installed at the operator workstation located in the haulage roadway.

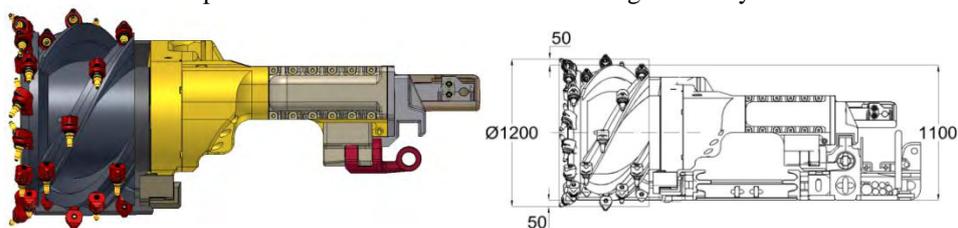


Fig. 2. The cutting drum of the GUŁ-500 cutting and loading head

The major piece of equipment within the low longwall system dedicated to win coal from the coal face is the cutting and loading head. Its uncomplicated design, maximum possible simplification of the driving system for worm-type cutting drums, application of internal lubrication with the system for intense cooling of the transmission gear enable reliable and fully unmanned operation of the head. In addition, special shape of the head combined with loading facilities allow smooth loading of coal onto the AFC at the traveling speed up to 13 m/min. Cutting drums are furnished with an internal spraying system, where water to cutting drums is supplied via hollow shafts of planetary transmission gears. The cutting drums are designed for straightforward webbing, perpendicularly to the direction of the head travel.

The integral part of the cutting and loading head is the traveling mechanism that is located at the goaf side of the device. The cutting and loading head sits on the AFC and is hauled down the coal face by means of chains. At the goaf side the device rests on sliding shoe that is a component of AFC pans, whilst at the face side the loading shoe serves as a support member. During the cutting operation the leading cutting drum with the diameter

corresponding to the compression strength of the coal seam cuts and loads rock onto the AFC and creates some free space in behind for loading ploughs mounted on the body of the head and for the rear cutting drum. The rear cutting drums act as the supplementary device that loads the remnants of rock onto the conveyor. Two driving units along with transmission gears are installed on enclosures of the AFC driving units. The drives of the cutting head incorporate asynchronous AC motors controlled by means of frequency converters that enable automatic adjustment of haulage speed according to loads applied to driving motors of the machine. The pulling strand for the cutting head is a link chain that is threaded on driving sprockets of the haulage stations and attached to dedicated lugs of the cutting and loading head at its both sides.

Table 1

Parameter	Value		
Cutting height	1100 $\div$ 1500 mm		
Length of the productive longwall	260 m		
Longwall dip angle	35 $\epsilon$		
Longwall strike angle	$\square$ 20 $\epsilon$		
Diameter of the cutting drum	100 $\div$ 1600 mm		
Cutting web	0.6 m		
Power voltage	3300 V		
Maximum elevation of the cutting and loading head above the AFC	8500 mm		
Maximum installed power	1433 kW	motor for head operation	500 kW
		haulage motors	2 x 60 kW
		winch motors	13 kW
		AFC driving motors	2 x 200 /400 kW
Haulage force (0 $\div$ 50 Hz)	2 x 320 kN		
Haulage speed of the head	0 $\div$ 27 m/min		
Height of the 'E' profile of the S-850N Armoured face conveyor (AFC)	220 mm		
Total weight of the cutting and loading head	ca. 12 tons		
Powered roof support shields KOPEX-095/17-POz	0.95 $\div$ 1.7 m		
Assumed performance per hour for the coal compression strength of 40 MPa	560 t/h		
Assumed performance per hour for the coal compression strength of 10 MPa	800 t/h		

The carrier of electric cables and water hoses travels in parallel to the machine and is driven by means of a chain tensioning mechanism with a drum controlled by a frequency converter. The guiding mechanism for the carrier is designed for installation inside a dedicated compartment of the AFC whilst the drive for the pulling chain, i.e. the electric motor and the chain winch are to be installed in a gate road. The chain maintains constant pulling force for the carrier of electric cable in order to prevent from looping of cables at reversing points of the head, which is avoided from control of the driving motor by means of a frequency converter.

Experience of the 'Borynia-Zofiówka-Jastrzębie' Hard Coal Mine acquired from coal extraction with use of the longwall system for thin seams incorporating the GUŁ-500 cutting and loading head. The longwall system for extraction of coal from thin seams with use of the GUŁ-500 cutting and loading head was installed at the 'Borynia-Zofiówka-Jastrzębie' Hard Coal Mine, 'Jas-Mos' colliery, the 53a panel within the 505/1 seam.

The extraction was carried out under rules of a test for the prototype system, where one of the test objectives was to acquire information about suitability of the system, its performance and durability. The test results shall be summarized into a comprehensive report. Although only one coal panel has already been extracted, the accomplished results enable preliminary assessment of the machine performance.

Automation of the extraction process enable operation and control of the system from safe locations with no need for the mining personnel to stay directly in the coal face due to simple design of the head and installation of all driving and control equipment in a gate road (the operator workstation is in the main gate of the longwall). Application of a cutting drum instead of a plow head enables mining of rock with substantial compression strength with interleaves of stone. The cutting drum is furnished with milling instruments of worm design that are typical for cutting heads of shearers.

- Substitution of a dragged cable system for power supplying cables and water hoses with a guided system with a cable carrier provided with full control of the cable tension and synchronization of the cable carrier operation

Table 2

Thickness	1.0 m $\div$ 1.6 m
Width	145 m
Length (total advance)	135 m
Dip angle	0 $^\circ$ - 10 $^\circ$
Strike angle	0 $^\circ$ - 10 $^\circ$
Mining system	caving (roof fall)
Compression strength of coal $R_c$	6 $\div$ 13MPa

with the speed of the cutting and loading machine and the location of the machine within the longwall reduces the probability or even eliminates typical defects and failures of cable ropes.

The longwall system for coal extraction from thin seams passed the test period and proved to be a worldwide unique solution that enables cost-efficient and safe mining of coal from thin seams. Innovative solutions applied to the machinery design open new opportunities to extract such seams and maintain really good performance even under harsh geomining conditions. The system also improves safety of the mining personnel and the advanced automation contributes to enhanced occupational comfort of jobs for both system operators and maintenance personnel.

### References

1. Lubryka M. 2007: Aspekty determinujące poszukiwanie możliwości utrzymania wydobycia węgla koksowego w kontekście szczypania się złóż w rejonie miasta Jastrzębie” – *Polityka Energetyczna*, Tom 10, Zeszyt Specjalny 2, PL ISSN 1429-6675. (Determining aspects for seeking opportunities to sustain extraction of coking coal within the region of Jastrzębie town in the context of nearly-exhausted coal reserves, *Energy Policy*, Vol. 10, Special Issue 2, PL ISSN 1429-6675).
2. Lubryka J., Lubryka M. 2009: The study of control software system and visualization for special mining machine. *Международный форум-конкурс молодых ученых. Записки Горного Института. Санкт-Петербургский Государственный Горный Институт. Санкт-Петербург 2009.* (International forum and contest of young scientists. *Annals of the Mining Institute. The State Mining Institute in Sankt Petersburg, 2009*).
3. Lubryka J., Lubryka M. 2008: Opracowanie aplikacyjnego oprogramowania aplikacyjnego układu sterowania i wizualizacji kombajnu górniczego. XXXVI Konferencja Sekcji Cybernetyki w górnictwie – Telekomunikacja i Systemy Bezpieczeństwa w Górnictwie. ATI 2008. Szczyrk 2008. (Development of application software for the control and visualization system of a mining shearer. The 36<sup>th</sup> Conference of the Section ‘Cybernetics in Mining Engineering’ – *Telecommunication and Safety Systems in Mining Engineering, ATI 2008. Szczyrk 2008*).
4. Lubryka M., Czechowski A., Lubryka J., 2008: The study of Control Software System and Visualization for Special Mining Machine. 21<sup>st</sup>WorldMiningCongress&Expo 2008.

**A. SAMELZON, D. OBRACAJ**

*AGH University of Science and Technology, Poland*

## AIR COOLING SYSTEMS IN POLISH COAL MINES

### Abstract

Coal mining in Poland is facing more and more difficult climatic conditions in workplaces every year. In view of the fact that Polish coal mining is performed at great depths, providing proper climatic conditions will be a key factor in the achievement of technical, economic results and safety in workplaces. The paper presents the air cooling solutions in the underground coal mines and the idea of the air cooling of underground excavations. The paper describes the air cooling systems taking into considerations their localization and the agent (coolant) used in the cooling system. It also discusses the prospect and directions of development of the air cooling systems in coal mines.

### Introduction

At the moment most Polish coal mines extract coal at levels deeper than 800 m, which is connected with an increased hazard in climatic conditions. Therefore it is necessary to use high-power cooling machinery.

Keeping climatic conditions on the level required by the Polish regulations is a problem for ventilation specialists, especially when there is high temperature on the surface [1].

The following factors have a direct impact on climatic conditions at work places [4]:

- thermodynamic parameters of inflow air into a mining area,
- properties of rocks surrounding an excavation
- extraction system as well as ventilation system and mined coal transport,
- power and work time of machinery and mechanical equipment,

This paper is going to present air cooling systems in Polish mines and the effectiveness of their work.

### Thermal work conditions in Polish Coal Mines

There are natural and technological sources of heat flux in underground galleries through which air flows. As a result, there is high temperature and high air humidity in galleries lead to a considerable deterioration in climatic conditions. It turns, it results in limiting some functions of a human organism, such as perception, concentration and observation [2].

Thermal work conditions in Polish coal mines are determined by the following parameters [5]:

If air temperature measured by a dry-bulb thermometer does not exceed 28°C and ventilation intensity is greater than 11 wet-Kata degrees - full-time work is allowed.

If air temperature measured by a dry-bulb thermometer ranges from 28 – 33°C or ventilation intensity is

smaller than 11 wet-Kata degrees day work should be shortened to 6 hours.

If temperature exceeds 33°C work is forbidden.

#### **Air-cooling systems in Polish Coal Mines**

If ventilation is not sufficient, it is necessary to use air cooling solutions.

Underground air-cooling systems can be classified according to [2, 3]:

- the place of air cooling,
- constructing and functioning air coolers,
- kind and method for generating a cooling medium,
- method for receiving heat condensation,
- localization of cooling unit or chillers and method for receiving heat condensation.

In Polish underground mining three air-cooling systems are used:

1. Local air-cooling. Non-stationary separate cooling units designed for cooling air in one gallery are used. Such a unit consists of a chiller with a condenser, which is connected by flexible tubes of a cooling medium with an evaporator, which is an air cooler. Condensed heat can either be directly transported by a stream of water cooling a condenser to mining wastes or through water pipes to a water evaporative cooler. Cooling power of such units does not exceed 300 kW [3].

2. Group air-cooling. One or two chillers are used in a parallel system of cooling water. Chillers are most frequently installed near mining areas and condensed heat is released by water evaporative coolers to air flow which does not reach work places. Either one system of group air cooling together with local air cooling in the remaining mining areas or a few decentralized systems of group air cooling can be functioning. Total cooling power of the chillers ranges from 1000 kW to 3000 kW [3].

3. Central air-cooling. Central air-cooling is connected with the location of units receiving condensed heat on the surface and the location of chillers on the surface, underground or both on the surface and underground. Air cooling system consists of low and high water pressure cycles together with underground heat exchanger [4].

Central air-cooling can be implemented in the following variants [5]:

- Central air cooling system with surface ice-maker,
- Central air cooling system with surface chillers and pressure exchanger system underground,
- Central air cooling system with underground chillers,
- Estimation of different solutions.

#### **Comparison of air cooling systems**

Installing air cooling systems of great cooling power is much better than using separate cooling units in local air cooling. The installation cost of 1 kW cooling power in a decentralized air cooling system is about three times smaller than the cost of local air cooling. Central air cooling system with surface or underground chillers is economically reasonable in Polish conditions for cooling power requirement above 4MWc.

When central air cooling systems are designed, special emphasis should be put on the significance and appropriateness of using condensation heat recovery and possibilities of using free-cooling.

The cost-effectiveness and reduction in energy consumption costs during the maximum use of a free-cooling system (with all refrigerating units switched off) in a central air cooling plant on the surface can amount to even about 75% [5].

The introduction of group and central air cooling systems resulted in a considerable improvement in thermal work conditions in Polish coal mines.

#### **Summary**

Increasing ventilation intensity and eliminating heat sources from intake airways are the basic ways of improving thermal work conditions in Polish coal mines.

However, if an increase in air flow rate results in an increase in heat transfer coefficient as well as an increase in heat flux from rock walls, it is necessary to use air cooling systems.

While designing air cooling systems for a mine, it is necessary to conduct a specific technical and economic analysis.

#### **References**

1. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach gorniczych. (Dz. Ust. Nr 139 poz.1169 z dnia 02.09.2002r.) wraz z późniejszymi zmianami (polish regulation & law).
2. Szlajak N., Tor A., Jakubow A. 2006: Methods for temperature control in mines of Jastrzebie Coal Company. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Wyd. PAN IGSM, Krakow (polish book).
3. Szlajak N., Tor A., Jakubow A.: methods for temperature control in mines of Jastrzebie Coal Company. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Wyd. PAN IGSM, Krakow 2006 r. (polish book).
4. Waclawik J., Cygankiewicz J., Knechtel J.: Warunki klimatyczne w kopalniach głębokich. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Wyd. PAN CPPGSMiE, Krakow 1995 r. (polish book).
5. N. Szlajak, D. Obracaj, M. Borowski: Methods for controlling temperature hazard in Polish coal mines, 21st World Mining Congress, Krakow 2008.

## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ПЛАНЕТАРНО-ДИСКОВЫХ ИСПОЛНИТЕЛЬНЫХ ОРГАНОВ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ

На рудниках Старобинского месторождения калийных солей в технологическом процессе по добыче руды камерным способом, а также при проведении подготовительных выработок для очистных комплексов широко применяются проходческо-очистные комбайны «Урал-10А» (Копейский машиностроительный завод, Россия), а также КПО-10,5 (Солигорский институт проблем ресурсосбережения с опытным производством, Беларусь). Комбайн состоит из сдвоенного исполнительного органа планетарного типа, разрушающего забой двумя парами резцовых дисков, верхнего отбойного устройства, оформляющего кровлю выработки и бермового органа с боковыми фрезами и шнеками, служащими для выравнивания почвы и подрезки углов выработки, гусеничного хода, осуществляющего перемещение комбайна на рабочих и маневровых режимах. Общий вид забоя представлен на рисунке 1. Для подбора отбитой руды и передачи ее в транспортные средства служат: шнек, боковые фрезы и конвейер, выполненный в виде рамы комбайна, внутри которого размещена скребковая цепь.

Одним из основных рабочих механизмов комбайна являются две пары резцовых дисков на левом и

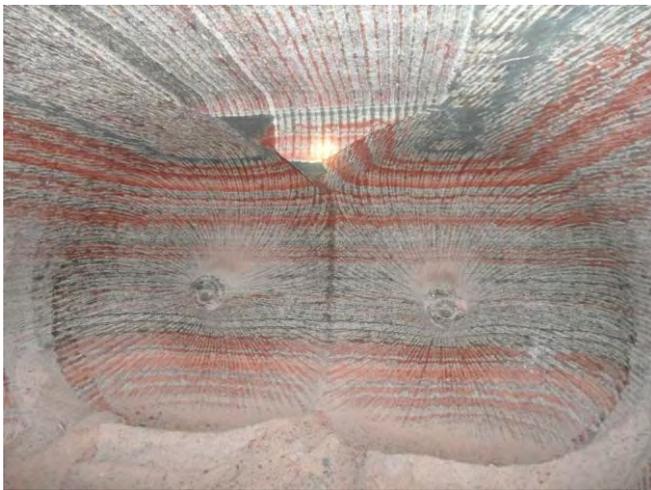


Рис. 1. Поперечное сечение выработки, проходимой комбайном со спаренным планетарно-дисковым исполнительным органом

правом исполнительных органах. Резцы дисков совершают сложное движение, складывающееся из относительного (вращение резцового диска относительно своей оси) и переносного (вращение дисков относительно оси редуктора исполнительного органа) движений. Раздаточные редукторы в рабочем положении взаимно развернуты на  $90^\circ$ , а их вращение синхронизировано приводом переносного вращения. Синхронизация переносного вращения обеих пар резцовых дисков осуществляется за счет жесткой кинематической связи через общий привод переносного вращения. Эффективность их работы в значительной степени зависит от оптимальных режимов их эксплуатации.

С целью повышения эффективности фрезерования горной породы спаренным планетарно-дисковым исполнительным органом проходческо-очистного комбайна с участием авторов разработаны две принципиально новые

схемы.

Первая разработка [1] характеризуется дополнительными режущими, установленными на реждодержателях на кронштейнах рукоятей, которые совершают круговое движение с угловыми скоростями  $\omega_1$ , равными угловым скоростям  $\omega_2$  переносного вращения режущих дисков. Применение дополнительных режущих, закрепленных на кронштейнах, закрепленных на рукоятях с возможностью осуществления опережающего снятия слоя породы по контуру внешних траекторий режущих дисков таким образом, что режущие кромки режущих дисков на реждодержателях располагаются в плоскости, перпендикулярной осям переносного вращения рукоятей с режущими дисками, по контуру внешних траекторий режущих дисков, закрепленных на режущих дисках, обеспечивает более эффективное фрезерование забоя по внешнему контуру выработки.

Во второй схеме [2], в отличие от схем с параллельным расположением осей вращения рукоятей левого и правого исполнительных органов, имеющих место в комбайнах «Урал-10» и «КПО-10,5», предусмотрен угол  $\beta$  «развала» осей вращения левого и правого ИО в переносном движении относительно продольной оси комбайна (относительно вектора скорости подачи  $w_k$  комбайна на забой) в горизонтальной плоскости (рис.2). Это позволяет значительно уменьшить площадь перекрытия зон фрезерования в центральной части забоя и одновременно увеличить интенсивность обработки краевых зон.

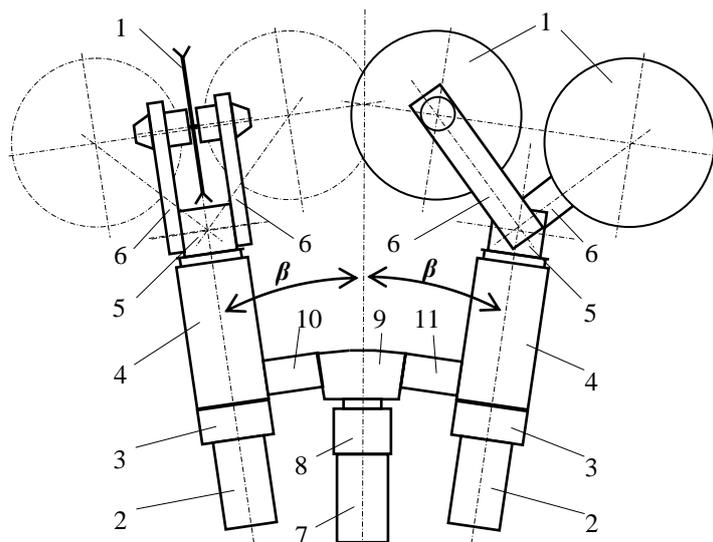


Рис. 2. Принципиальная схема спаренного планетарно-дискового исполнительного органа проходческо-очистного комбайна с непараллельными осями вращения рукоятей

очистного комбайна КПО-10,5 разработан алгоритм расчета траектории резцов планетарно-дискового исполнительного органа с перпендикулярно расположенными осями вращения режущих дисков по отношению к переносным вращениям рукоятей и с учетом угла «развала» левого и правого исполнительных органов, по которому была составлена программа, позволяющая изображать в динамике данные траектории. В качестве исходных параметров выбраны радиусы по линиям реза инструмента и водила, а также отношение угловых скоростей рукояти и режущих дисков.

На рис.3. изображены расчетные траектории четырех зубков, закрепленных на четырех режущих дисках за время поворота рукоятей левого и правого ИО на  $170^\circ$ : а) при параллельном положении осей вращения рукоятей; б) при  $\beta = 30^\circ$ .

В частности, при  $\beta \leq 10^\circ$  обеспечивается фрезерование забоя по всей его площади зубками основного ИО, а также фронтальными фрезами, оформляющими кровлю и формирующими почву выработки. При больших углах ( $10^\circ < \beta \leq 30^\circ$ ) происходит отделение породы в криволинейных секторах, расположенных по вертикальной оси симметрии машины, методом «подрубки», т.е. отделение части породы от массива без сплошного ее фрезерования.

Относительное вращение четырех режущих дисков 1 (см. рис.2) обеспечивается от двух электродвигателей 2 через планетарные передачи 3, внутренние валы в редукторах 4 переносного движения, конические распределительные редукторы 5 и редукторы, расположенные в корпусах рукоятей 6. Переносное вращение рукоятей 6 с режущими дисками 1 левого и правого исполнительных органов происходит от электродвигателя 7 через двухступенчатую планетарную передачу 8, распределительную коническую передачу 9, левую и правую промежуточные цилиндрические передачи 10 и 11 на зубчатые венцы, установленные с помощью кулачковых управляемых муфт на полых валах, соединенных фланцами с корпусами распределительных редукторов 5.

В ходе анализа конструктивных параметров спаренного ИО проходческо-

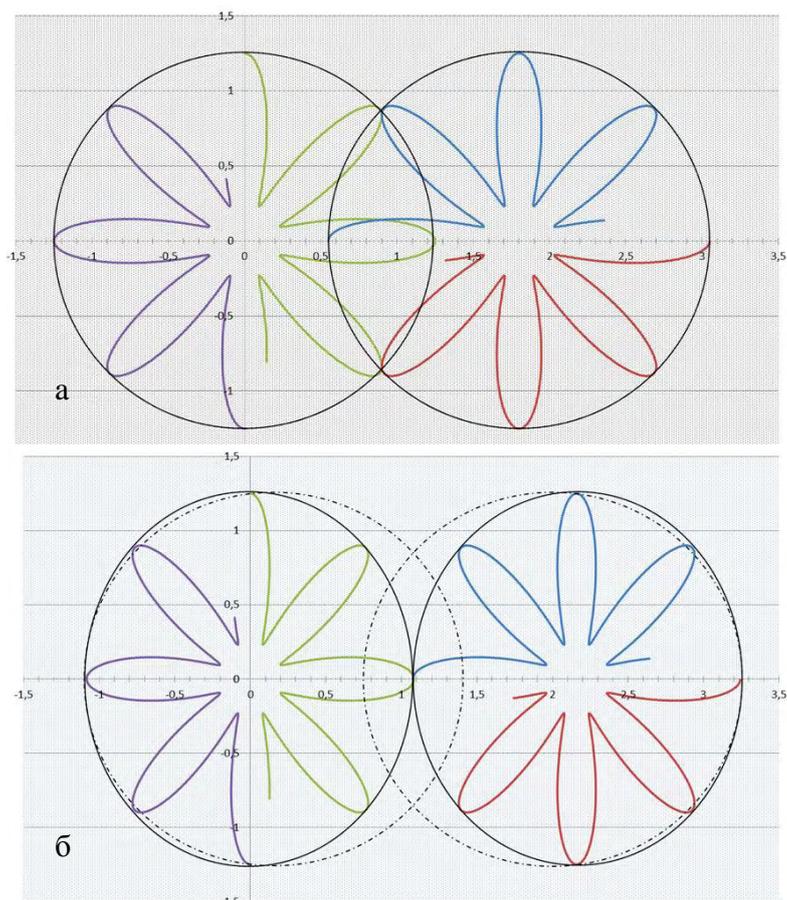


Рисунок 3. Траектории зубков четырех режущих дисков спаренного ИО: а) при параллельном положении осей вращения рукоятей левого и правого планетарных исполнительных органов; б)  $\beta = 30^\circ$

Научный руководитель Басалай Г.А.

## Литература

1. Патент на полезную модель (РБ) № 9284 от 21.12.2012 (МКИ Е 21С 49/00). Планетарный исполнительный орган проходческо-очистного комбайна. Басалай Г.А., Прушак В.Я., Конопляник И.А., Казаченко Г.В., Горноста́й М.С., Степанович В.А.

2. Заявка на изобретение (РБ) № а20131066, МКИ Е 21С 49/00. Планетарный исполнительный орган проходческо-очистного комбайна. Басалай Г.А., Горноста́й М.С. и др.

**А.С. ГРОМАДСКИЙ, В.Д. АФАНАСЬЕВ, Д.И. КУЗЬМЕНКО**  
*ГВУЗ «Криворожский национальный университет», Украина*

## ИНСТРУМЕНТ ДЛЯ БУРЕНИЯ КОМПЕНСАЦИОННЫХ СКВАЖИН

**Проблема и её связь с практическими задачами.** Наибольшую сложность представляет процесс проведения нарезных выработок небольшого сечения (не больше 2,2x2,2 м) на подэтажах при проходке к рудному телу. Объем проведения таких выработок достигает до 70% от общего объема проходческих работ на шахтах Криворожского железорудного бассейна. Сложность проведения нарезных выработок обуславливается специфическими условиями, в которых осуществляется этот процесс. Малый размер свободного пространства выработки, который не позволяет применять мощное буровое оборудование при повышенной крепости пород ( $f=14-20$ ). Соответственно и эффективность взрывных работ в таких условиях относительно невысокая. Величина коэффициента использования шпура не превышает 0,6-0,8. Это имеет серьезные негативные экономические последствия в связи с неэффективным использованием ресурсов на буровзрывных работах.

**Анализ исследований и публикаций.** Проблемой повышения эффективности буровзрывных работ занимались известные ученые в отрасли горных машин и механики бурения [1-4]. В этих работах показано, что одним из наиболее эффективных методов решения проблемы является применение компенсационных шпуров и скважин. Авторами вышеприведенных работ предложено ряд методов и устройств образования компенсационных шпуров. Однако в связи со сложностью этих методов и конструкций устройств, их повышенной стоимостью, а также недостаточной эффективностью эти устройства так и не нашли применения в практике проведения подземных горных выработок в условиях железорудных шахт.

**Постановка задачи.** Целью настоящей работы является обоснование и разработка рациональных конструкций штыревых коронок для образования компенсационных шпуров и увеличения КИШ буровзрывных работ при проведении подэтажных подземных горных выработок в условиях железорудных шахт.

### Изложение материала и результаты.

При нанесении удара по хвостовику штанги, в последней формируется волна деформаций и напряжений. Эта волна при распространении по буровом инструменте формирует продольные волны, которые создают продольное внедрение коронки в горную породу. Поле напряжений в коронках еще более усложняется в результате наличия продувочных каналов и боковых пазов для выноса буровой мелочи.

Исследование известных конструкций корпуса коронок-расширителей КРР (рис. 1 а, б) для бурения компенсационных шпуров (скважин) показывает, что они не достаточно обеспечивают передачу ударного импульса от поршня ударной машины к породе, а так же не обладают необходимой прочностью крепления направляющих устройств при бурении крепких пород. Ввиду малой величины внедрения породоразрушающего твердосплавного вооружения инструмента, основная часть приложенного к коронке ударного импульса поглощается ее корпусом, что обеспечивает небольшую скорость бурения и вызывает зарождение усталостных трещин в наиболее напряженных зонах (место соединения коронки и буровой штанги) и, как следствие, выход инструмента из строя.

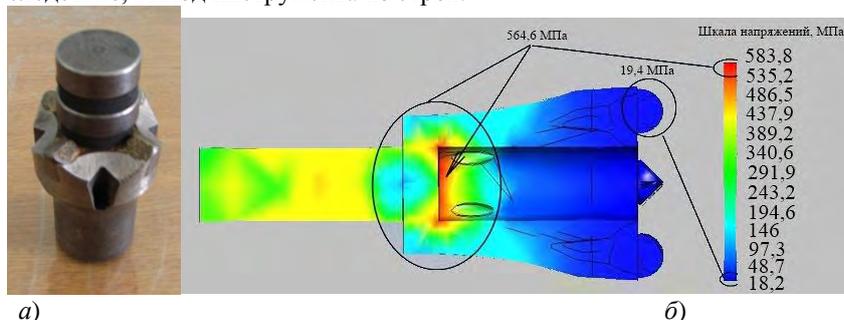


Рис. 1. а) Общий вид коронки КРР; б) Результаты исследований прохождения ударной волны по коронке

Нами было разработана новая конструкция штыревой комбинированных коронки-расширителя, которая обеспечивает формирование компенсационных шпуров в одну стадию (бурение шпуров и их расширение одновременно) рис. 2.

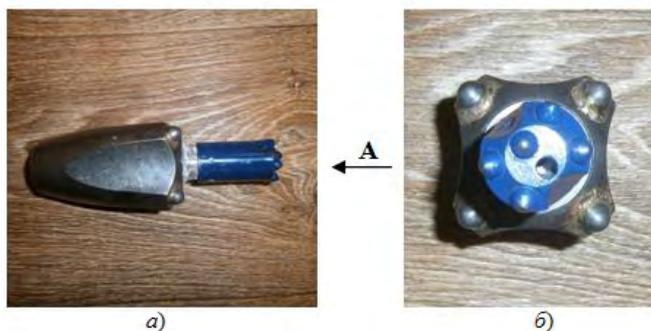


Рис.2. Штыревая комбинированная коронка-расширитель: а) вид с боку; б) вид по стрелке А

рис. 3 видно, что новая коронка обеспечивают лучшую передачу энергии бойка к породоразрушающим штырям, величина напряжений на штырьках составляет 46,86 МПа. В то время как величина напряжений на лезвиях коронки типа КРР составляет порядка 19,42 МПа (рис.1).

Следует отметить, что в коронке типа КРР, рис. 1, присутствует зона перенапряжения корпуса коронки в сопряжении коронки и буровой штанги.

Величина этого напряжения порядка 564,68 МПа. Такая величина напряжения может привести к разрушению корпуса коронки при наличии концентраторов напряжений и микротрещин после термообработки.

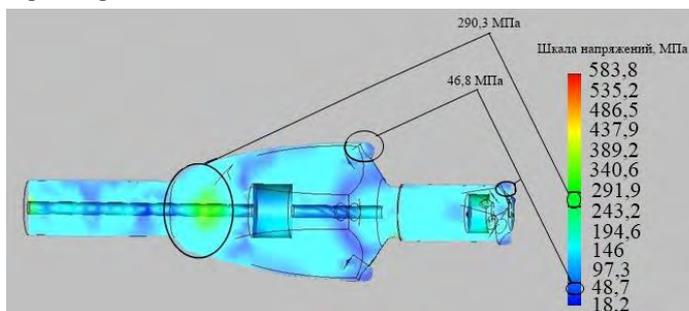


Рис. 3. Результаты исследований прохождения ударной волны по штыревой комбинированной коронке-расширителю

прохождение виброускорения через выше рассматриваемые коронки и на разрушаемую породу.

На рис. 4, 5 представлены значения виброускорения которые возникают в момент удара ударника о хвостовик буровой штанги (1) и виброускорение переданное через буровой инструмент породе (2) в диапазоне частот 2 – 1000 Гц.

Методика определения суммарного значения виброускорения заключается в следующем: полученные значения виброускорения рис. 4, 5 с помощью таблицы соотношения виброускорения в дБ и его значения в  $m/s^2$ , переводим с  $m/s^2$  в дБ, далее находим суммарное значение виброускорения в дБ и соответствующее ему значение в  $m/s^2$ .

На рис. 6, 7 представлены суммарные значения виброускорения которые возникают в момент удара ударника о хвостовик буровой штанги (1) и виброускорение переданное через буровой инструмент породе. Из рисунков видно, что комбинированная коронка-расширитель обеспечивает лучшую передачу виброускорения от ударника к породе, по сравнению с коронкой КРР. На рис. 6, 7 главная величина  $\Delta$ , которая характеризует потери энергии удара в коронках. Чем больше  $\Delta$ , тем значительнее потери.

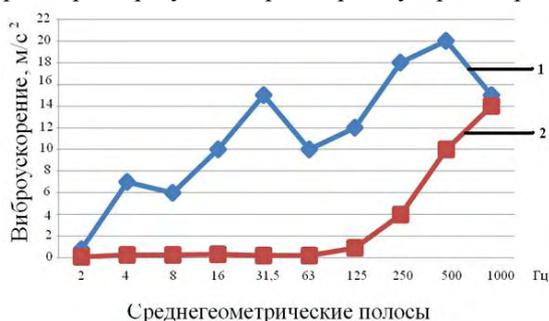


Рис.4. Значения виброускорения,  $m/s^2$  комбинированной коронки-расширителя на: 1 – буровой штанге; 2 – породе

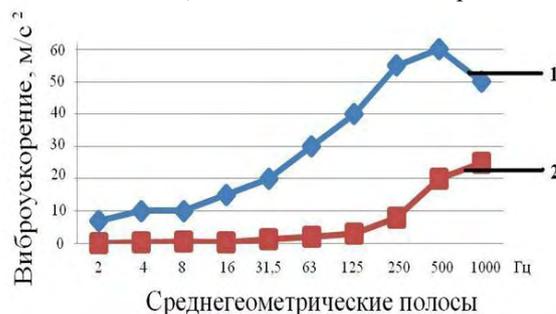


Рис.5. Значения виброускорения,  $m/s^2$  коронки-расширителя КРР на: 1 – буровой штанге; 2 – породе

Для исследования напряжений в элементах корпуса коронки нами выполнено виртуальное компьютерное моделирование с использованием пакета COSMOSWorks. Пакет COSMOSWorks основан на использовании метода конечных элементов. Все расчетные схемы коронок были построены в среде SolidWorks с учетом требований, выдвигаемых пакетом COSMOSWorks. На рис.1, 3 показаны результаты моделирования (для наглядности продольные разрезы коронок).

На рис. 1, 3, характерные зоны напряжений в корпусе коронки и соответствующие им зоны на шкалах напряжений выделены круговыми линиями. Из

Коронки с повышенными напряжениями на штырьках, рис. 3, теоретически обеспечивают повышенную эффективность разрушения горной породы пропорционально отношению напряжений на штырьках, по сравнению с коронками, рис. 1, с меньшими напряжениями на штырьках, в которых разрушение породы осуществляется только за счет бокового скалывания.

Для подтверждения результатов компьютерного моделирования прохождения ударного импульса через буровой инструмент были проведены лабораторные исследования

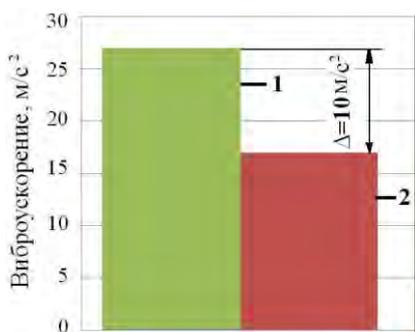


Рис.6. Суммарное значения виброускорения, м/с<sup>2</sup> комбинированной коронки-расширителя на: 1 – буровой штанге; 2 – породе

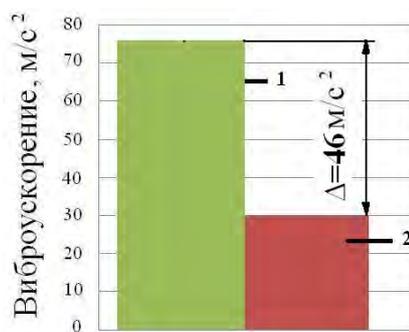


Рис.7. Суммарное значения виброускорения, м/с<sup>2</sup> коронки-расширителя КРР на: 1 – буровой штанге; 2 – породе

Это подтверждается рис. 8, на котором показано процентное соотношение передачи виброускорения коронкой КРР и комбинированной коронкой-расширителем. Из рисунка видно, что комбинированная коронка-расширитель обеспечивает передачу виброускорения на породу в размере 63% от начальной величины виброускорения которое было в момент удара по хвостовике буровой штанги, в то время как коронка-расширитель КРР обеспечивает передачу виброускорения в размере 39,37% от начальной величины.

Для подтверждения результатов аналитических исследований были проведены сравнительные эксперименты при бурении шпуров экспериментальной коронкой и коронкой-расширителем КРР.

На рис. 9, показано сравнение скорости бурения экспериментальной и серийной коронок, полученной в результате лабораторных экспериментов. На рис. 10 представлены зависимость затрат времени на бурение шпура глубиной 1,5 м.

При этом бурение комбинированной коронкой осуществлялось в монолите гранитной породы, а бурение коронкой КРР осуществлялось в предварительно пробуренном шпуре Ø40 мм. Поэтому если учитывать время и энергозатраты на бурение подготовительного шпура, то эффективность новой коронки будет еще выше.

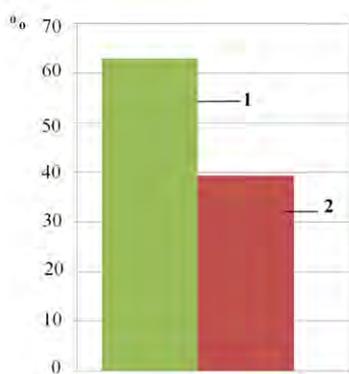


Рис. 8. Процентное соотношение передачи виброускорения: 1 – комбинированной коронки-расширителя; 2 – коронки-расширителя КРР

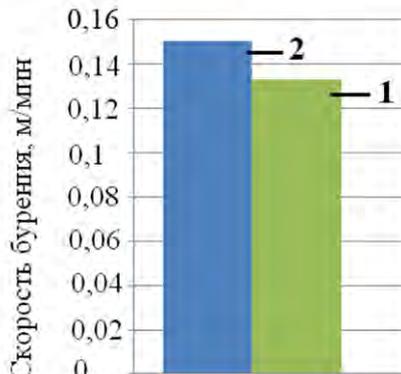


Рис. 9. Скорость бурения: 1 – экспериментальная коронка; 2 – коронка-расширитель КРР

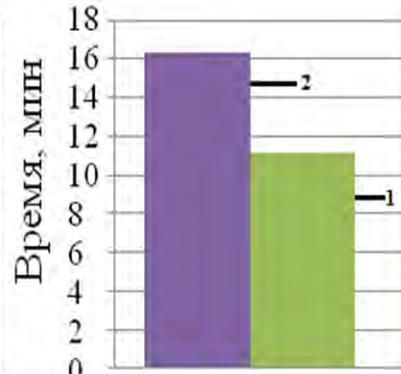


Рис. 10. Затраты времени на бурение: 1 – экспериментальная коронка; 2 – коронка-расширитель КРР

В результате проведенных экспериментов установлено следующее:

1. Комбинированная коронка-расширитель обеспечивает передачу виброускорения на породу в размере 63% от начальной величины виброускорения которое было в момент удара по хвостовике буровой штанги. В то время как коронка-расширитель КРР обеспечивает передачу виброускорения в размере 39,37% от начальной величины;

2. В ходе лабораторных экспериментов, подтверждены результаты аналитических исследований о влиянии геометрических параметров корпуса коронки на процесс передачи ударной волны от поршня-ударника к породоразрушающим элементам;

3. В ходе сравнительного бурения шпуров в лабораторных условиях экспериментальной коронкой и коронкой-расширителем КРР установлено, что скорость бурения коронок экспериментальной комбинированной коронки-расширителя повышается. Она равна 0,133 м/мин, коронки-расширителя КРР – 0,15 м/мин, рис. 9.

4. Несмотря на то, что скорость бурения коронки-расширителя КРР больше, затраты времени на формирование шпура глубиной 1,5 м в 1,45 раза больше по сравнению с экспериментальной

комбинированной коронкой-расширителем.

**Выводы:**

1. Одним из наиболее эффективных путей повышения буровзрывных работ при перфораторном бурении есть применение компенсационных шпуров.
2. Применением равных сечений в местах соединений между коронкой и штангой можно добиться максимальной передачи энергии прямого импульса из буровой штанги на породоразрушающие элементы коронки.
3. Разработана новая конструкция штыревой комбинированной коронки – расширителя, которая обеспечивает формирование компенсационных шпуров в одну стадию (бурение шпуров и их расширение одновременно).
4. Конструкция коронки разработана таким образом, что обеспечивает максимальную передачу ударного импульса от поршня-ударника к породоразрушающим штырям, а также равномерное распределение напряжений по корпусу коронки, при этом обеспечивается повышенное продольное внедрение коронки, необходимое для разрушения породы.

**Литература**

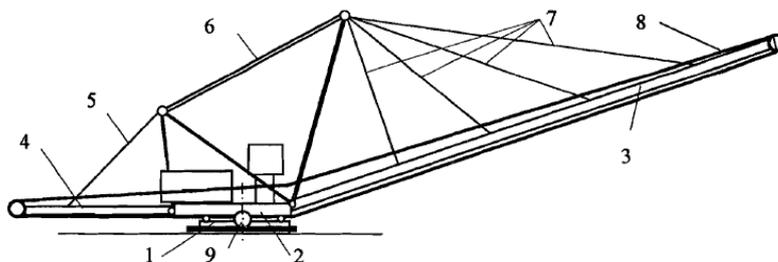
1. Алимов О. Д. Исследование процессов разрушения горных пород при бурении шпуров. Изд-во Томского университета, Томск, 1960.
2. Арцимович Г.В. Исследование и разработка породоразрушающего инструмента для бурения. Изд-во “НАУКА”. Сибирское отделение, Новосибирск – 1978.
3. Остроушко И. А. Разрушение горных пород при бурении. Госгеолиз-дат, М., 1952.
4. Царицын В. В. Бурение горных пород. Гостехиздат, К., 1959.
5. Иванов К.И. Прохождение ударных импульсов через буровой инструмент. Горный породоразрушающий инструмент (Сборник статей), К., 1966.

**В.А. ЕФИМОВИЧ, Г.А. СКУРАТОВ**

*Белорусский национальный технический университет, Минск*

## **ПОВЫШЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ШАГАЮЩИХ ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЕЙ ЭКСКАВАТОРОВ ПРИ ПЕРЕДВИЖЕНИИ**

На предприятиях горноперерабатывающей промышленности для добычи полезных ископаемых открытым способом и складирования отходов широко используются полноповоротные одноковшовые экскаваторы и отвалообразователи на шагающих движителях [1, 2]. Эти машины представляют собой сложные и массивные электромеханические системы, проектирование и расчет которых в большинстве случаев базируется на исследовании и решении уравнений их движения. Уравнения движения в зависимости от задач исследований и расчетов могут быть составлены различными способами и в различных формах [3]. В настоящей работе рассматривается и исследуется равновесие базы машин при передвижении. При составлении уравнений движения и равновесия подобные машины (рисунки 1 и 2) рассматриваем как динамические системы, состоящие из следующих частей: база (абсолютно жесткое тело); поворотная платформа (абсолютно жесткое тело); механизмы, установленные на поворотной платформе; стрела; канаты, ванты (элементы, связывающие между собой основные части). За основную часть системы выбрана база, а движение остальных частей рассмотрено относительно нее.

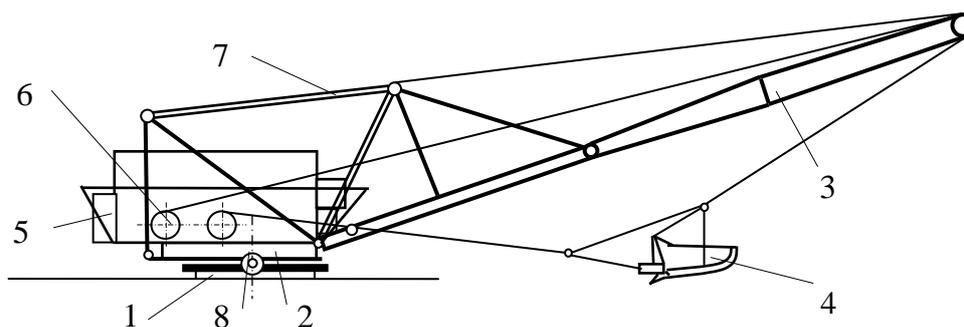


- 1 - база; 2 - поворотная платформа; 3 - отвальная консоль; 4 - приемная консоль;  
5 - подвес приемной консоли; 6 - подвес стрелы (отвальной консоли); 7 - ванты стрелы;  
8 - конвейер; 9 - механизм шагания

Рис. 1. Схема отвалообразователя

Опорная база воспринимает все нагрузки, действующие на машину, и передает их на опорную поверхность. При стационарном режиме эти нагрузки включают силы тяжести, ветровую нагрузку, а также

нагрузки, возникающие вследствие разрушения и перемещения горной массы, находящейся на конвейере или в ковше.



1 – база; 2 – поворотная платформа; 3 – стрела; 4 – ковш (драглайн); 5 – противовес; 6 – тяговые лебедки; 7 – подвес стрелы; 8 – механизм шагания

Рис. 2. Схема одноковшового экскаватора

На ОАО «Беларуськалий» применяются два типа шагающих отвалообразователей ОШ–110, ОШ–75. В 2011 году введен в действие ОСШ–102, разработанный на базе ОШ–75 Солигорским институтом проблем ресурсосбережения с опытным производством (СИПР). Отвалообразователи предназначены для образования солеотвалов из отходов (пустой породы) после переработки добытой из шахт руды на обогатительных фабриках.

Одноковшовые экскаваторы представлены в виде драглайнов НКМЗ (Россия), ЭШ (Украина) и МЗШ (Беларусь) с длиной стрелы до 75 м и емкостью ковша 6 м<sup>3</sup>, используемых на предприятиях ОАО «Нерудпром» при разработке месторождений нерудных полезных ископаемых открытым (карьерным) способом.

При работе машина опирается на основание (базу), а лыжи механизма шагания приподняты над грунтом. Во всех моделях машин используются кривошипно-кулисные или эксцентриковые (кулачковые) механизмы шагания. Они имеют один общий привод на два бортовых механизма для синхронного приведения в движение ног с лыжами.

На реальных конструкциях шагающих отвалообразователей и экскаваторов процесс переноса базы во время шагания осуществляется плавно в течение времени (12÷20 с), значительно превосходящем низкий период собственных колебаний конструкции этих машин. Поэтому в основном только импульсные скорости, приобретаемые элементами конструкции в моменты подъема и посадки, как показывают соответствующие расчеты и экспериментальные исследования [1], вызывают колебания в вертикальной продольной плоскости, следовательно, и динамические нагрузки в элементах несущих конструкций.

При определенных технологических и сезонных условиях происходят нештатные процессы, в частности, повышенная деформация опорного основания породы, которые приводят к предельным кренам машин (рис. 3), что требует проверки запаса устойчивости на моделях и принятия мер по модернизации механизмов шагания. Одним из решений данной проблемы может послужить увеличение клиренса или высоты отрыва опорной базы от поверхности почвы. Данная мера поможет предотвратить «зарывание» опорной рамы в грунт, что чаще всего и наблюдается при перемещении шагающих экскаваторов при разработке карьеров ОАО «Красносельскстройматериалы».



Рис. 3. Предельный крен шагающего экскаватора в результате неравномерной деформации влажной породы в весенний период

Шагание происходит за несколько характерных фаз поворота ведущего звена, т. е. кривошипа. В исходном положении горная машина опирается на круговую базу, а опорные лыжи удерживаются в

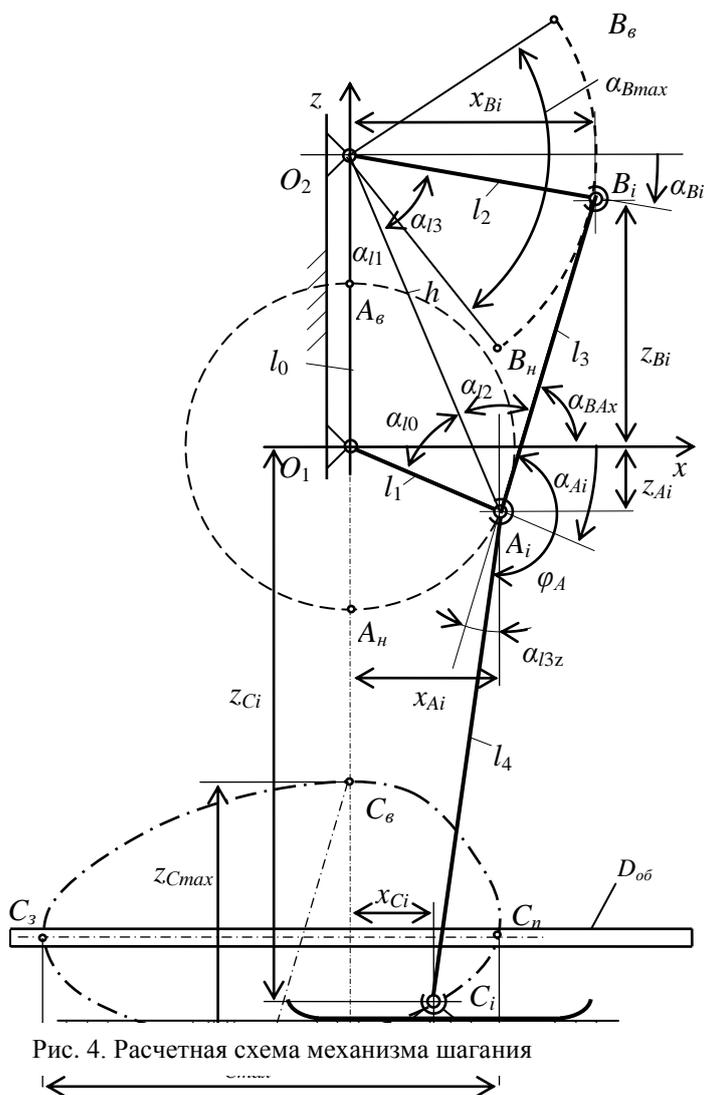


Рис. 4. Расчетная схема механизма шагания

траектории.

Исходные данные. Плоская система координат  $O_1xz$  расположена в продольной плоскости машины с центром  $O_1$ , совмещенным с осью вращения кривошипа  $O_1A$ . Направление вращения кривошипа  $O_1A$  с угловой скоростью  $\omega_A$  – по часовой стрелке.

$l_0 = O_1O_2$ ,  $l_1 = O_1A$ ,  $l_2 = O_2B$ ,  $l_3 = AB$ ,  $l_4 = AC$ ,  $\varphi_A = \angle BAC$

Расчетные формулы:

(·)A – шарнир соединения «ноги» BAC к кривошипу  $O_1A$

$$\begin{cases} x_{Ai} = -l_1 \cdot \cos \alpha_{Ai} \\ z_{Ai} = -l_1 \cdot \sin \alpha_{Ai} \end{cases}$$

где  $\alpha_{Ai} = \omega_A \cdot t_i$ .

(·)B – шарнир крепления «ноги» BAC к кулисе  $O_2B$

$$\begin{cases} x_{Bi} = l_2 \cdot \cos \alpha_{Bi} \\ z_{Bi} = l_0 - l_2 \cdot \sin \alpha_{Bi} \end{cases}$$

где  $\alpha_{Bi} = 90^\circ - (\alpha_{l1} + \alpha_{l3})$ .

(·)C – шарнир крепления лыжи к «ноге»

подвешенном состоянии. Перед началом передвижения машины надстройка с исполнительными органами поворачивается в направлении движения. Следует обратить внимание, что отвалообразователи шагают в направлении на отвальную консоль конвейера, а одноковшовые экскаваторы-драглайны передвигаются в противоположном направлении, т.е. от стрелы с ковшом. После этого включается привод механизма шагания. В результате синхронного поворота кривошипов левого и правого механизмов лыжи подаются вперед и одновременно опускаются до касания с опорной поверхностью. В этот момент нагрузка от массы машины переносится от опорной базы на лыжи. При этом одновременно машина приобретает продольный крен и опирается на третью «точку», расположенную в отвалообразователях на приемной консоли в зоне загрузочного бункера, а у экскаваторов – на переднюю кромку (в виде сегмента) опорного круга. После подталкивания машины относительно лыж на один шаг она опускается на круговую базу.

В ходе анализа конструктивных параметров механизмов шагания отвалообразователя и экскаватора авторами разработан алгоритм расчета траектории характерных шарниров и составлена программа, позволяющая изображать в динамике данные

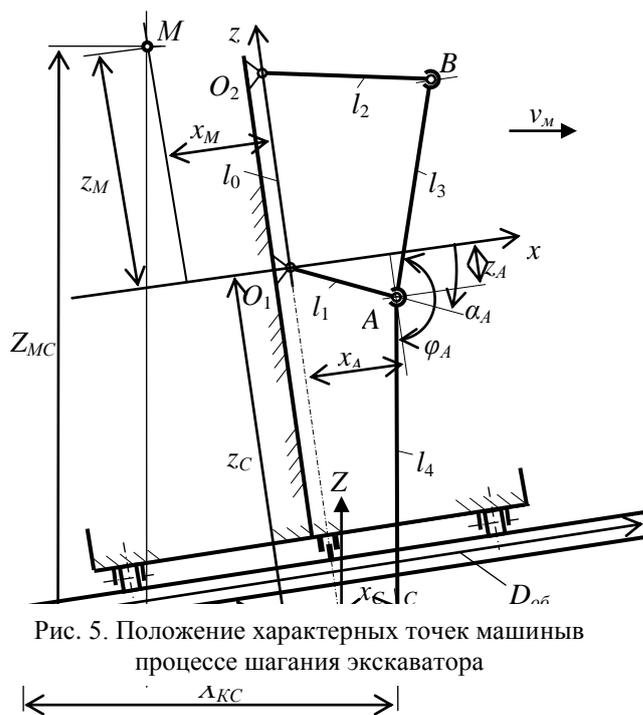


Рис. 5. Положение характерных точек машин в процессе шагания экскаватора

$$\begin{cases} x_{Ci} = l_1 \cdot \cos \alpha_1 - l_4 \cdot \sin \alpha_{Cz} \\ z_{Ci} = -l_1 \cdot \sin \alpha_1 - l_4 \cdot \cos \alpha_{Cz} \end{cases},$$

По данным уравнениям построены траектории характерных точек А, В и С механизма (Рис.4) в системе подвижных координат  $Oxz$ .

Для анализа продольной устойчивости экскаватора во время шагания разработана модель в системе неподвижных координат  $OXZ$  с началом в точке  $O$ , совпадающей с центром опорной базы диаметром  $D_{об}$  (рис.5). В данной модели учитывается продольный угол  $\beta$  крена, а ключевой точкой  $M$  является центр масс машины.

**Выводы.** В работе проведен патентно-информационный обзор и анализ шагающих отвалообразователей и одноковшовых экскаваторов, применяемых на разрабатываемых месторождениях Республики Беларусь. Особенности использования машин в производственных условиях изучены авторами во время прохождения практик. Исследования механизмов шагания проведены авторами совместно с ведущими специалистами СИПР, в цехах которого освоен выпуск шагающих отвалообразователей и драглайнов, а в конструкторском бюро ведутся работы по модернизации машин. Рассмотренные в работе вопросы позволяют разрабатывать достаточно подробные модели машин на шагающих движителях, модернизировать конструкции их опорных баз и механизмов шагания, обеспечивая требуемую устойчивость как в статическом положении, так и во время передвижения.

*Научные руководители: Басалай Г.А. и Казаченко Г.В.*

### Литература

1. Волков Д.П. Динамика и прочность многоковшовых экскаваторов и отвалообразователей / Д.П. Волков, В.А. Черкасов. - М.: Машиностроение, 1969. - 408 с.
2. Падерни Р.Ю. Горные машины / Р.Ю. Падерни. - М.: Недра, 1980. - 390 с.
3. Казаченко Г.В. Определение пространственной ориентации горных машин / Г.В. Казаченко // Горная механика. - 2007. - № 4. - С. 85-89.

**Н.Н. ЗАБЛОДСКИЙ, И.В. ФЕТИСОВ**

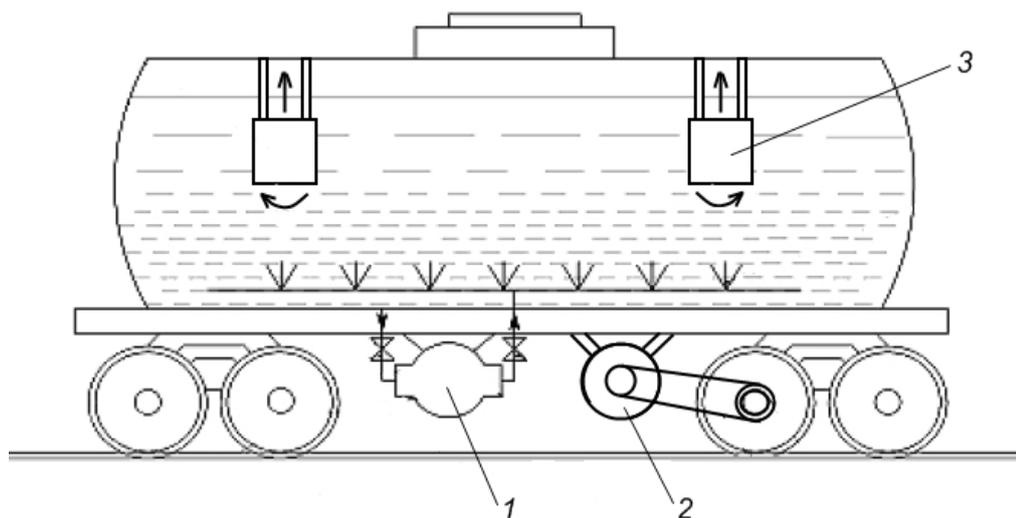
*Донбасский государственный технический университет, Украина*

## ПОЛИФУНКЦИОНАЛЬНЫЕ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛИ В ТЕХНОЛОГИЯХ СОХРАНЕНИЯ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ВЯЗКИХ НЕФТЕПРОДУКТОВ ПРИ ТРАНСПОРТИРОВКЕ

На сегодняшний день существует множество комплексов и технологий разогрева и слива вязких нефтепродуктов из железнодорожных цистерн. Практически все они значительно снижают коммерческую ценность топлива, делая переливку тяжелых нефтепродуктов экономически нецелесообразной.

Разумной альтернативой существующим комплексам и технологиям разогрева и слива вязких нефтепродуктов из железнодорожных цистерн становятся технологии на базе полифункциональных электромеханических преобразователей, предусматривающих эффективное использование диссипативной составляющей энергии, структурную, функциональную и тепловую интеграцию [1]. Предложенная технология сохранения реологических свойств вязких нефтепродуктов при транспортировке в железнодорожных цистернах (рисунок 1) предусматривает преобразование кинетической энергии поезда в периоды его торможения в тепловую и гидромеханическую энергию, нагрев, интенсивное перемешивание и кавитационную обработку нефтепродукта в рабочей полости гидродинамического устройства. Подача нефтепродукта под давлением в полость цистерны и его принудительный конвективный теплообмен происходит с помощью смесителя. Дополнительно в средних и верхних частях полости цистерны осуществляется нагрев и перемешивание нефтепродукта за счет механической и диссипативных составляющих энергии погружных электротепломеханических преобразователей.

Кинетическая энергия поезда при торможении превращается в электрическую энергию в генераторе трехфазного тока, а в качестве гидродинамического устройства использован электрический резонансный насос-теплогенератор (РНТ), конструкция которого представлена на рисунке 2. В РНТ используется конструкция полого перфорированного ротора (ППР), который одновременно выполняет функции ротора асинхронного двигателя, насоса, нагревателя и кавитационной камеры. При этом ротор охлаждается рабочей жидкостью, которая за цикл прохождения через аппарат подогревается за счет кавитационных процессов, основных электрических и магнитных потерь в роторе и статоре, а также внутреннего трения жидкости при гидродинамических перемещениях. Все это приводит к значительной интенсификации процесса генерации тепла и повышению коэффициента полезного действия устройства.



1 – резонансный насос-теплогенератор; 2 – электрогенератор; 3 – погружной электротепломеханический преобразователь.

Рис. 1. Оборудование железнодорожной цистерны, обеспечивающее сохранение реологических свойств вязких нефтепродуктов при транспортировке

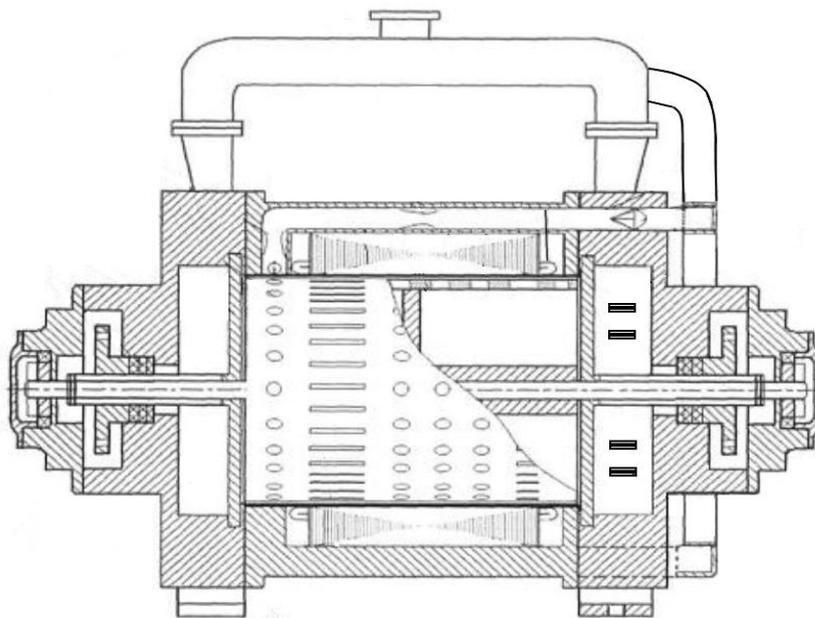


Рис. 2. Конструкция резонансного насоса-теплогенератора

Одним из важных вопросов проектирования РНТ является оценка величины активного сопротивления ППР, которое играет первостепенную роль в формировании его выходных характеристик и свойств. Активное сопротивление ППР определялось с помощью трехмерной конечно-элементной модели, разработанной в программе Comsol Multiphysics 3.5a и представленной в работе [2]. Значения сопротивления для различных значений скольжения (выраженного через частоту токов в пазах статора) получены по результатам решения уравнений квазистационарного электромагнитного поля, исходя из величины мощности резистивных потерь  $Q_r$  и квадрата полного тока ротора  $I_\Sigma$ . Результаты расчета зависимости  $r_e = f(s)$  для сплошного ротора показали хорошее согласование с ранее установленными зависимостями [3]. Зависимости  $r_e = f(s)$ , полученные для сплошного ферромагнитного ротора, а также для полюх ферромагнитных роторов с различной толщиной стенки свидетельствуют о том, что при толщине стенки цилиндра 10 мм активное волновое сопротивление ротора на участке  $s = 1 \dots 0,7$  незначительно превышает сопротивление сплошного ротора. При дальнейшем увеличении скорости сопротивление полого ротора снижается менее интенсивно, что связано с невозможностью дальнейшего увеличения токопроводящего слоя. В результате, зависимость  $r_e = f(s)$  приобретает почти линейный характер. С уменьшением толщины стенки ротора соответствующая зависимость  $r_e = f(s)$  проходит выше и становится более полой. Так, активное волновое сопротивление полого ротора с толщиной стенки 3,5 мм, мало зависит от скольжения и, при  $s = 1$  в 1,75 раза превышает активное сопротивление сплошного ротора. В этом случае, толщина слоя в котором протекают вихревые токи, равна толщине стенки цилиндра практически во всем диапазоне

изменения скольжения.

Введение перфораций ротора приводит к перемещению зависимости  $r_e = f(s)$  параллельно вверх. При этом основное влияние на величину активного сопротивления оказывает коэффициент перфорации ротора  $k_{перф}$  – отношение суммарной площади перфораций к площади наружной поверхности аналогичного гладкого ротора.

Зависимости  $r_e = f(s)$  для роторов с прямыми рядами, одинаковым диаметром отверстий, но различным количеством рядов и числом отверстий в ряду, проходят параллельно одна другой. При этом значения  $k_{перф}$  практически равны (0,035 и 0,037), а разница в сравнении с сопротивлением гладкого ротора составляет  $\approx 3...4\%$ . Зависимость  $r_e = f(s)$ , полученная для ротора, имеющего скос рядов отверстий  $\alpha = 30^\circ$  и  $k_{перф} = 0,063$  свидетельствует о превышении сопротивления по сравнению с гладким ротором на  $7...9\%$ .

Полагаясь на анализ полученных результатов, для расчета активного волнового сопротивления ППР может быть рекомендовано следующее выражение:

$$r_{\hat{a}\hat{r}} = r_{\hat{a}\hat{a}} \cdot (1 - k_{\hat{a}\hat{d}\hat{o}})^{-1}, \quad (1)$$

где  $r_{\hat{a}\hat{r}}$  – активное волновое сопротивление полого гладкого ротора;  $k_{\hat{a}\hat{d}\hat{o}}$  – коэффициент перфорации ротора. Активное сопротивление полого ферромагнитного (гладкого) ротора с хорошей точностью определяется по выражению, приведенному в [4]. Формула (1) дает весьма удовлетворительные результаты для различных типов схем перфорации с равномерным расположением отверстий в диапазоне изменения  $k_{перф} = 0,02...0,4$ . Непосредственное влияние типа схемы перфорации ротора на активное сопротивление ротора проявляется при явно неравномерном расположении отверстий и затрудняет использование формулы (1).

В результате проведенных численных исследований установлены зависимости активного волнового сопротивления от скольжения для полого гладкого и перфорированного ротора при различных значениях конструктивных параметров. Предложено выражение для определения активного волнового сопротивления полого перфорированного ротора.

#### Литература

1. Заблодский Н.Н. Полифункциональные электромеханические преобразователи технологического назначения. – Монография. – Алчевск: ДонГТУ. – 2008. – 296 с.
2. Заблодский Н.Н. Численное моделирование электромагнитных полей в полифункциональных электромеханических преобразователях с полым перфорированным ротором / Н.Н. Заблодский, М.А. Филатов, В.Ю. Грицюк // *Електротехніка і Електромеханіка*. – 2012. – № 1. – С. 25–27.
3. Куцевалов В.И. Вопросы теории и расчета асинхронных машин с массивными роторами / В.И. Куцевалов. – М. – Л.: Энергия, 1966. – 302 с.
4. Лопухина Е.М. Асинхронные микромашины с полым ротором / Е.М. Лопухина, Г.С. Сомихина. – М.: Энергия. – 1967. – 488 с.

**Ю.П. КАЛИНИЧЕНКО, П.С. ТЕРЕЗИЮК**

*Криворожский национальный университет, Украина*

## **ВЛИЯНИЕ КОНСТРУКЦИИ НАТЯЖНОЙ СТАНЦИИ НА ДИНАМИЧЕСКУЮ НАГРУЗКУ ЛЕНТЫ КОНВЕЙЕРА**

**Актуальность проблемы и ее связь с научными и практическими задачами.** Открытый способ добычи полезных ископаемых по анализу горнодобывающей промышленности Украины, России, Казахстана и др. стран является более предпочтительным, на его долю приходится 73% от общего объема добычи в мире [1]. Наиболее перспективной, при открытой разработке полезных ископаемых, является циклично-поточная технология ЦПТ. Применение данной технологии обеспечивает повышение безопасности и экономической эффективности открытых горных работ [2]. Внедрение ЦПТ позволяет снизить себестоимость транспортирования горной массы на 30-40%, и поднять продуктивность в 1,4-2 раза.

Актуальной задачей на сегодняшний день для горнодобывающих предприятий является увеличение эффективности работы ленточного конвейера, как одного из основных частей ЦПТ. Лента самый дорогостоящий элемент конвейера. Износившееся или поврежденная лента в результате эксплуатации приводит к остановке всей линии. На ремонт или замену участка ленты тратится большое количество денежных средств, и времени (чел/час). Увеличение срока службы ленты, межремонтного цикла, и уменьшение воздействий факторов, приводящих к резкой потере лентой своих свойств – основная задача предприятий.

Воздействие высоких динамических нагрузок приводит к срыву верхней обкладки, пробоям каркаса ленты, порезам, задирам, отслоениям. Действенным методом уменьшения числа отказов и повышения срока службы ленты, это уменьшение действующей на нее динамической нагрузки. [3].

**Постановка задачи.** Во время работы, лента воспринимает большую динамическую нагрузку [4]. Динамическая нагрузка создается тяговым усилием приводного барабана, при прохождении рабочей ветки с грузом по роликам, от усилия натяжения создаваемого натяжной станцией и передаваемого через натяжной барабан.

Совместно упругая деформация ленты и масса натяжного груза приводят к пагубному перемещению основного груза по высоте. На больших конвейерах амплитуда колебания основного груза достигает нескольких метров, за короткие промежутки времени. При попадании в зону растяжения-сжатия, вблизи натяжного барабана, поврежденного участка ленты, упругая деформация переходит в пластичную. Это приводит к порывам каркаса, или его отдельных элементов, образованию трещин по поверхности обкладок, что комплексно снижает рабочий ресурс ленты.

С целью увеличения срока службы ленты конвейера, уменьшению затрат на ее эксплуатацию, необходимо проведения исследования влияния конструкции натяжной станции на динамическую нагрузку ленты конвейера.

**Изложение основных материалов статьи и результаты.** В условиях лаборатории ГВУЗ «КНУ» для проведения опытов и изучения влияния различных конструкций натяжных станций было собрано ленточный конвейер. Для обеспечения достоверности результатов параметры конвейера рассчитывались по методике [5]. Эксперименты проводились в холостом и рабочем режимах. В качестве транспортируемого материала использовался щебень с крупностью  $\alpha_{max}=120\text{мм.}$ , плотностью  $1,6...2\text{ т/м}^3$ .

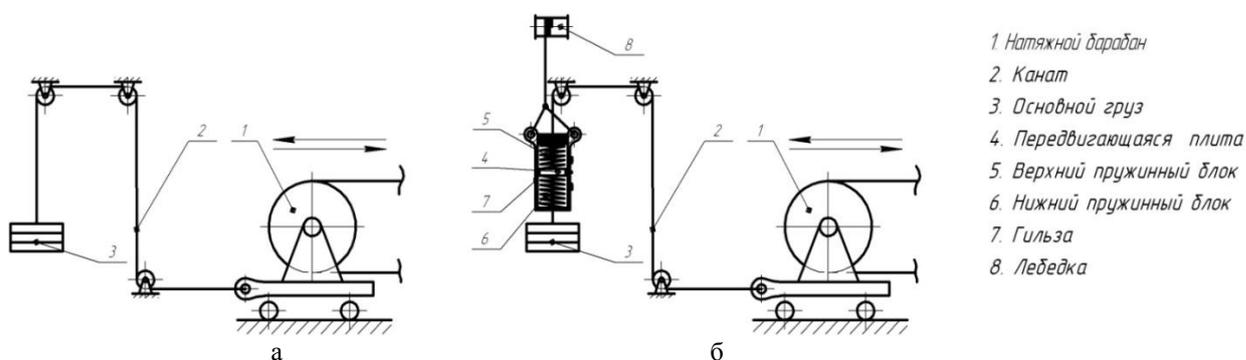


Рис. 1. Схемы конструкций натяжных станций для проведения опытов: а – конструкция натяжной станции для первого этапа; б – конструкция натяжной станции для второго этапа.

Исследование проводилось в два этапа. На первом этапе, опыты ставились на ленточном конвейере оснащенный натяжной станцией, применяющейся на данный момент, представленной на рисунке 1а. Натяжная станция состояла из натяжного барабана 1, переброшенного через систему блоков каната 2, и основного груза 3. На втором этапе, конструкция натяжной станции была изменена рисунок 1б. Связь 2 между основным грузом 3 и натяжным барабаном 1 была разделена передвигающейся плитой 4, зажатой вместе с верхним пружинным блоком 5 и нижним 6 в гильзу 7. Гильза 7 прикреплялась к лебедке 8. В ходе проведения опытов, снимались показания колебательного движения основного груза в вертикальной плоскости, при холостом и рабочем режимах работы конвейера.

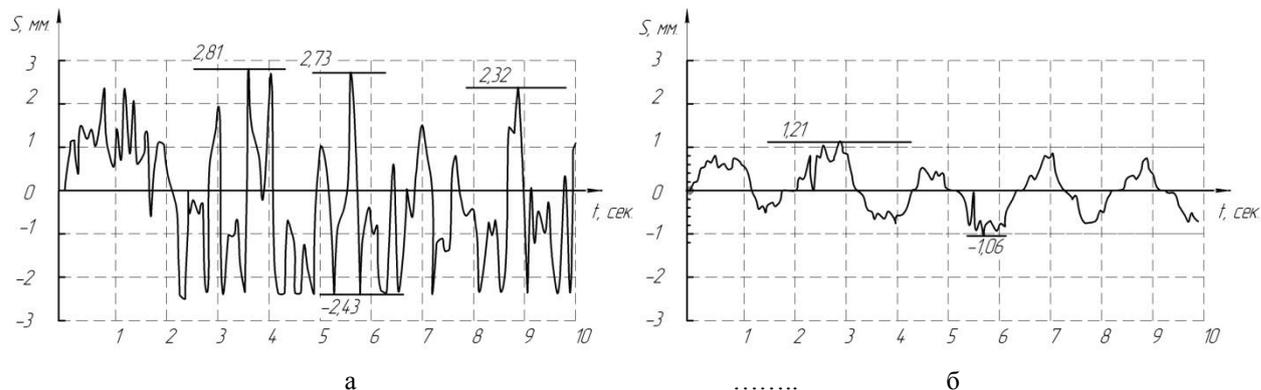


Рис. 2. Оциллограммы основного груза в холостом режиме работы: а – первый этап; б – второй этап

На рисунке 2 представлены оциллограммы полученные на двух этапах опытов при холостом режиме работы конвейера. Как показал анализ оциллограмм груза в вертикальной плоскости, использование разделения связи между натяжным барабаном и основным грузом оказывает положительный эффект. Наглядно видно что амплитуда колебания на рисунке 2а, в два раза больше чем амплитуды колебания на рисунке 2б. Пружинные блоки использованные во второй конструкции выполняют демпфирование механических колебаний в вертикальной плоскости.

На рисунке 3 представлены оциллограммы движения основного груза на двух этапах проведения

опытов в рабочем режиме. Рабочий режим заключался в непрерывной подачи транспортируемого материала, через бункер на ленту конвейера, и перемещение его на определенное расстояние. На рисунке 3а амплитуда колебаний значительно выше, чем на рисунке 2а. Это связано с введением дополнительных динамических нагрузок вызванными загрузкой материала с высоты на поверхность ленты, и транспортированием его массы по роликам. Анализируя осциллограммы на рисунке 3а и осциллограмму на рисунке 3б, четко выражено снижение амплитуды в два раза.

Использование правильной конструкции натяжной станции позволяет снизить динамическую нагрузку на ленту конвейера, исключить большие растяжения-сжатия ленты на участке натяжного барабана, и уменьшить воздействие большой инерционной массы основного груза при колебательном процессе.

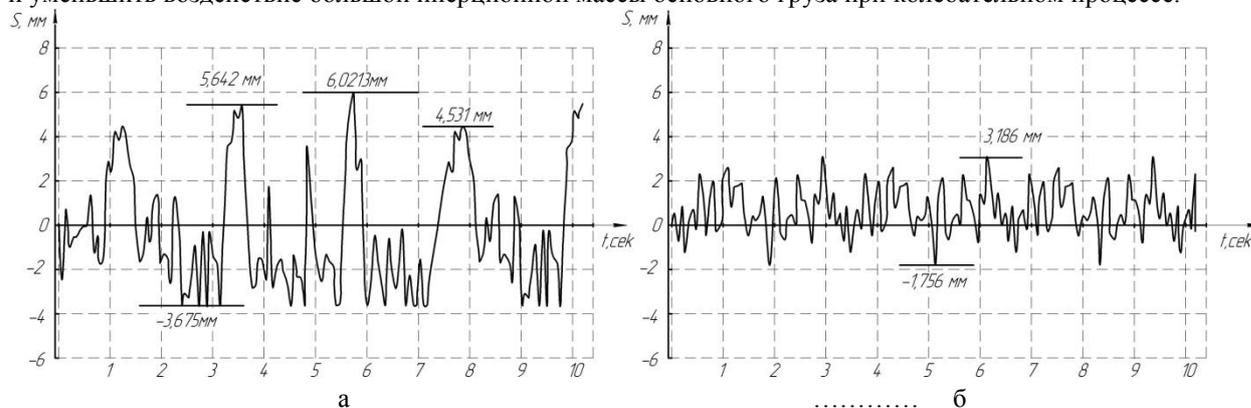


Рис. 3. Осциллограммы основного груза в рабочем режиме: а – первый этап; б – второй этап

**Выводы.** Конструкция натяжной станции оказывает большое влияние на динамическую нагрузку ленты конвейера. По результатам проведенного исследования дополнена математическая формула ресурса ленты, учитывающая изменяющуюся во времени силу натяжения. Использование предлагаемой конструкции натяжной станции обеспечивает снижение динамической нагрузки, уменьшения вероятности пластической деформации ленты, позволяет снизить массу основного груза на 23%. Частичная ликвидация пагубных факторов действующих на ленту конвейера во время работы позволяет увеличить срок ее эксплуатации.

#### Литература

1. Терещенко В.В., Ковалев К.В., Швец Д.В. Поэтапность ввода в эксплуатацию циклично-поточных технологий, вскрывающих крутопадающие месторождения полезных ископаемых, с исследованием рационального шага переноса дробильно-перегрузочного пункта/ Разработка рудных месторождений, Кривой Рог. – 2011 г.– вып. 94.– С. 3-6.
2. Вилкул Ю.Г., Слободянок В.К., Максимов И.И. Оптимизация количества концентрационных горизонтов при использовании автомобильно-конвейерного транспорта/Разработка рудных месторождений, Кривой Рог. – 2011 г.– вып. 94.– С. 3-6.
3. Ерофеева Н.В. Исследование сегрегации груза на ленточном конвейере под воздействием ударных импульсов: Дис. кандидата техн. наук: 05.05.06. Кемерово. - 2011г.
4. Волотковский В.С., Нохрин А.Г., Герасимова М.Ф. Износ и долговечность конвейерных лент. – М.:Недра, 1976г.-176с.
5. Иванченко Ф.К. и др. Расчеты грузоподъемных и транспортирующих машин. – Киев,: Вища школа, 1978г. С. 286-315

**В.В. ТРУС, В.И. ШАПОВАЛОВ**

*Белорусский национальный технический университет, филиал БНТУ, Солигорск*

## СОЗДАНИЕ СОВРЕМЕННЫХ ПОДЪЕМНЫХ СОСУДОВ ДЛЯ КАЛИЙНОЙ РУДЫ

ОАО «Беларуськалий» - один из крупнейших в мире производитель и поставщик калийных минеральных удобрений. Поставку своей продукции ОАО «Беларуськалий» производит более чем в 50 стран мира.

Неотъемлемой частью технологической цепи производства калийных удобрений является участок подъема руды из шахты на поверхность для дальнейшего ее обогащения. Доставка руды осуществляется с помощью вертикальной скиповой подъемной установки рисунок 1, перебои в работе или прекращение его функционирования повлечет остановку всего производственного комплекса рудоуправления. Именно поэтому задачи повышения надежности, долговечности подъемных машин и сосудов являются

первостепенными и от их решения во многом зависит надёжная работа всего подъёма, а значит и всего производственного комплекса.

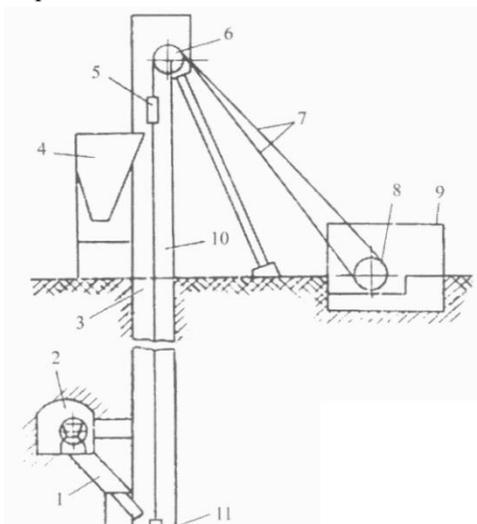


Рис. 1. Схема вертикальной скиповой подъёмной установки:  
 1 — загрузочный бункер и дозатор;  
 2 — камера опрокидывания; 3 — ствол; 4 — приёмный бункер; 5 и 11 — сосуды; 6 — копровые шкивы; 7 — головные канаты; 8 — подъёмная машина; 9 — здание подъёмной машины; 10 — надшахтный копёр

Руда из шахты на поверхность поднимается при помощи скипов. Скип конструктивно представляет собой емкость, выполненная в виде кузова. К двум боковым стенкам кузова в верхней части прикреплена верхняя балка, к которой присоединяется посредством оси подвесное устройство. По боковым сторонам скипа в верхней и нижней частях установлены роликовые направляющие и предохранительные башмаки, действующие в контакте с проводниками ствола.

Кузов скипа представляет собой сварную конструкцию коробчатой формы рисунок 2, прямоугольного сечения площадью  $A=2,58\text{ м}^2$ , выполненную из стальных листов – футеровки, укрепленных снаружи поперечными поясами из прокатного профиля (уголка или швеллера). Поперечные пояса установлены через определённый шаг по высоте и служат для обеспечения жесткости кузова. В процессе эксплуатации на поперечные пояса скипа, выступающие наружу, налипала пыль, которая во влажных условиях ствола превращалась в наросты и утяжеляла массу скипа. Длительная эксплуатация скипа с увеличенной массой приводила к более быстрому износу головных канатов, барабана подъемной машины (возникали усталостные трещины), шкивов их опор, а также к дополнительным нагрузкам подъемной машины. Ремонт или замена барабана подъемной машины являются дорогостоящими, но главное, вынуждают к длительной остановке всего подъема, что приводит к снижению производительности калийного комбината и существенным финансовым потерям. Для решения этой проблемы, кузов скипа снаружи был зашит стальными листами. Но для сохранения

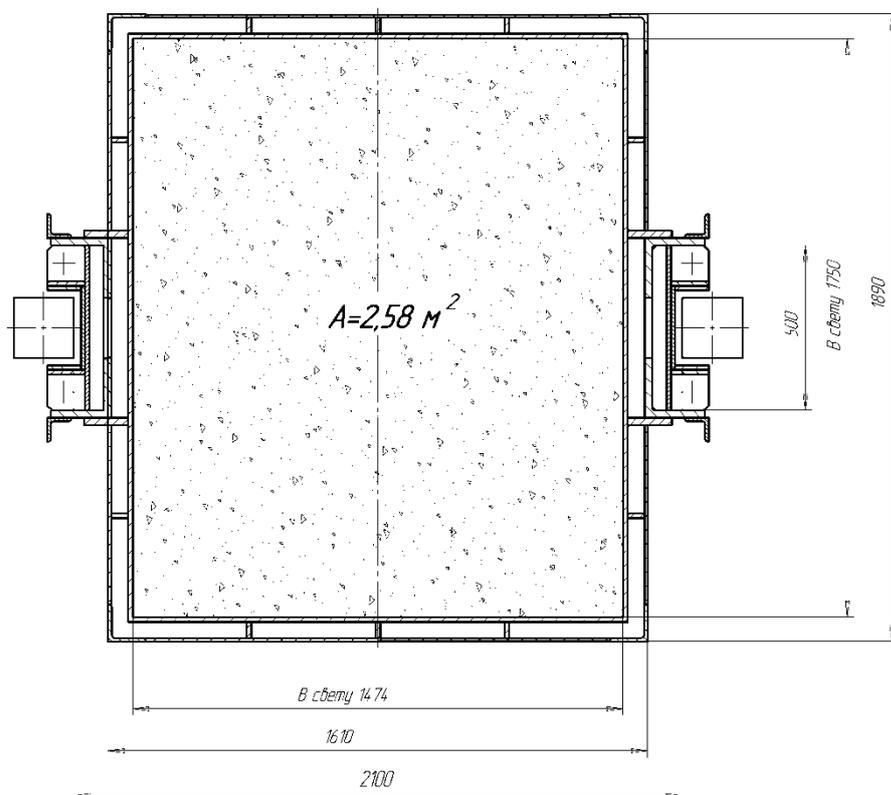


Рис. 2. Прямоугольное сечение кузова скипа

прежней массы скипа была уменьшена толщина листов футеровки. Опыт эксплуатации показал неэффективность работы данной конструкции при достаточно больших пролетах стенок кузова (около 1,5м) и циклических ударных нагрузках при загрузке материала. На задней стенке скипа в месте удара материала при его загрузке, лист футеровки продавливался и впоследствии разрушался. Дальнейшая эксплуатация показала, что выше перечисленные проблемы и некоторые другие подтолкнули к созданию новой конструкции подъёмного сосуда, который должен быть более прочным, выдерживать удары руды при его загрузке, быть гладким снаружи без выступающих элементов. Кроме того, его

масса не должна превышать массу существующего скипа и скип новой конструкции должен размещаться и работать в существующем копре.

При анализе расчетов конструкции стенок существующего скипа, а также характера разрушений футеровки установлено, что она работает на изгиб как плоская мембрана, что является не совсем рациональным инженерным решением для данных условий работы конструкции. В результате поиска

новой конструкции кузова скипа для вышеописанных условий эксплуатации пришли к предложению овальной формы сечения такой же площадью  $A=2,58\text{ м}^2$ , как и предыдущей конструкции, рисунок 3. Стенка скипа овальной формы согласно безмоментной теории оболочек работает на растяжение, а не на изгиб, что позволит снизить напряжение в футеровке кузова в несколько раз. Поэтому футеровку можно сделать из одного листа без поясов жесткости, что приведет к снижению количества металла на изготовление скипа, а значит и его массы.

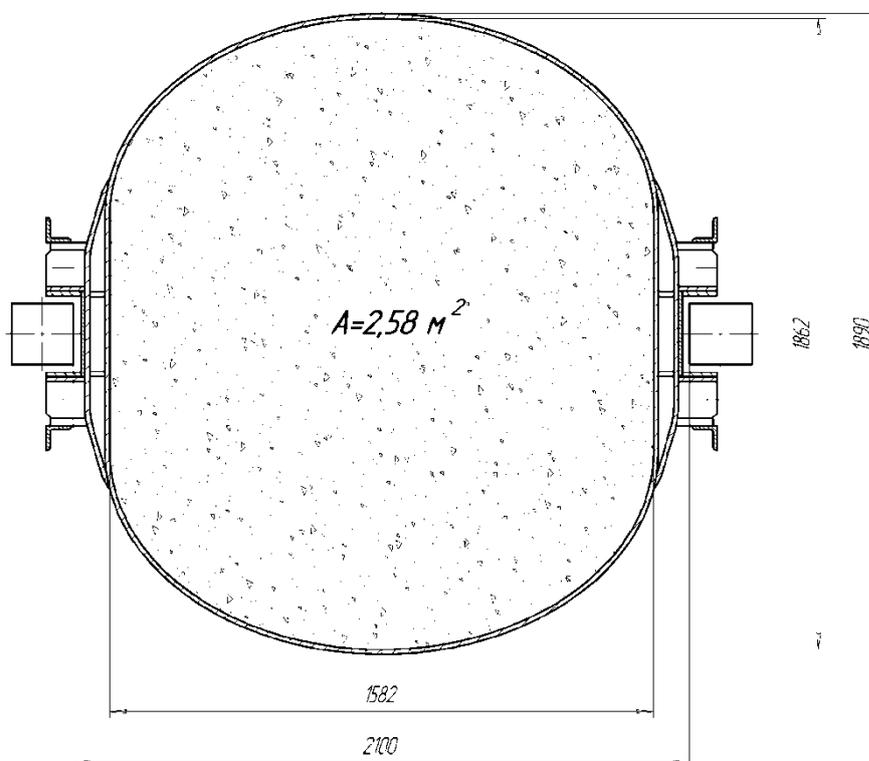


Рис. 3. Овальное сечение кузова скипа

По расчетным данным был спроектирован кузов скипа с овальной формой сечения, который соответствует требованиям. Результаты расчетов и конструкторской проработки нового скипа с овальной формой приведены в таблице 1.

Таблица 1

Результаты расчетов новой конструкции скипа

Параметры скипа	Толщина стенки кузова, t, мм	Напряжение стенки кузова, $\sigma_x$ , МПа	Масса скипа, m, т
Прямоугольного сечения	16	23,5	55,86
Овального сечения	10	0,5	38,95

Как видно из данных таблицы 1 применение кузова овальной формы позволит снизить металлоемкость скипа на 30,3%, при этом напряжение в наиболее опасном месте снизится в 47 раз.

Применение скипа овальной формы кузова с уменьшенной массой улучшит следующие показатели скипового подъема:

- 1) увеличит прочность и долговечность кузова скипа;
- 2) внешняя поверхность кузова станет гладкой, что предотвратит образование наростов;
- 3) снизит металлоемкость скипа, а значит его стоимость;
- 4) улучшит энергомеханические характеристики подъемной машины;
- 5) уменьшит сечение и стоимость головных, а в случае многоканатного подъема и хвостовых канатов (что в свою очередь дополнительно снизит концевую нагрузку подъемной машины);
- 6) уменьшение концевой нагрузки приведет к снижению нагрузки на барабан подъемной машины, канатопроводящие шкивы их опоры и на сам копер;
- 7) увеличит глубину ствола, при которой возможно применение одноканатного подъема при одинаковой производительности;
- 8) улучшит коэффициент использования тары;
- 9) снизит динамическое воздействие на проводники при движении.

Результаты исследований и расчетов позволили получить оптимальные параметры подъемных сосудов для выдачи калийной руды на поверхность.

#### Литература

1. Кодекс Республики Беларусь «О недрах» от 14 июля 2008 г. № 406-3.
2. Инструкция по охране и креплению горных выработок на Старобинском месторождении. ОАО «Белгорхимпром», ЧУП «Институт горного дела», Солигорск-Минск, 2010.