

# ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

МЕЖДУНАРОДНЫЙ ФОРУМ-КОНКУРС  
МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ

**19-21**  
**АПРЕЛЯ**  
**2017**



МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ  
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ  
УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ  
САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

# ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

МЕЖДУНАРОДНЫЙ ФОРУМ-КОНКУРС МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

19-21 апреля 2017 г.

*Сборник научных трудов*

*Часть I*

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ  
2017

УДК 00 (55+62+66+33+50+54)

ББК 2 (26+33+60+66)

П493

В сборнике помещены труды молодых исследователей, участников Международного форума-конкурса «Проблемы недропользования» (19-21 апреля 2017 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 Mining University from the 19<sup>th</sup> to 21<sup>st</sup> April 2017. 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: *В.Л.Трушко* (председатель), *Л.С.Синьков*, *Ю.М.Сищук*, *Е.И.Степук*.

## СОДЕРЖАНИЕ

<i>ПОИСК И РАЗВЕДКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....</i>	<i>4</i>
<i>КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА.....</i>	<i>50</i>
<i>КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ТРАНСПОРТИРОВКА УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ.....</i>	<i>121</i>
<i>СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ЗДАНИЙ, СООРУЖЕНИЙ И ОБЪЕКТОВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА.....</i>	<i>137</i>
<i>МЕТАЛЛУРГИЯ. ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ.....</i>	<i>170</i>
<i>ОБОРУДОВАНИЕ, ТРАНСПОРТНОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОИЗВОДСТВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА.....</i>	<i>207</i>

# ПОИСК И РАЗВЕДКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

AHMADOVA KONUL RASUL  
Azerbaijan State Oil and Industry Universit, Azerbaijan

## DUAL-PULSE NEUTRON LOGGING TOOL APPLIED FOR COMPLEX RESERVOIR CURRENT SATURATION ESTIMATE

Nowadays, pulse neutron logging tool (PNLT) is basically used to evaluate current reservoir saturation status in oil-fields under development and to monitor pay formation fluid displacement.

Irrespective of currently available integral and spectral pulse neutron methods, only PNLТ is widely applied one by petroleum industry in Azerbaijan. As a result of researches conducted in AzerGeofizika ETI several methods have been designed for current reservoir saturation estimate.

Most promising design assumptions have been gained by mains of various dual-sonde modifications.

The major advantage of dual-sonde modifications is that it provides an opportunity to assess porosity and current reservoir saturation qualitatively while neutron diffusion parameters ( $\tau$  D) determination.

In the normal condition oil diffusion parameters  $\tau$  and D are actually the same as those of fresh water, but in-sity dependent on thermal and pressure conditions they are different. This phenomena is associated with the dissolved gas factor in case with in-sity conditions.

Studies recently conducted by AzerGeofizika ETI at various oil-fields indicate that complex reservoir current saturation can be evaluated through in-sity thermal-neutron diffusion parameters (dominantly D parameters) variation practical features due to gas factor effective in reality.

Therefore, borehole investigations were conducted with applied various a formation drive mechanisms in the framework of speculative and technical capability of the dual-sonde modification, while oil-field development geophysical monitoring.

It has been tentatively identified that neutron migration path in a free water is approximately 1.7 times shorter than that in the hydrogene organic compounds or in the chemically bound water.

This circumstance has been a motivation drive to measure current reservoir saturation in case with formation water low salinity by means of applied dual-sonde optimal modification.

Speculative and tentative data indicate that thermal neutron distribution along the borehole axis is closely associated with hydrogene content at a time lag lower than  $\tau$ . Therefore, hydrogene content evaluation is likely based on  $n(Z)$  distribution variation at low  $t$  values, provided D diffusion coefficient being neglected. With such an approach neutron parameter indices ratio  $\Omega$  measured by dual-sonde is executed by the formula shown below

$$\varphi = \frac{n(Z_1, t)}{n(Z_2, t) K_{ef}} \quad Z_2 > Z_1$$

Where  $Z_1$  and  $Z_2$  distances between sondes (small and large)

$t$ - lag time

$K_{ef}$  - the sonde channel the efficiency coefficient.

In order to evaluate the current reservoir saturation of the study depth range while data interpretation through a given algorithm a correlation function of the neutron quantity and rocks natural radioactivity (GRL) have been used.

Based on calculated  $\varphi$  and GRL parameter values, we first locate their crossing points within those parameters orthogonal coordinate system for each study formation.

Then, both equation of  $\varphi$  and GRL correlation function, regression line and its confidence for oil-charged target depicted based on marker formations (that preserved initial oil-saturation)

Later on with the accepted current saturation coefficient  $K_{cs}=1$  for reservoirs that occur within the confidence limit and  $K_{cs}=0$  for the uppermost aquifer,  $K_{cs}$  values are calculated based on relevant  $\varphi$  values for the rest of study formations.

Interpretation of the dual-sonde PNLТ data derived from X630-X400m depth range of well XX08 within one of the Absheron oil-field is exemplified here.

**Fig.1** displays curves both of GRL as well as PNLТ small and large sondes histogram of the formations current saturation coefficients that is built upon interpretation data.

**Fig.2** displays correlation function of PNL and GRL derived throughout study formations, whereas calculated parameters and the current formations saturation estimates for each reservoirs are shown in a table. The study section consists dominantly of sandy/silty reservoirs which formations fluid is low-saline (12-18gr/L). In such a circumstances mono-sonde tool would be insufficient.

On **fig.1** based on PNL data it is easily identified that interpretation through applied mono-side tool made it possible to detect 1 formations as an oil/gas charged (23) 12 formations as oil-charged and 7 formations as acqifers out of 20 examined ones.

Dual-sonde data interpretation made it possible to define current hydrocarbon saturation within complex reservoirs if incasing borehole section contains low-saline acqifers.

PNL measurements conducted within Absheron different geologic setting encountered within Absheron oil-field with applied dual-sonde technology, along with acquired data interpretation and drill stem data, indicate that dual-sonde non-stop measurement technology provide an opportunity to get improved estimate of complex reservoirs current saturation. Dual-sonde PNL tool efficiency can be improved up to 85-90% when used optimally.

**MIRCO CURIC**

*Research Institute of Post-Mining, TH Georg Agricola University Bochum, Germany*

## **EXAMINATION OF AN ALTERNATIVE ENERGY STORAGE IN SALT DEPOSITS**

The THYSSEN VERMÖGENSVERWALTUNG GmbH from Germany owns since the early 1900s many salt deposits in the middle-west of Germany. The following map shows the size of the ownership: In total, the whole field has a size of 320 km<sup>2</sup>. The thickness of the salt deposits variates from 50m – 250m. Between NaCl-salt are interbedded Strata of KCl and other salt sedimentary rocks. The targeted salt strata (“Zechstein-Werra 4”) has a thickness of approx. 150-220m.

So far the Thyssen Vermögensverwaltung planned to install an Energy storage (caverns) in their fields. They wanted to use the energy on the market of renewable energy – which is free in several times in Germany cause the system can hold all the energy if for example every windmill is producing electricity the power grid would collapse. In this time (up to 1h/d) the energy in the grid is for free, push the use of the energy.

At this point, there are two options to use the caverns:

1. Storage of compressed air (A-CAES: adiabatic-compressed air energy storage)
2. Hydrogen energy storage

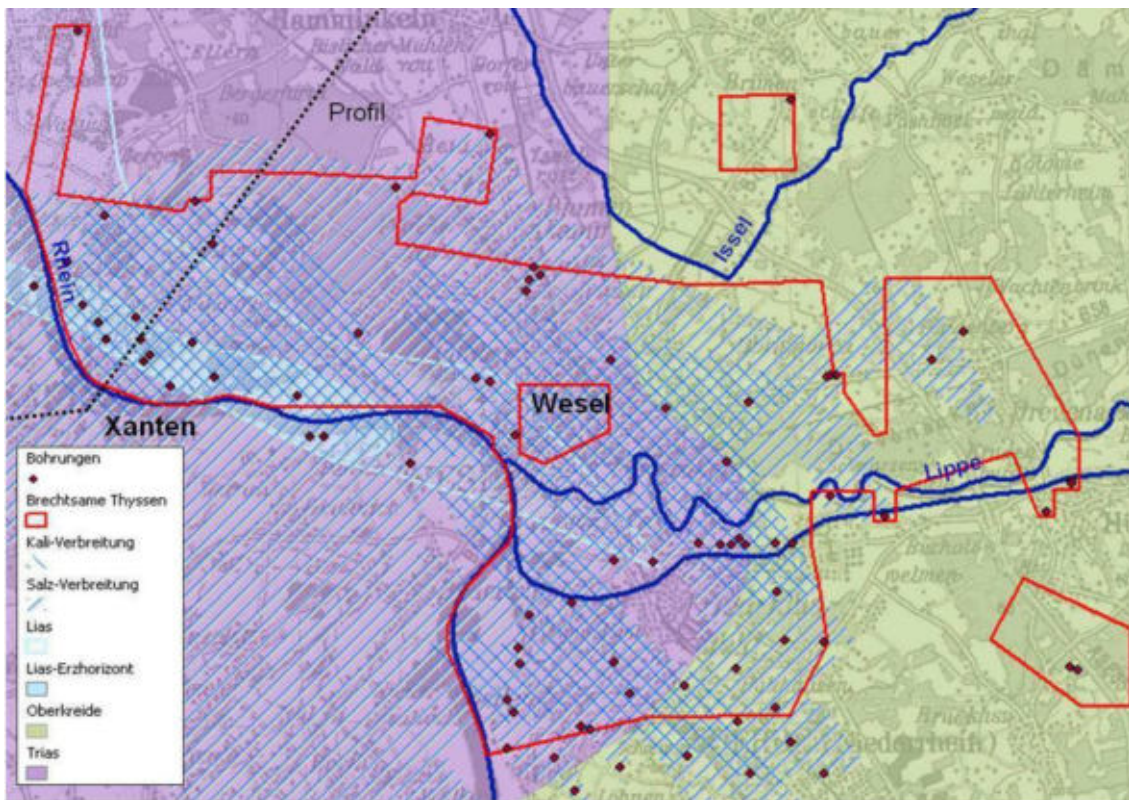
1. CAES  
Compressed air energy storage works by using the surplus energy in the grid to produce compressed air which is stored in caverns and used in a gas turbine power grid. A lot of energy gets lost in the process of a gas turbine, because the combustor Needs to be under a high pressure. The energy, needed to apply pressure, can be saved by using previously produced compressed air out of renewable energy.

2. Hydrogen storage

Like the CAES uses a hydrogen energy storage the renewable surplus energy in the grid to produce hydrogen out of water. The technology needs further efficiency improvements. (Today: up to 37%)

The hydrogen can be used for regenerating energy and for fuel cells in cars. Both options are examined in the study.

The salt deposit needs further explorations for detailed answers but in this bachelor thesis the expected number of caverns for compressed air is about 5 cavern with a size of 500.000 m<sup>3</sup> and about 12 caverns with a size of 70.000 m<sup>3</sup>.



Both calculations reach for providing green electricity for about 500.000 people in the region of “Wesel”. The mining aspect of this topic is about the best location of the caverns in combination with a uncomplicated location on the surface.

The result will be about a combined possibility for the investor to decide, with type of storage and size of caverns he needs for the region. Geologically there are no restrictions for these two options.

## STUDY THE CHANGE OF QUALITY PARAMETERS OF COAL SEAMS, SERVING TASK EXPLORATION: A CASE STUDY NGA HAI DEPOSIT, QUANG NINH PROVINCE, VIETNAM

**Abstracts**

This results of study show that geostatistical model can support to access to spatial changes of geological parameters and coal quality more effectively, with a clear local anisotropy. The main direction is northeast – southwest, with common anisotropic coefficient is 1.4. Kriging anticipates reasonable results, research parameters on each point or “*vi khối*” in anyplace of coalseam space. All calculations have been done by 3D with HUMGEOSTAT software produced by the research team.

*Key words:* mining geostatistics, Nga Hai deposit,

**1. Introduction.** Nga Hai coal mine belongs to Cam Pha coal range with quite large reserve and it is in the Vietnam Northeast coal-basin. This mine has been explored since 1964 with various explorative phases and currently applied underground mining method (this method had been used from 1919 to 1937 (by French colonialists); and used again since 1990 but with small scale and without plan. This mine has 35 coal seams, of which 27 industrial coal-seams), mostly lied in terrigenous sediments of Hon Gai middle formation (T<sub>3n-rhg2</sub>). In general, this mine has complicated geological structure, including 02 anticlines and 03 synclines, 27 faults, of which 09 normal faults and 18 thrust faults.

**2. Methology and Results**

**2.1. Traditional Methods - Các phương pháp truyền thống**

- The change of thickness of coal-seam, including: coefficient variation of the coal-seam thickness (Vm), Interrupt ratio of the seam (Kd).
- Complication of coal-seam structure, including 3 parameters: classification of the coal-seam according to internal structure of the seam; structural ratio of the seam (Kcc) and dirt parting ratio.
- Shape features and level of shape change of coal-seam including: contour module (μ) and shape parameters of the seam (φ).

**2.2 Spatial analysis parameters by structural function (Variogram)**

We defined variograms in 3D space with HUMGEOSTAT created by us:

$$\gamma(h) = \frac{1}{2v} \iiint_v [Z_{(x)} - Z_{(x+h)}]^2 dv$$

In the space, variograms have been defined:

Of which Z<sub>(x)</sub>, Z<sub>(x+h)</sub> – 2 quantities at two research points [(x) và (x+h)] with a distance h in a defined direction.

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N(h)} \sum_{i=1}^{N(h)} [Z_{(x)} - Z_{(x+h)}]^2$$

Tested Variogram has been defined:

N(h) – number of calculation points

In order to have a comprehensive research, besides to recognize properties of changes of research parameters, affected dimension, we defined γ(h) to many spatial directions to assess their anisotropy.

**3. Resultts**

**3.1 Traditional methods - Các phương pháp truyền thống.**

Research results of traditional methods has been summarized in table 1.

*Table 1:* Results of features of coal-seam shape changes and strcuture in Nga Hai coal deposit

Features of thickness and coal-seam thickness changes			Complication of coal-seam structure			Features of shape and coal-seam shape changes	
assification of coal-seam	Coal-seam thickness changes		classification to internal structure	structure coefficients (K <sub>cc</sub> )	Percentage stone clamp (K <sub>k</sub> )	Contour module (μ)	Shape parameters (Φ)
	Coefficient of Variation of the	Coefficient interrupt ed (K <sub>d</sub> )					



thickn ess	thickness (%)													
	$V_m$ (%)	tabil ity	$d$ ( %)	tabil ity	umb er of Dirt parti ng	omple xity	alu e $K_{cc}$ (%)	omple xity	alu e $K_k$ (%)	omple xity	alu e $\mu$	hange level	alu e $\Phi$	omple xity
verg. ÷ thickne ss  (0,18 ÷ 19,83m )	8÷7 7	uite stabl e		table	÷3	uite simple		uite simple		uite simple	,8	ompl icated	8,6	ery compl icated

**Comments:**

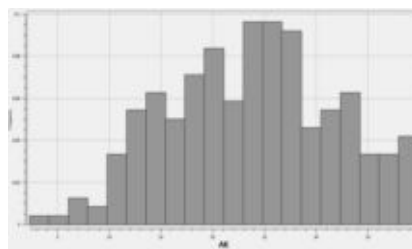
- Thickness of coal-seams is from medium to large and variation of thickness is from quite stable to stable with  $V_m = 68-75\%$  and Coefficient interrupted  $K_d=5$ .
- Coal seams in the research area have quite simple structure with number of dirt parting from 0-3, structure coefficients  $K_{cc}=7$  and Percentage stone clamp  $K_k=2$ .
- Coal seams have shape and shape changes from complicated to very complicated with contour module  $\mu=1,8$  and shape parameters  $\Phi=18,56$ .
- These results are reasonable with classification of explorative group II by geologists and explorative network ): 500 x (250 ÷ 500)m; and additional explorative density (125 ÷ 250) x (75 ÷ 125 ÷ 250)m

**3.2 Spatial analysis parameters by structural function.**

Because of limited input value, properties of changes of geologica parameters and coal quality, in this article, to quantify spatial structure we just show several results as fig.2, table 2.

**Table 2. Quantitative statistical results of Ak and thickness of coal-seam 14-1**

	Number of samples	Min	Max	Average	Skewness	Kurtosis	Variance	Coefficient of Variation
Dry ash (Ak)	239	2,26	39,82	23,79	8,06	-0,61	64,90	34%
Thickness (m)	362	0,19	9,52	2,13	1,34	5,80	1,81	63%



**Fig. 1. Hystogram of Ak**

**Table 2: Table summarizing the structure function analysis of Thickness**

Directions (degrees)	Typical parameters of $\gamma(h)$			Models
	Nuggets	Sills	Ranges (m)	
0	0.5	1.4	390	0.5 + 1.40 Sph (390 m)

30	0.4	1.45	300	0.4 + 1.45 Sph (450 m)
45	0.2	1.7	500	0.2 + 1.70 Sph (500m)
60	0.5	1.35	550	0.5 + 1.35 Sph (550 m)
90	0.3	1.6	350	0.3 + 1.60 Sph (350 m)
135	0.9	1.0	350	0.9 + 1.00 Sph (350 m)

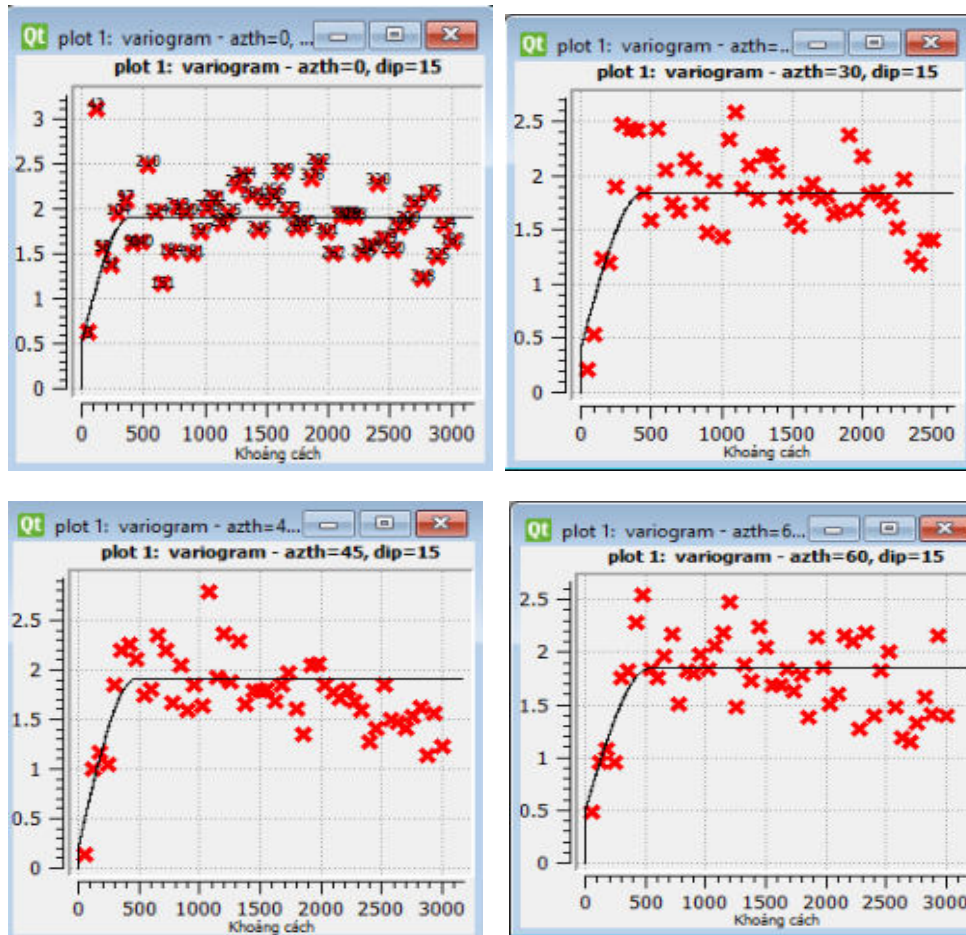


Fig 2. Variograms for different directions of thickness

**Comments:**

- Research results of spatial structure shows a quite clear local anisotropy. The most changing direction is  $30 \pm 22.5^\circ$ , a bit different from what applied in reality is nearly north-south direction.
- In order to improve accuracy, according to experiences of authors and geostatistical researchers, the reserve level 121 just take 1/3 and 2/3 with level 122 of affected zone. Therefore, we recommend for reserve level 121: (180 x 250) meters, for reserve level 122: (200 x 280) meters. Note, there is one parameter shown then network density is just an orientation, because of local anisotropy, it is needed to analyse spatial structure carefully, network density must be different for each small area in the deposit.

**3.3 Conclusions and discussions**

- With traditional methods, structural functions have supported in researching spatial structure of several geological parameters and coal quality. Then giving objective assessments about form and density of explorative networks, and how to choose those explorative locations. Meanwhile, structural functions will be operands in the Kriging equations to estimate natural resource, reserve and define calculation errors by Kriging variance for coal seams.

In the future, it is needed to try to estimate natural resource and coal reverse with geostatistics models.

**References**

1. Alwyn E. Annels, 1991. *Mineral deposit evaluation*, Chapman & Hall.
2. Phạm Tuấn Anh et al. 2011, *General report on the results of additional exploration the Nga Hai deposit*. Geological storage. Hanoi
3. Truong Xuan Luan, 1997. *The role of structural function in studies assessing the mineral deposit*. Journal of Geology and mineral materials

SUSANNE EBERSPÄCHER<sup>1</sup>, ILJA KOGAN<sup>1</sup>, GERHARD HEIDE<sup>1</sup>  
<sup>1</sup>*TU Bergakademie Freiberg, Geoscientific Collections*  
JAN-MICHAEL LANGE<sup>2</sup>  
<sup>2</sup>*Senckenberg Natural History Collections Dresden, Petrography Section*

## NEW DATA FROM OLD COLLECTIONS - DIGITIZATION PROJECTS AT THE TU BERGAKADEMIE FREIBERG

The Bergakademie Freiberg has been founded in 1765 as an institution designed to professionalize and support mining activities. From the beginning, collections of minerals, fossils and rock samples have been assembled, put on public display and used for training of students. Today, the Geoscientific Collections of the Freiberg university include six individual collections (for mineralogy, petrology, ore deposits, palaeontology, stratigraphy and fossil fuels) with in total about one million of objects, documenting the work of several generations of scientists. Besides their material properties, the value of the collection specimens can therefore be explained either by their historical meaning (mainly the personality of their gatherer or student) or by information associated with them (such as locality data).

Over the last years, sensitivity has grown for the importance of historical scientific collections and university collections in particular. In Germany, funding has been provided for several institutions in order to make scientific collections available as research infrastructures. Among the projects eligible for funding was the digitization of three partial collections at the TU Bergakademie Freiberg. A.G. Werner's collection of mineral characters ("Äußere Kennzeichen"), comprising geological samples, crystal models and color plates of Meissen porcelain, has been selected for digitization due to its assembler's prominence. The collection of rock thin sections, a part of the Petrological Collection, was chosen because it contains a number of thin sections from the beginnings of petrographic microscopy in the 19th century and due to the fact that most recent thin sections belong to graduation theses, thus being provided with documentation. From the collection of fossil fuels, which includes objects of various types such as peat and coal samples, petroleum, plant macro- and microfossils, but also several thousand herbarial plants, a selection was made to explore the different requirements to a database system. The collection materials come from localities from all over the world (although Germany and especially Saxony is better-represented), where acquisition of new samples might be complicated. Less distant localities, nonetheless, are likewise often inaccessible (this is, e.g., the case for most historical coal mines that are worked out or flooded) or require huge sampling efforts (e.g., drilling). Therefore, geological information that can be obtained from collection data needs to be safeguarded for potential scientific and economic purposes.

In co-operation with the Senckenberg Research Institute in Dresden and Frankfurt/Main, a database system named "AQUiLAgeo" is being developed to accommodate these (and perhaps further) collections and enable researchers to accede them via the Internet.

Digitization methods for the selected specimens had first to be elaborated. Objects have been visualized using digital single-lens reflex cameras or, in the case of thin sections, with a digital polarization microscope. Here, micropanoramic pictures of the samples were produced under both linear and crossed polarization. Physical parameters of the specimens (size, weight, colour, state of preservation etc.) have been recorded. Determinations have been corrected when this appeared possible and necessary. Finally, documents such as labels, record cards or catalogues have been scanned and transcribed. Additional research has been done, where appropriate, to enhance the available geographic and stratigraphic information. These data as well as several classifications of rocks, minerals, fossils and crystal structures (based on current and historical textbooks) have been arranged in hierarchic lists to generate geographic, stratigraphic and material thesauri.

The database system uses a generic data model, which allows numerous links between pieces of information. Every specimen in the database, identified by a unique ID number, is represented by a unique set of object data (including its inventory number, description and properties) and its classification, finding locality and geological age are put in a context by means of the material, geographic and stratigraphic thesauri. This information is termed primary data because it characterizes the specimens but exists independently from them. Details referring to the history and management of the collection, related persons or institutions and publications or exhibitions are gathered as secondary data.

One of the major steps in the digitization project will be the implementation of GIS functions. Several layers of georeferenced maps shall supply present-day and historical administrative, topographical and geological units. As a result, it will be possible to mark localities manually or using coordinates and to define search areas on the map.

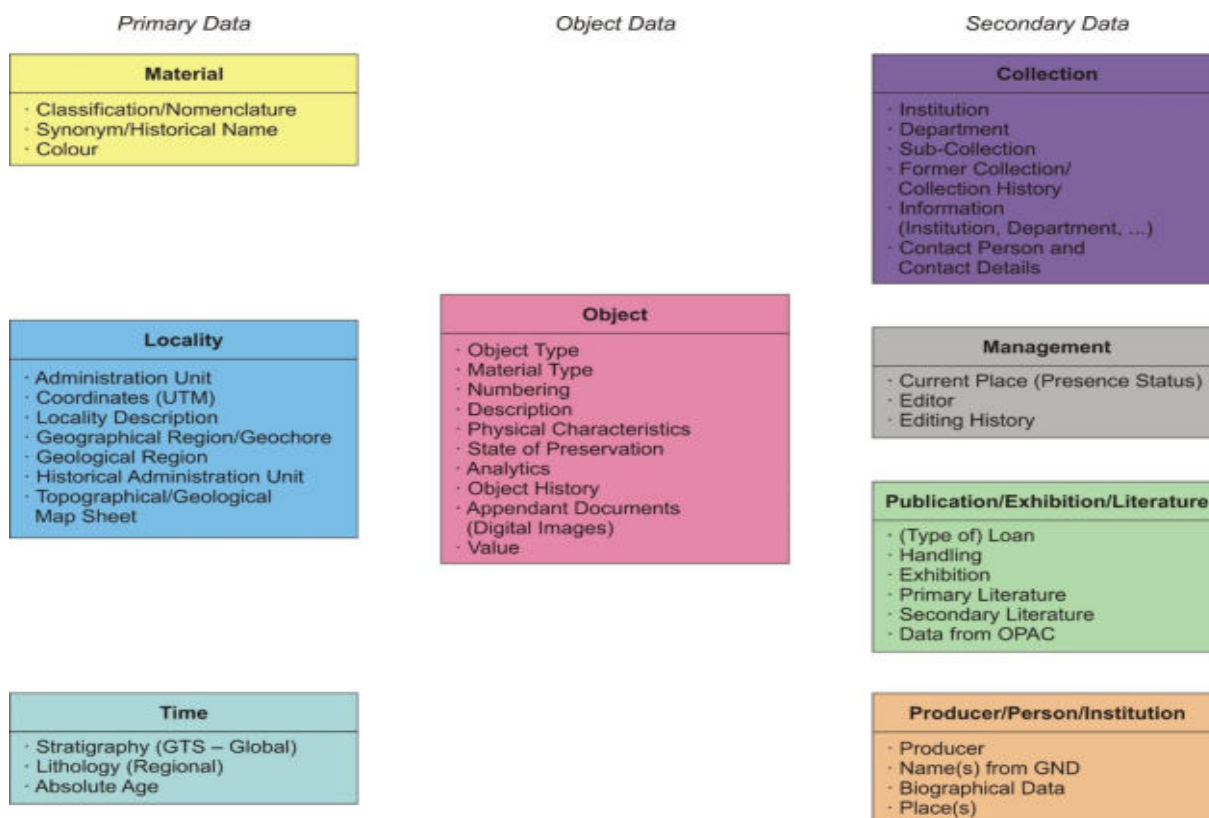


Figure 1: Database organization scheme of “AQUiLA’s” geoscientific module (Lange, J.-M.; unpublished)

Digitization of the geoscientific collections makes vast amounts of data readily available for further research. The database forms a platform for knowledge increase by integrating findings from new investigations.

**J. HEINRICH**

*Institute for Mineralogy, TU Bergakademie Freiberg, Germany*

## **DIFFERENT ATTEMPTSTO SYNTHESIZESULPHIDE ORES AS A REFERENCE MATERIAL FOR BIOLOGICAL LEACHING EXPERIMENTS**

### **Introduction & Objectives**

Sphalerite (*sp*-ZnS) as sulphidic ore is crucial for the industrial zinc production and also an important mineral source of indium, germanium and gallium [1] since it contains those and many other subsidiary elements like e.g. iron, copper, lead, manganese and cadmium [2]. In May 2013 the Biohydrometallurgical Centre for Strategic Elements (BHMZ) was found by the Dr.-Erich-Krüger foundation. The BHMZ consists of 13 professors from different institutes with 15 PhD students in 13 subprojects which want to develop a process chain for the winning of metals from ores, tailings and recycling material. The objective is to strengthen interdisciplinary research along the whole biohydrometallurgical process chain of winning of strategic elements, e.g. indium and germanium. The mineralogical subproject has the aim to develop a better understanding and clarification of the primary surface mechanisms of controlled chemical and microbial leaching of sulphides. For a better understanding, dissolution experiments are essential and therefore a homogenous reference material is required. But homogeneous natural material providing a wide range of trace elements is extremely rare and current standards are chemically and structurally unsuitable [3]. Hence, the aim of this work was to apply known and new synthesis strategies and establish a reproducible method to synthesize large quantities of pure and doped sphalerite. Different methods are tested and the products are examined by x-ray powder diffraction and in some cases scanning electron microscopy with electron probe microanalysis (SEM and EPMA).

### **Materials & Methods**

For the experiments, ZnS nanopowder provided by Leuchtstoffwerke Breitung, Germany, was used. The material, precipitated by the reaction of dissolved zinc sulphate with hydrogen sulphide in sulfuric acidic solution, is

chemically pure and consists of mainly cubic ZnS containing a high density of wurtzitic stacking faults. To mimic a more natural material Indium sulphide was used as dopant in ZnS. Therefore corresponding amounts of Indium sulphide were added to ZnS nanopowder, afterwards the powder mixture was mechanically homogenized.

Four different methods were used to produce a synthetic, doped sphalerite: state-of-the-art methods like 1) tempering in a furnace and 2) chemical transport reaction (CVD) or new approaches like 3) spark plasma sintering (SPS) and 4) high-pressure-high-temperature (HPHT) treatment using a toroid-type press [4].

For the approaches 1), 3) and 4) the material was first compressed into pellets via a hand-lever press: for 1) and 4) with a size of 0.5 mm and a diameter of 9 mm and for 3) a size of 5 mm and a diameter of 20 mm.

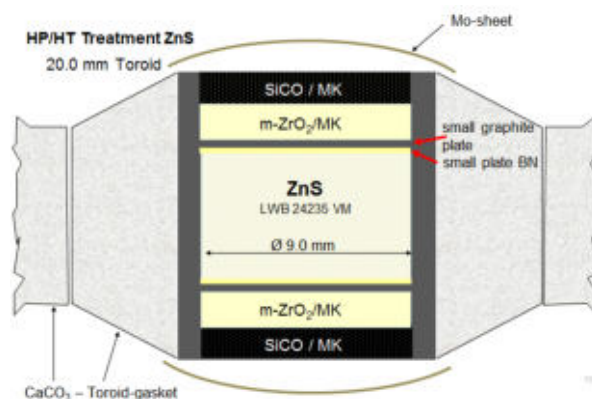
1) During high temperature annealing within a furnace the material was tempered in a temperature range of 540 – 900 °C in vacuum with a reaction time up to 4 days.

2) During chemical transport reaction (or also called chemical vapour deposition-CVD) the material was heated up to 1000 °C in a temperature-gradient oven and single crystals are deposited due to a temperature gradient of 100 °C between sink and source. The reaction ran for 3 days in a sealed quartz glass ampoule using iodine as transport agent.

3) During spark plasma sintering (SPS) the powder was densified in a graphite mould and heated up to ~1400 °C (for 5 min) by a pulsed AC current at a pressure of ~51 MPa.

4) While the HPHT treatment the samples were processed in a large volume toroid-type press [4] by applying ~8 GPa at ~1600 °C (for 1.5 min). A scheme of the limestone high pressure cell is shown in **Ошибка! Источник ссылки не найден.**

### Results



**Fig. 1: Schematic cross section of the high pressure cell consisting of limestone / modified, after M.Schwarz**

The products synthesized via tempering in the furnace and SPS remained in the same state as before the process: white pellets which did not show any visible change. During the crystal growth using CVD doped single crystals up to a size of 5 mm with a doping depending colour and shape were synthesized. HPHT treated material was transformed to hard polycrystalline discs densified due to the melt-freeze procedure. SEM studies show a crystallite size up to 20  $\mu\text{m}$  (see Fig. 2) and EPMA determination indicate a homogenous spatial distribution of the indium dopant (not shown).

An XRD pattern comparison of all products is given in Fig. 3. It is clearly shown that in synthesized material - treated via furnace tempering, CVD or SPS - wurtzitic stacking faults were either conserved or increased in number. This microstructural defects are expected to

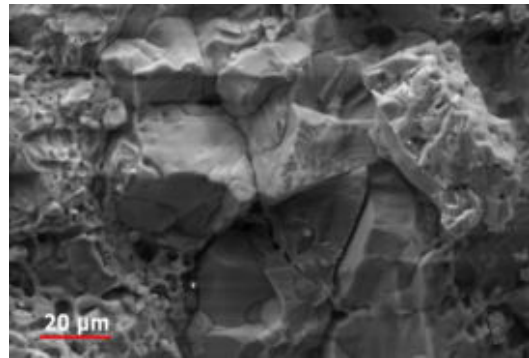


Fig. 2: SEM-picture of HPHT synthesized ZnS with a crystallite size of about 20  $\mu\text{m}$ .

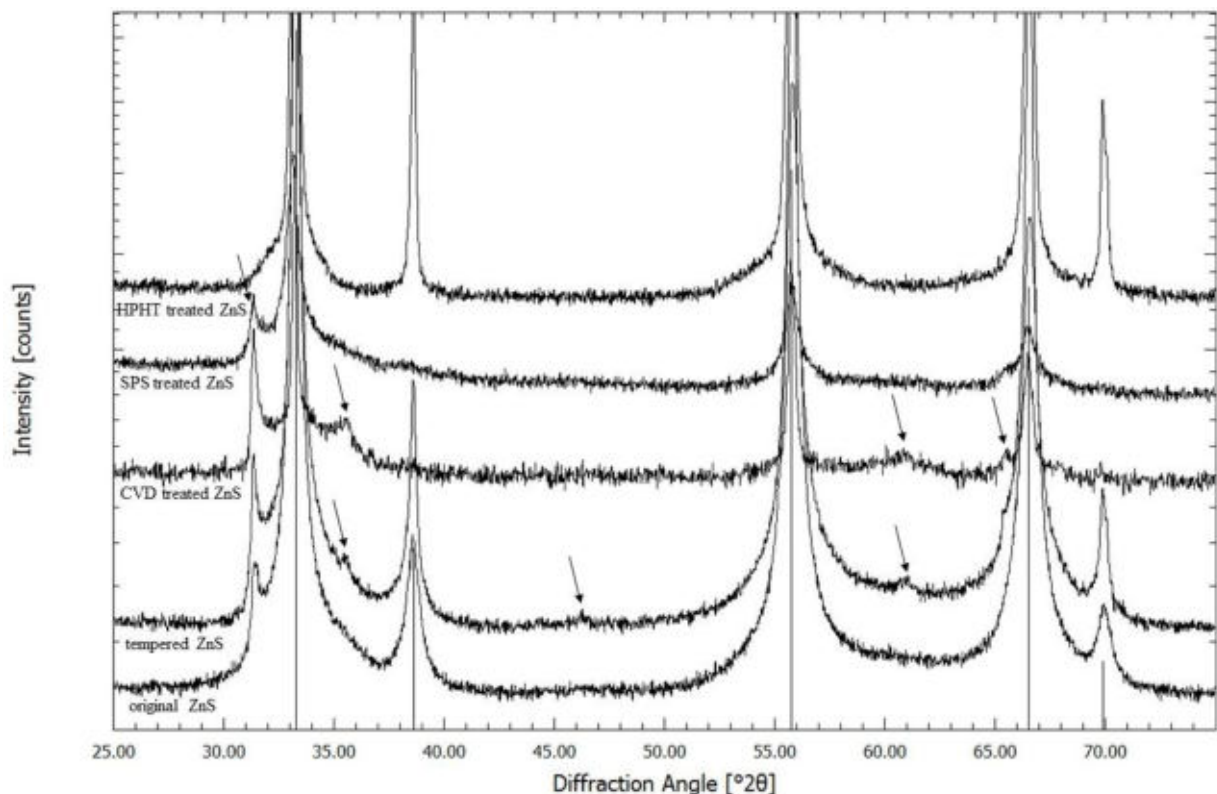


Fig. 3: XRD pattern of the 4 different synthesis methods compared with the original, untreated material. Sphalerite reflexes marked by black lines and diffraction features assigned to wurtzite stacking faults marked by arrows.

positively affect the leaching of ZnS, may lead to an accelerated leaching kinetics. Contrarily, after the HPHT treatment the stacking faults could be removed completely.

#### Summary and outlook

The comparison of four different synthesis methods shows that only during the HPHT treatment stacking fault free sphalerite was synthesized. The nearly fault-free state was achieved by nucleation and growth after complete melting [5] of ZnS under HPHT. We have demonstrated that it is possible to dope commercial ZnS raw material and obtain homogeneously doped, defect-free sphalerite. Another advantage of this method is a time-saving and efficient experimental setup. The synthesised material is planned to be used as reference material for geochemical analysis and to calibrate microbiological leaching experiments, e.g. to compare the effects of biological and chemical leaching on natural & synthetic sulphide ores.

Furthermore, some questions are still pending: What is the real influence of wurtzitic type stacking faults on leaching kinetics? How to examine the dopant incorporation in crystal lattice? What could be an optimal *sp*-ZnS synthesis via HPHT-treatment?

#### Acknowledgement

This work is financially supported by the Dr.-Erich-Krüger foundation of the TU Bergakademie Freiberg in the framework of the 2nd Krüger Research School: Biohydrometallurgical Center for Strategic Elements (“BHMZ”). We would like to thank the following laboratories at the TU Bergakademie Freiberg: the Freiberg High Pressure Research Center (FHP), where the HPHT treatment was done using their facilities and knowledge - in person Dr.-Ing. M. Schwarz from the Institute of Inorganic Chemistry, the Institute of Materials Science where SEM-pictures were done by Dr.-Ing. C. Schimpf, X-ray diffraction done by the Mineralogical Laboratory at the Institute of Mineralogy, microbiological leaching experiments run by M.Sc. N. & M.Sc. S. Eisen at the Institute of Biosciences and CVD experiments run by M.Sc. C. Ashworth & Dr. A. Schneider at the Institute of Inorganic Chemistry.

#### References

1. Z. Johan, *Mineralogy and Petrology* 39 (1988) 211.
2. H.J. Rösler, *Lehrbuch der Mineralogie*. 5, unveränd. Aufl. Leipzig: Dt. Verl. für Grundstoffindustrie (1991).
3. P. Onuk et al., *Geostand. Geoanal. Res.* (2016)1.
4. L. Khvostantsev, et al. *High Pressure Research* (2004) 371.
5. A. Addamiano, P.A. Dell, *J. Phys. Chem.* 61 (1957) 1021.

*ANDREA MARTÍNEZ RODRÍGUEZ*  
*Montan Universität Leoben*

## DEPOSIT MODELING PROCEDURE FOR NARROW STEEP-DIPPING VEINS

This paper presents an innovative modeling approach for calculating ore reserves of a lithium deposit in Austria. Lithium occurs in a series of narrow pegmatite veins with an overall dip of 65°. Main attributes to model are Li<sub>2</sub>O grade and thickness. Due to the fact that the deposit is under constant exploration, the modeling process is required to be as automatized as possible, allowing a smooth incorporation of new data and geological interpretations.

The selection of the suitable modeling method is mainly motivated by the spatial features of the deposit. The geometry of the veins strongly resembles parallel planes. The thickness is rather thin, varying from 0,25 m up to 5,5m. On the contrary, the prominent dimensions are the extension along the strike (up to 1,5 km) and in dip direction (around 450 m).

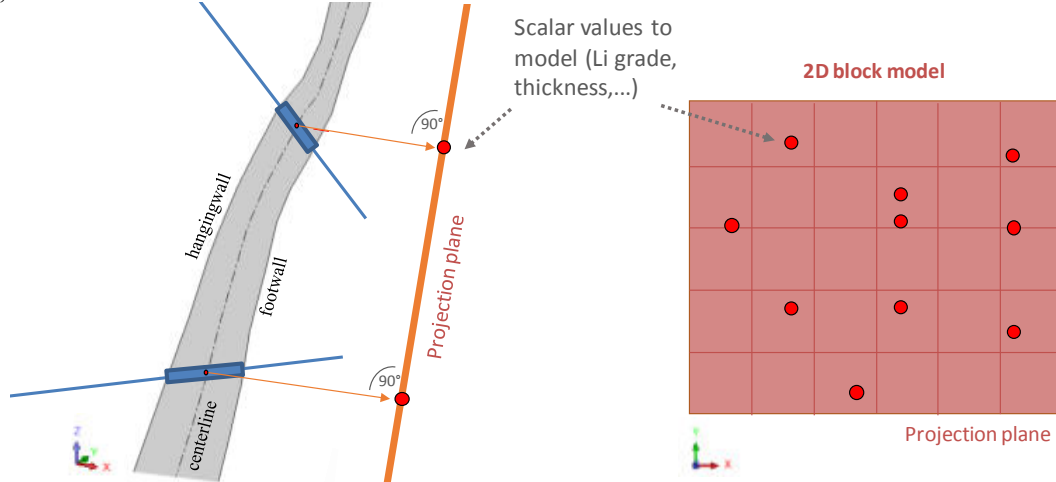
The main conventional techniques for modeling such deposit are the use of geo-statistics and linear interpolation. Other methods which offer less benefits such as inverse distance or nearest-neighbor are not discussed in this paper. Geo-statistics would be applied through a full definition of the space by a block model. The use of block model enables automatization of the process. Main advantage of geo-statistics is that results are based on statistical background, providing an assessment of the results reliability and direct extrapolation, if required. Nevertheless, geo-statistics are a weighted average method and therefore results are subject of an inherent smoothing effect. This makes it inappropriate for defining sharp changes in geology, such as vein boundaries. On the other hand, linear interpolation – which is mainly applied through triangulation of surfaces – is, as indicated, a pure surface definition, well appropriate for modeling host rock boundaries, but not giving any information about attributes inside them. Besides, this method does not provide any reliability assessment. Since it is an interpolation method, extrapolations have to be done according to subjective assumptions. If the linear interpolation is based on samples and geological profiles, it tends to become a laborious and time-consuming manual process which hardly admits any automatization. However, its main advantage is that it is notably adequate for defining geometry because results fit perfectly in space to the sampling data.

According to the geometry of the deposit, the relevant dimensions of the veins are the extensions along strike and dip direction – most probable the whole thickness of the veins would be mined in case of stopping due to mining limitations against narrowness. Moreover, there are not enough input data along the thickness because of the samples distribution. In case of using a conventional block model, block size should be extremely small to characterize the veins along the thickness and their proximity to adjacent veins. The estimations of too small blocks result in very low significance and, besides, is a substantial computational challenge.

Accordingly, these characteristics lead to reduce the modeling approach to 2D, neglecting the variations along thickness. In this way, modeling is done by the use of geo-statistics through a block model definition which only extends in two directions – third component is formed by a single row of blocks. In this sense, thickness would be another attribute to model and includes reliability of the estimation. Thus, the size of blocks can be optimized according to the features of data availability. Reasonable boundaries for modeling have to be defined manually according to the desired extrapolation ranges - which should be considerably smaller than the interpolation ranges.

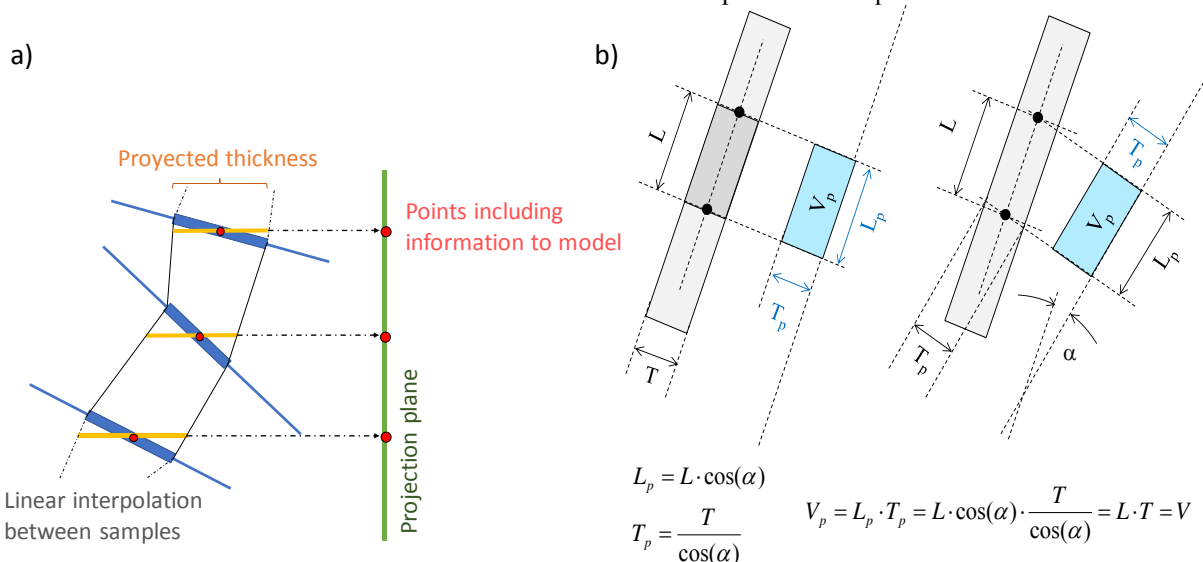
This process is performed individually on a vein-by-vein basis conforming to a geologically based vein assignment of samples.

This approach requires a transformation of input data into 2D using a projection plane. Sample data – mainly borehole data – is abstracted to a point in its central position including the information about the sample attributes to model, namely thickness and grade (Figure 1). These points are projected onto a plane, ideally parallel to the vein, where the 2D block model extends.



**Figure 1: 2D transformation of input data for modeling**

Mineralization occasionally has internal gaps, so-called interbedding, which due to their reduced dimensions are beyond computational capabilities. Therefore, the sampling grade is diluted by the interbedding spacing when it occurs, i.e. use of composite grade as modeling input. On the other hand, thickness is measured as the difference between the intersections of a line perpendicular to the projection plane passing through the central position of each sample with two surfaces interpolated between the limits of the samples – reflecting hanging-wall and foot-wall (Figure 2a). The projection plane preferably should be parallel to the veins. However, the deviation between them is unknown as well as the actual orientation of the vein. Volume calculation, based on the estimated thickness multiplied by block area, is independent of this deviation (Figure 2b). The estimation of the thickness, nevertheless, would be increased proportionately to the cosine of this deviation. This effect should be considered for the decisions taken based on estimated thickness such as minimum stope width or expected dilution.

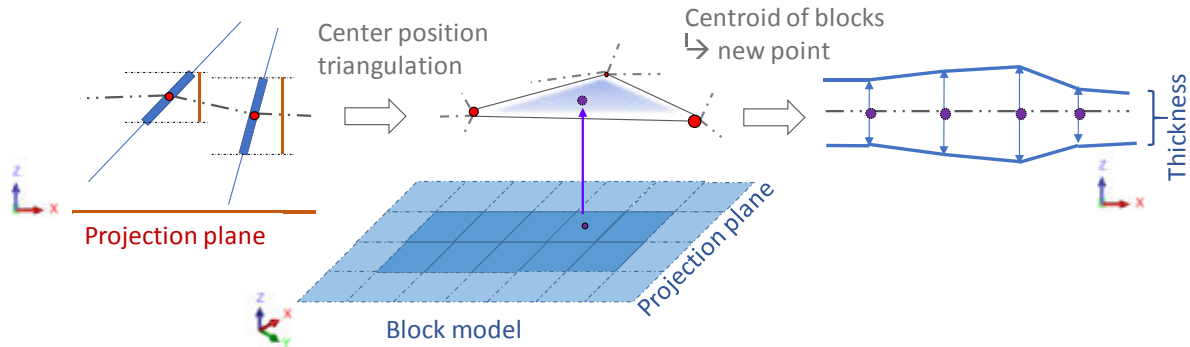


**Figure 2: Calculation of projected thickness and its relation to the volume.**

Variograms of the samples show a high nugget which reflects a natural variability of the deposit on the short scale. The variograms of the lithium content progress steeply in a short range – around 50 m. A second structure is shown with a large range, about 300 m, which suggests a good continuity of the deposit on large distances. For the evaluation of thickness, variograms have favorable ranges exceeding 100 m. Due to the low number of samples allocated to each vein, all samples are considered to calculate the variograms. The comparison between data from different veins is undesired, so samples of each vein are relocated along a vector – keeping relative distance between samples of a same vein in space – separated by a distance greater than the search distance used in the variogram. The results obtained in the variograms are applied for an ordinary kriging modeling.

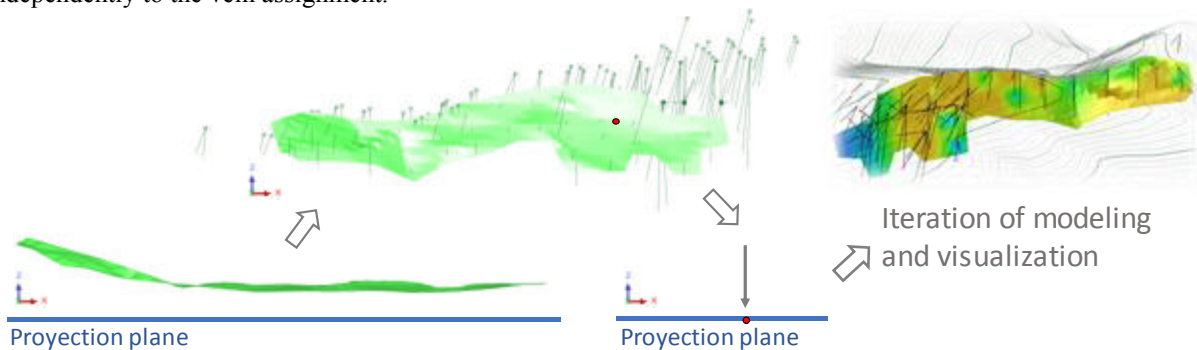


In order to visualize the modeling results in a 3D space, outcomes are transformed back to the original 3D position using as a reference a surface triangulated by means of linear interpolation connecting the central position of each considered sample (Figure 3). The estimations generated for each block are again abstracted to a point located in its centroid. This point is projected onto the mentioned reference surface. Half of the estimated thickness in each point is applied to both sides of the reference surface, creating symmetrically two points which contain identical estimations of the block. By means of triangulation, points of each face of the vein are connected creating two surfaces which form a closed solid defining the vein boundaries in 3D space.



**Figure 3: Calculation of projected thickness and its relation to the volume.**

Through a coordinate transformation, this solid is moved back to the original location in the space and may be compared to the whole sample data set (Figure 4). In case a borehole without any sample assigned to the vein intersects it, a dummy sample is introduced in the system. This consists of a point containing an attribute of thickness equal to zero. This additional points are transformed to the 2D modeling environment to repeat the modeling process. This iteration allows to correct objectively the model, considering all exploration data independently to the vein assignment.



**Figure 4: Validation in 3D of modeling results.**

In conclusion, the combination of geo-statistics by means of a 2D block model and 3D representation through linear interpolation method allows to provide a reliability output of estimations for both thickness and grade, based on statistics, and a more geometrically accurate 3D visualization, faithful to the samples location. This reliability information is extremely valuable for addressing risk aspects, in particular in respect of mine design and overall economics. Besides, due to the fact that the method enables a high level of automatization, easy incorporations of new exploration data and interpretations are possible.

*Acknowledges:* Mine-IT Sanak-Oberndorfer GmbH, ECM Lithium AT GmbH, Montan Universität Leoben.

**MITAN KAMIL**

*AGH University of Science and Technology in Krakow*

## **APPLICATION OF STRUCTURAL-PARAMETRIC MODELLING TO PROSPECTING FOR AND EXPLORATION OF THERMAL WATERS IN THE POLISH LOWLANDS**

### **INTRODUCTION**

The paper presents results of a project aimed at analysis of the possibility of thermal water recovery in a recreational facility located in central Poland, in the central part of the Kościerzyna-Puławy Synclinorium. The project provided for recognition of the occurrence and development of Lower Cretaceous and Lower Jurassic sandstones representing potential thermal water reservoirs, as well as carrying out investigations for determination

of the discharge, mineralization and temperature of thermal waters in selected water-bearing horizons through drilling two deep boreholes.

### GEOLOGICAL SETTING AND HYDROGEOLOGICAL CONDITIONS

The study area is situated in the central part of the Polish Lowlands (Fig. 1), within the Precambrian Platform, in the Kościerzyna-Puławy Synclinorium (Żelaźniewicz et al., 2011). In the Kościerzyna-Puławy Synclinorium, three segments can be distinguished: the Kościerzyna Segment in the north, the Warsaw Segment, and the Puławy Segment in the southeast. In the analysed area, the top surface of the crystalline basement occurs at about 2.5 km below sea level and dips toward the southwest. Rocks of the crystalline basement are overlain with Paleozoic strata of Cambrian, Ordovician, Silurian and Permian. Above them, there are deposits of the Zechstein-Mesozoic sequence, with the dominant, thick Upper Cretaceous succession. It is overlain by Paleogene, Neogene and Quaternary sequences.

The structure of the synclinorium is asymmetric. The inclination of the southwestern limb of the trough is 5-10° whereas in the eastern limb the rocks lie almost horizontally. Most of subsurface dislocations detected with geophysical surveys are trending NW-SE, in parallel with the trough axis, although deep transverse faults are also frequent; being syndimentarily active, they caused changes in thickness of the Mesozoic rocks (Bac-Moszaszwili & Morawska, 1975).

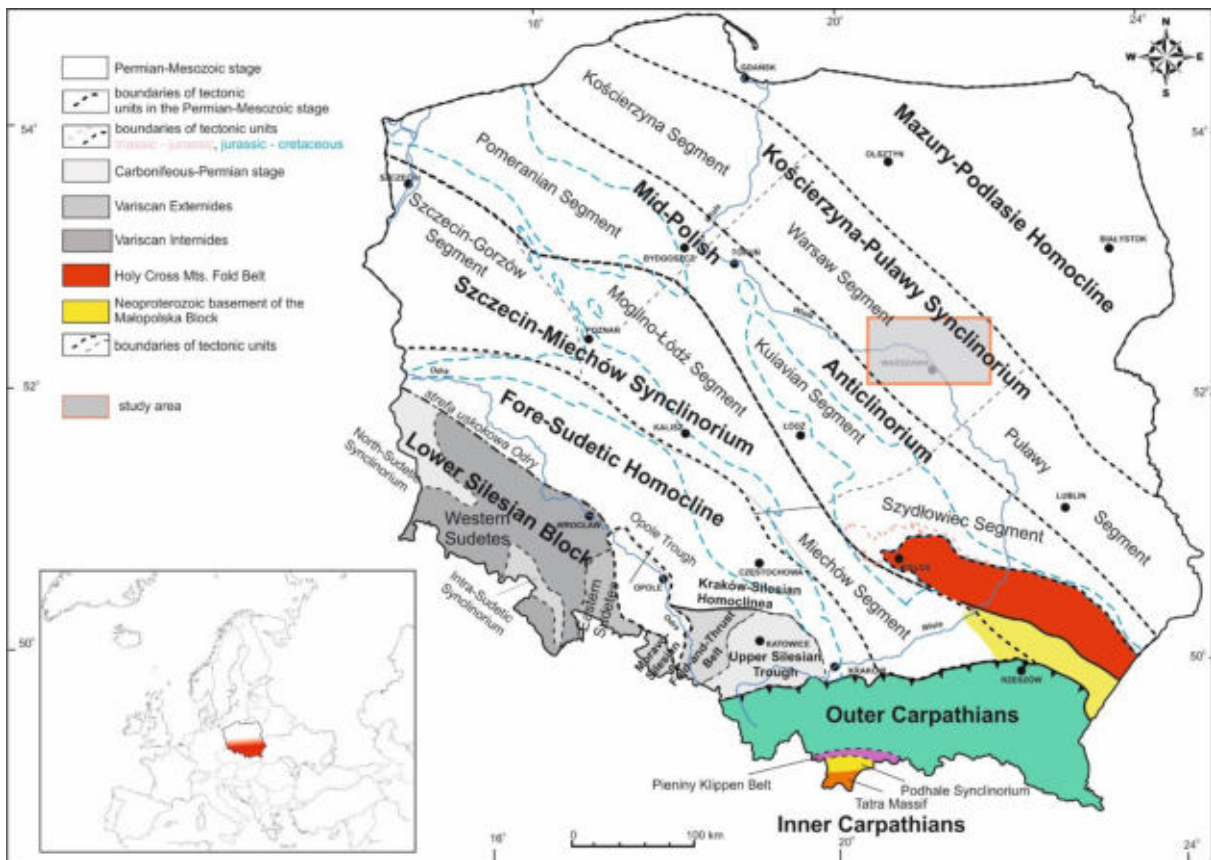


Fig. 1. Location of the modelled area against the background of the map of major tectonic units cropping out at the sub-Cainozoic surface in Poland, outside the Carpathians (after Żelaźniewicz et al., 2011)

The study area is situated in the southeastern part of the Warsaw Segment where the occurrence of mineral waters is connected with the Cretaceous, Jurassic, Triassic and Permian multiaquifer formations. Within the Lower Jurassic sequences of the analysed area, reservoir complexes are related to sandstones of the Zagaje, Olsztyn and Borucice formations, which together with the lowermost layers of the Upper Bajocian sandstones can be sealed by mudstone beds of the Upper Bajocian. As well the basal part of the Zagaje Formation as the topmost part of the Upper Triassic Bartoszyce Beds (Upper Rhaetian) can be characterized by good reservoir properties. In the whole Lower Cretaceous profile of the analysed area, rocks of the Mogilno Formation (Barremian – Middle Albian) reveal the most favourable reservoir and filtration properties; they are characterized by the highest percentage of sandstones in their lithological composition and high values of the open porosity and permeability coefficient.

### STRUCTURAL-PARAMETRIC MODEL

### Input data

For construction of the structural model of a fragment of the Warsaw Segment in the Kościerzyna-Puławy Synclinorium, basic input data were represented by interpretations of seismic surveys and archival well data from the Central Geological Database and archives of the Department of Fossil Fuels. Using the numerical data processing methodology (Papiernik, 2010), those data were digitized and spatially calibrated in the PUWG 1992 Coordinate System.

### Modelling methodology

The modelling was performed using the Petrel software. In the first stage, a structural framework was created based on 2D regular interpolation grids and a network of faults cutting the modelled area was reconstructed through analysis of archival geological data. The model developed by this means constituted a framework for modelling the distribution of physical parameters which reveal continuous variability (Zakrevsky, 2011). The *kriging gslib* algorithm was applied, in which by means of the earlier prepared depth model, temperature changes with increasing depth (with regard to the neutral zone) were estimated following the *co-kriging* method (Papiernik, 2008).

### Results

Analysis of the map of distribution of the mean thermal gradient in the study area indicates that the value of this parameter is around 2.1°C/100 m for subsurface temperatures at tops and within expected intervals of water capture in the Lower Cretaceous and Lower Jurassic reservoirs (Fig. 2). Through the analysis of the archival materials and constructed models, potential parameters of thermal water intakes were estimated for the top of the Lower Cretaceous sequence (water temperature about 30°C and discharge about 25 m<sup>3</sup>/h) and the Lower Jurassic sequence (water temperature reaching 42°C and discharge about 110 m<sup>3</sup>/h).

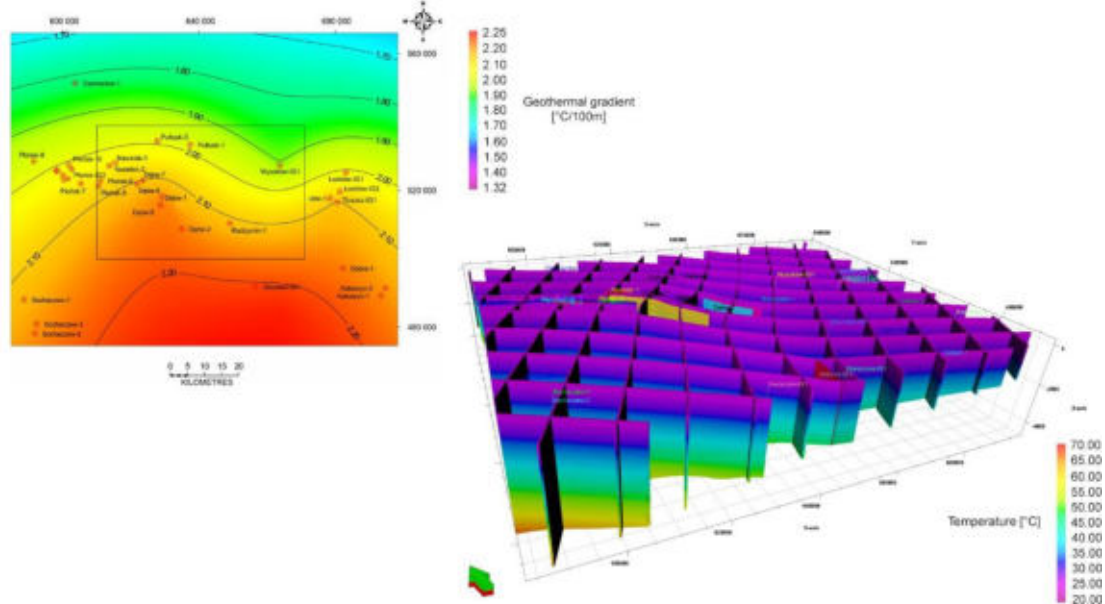


Fig. 2. Model of temperature distribution and map of thermal gradient distribution

### SUMMARY

Comprehensive analysis of the available materials and the performed modelling provided necessary information for realization of the work planned for development of potential thermal water resources: predicted well sections were determined and the temperature profile was prepared, which allowed for estimation of the operational parameters of projected intakes.

### References

1. Bac-Moszaszwili M., Morawska A., 1975 – Struktury tektoniczne w utworach kredowych niecki warszawskiej i ich związek z dyslokacjami podłoża. Acta Geologica Polonica. Vol 25, No 4.
2. Papiernik B., 2008. Modelowanie powierzchni z wykorzystaniem programu Petrel – podstawowe algorytmy estymujące. Materiały z wykładów, [on-line:] [www.geol.agh.edu.pl/~papiern](http://www.geol.agh.edu.pl/~papiern).
3. Papiernik B., 2010. Wpływ metodologii przetwarzania na wyniki statycznego modelowania 3D. Prace Naukowe Instytutu Nafty i Gazu, 170, 213–217.
4. Zakrevsky, K.E., 2011. Geological 3D modeling. EAGE Publications. 3990 DB Houten, Netherlands.

5. Żelaźniewicz A., Aleksandrowski P., Buła Z., Karnkowski P., Konon A., Oszczytko N., Ślącza A., Żaba J. & Żyto K., 2011 - *Regionalizacja tektoniczna Polski*. Komitet Nauk Geologicznych PAN, Wrocław.

**MA SIHAO<sup>1,2</sup>, LIAO JIJIA<sup>1,2</sup>, LIAO MINGGUANG<sup>1,2</sup>**

*1. Natural Gas Geology Key Laboratory of Sichuan Province, Southwest Petroleum University, Chengdu, China;*

*2. School of Geoscience and Technology, Southwest Petroleum University, Chengdu, China;*

## **SEDIMENTARY CHARACTERISTICS AND MECHANISM STUDY OF THE CARBONATE GRAVITY FLOW IN THE EARLY CAMBRIAN IN NORTHERN SICHUAN, CHINA**

The Cambrian strata is widely distributed in the Northern Sichuan area, China, and the Cambrian succession consists of five formations, including Qiongzhusi, Canglangpu, Longwangmiao, Douposi and Xixiangchi formations in ascending order. The study area in this paper is located at the bottom of the Xiannudong Formation (also called Canglangpu Formation in some literatures), which is typically the diamictic carbonate platform marginal slope environment in shallow water. This study is based on the field exploration, outcrop analysis and microscopic observation of the gravity flow sediments, and the results show that the bottom of the Xiannudong Formation is mainly composed of five rock types, such as the silty mudstone, micrite grained limestone, bioclastic micritic limestone, sparry algal limestone and sparry bioclastic limestone, and of two types of carbonate gravity flow deposits, including analogous-nodular carbonate gravity flow and brecciated carbonate gravity flow deposits. The biolithite is made up of stratums with biology fragments, like echinoderm, trilobite, foraminifer and large amounts of archaeocyatha, which indicates the low-energy environment. In addition, the epiphytor found in the algal limestone is similar to that in the overlying strata.

The gravity flow found in Xiannudong formation is named analogous-nodular carbonate gravity flow because of its similar shape of the nodular limestone or vermicular limestone. According to the differences existing in the morphologic characteristics, the analogous-nodular carbonate gravity flow sediments in the lower part of Xiannudong formation are classified by three different types: discontinuous(I), random(II) and banded(III) analogous-nodular carbonate gravity flow sediments, among which the discontinuous(type I) sediments are common. These sediments are not independently distributed, instead, the different types of gravity flow deposits can be found in the same area. Besides, we also find the other kind of gravity flow deposits named the brecciated carbonate gravity flow sediments. Compared with the analogous-nodular deposits, the brecciated sediments are much larger even to meter size. Around the breccia can be seen the distribution of analogous-nodular rudstone, and the rudstone presents significant distortion and curved distribution along the surface of the breccia with the apparent flow characteristics. According to the grain size and lithological change of the gravity flow sediments, five development stages were divided in the outcrop zone, which shows an obvious superposition relationship in the longitudinal direction. The grain size of the gravity flow sediments roughly changes from fine to coarse, which is generally consistent with the regressive environment of the Xiannudong period.

In 2013, Shanmugam proposed the most meaningful and practical classification of subaqueous gravity-driven processes, including 4 continuous process, slide, slump, debris flow and turbidity current. Compared with the brecciated or analogous-nodular carbonate gravity flow sediments, we can see some common characteristics. Generally speaking, the debris flow belongs to the laminar flow, that is, the debris material exhibits a clear along-layer migration in the fluid, and due to its plasticity and laminar nature, the sediments of the debris flow are usually deposited with the form of thick layer or mass blocks, and plate- or stripe-shaped gravels are generally distributed along the layer. We see the same along-layer distribution in analogous-nodular carbonate gravity flow sediment, so does the brecciated carbonate gravity flow sediment with slump. Therefore, the theory and process raised by Shanmugam are partly introduced to the analysis of the explanation of the mechanism of carbonate gravity flow.

Xiannudong formation deposited during the first regression of Cambrian. In this period, the crust rised and it may cause waves, earthquakes, storms, etc. In the vicinity of the platform marginal slope, slide and slump events occur due to these triggering mechanism. The mass moves down along the slope, and some of the blocks were migrated and deposited here. But the amount of sediment-water mixture and the decomposition of the material were increasing, and with the increasing injection of water, some of the mass is broken and flows with the form of debris flow along the slope, and then the slump transforms into debris flow with plastic rheological characteristics. But the size of the rudstone is too large, platform marginal slope is not as deep as the continental slope, the amount of fluid is not large enough, and the slope gradient is also not that steep, so the carbonate debris flow cannot move forwards farther. Therefore, we cannot find turbidity current in Xiannudong section, because the supporting mechanism is not satisfied with the needs of turbidity current-turbulence. After deposition, the bottom current may

rework them, and the seawater may also corrode them. Finally, the carbonate gravity flow sediments are formed as we see today.

As we saw before, the rudstone presents significant distortion and curved distribution along the surface of the breccia with the apparent flow characteristics, so we infer that the sediment-support mechanisms of the brecciated carbonate gravity flow sediment mainly include matrix strength from grain support and collision, while the mechanism for analogous-nodular carbonate gravity flow sediment are similar to sandy debris flow, that is, matrix strength and dispersive pressure. But as we all know, the sedimentary structures are not easy to preserve in carbonate rocks, so some of the soft-sediment deformations, beddings and other structures cannot be found as the normal slumps did.

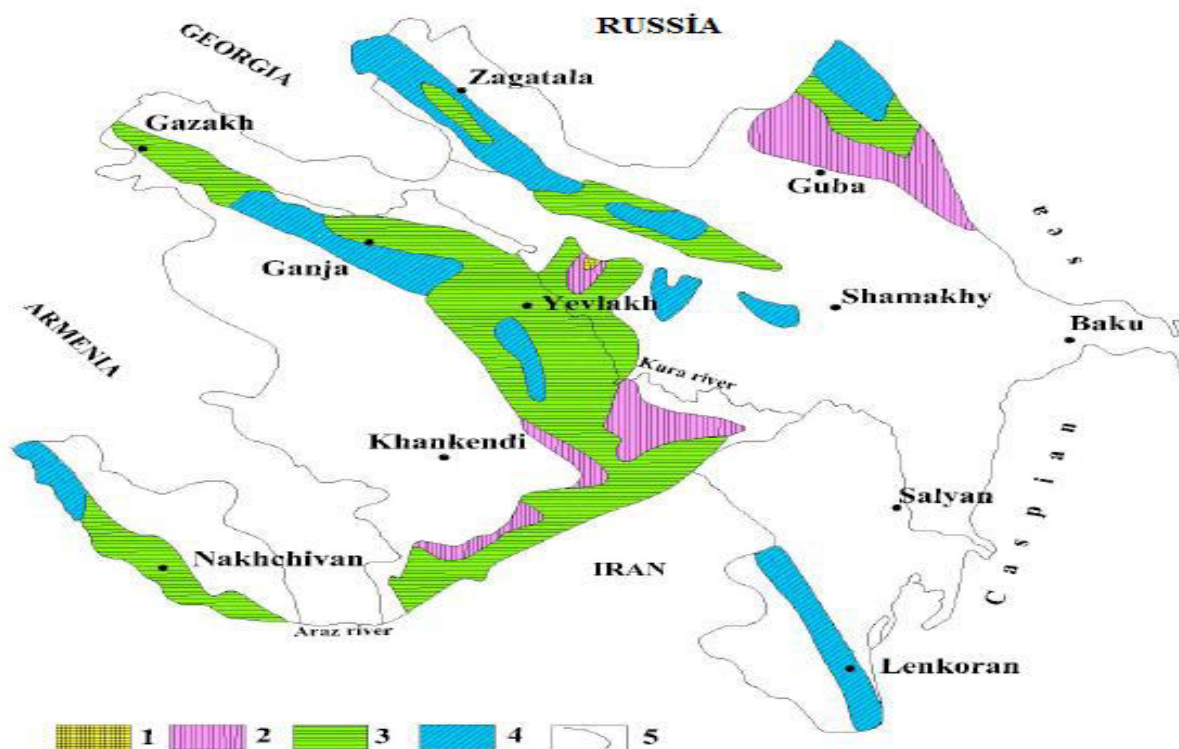
**Key words:** Cambrian; Xiannudong; Platform marginal slope; Caronate gravity flow; Development mechanism

**About the first author:** Ma Sihao, Master student, School of Geoscience and Technology, Southwest Petroleum University, China

**TAGHIYEV ALLAHVERDI SHUKUR**  
Azerbaijan State Oil and Industry University

## THE PROSPECTIVES OF USING UNDERGROUND WATER DEPOSITS IN AZERBAIJAN PART OF THE GREATER CAUCASUS

As a treatment, the source of alternative energy resources and chemical raw materials, mineral and thermal water deposits in the territory of the Azerbaijan Republic, as well as their appropriate operation either in a scientific basis has a great importance. There are 200 groups regarded systematic mineral water resources. More than 1100 of them are in a form of a natural spring. In our Republic exploitation reserves comprise 240 thousands m<sup>3</sup>/day. Anticipated exploitation reserves of mineral and thermal water with over high 30<sup>0</sup>C degree of temperature are composed of 2000 m<sup>3</sup>/day. Below map shows about the distribution of underground water of Azerbaijan.



**Figure 1. The distribution of underground water of Azerbaijan**

The myriad inlets of natural mineral and spring water related to various types of hydrogeochemical modeling have been recorded in exploring sites which are formed by impact of magmatic and geodynamic processes in different intensity rate subjected to far late period of the Cretaceous incurred as a result of Alpine folding which has been in progress till today in a whole area of the Great Caucasus.

Above mentioned water types are counted as mineral water formation as in a full compliance with international standards which were accepted in the scientific symposium held in Germany in 1911, corresponding thoroughly in fact they contain diverse gases which have positive impact on the human body, specific chemical

components and with its pharmacological ingredients, useful biologically active elements as well as quality of water of balneology since then.

Mineral water has a particular influence on our body due to amount of salt contained or various elements (iodine, bromine) and gases (carbon, sulfur, nitrogen), and therefore is used as a therapeutic instrument.

Despite the relatively small amount of mineral water containing trace elements, their study is of great importance. A lot of microelements as being biologically active, moreover existing more or less than norm in water itself which allow them to be cause of epidemic disease, these can be detected in human which are serious threat.

In many developed countries, the recovery of the thermal waters, regarding the depths of earth play the key role as an accumulator in terms of heating energy which has fostered advancement in their geological and hydrogeological study considerably. Thermomineral water resources considered to be useful in a way of development for a spa, also health and fitness complexes. Thermal water fields in the Azerbaijan site of the Great Caucasus are very widespread. Thermal water is brought to be in progress in digging site of Jarly structures in exploratory wells which are excavated in depths of 3200-4500 meters and their total output is of 2,500 m<sup>3</sup>, the surface temperature is 72-97°C. Along Caspian sea zones (Khudat-Khachmaz) by some the other Thermal water had been discovered by means of exploration wells with the depth of 3000 m, total output 30000 m<sup>3</sup>/day over and the ground surface temperature is 50-81°C. Alongside the environmentally friendly energy source, its other types of underground thermal water (mainly oil and gas) need to be studied comprehensively and it is of a great importance to make in use of public service.

Thermal water has been widespread in some areas of Great Caucasus (Kakh, Kabala, Shamakhy and other sides).

#### References

1. Geology of Azerbaijan. Volume IV. Baku, 2005, 506 p.
2. Taghiyev I.I., Ibrakhimova I.Sh., Babayev A.M. The resources of mineral and thermal waters of Azerbaijan. Monograph. Baku, 2011.

**TUAN ANH PHAM<sup>1</sup>, BA TUAN DINH<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> *VINACOMIN Informatics, Technology, Environment Joint Stock Company, VN*  
**XUAN LUAN TRUONG<sup>2</sup>, XUAN QUANG TRUONG<sup>2</sup>, TUAN ANH NGUYEN<sup>2</sup>**  
<sup>2</sup> *Hanoi University of Mining and Geology, Vietnam*

## **GEOSTATISTICAL APPROACH TO ESTIMATING THE GEOLOGICAL PARAMETER – QUALITY AND RESERVES OF COAL SEAMS: A CASE STUDY KHE CHAM DEPOSIT, QUANG NINH PROVINCE, VIETNAM**

#### **Abstracts**

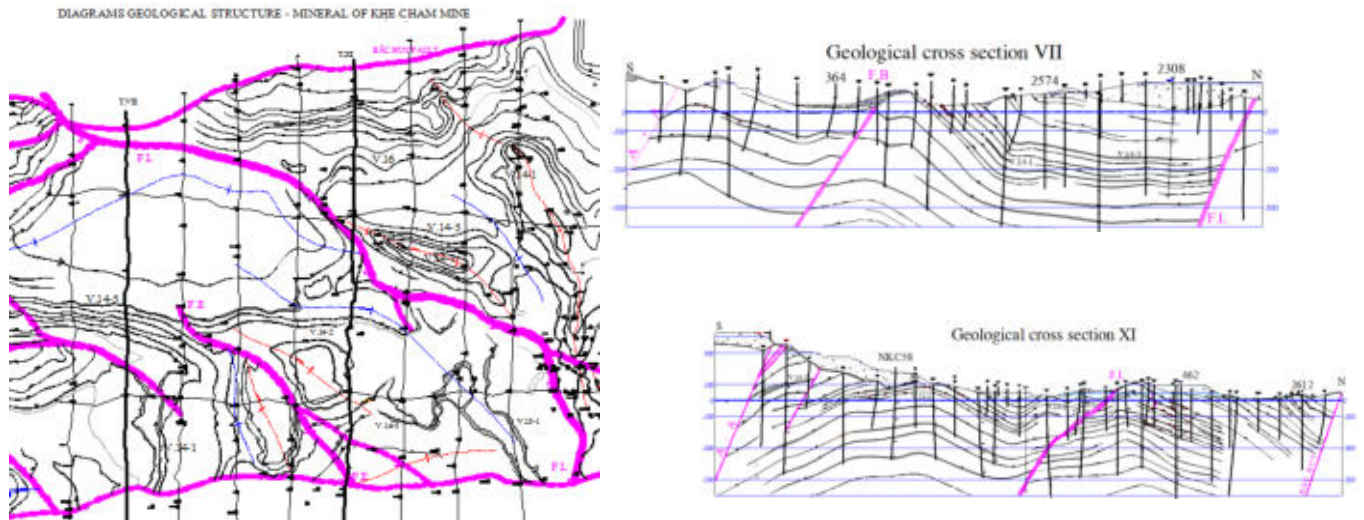
Nowadays, this results of study show that geostatistical model can support to access to space changes of geological parameters and coal quality more effectively, with a clear local anisotropy. We have tested for Khe Cham Coal Mine - Quang Ninh - Vietnamese. Kriging anticipates reasonable results, research parameters on each point or micro blocks in any place of coal seam space. The main direction is northeast - southwest, with common anisotropic coefficient is 1.4. All calculations have been done by 3D with HUMGEOSTAT software produced by the research team.

*Key words:* mining geostatistics, geostatistical model, Khe cham deposit.

#### **I. INTRODUCTION**

Khe Cham coal mine belongs to Hong Gai-Cam Pha long-coal range, including 32 coal seams, one of biggest coal reserves in Vietnam. This mine had been found and explored since 1958 and began open mining several hollow seams in 1978, to the bottom mine at (-167)m.

Khe Cham mine includes terrigenous sediments of Hon Gai formation (T<sub>3n</sub>-rhg), of which the middle sub-formation has industrial coal-seam; 04 anticlines and 05 synclines. (fig.1)



**Fig.1: Diagrams geological structure and Geological cross-sections line No.7, No11 of Khe Cham Coal mine**

Traditional research methods showed that these coal seams have thickness ranges from medium to large thickness, and quite stable ( $V_m = 60 \div 81\%$ ); very less or low erosion, good quality, simple structure and become complicated at sea level-300 m, below this level, it has simpler structure and belong to group II deposit.[2]

The parallel and non-parallel exploration network have been used; with density  $500 \times (250 \div 500)$  meter. However, collected data is not enough for exploitation designing, and there are many additional exploration activities have been done (with network distance:  $(125 \div 250) \times (50 \div 150 \div 250)$  meter and it is difficult to locate additional exploration places and mining operation. Therefore, authors of this research have applied geostatistical model to solve this urgent issue.

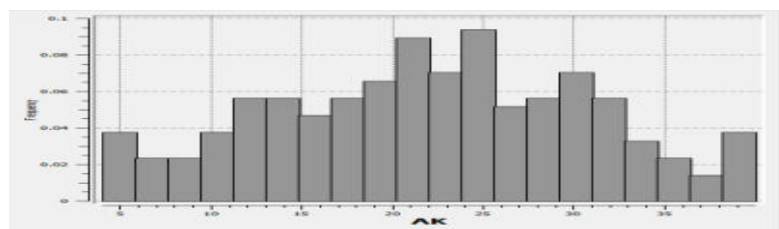
**II. RESULTS**

**2.1. Statistical data analysis**

Statistical results of dry ash (Ak) have been shown in table 1 and fig.2. All calculations have been done by HUMGEOSTAT program created by the research team with guidance of Prof. Truong Xuan Luan. [2]

**Table 1. Results of qualitative statistics AK and thickness of coal seam 14-1**

Data	Number of samples	Min	Max	Average	Skewness	Kurtosis	Variance	Coefficient of Variation
Dry ash (Ak)	213	4.02	39.98	21.93	-0.035	-0.714	76.73	40
Thickness (m)	212	0.10	8.67	1.73	1.28	6.78	1.65	74



**Fig. 2. Histogram the AK**

**Comments:** [1] Ak has been distributed quite good and equal ( $V_c = 40\%$ ); but it is multimode so it has property of non-simple change. (2) Thickness of seam (meter) has been distributed quite good also, with non-stable change ( $V_m = 74\%$ ), higher than Ak, inclined to the left. Therefore, if we only consider change levels, then we will not have exact and comprehensive comments about changeability of research parameters. In reality, the exploration network is not as much as needed and there are still many additional exploration activities have been done as mentioned above.

**2.2. Spatial analysis parameters by structural function**

This is the first research on this topic in Vietnam, and authors applied 3D space with modules of algorithm created by them:

$$\gamma(h) = \frac{1}{2v} \iiint_v [Z_{(x)} - Z_{(x+h)}]^2 dv$$

In the space, variograms have been defined:

Of which  $Z_{(x)}$ ,  $Z_{(x+h)}$  quantities at two research points  $[(x) \text{ và } (x+h)]$  with a distance  $h$  in a defined direction.

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N(h)} \sum_{i=1}^{N(h)} [Z_{(x)} - Z_{(x+h)}]^2$$

Tested Variogram has been defined:

$N(h)$  – Number of calculation points

In order to have a comprehensive research, besides to recognize properties of changes of research parameters, affected dimension, we defined  $\gamma(h)$  to many spatial directions to assess their anisotropy.

Because of limited input value, properties of changes of geological parameters and coal quality, in this article, to quantify spatial structure we just show several results as fig.3, table 2.

**Table 2: Table summarizing the structure function analysis of Ak**

Directions (degrees)	Typical parameters of $\gamma(h)$			Models
	Nuggets	Sills	Ranges (m)	
0	25	45	550	$\gamma(h) = 25 + 45(1.5 \frac{h}{550} - 0.5 \frac{h^3}{550^3})$ when $h \leq 550$ $= 25 + 45 = 70$ when $h > 550$
30	21	48	800	$\gamma(h) = 21 + 48(1.5 \frac{h}{800} - 0.5 \frac{h^3}{800^3})$ when $h \leq 800$ $= 21 + 48 = 69$ when $h > 800$
45	25	51	800	$\gamma(h) = 25 + 51(1.5 \frac{h}{800} - 0.5 \frac{h^3}{800^3})$ when $h \leq 800$ $= 25 + 51 = 76$ when $h > 800$
60	30	50	750	$\gamma(h) = 30 + 50(1.5 \frac{h}{750} - 0.5 \frac{h^3}{750^3})$ when $h \leq 750$ $= 30 + 50 = 80$ when $h > 750$
90	40	45	750	$\gamma(h) = 40 + 45(1.5 \frac{h}{750} - 0.5 \frac{h^3}{750^3})$ when $h \leq 750$ $= 40 + 45 = 85$ when $h > 750$
135	38	45	750	$\gamma(h) = 38 + 45(1.5 \frac{h}{750} - 0.5 \frac{h^3}{750^3})$ when $h \leq 750$ $= 38 + 45 = 83$ when $h > 750$

**2.1. Kriging.** For coal seams, because of specific characteristics, to have spatial forecast of geological parameters and coal quality for natural resource forecast is not an easy task. However, the authors already applied forecast (estimation) for several parameters: thickness (m), dry ash (Ak), Ak\*d, Ak\*m). The results is acceptable.

**Comments:**

- Research results of spatial structure shows a quite clear local anisotropy. The most changing direction is  $30 \pm 22.5^\circ$ , a bit different from what applied in reality is northsouth direction. The variograms demonstrates quite clearly layers.

- In order to improve accuracy, according to experiences of authors and geostatistical researchers, the reserve level 121 just take 1/3 and 2/3 with probable mineral reserve 122 of affected zone. Therefore, we recommend for reserves 121: (180 x 250) meters, for reserves 122: (250 x 500) meters. Note, there is one parameter shown then network density is just an orientation, because of local anisotropy, it is needed to analyse spatial structure carefully, network density must be different for each small area in the mine.



### III. VALADITION

In order to confirm accuracy of research results, we have done several experimental data, of which the most importance is to compare with mining documents, sampling at estimated locations (interpolation). The difference between forecast results and reality is just about  $\pm 4.5\%$

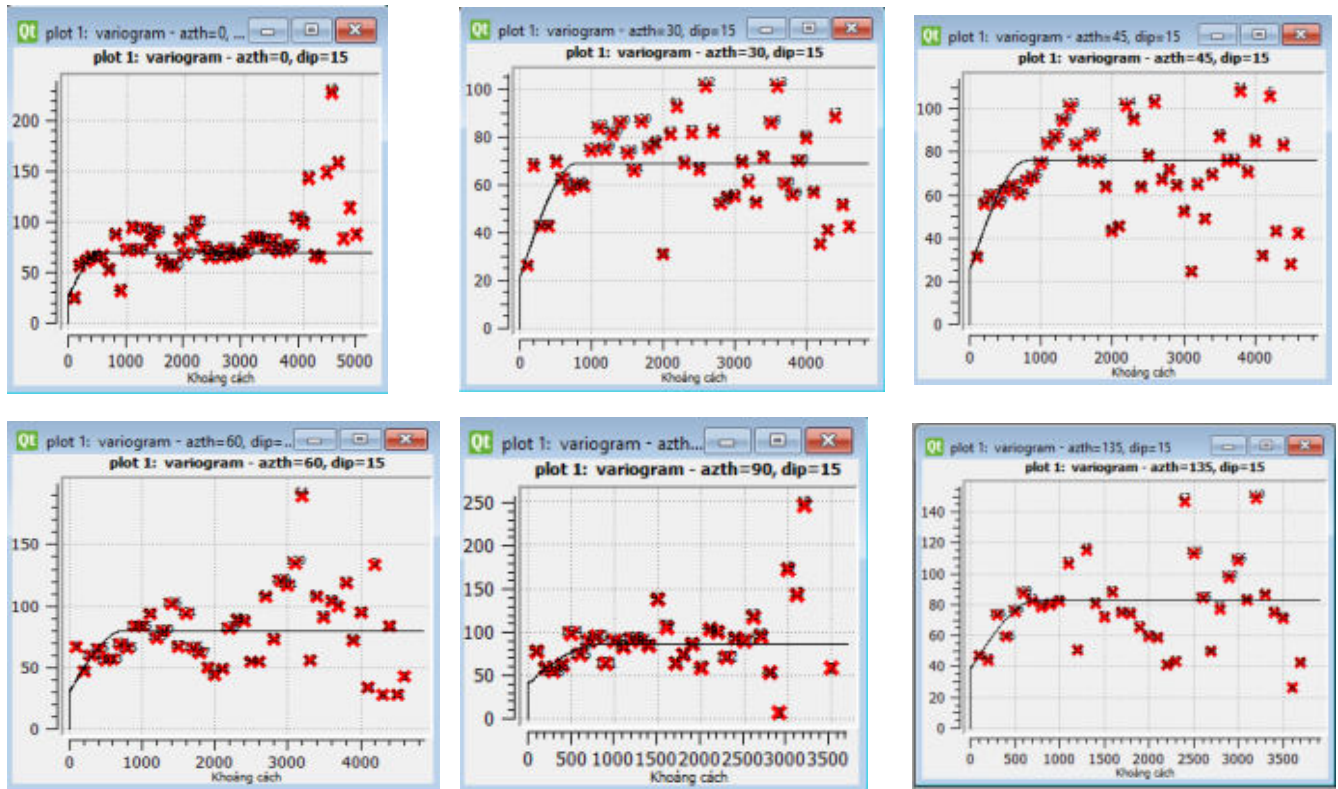


Fig 3. Variograms for different directions of AK

### IV. DISCUSSIONS AND CONCLUSIONS

#### - Discussion:

Kriging is a good method in supporting design optimal open pit mining. We will continue to research for applying in reality in future.

#### - Conclusions:

With traditional methods, structural functions have supported in researching spatial structure of several geological parameters and coal quality. Then giving objective assessments about form and density of explorative networks, and how to choose those explorative locations. Meanwhile, structural functions will be operands in the Kriging equations to estimate natural resource, reserve and define calculation errors by Kriging variance for coal seams.

Kriging gives quite exact results about nature resources and reserves of micro blocks, it is very good for mining operation.

**Acknowledgment:** This paper is supported by NAFOSTED with Code No. Project: 02 / 2012 / HD – HTSP

#### References

1. Alwyn E. Annels, 1991. *Mineral deposit evaluation*, Chapman & Hall.
2. Hoang Huan NGUYEN, Tuan Anh PHAM et al. 2015. *Report of explorative result of Khe Cham Coal Mine, Quang Ninh, Vietnam*.
3. Edward H. Isaks, R. Mohan Srivastava, 1989. *Applied Geostatistics*. Oxford University Press
4. Truong xuan luan. 1997. *The role of structural function for study assessing the coal deposits*. Geological Journal.

## CONSTRUCTION GEOSTATISTICAL MODEL EVALUATION COPPER ORE: A CASE STUDY SIN QUYEN DEPOSIT, LAO CAI PROVINCE (NORTHERN VIETNAM)

### Abstract

This main purpose of this paper is to show the result of Construction geostatistical model evaluation copper ore with the help of a complete geostatistical programs designed for 3D environment. By using the old data sets and additional sampling from the new drill holes we got during our research, the authors has been able to quantify the spatial variability of the porosity in Cu, compute the density of a network structure exploration and estimate the Cu content by points and sub-blocks with Kriging error smaller than 5% when compared to the actual data value.

- 1. Introduction.** Geostatistics is one of the most modern, high efficiency statistical methods and therefore got a lot of attention from reseachers all over the world. But in Vietnam, it still much less used. The authors have succeeded initially in dealing geostatistics problems with self-established software (HUMGEOSTAT) for research in 3D.

The Sin Quyencopper deposit is localized in the Neoproterozoic metapelite in the Phan Xi Pang zone, Lao Cai province, northern Vietnam, is currently the largest Cu producer in Vietnam, with annual production of 30,000 ton Cu metal. Fifteenth ore bodies have been recognized in this deposit; contains economic concentrations of Cu, Au,  $\Sigma$ TR<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, and sub-economic concentration of U.

### 1.1. Methodology

### 1.2. The algorithm

The computer program includes a full range of functions from processing, examined input data, statistical quantitative, spatial structure, Kriging method to generate reports. These step by step solution of the algorithm are given in Fig. 1

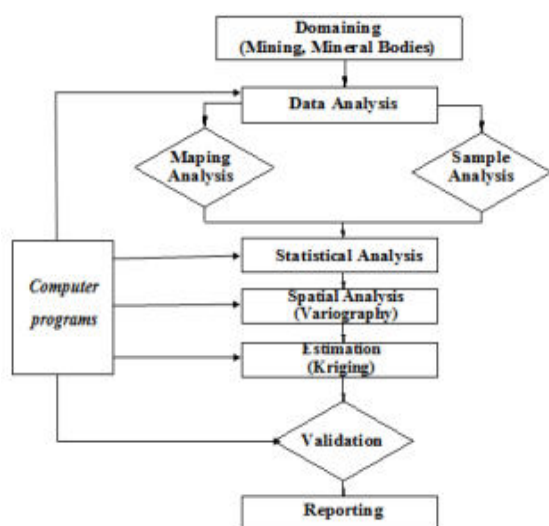


Fig 1. Construction the Computer program

a. The variogram is computed as:

$$\gamma(h) = \frac{1}{2} E[Z(x) - Z(x+h)]^2$$

$$\gamma(h) = \frac{1}{2v} \iiint_v [Z(x) - Z(x+h)]^2 dv$$

Where  $Z(x)$ ,  $Z(x+h)$  is the value at the location  $[(x)$  and  $(x+h)]$  separated by vector  $h$ . The experimental variogram:

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N(h)} \sum_{i=1}^{N(h)} [Z(x) - Z(x+h)]^2$$

$N(h)$  – number of data pairs

```

template<class Location>
typename Spherical_covariance<Location>::result_type
Spherical_covariance<Location>::
compute(consttypename Spherical_covariance<Location>::EuclideanVector& vec) const {
double h=euclidean_norm(vec);
  
```

```

if( h >= this->a_ )
return 0;
else
return this->c_ * (1 - 1.5*h/this->a_ + 0.5*pow(h/this->a_ , 3));
}

```

Note that it is important to reduce the irregular distribution of ore sample position, and to get the most pairs of points possible for the calculation, so we have divided groups of points by distance in space (Fig. 2).

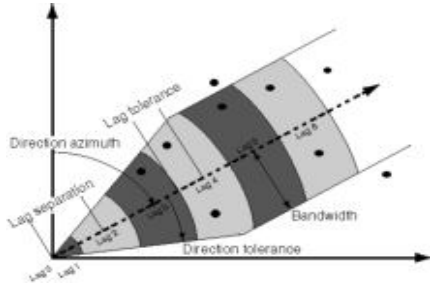


Fig. 2. Lag tolerance and angle

- b. There are many kind of Kriging (Ordinary, Simple, Universal, IK-Indicator, Disjunctive,...) that we can not go to each of their details in this paper. Here are an example of Ordinary Kriging: The Estimator:

$$Z^*(v_0) = \sum_{\alpha=1}^N \lambda_{\alpha} Z(x_{\alpha}) \quad \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} = 1$$

, is determined by the Kriging equation below:

$$\begin{cases} \sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} \gamma(x_{\alpha} - x_{\beta}) + \mu = \bar{\gamma}(x_{\beta}, V_0) \\ \sum_{\beta=1}^n \lambda_{\beta} = 1 \end{cases}$$

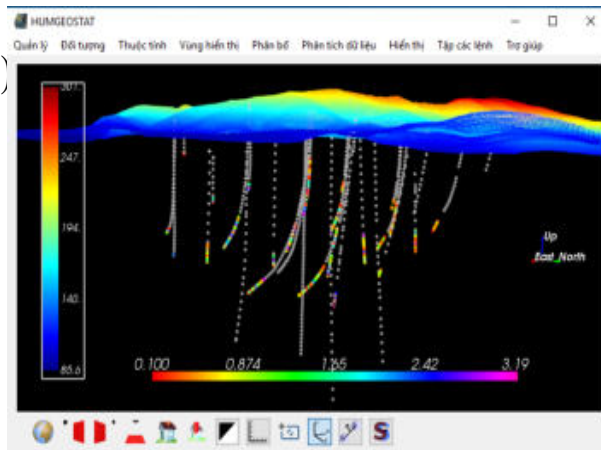


Fig. 3. Spatial distribution and location of the ore

**2. Results** The geostatistical computer program has been successfully completed and tested in the feature ore body of Sin Quyen copper deposit.

**2.1. Statistical analysis.** The results are summarized in the Table 1 and 2, Fig 4

Table 1: Results of qualitative statistics Cu of ore bodies

Element/body	No of samples	Min	Max	Average	Skewness	Kurtosis	Variance	Coefficient of Variation(%)
Cu/B3	940	1.154	0.1	3.2	0.818	-0.513	0.841	79
Cu/B7	372	0.912	0.1	3.2	1.176	0.976	0.512	78

The correlation of copper and other useful elements is shown in Table 2

Table 2. Correlation coefficient between Cu with associated elements in the B3

	Cu	Au	Ag	ΣTR <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TFe	Co	S
Cu	1						
Au	0,38	1					
Ag	0,09	0,07	1				
ΣTR <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,30	0,13	0,04	1			
TFe	0,49	0,10	0,08	0,36	1		
Co	0,09	0,06	0,05	0,06	0,47	1	
S	0,24	0,01	0,08	0,28	0,53	0,7	1

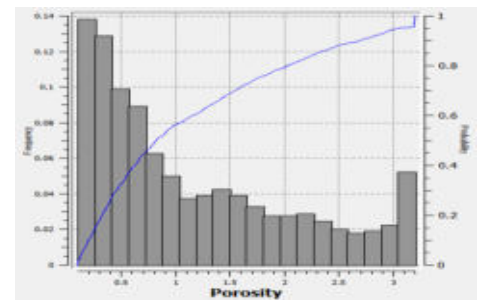


Fig. 4. Histogram of Cu Content of B3

**Comment:** The Copper porosity in the two ore bodies are close to normal distribution, non-uniform change, quite right-skewed distribution. Copper content has right correlation with all useful associated elements TFe, Au, S, and almost no correlation with Ag and Co.

**3.2. Spatial analysis.** The variogram models are defined in 3D environment, by 6 directions. The results are shown in Table 3 and fig. 5

Table 2: Table summarizing the structure function analysis of Cu content (B3)

Directions (degrees)	Typical parameters of $\gamma(h)$			Models
	Nugget effects.	Sills	Ranges (m)	
Omni	0.65	0.23	85	0.23 + 0.23 Sph (85 m)
0	0.25	0.80	75	0.25 + 0.80 Sph (65 m)
30	0.35	0.55	85	0.35 + 0.55 Sph (85 m)
45	0.35	0.50	70	0.35 + 0.50 Sph (70 m)
60	0.35	0.45	75	0.35 + 0.45 Sph (75 m)
90	0.42	0.45	85	0.42 + 0.45 Sph (85 m)
135	0.58	0.27	65	0.58 + 0.27 Sph (70 m)

**Comment:** All of the variogram models has nugget effects so we may conclude that Cu content has non-uniform change, anisotropic region and North-South ( $0 \pm 22.5^\circ$ ) is the direction that has the biggest change, anisotropic index around 1.3. The exploration line direction should be North-South ( the current direction is East North – West South), with the density for reserves rank 121: (23 x 30) meters, rank 122: (45 x 60) meters.

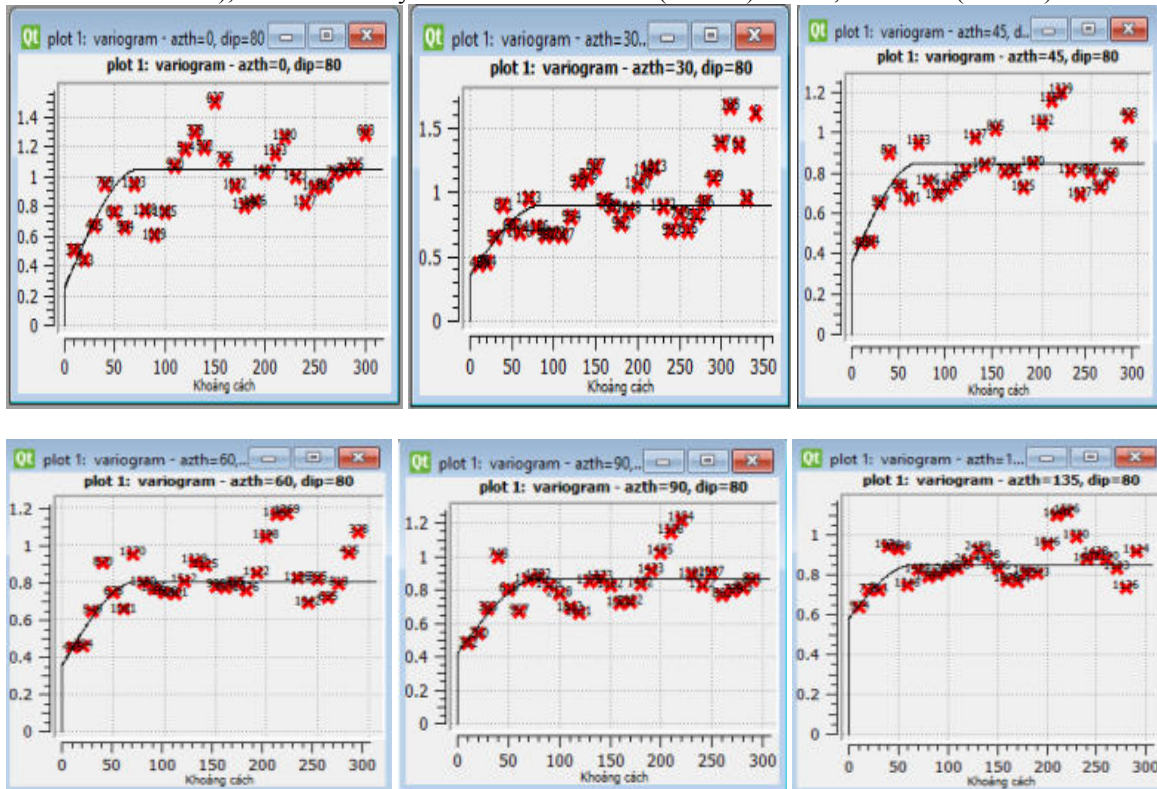


Fig. 5. Variogram analysis of results according to the  $0^\circ$ ,  $30^\circ$ ,  $45^\circ$ ,  $60^\circ$ ,  $90^\circ$  and  $135^\circ$  of B3

### 3.3. Kriging

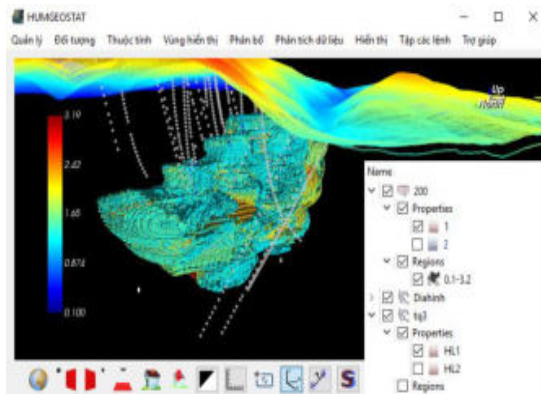


Fig. 6 Kriging estimate

**- Conclusions:**

With traditional methods, structural functions have supported in researching spatial structure of several geological parameters and coal quality. Then giving objective assessments about form and density of explorative networks, and how to choose those explorative locations. Meanwhile, structural functions will be operands in the Kriging equations to estimate natural resource, reserve and define calculation errors by Kriging variance.

Kriging gives quite exact results about nature resources and reserves of micro blocks, it is very good for mining operation.

**Acknowledgment:** This paper is supported by NAFOSTED with Code No. Project: 02 / 2012 / HD – HTSP

**References**

1. Pham Quoc Huy et al. 2014. Report of Additional exploration of Sin Quyen copper deposit, Lao Cai, VN
2. Ta Viet Dung et al. 1975. Report of detailed exploration of Sin Quyen copper deposit, Lao Cai, VN
3. Edward H. Isaks, R. Mohan Srivastava, 1989. Applied Geostatistics. Oxford University Press
4. Truong Xuan Luan. 2010. Geostatistics in Geology. Transportation Press.

**CHRISTINE SEUPEL**

*Institute of Geophysics and Geoinformatics, TU Bergakademie Freiberg, Freiberg, Germany*

**SEISMIC INVESTIGATIONS FOR MINERAL EXPLORATION NEAR GEYER (ERZGEBIRGE)**

**Abstract**

Within the project „Mineral exploration in the Erzgebirge with geophysical methods“, which is a cooperation of the TU Bergakademie Freiberg with the Helmholtz-Institute Freiberg for Resource and Technology (HIF), the national institute for Geosciences and natural resources (BGR), and the federal authority for environment, agriculture and geology (SMUL), the mineral potential in the area around Geyer was be explored up to a depth of approximately 500 m. There were several geophysical methods used such as surface-covering aero geophysical methods as well as local, ground-based methods such as transient electromagnetic and seismic.

The main objective of the seismic measurements was to image the layer boundary between the granite of the Greifenstein-complex and the metamorphic rocks above. For this purpose a main profile with a length of approximately 1 km, radial to the center of the granite complex, was acquired in May 2015. The source was an accelerated drop-weight, the source interval 8 m and the receiver interval 2 m. In addition, two cross profiles perpendicular to the main profile with a source interval of 2 m were recorded.

A near - surface velocity model was obtained by first arrival tomography. The velocity model and the results of further geophysical measurements built the origin for a high-resolution 3D-modell of the investigation area as well as the geological interpretation and evaluation of the raw material’s potential.

**Geology**

The investigation area is located in the central part of the Erzgebirge mountains and is part of the “Ehrenfriedersdorf - Geyer” deposit. It is located at the northwest flank of the anticline “Annaberger Antiklinale”

(Hösel et al., 1994). The main profile extends from the granites of the Greifenstein-complex in northwest direction and is divided by the road “ThumerStraße” (Fig. 1).

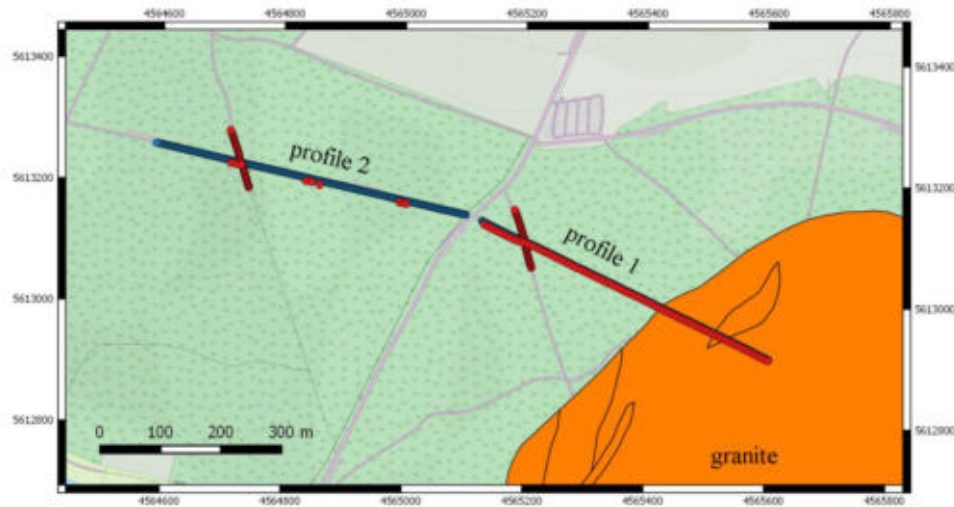


Figure 1: Investigation area source position (red) and receiver position (blue)

The granite - complex was formed during the Variscan orogeny in the Upper Carboniferous and consists of fine grained monzogranite.

It is affiliate by the “Herolder” and the “Halbmeiler” formation, both belonging to the group of “Thum”, which is characterized by muscovite phyllites and mica-schists. The “Herolder” formation strikes in southwest - northeast direction and it dips to the northwest.

Due to gravimetric measurements it is expected that the northern flank of the granite complex dips very steep (Hösel et al., 1994). The main profile runs over this steep flank. The layer boundary between the granite and the mica-schists is expected in the eastern part of the main profile. Figure 2 shows a geological cross section parallel to the main profile. The area, which is covered by the seismic measurement, is marked with a box.

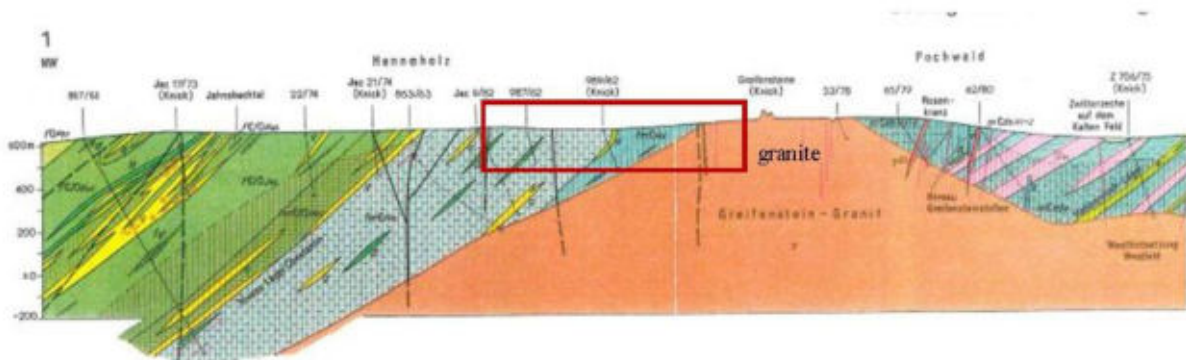


Figure 2: Geological cross section parallel to the main profile (3)

### Velocity models

At first, due to the linear progress of profile 1, a 2D first-arrival tomography was applied to the data of profile 1, to derive a detailed near-surface velocity model (fig. 3). Since the profile is approximately 550 m long, the maximum penetration depth of the rays is only 40 m.

Subsequently a velocity model was created along both profiles to use a 3D first-arrival tomography (fig. 4). Due to the larger offsets the calculated rays reach depths to approximately 160 m.

The low velocities directly at the surface in both models can be explained by weathering processes. The p-wave velocities for granite are between 5.1 and 5.4 km/s, the p-wave velocities for mica-schist between 4.5 and 5.2 km/s (Schön, 1983). In general, no significant velocity contrast can be expected between this two rock types. However it is possible to recognize the granite surface in the velocity model, due to discontinuous velocities.

The shape of the granite surface seems to be variable, local slopes of the granite complex could be recognized for example in profile 1 at x = 350 m (Fig. 3) or along the entire profile at x = 660 m (Fig. 4).

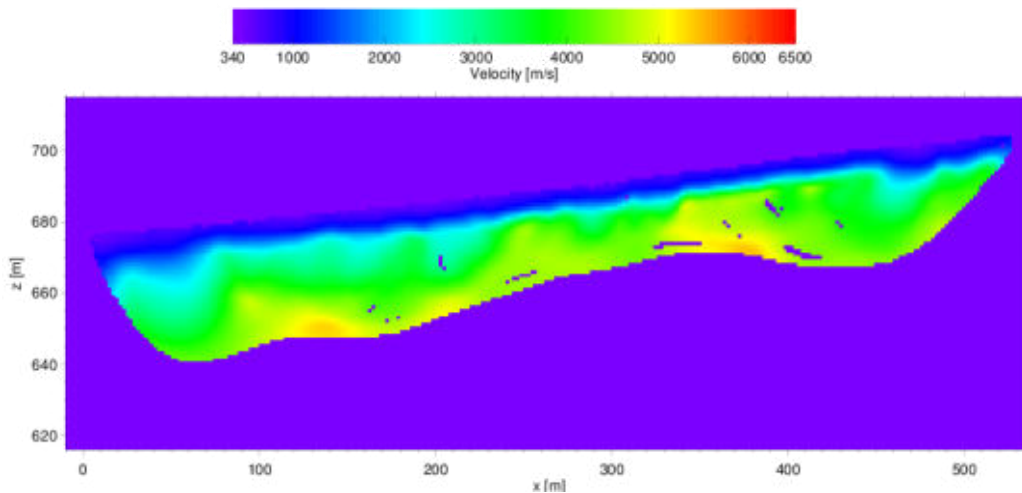


Figure 3: velocity model along profile 1

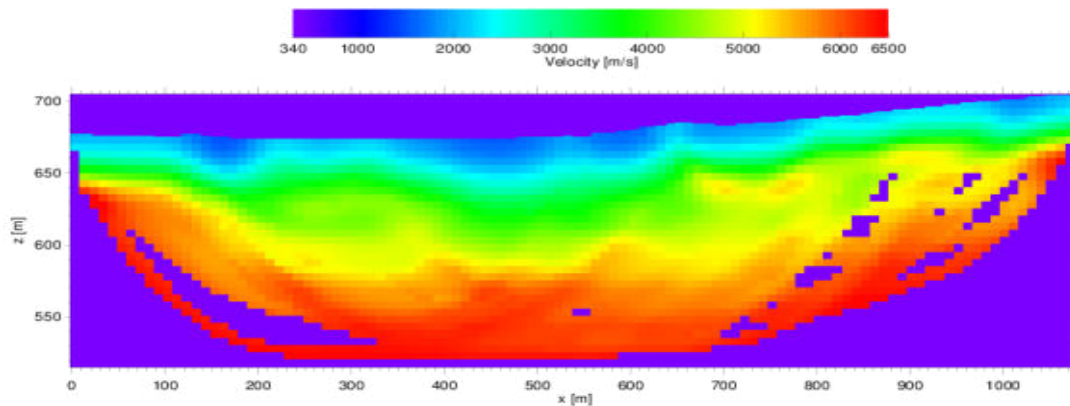


Figure 4: velocity model along the entire main profil

### Conclusions

The results of the first-arrival tomography illustrated the possibility to detect the upper granite surface. Depending on the short profile's length of approximately 1000 m, the penetration's depth about 160 m is quite low. Due to the similar p-wave velocities of the rocks it is recommended to verify the measurement by additional investigations for example by the geological interpretation of drilling data. Subsequently, the results of the seismic measurement as well as the transient-electromagnetic and the aerogeophysical measurements were used to create a high-resolution 3D model.

### Acknowledgement

The authors would like to thank the Helmholtz-Institute Freiberg for Resource Technology for funding the measurements, as well as the pool of geophysical measuring devices in Potsdam for providing the drop-weight.

### References

1. HÖSEL, G. et al.: Das Zinnerz-Lagerstättengebiet Ehrenfriedersdorf/Erzgebirge: Bergbaumonographie, Sächsisches Oberbergamt, Freiberg, 1994.
2. SCHÖN, J.: Petrophysik: Physikalische Eigenschaften von Gesteinen und Mineralen, Akademie-Verlag Berlin, 1983.
3. Geologische Karte des Zinnbergbauggebietes Ehrenfriedersdorf - Geyer. Sächsisches Landesamt für Umwelt und Geologie, Bereich Boden und Geologie, 1993.

## ПРОГНОЗ ГЕОЛОГО-ГЕОФИЗИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК РАЗРЕЗА ПО ДИНАМИЧЕСКИМ ПАРАМЕТРАМ СЕЙСМИЧЕСКИХ ВОЛН (НА ПРИМЕРЕ ПЛОЩАДЕЙ АЗЕРБАЙДЖАНА)

В представленной работерассматриваются геолого-геофизические характеристики осадочных пород, перспективных в нефтегазоносном отношении, на двух площадях Азербайджана:

- Бяндован Нижне — Куринской впадины
- Говсан и Зых — Абшеронского нефтегазоносного региона.



Рис. 1. Местоположение площадей исследования

Эти месторождения достаточно долгое время находятся в активной эксплуатации. Стоит напомнить, что Абшеронский нефтегазоносный регион эксплуатируется нефтегазовой промышленностью уже более двух столетий. В пределах Абшерона находятся площади Говсан и Зых. Основными объектами разработки на этих месторождениях являются отложения Продуктивной Толщи (ПТ), относящиеся к Нижнему Плиоцену. В последние годы внимание геологов и геофизиков приковано к отложениям Верхнего Плиоцена на площади Бяндован, ана площади Говсан — к Миоценовым толщам, подстилающих отложения Плиоценовой эпохи. Географическое местоположение площадей указано на рис. 1.

Естественно, что важнейшей задачей азербайджанских геологов и геофизиков на этих месторождениях является определение точки заложения очередных эксплуатационных скважин. Как и во всем мире, в Азербайджане также активно применяется сейсмическая инверсия. Для этих целей учеными кафедры «Геофизика» АГУНП разработаны комплексы программ «REZAYR» и «AZERI», результаты применения которых на площадях Бяндован и Говсан доводятся до вашего внимания.

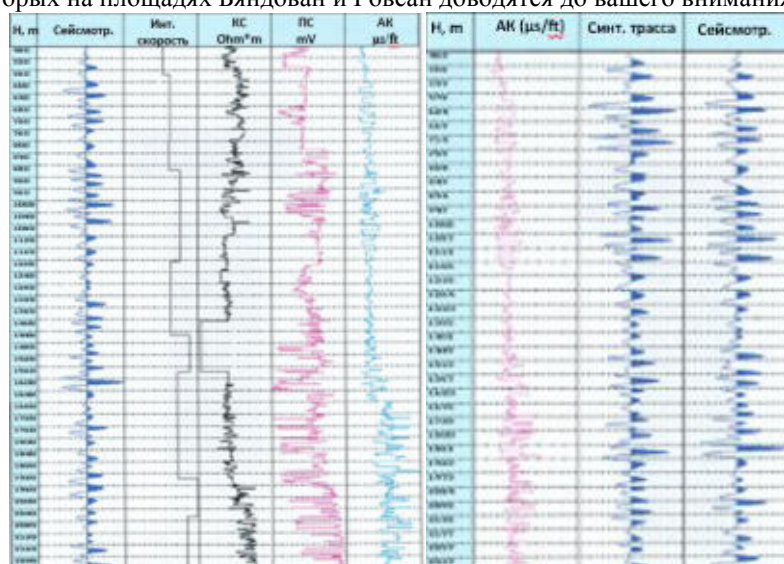


Рис. 2. Построение синтетической сейсмограммы (справа) на геоакустической модели (слева)



На основе синтетической сейсмограммы (рис. 2) были получены петрофизические данные (пористость и песчаность), которые достаточно точно, коррелируются с данными бурения (рис. 3).

Говсанское месторождение находится на покрытой древнекаспийскими отложениями приморской равнине, расположенной в южной части Абшеронского полуострова Азербайджана. Это месторождение открыто в 1948 году и введено в эксплуатацию с 1950 года. Геологическое строение месторождения неоднократно изучено различными геолого-геофизическими методами. В разные годы были выполнены работы по геологической съемке, структурно-поисковому и глубокому бурению, гравиметрические и сейсмические исследования. Последние сейсмические исследования 2D МОГТ проводились здесь в 2004 году. В 2012 году данная площадь изучена сейсморазведкой 3D.

Нефтегазоносность геологического разреза площади Говсан связана с горизонтами КаС1, КаС2, КаС3 — Калинской свиты, ПТ. Их относительно мощные части более продуктивны, а на некоторых участках заполнены газом, но особый интерес представляет также отложения Миоцена, подстилающие отложения Калинской свиты. Основной задачей, стоящей перед нами была установление перспективности данной площади по отложениям Миоцена с применением данных сейсморазведки 3D. Были построены карты прогнозных эффективных толщин (рис. 4) пластов КаС-1, КаС-2 и КаС-3 продуктивных горизонтов Калинской свиты, которые представлены ниже.

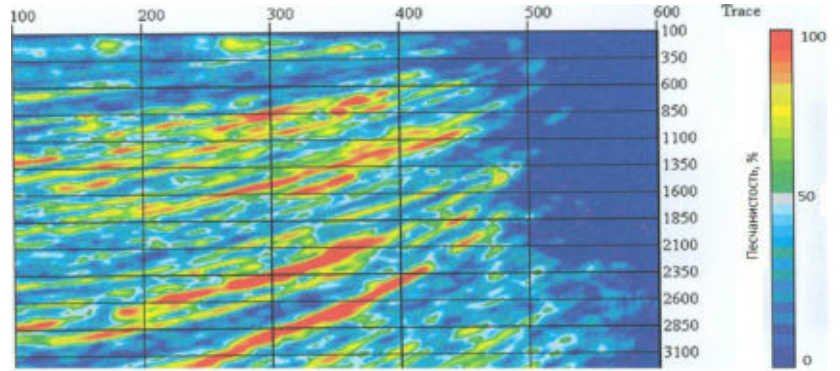


Рис. 3. Песчаность по результатам инверсии

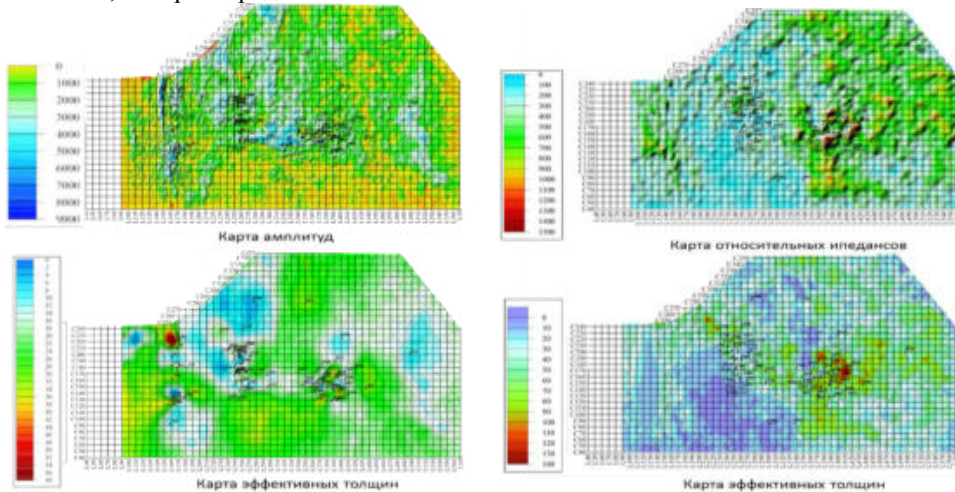


Рис. 4. Примеры карт прогнозных эффективных толщин пластов КаС-1 (слева) и КаС-3 (справа)

Анализ по установлению зависимостей между геологическими характеристиками и динамическими атрибутами по целевым горизонтам прямых, устойчивых связей не выявил, значения коэффициентов корреляции не превышали 0.4 (рис. 5). Возможные причины отсутствия корреляции следующие: малый акустический эффект залежей в данных сейсмогеологических условиях; разнородность сейсмического материала; большое количество скважин со значительным отклонением ствола от вертикали, а также устаревшая скважинная информация, полученная в середине прошлого века, которая не отражает современного состояния продуктивных пластов, изменившегося за годы разработки месторождений.

В дополнение проводился «AVO-

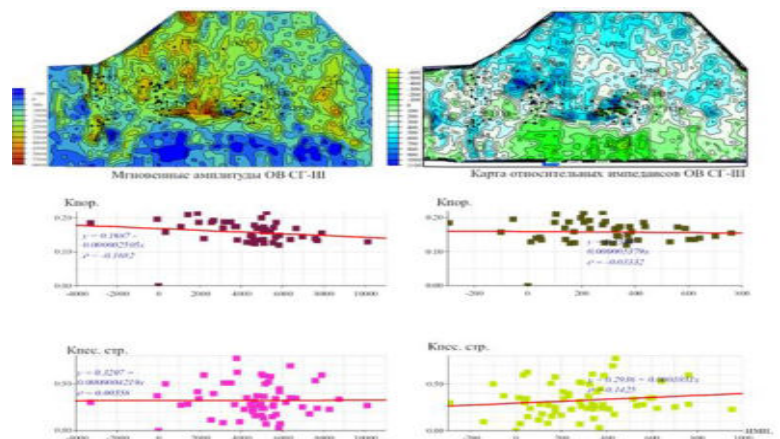


Рис. 5. Результаты атрибутного анализа пласта КаС-1

анализ» с целью установления наличия различных аномалий. При данном анализе выполнялся расчет в 2-х членном варианте (аппроксимация Шуэ), т.е. рассчитывается отражательная способность для Р-волны для нормального падения (коэффициент А) и градиент (коэффициент Б), который характеризует отражательную способность для Р-волны при промежуточных углах наклона (0-30 градусов). То есть использовались кубы «амплитуд при нормальном падении» и «градиентов».

При анализе выбирался ряд линий, проходящих через выбранную аномалию. На начальном этапе выделяется область фоновых значений за пределами исследуемого объекта. (рис. 6). Далее строятся соответствующие кроссплоты, на которых выделяется область отклонений от фонового тренда.

В результате полученных данных была выделена и закартирована предполагаемая зона развития улучшенных коллекторских свойств на склоне поднятия в верхах миоцена (рис. 7). Наибольший поисковый интерес представляет аномалия в отложениях Миоцена, представленная ниже.

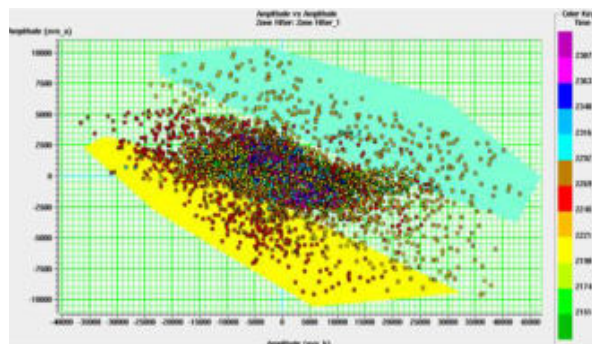


Рис. 6. Выделение отклонений (голубой и желтые цвета) от трендов значений

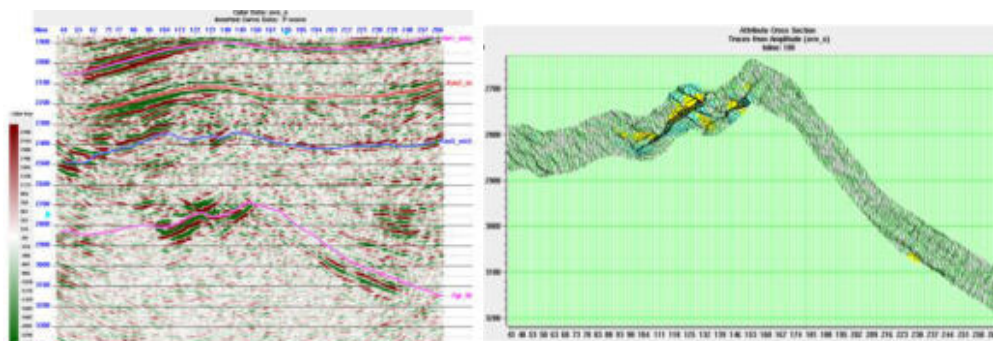


Рис. 7. Разрез перспективного участка (слева), выделенные аномальные области (справа)

Таким образом в итоге вышеприведенных исследований можно сказать следующее. По площади Бандован проведены подсчеты петрофизических параметров по сейсмическим данным, что позволяет существенно уменьшить затраты. По площади Говсан было проведено прогнозирование эффективных мощностей трех продуктивных горизонтов, но в случае атрибутного анализа встречались трудности в определении зависимостей между динамическими и петрофизическими параметрами, по вышеприведенным причинам. На месторождении Зых, АVOанализ выявил ряд аномальных участков, связанных с нефтенасыщенностью, что было подтверждено бурением.

#### Литература

1. Шейко, А.М. Анализ долговечности водозаборных скважин г. Минска / А.М. Шейко, В.В. Ивашечкин, Н.В. Холодинская, Э.А. Макарова // Вестник БНТУ. – 2006. – № 1. – С. 27–32.
2. Аренс, В.Ж. Геолого-гидрогеологические основы геотехнологических методов добычи полезных ископаемых / В. Ж. Аренс, А. М. Гайдин. – Москва: Недра, 1978. – 215 с.

**Н. А. ГАДЖИАЛИЕВА, К. Э. АББАСОВ, Г. А. АЛИЕВА**  
*Азербайджанский Государственный Университет  
 Нефти и Промышленности (АГУНП)*

## **ВЫДЕЛЕНИЕ И ИЗУЧЕНИЕ НЕКОТОРЫХ ТИПОВ НЕАНТИКЛИНАЛЬНЫХ ЛОВУШЕК АЗЕРБАЙДЖАНА СЕЙСМОРАЗВЕДКОЙ 2D И 3D**

Настоящая работа посвящена применению сейсмических методов, изучению их возможностей при поиске и разведке неантиклинальных ловушек, которые имеют широкое распространение в Азербайджане. В Азербайджане, имеющем почти двухсотлетнюю историю промышленной нефтяной индустрии, запасы антиклинальных ловушек исчерпывают себя. А специальные геолого-геофизические исследования по изучению неантиклинальных ловушек до сих пор не проводились, несмотря на то, что существовало

достаточное количество антиклинальных ловушек, тем не менее были открыты месторождения в Южно – Каспийской Впадине, такие как Казанбулак и Нефтчала (на суше), Грязевая Сопка (на море), которые относятся к разным видам неантиклинальных ловушек. Фациальная изменчивость и сложное строение осадочных комплексов, раздробленность их разрывами сложной кинематики обусловили развитие различных типов ловушек углеводородов.

Немаловажную роль в открытии, разведке и прослеживании неантиклинальных ловушек играет сейсмическая разведка. На основе комплексного анализа данных сейсморазведки 2D и 3D выделены некоторые типы неструктурных ловушек в Азербайджане.

**Неантиклинальные ловушки, контролируемые мало амплитудными нарушениями:** Рассмотрим здесь материалы сейсморазведки 3D, которая проведена на одном из площадей Абшеронского полуострова. На изучаемой территории получен временной куб в интервале 0-6 сек. Сейсмический материал по всему разрезу, охватывающему отложения Неогена, характеризуется хорошим качеством, что дает возможность провести однозначную интерпретацию. Геологическая информация и анализ волновой картины позволили провести сеймостратиграфическое расчленение разреза площади исследования.

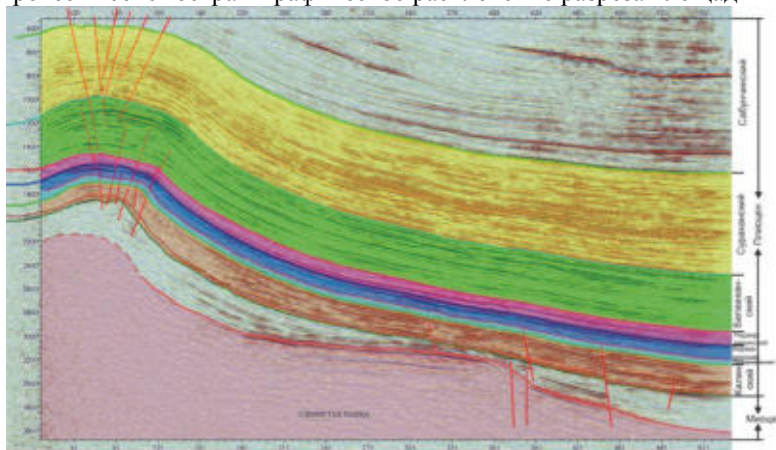


Рисунок 1. Сеймостратиграфическое расчленение разреза площади исследования

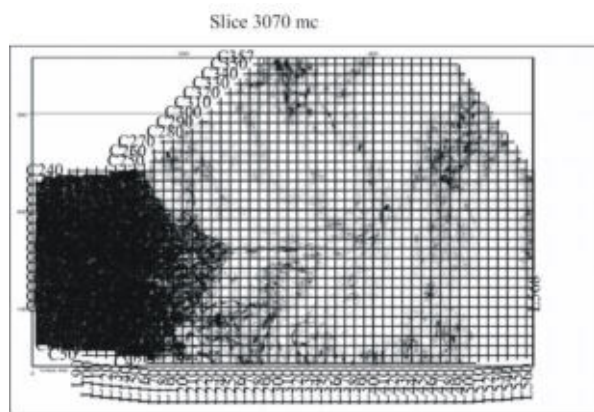


Рисунок 2. Горизонтальный срез куба когерентности

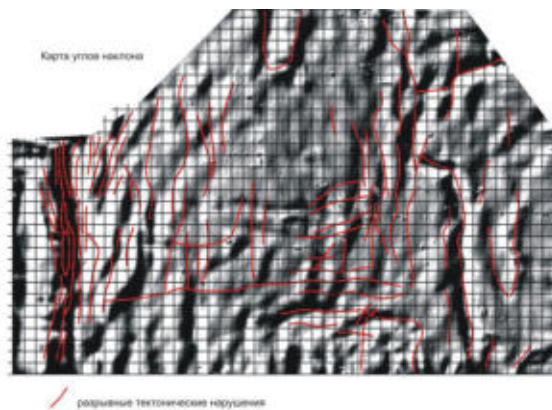
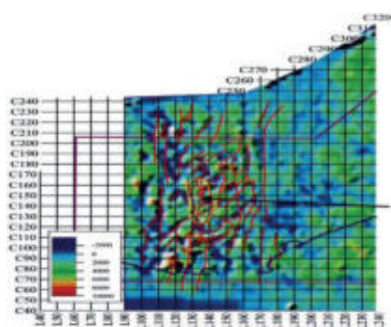


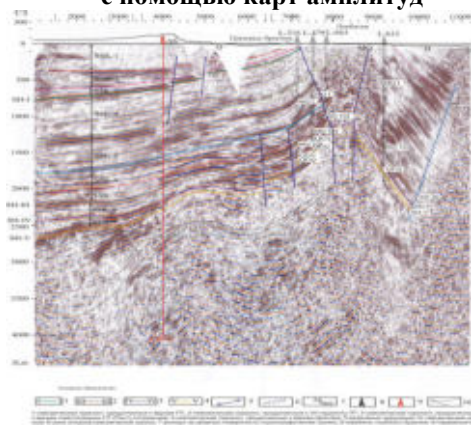
Рисунок 3. Карта углов наклона

По характеру волнового поля весь интервал условно разделен на два сеймостратиграфических мегакомплекса (ССМК): миоценовый и плиоценовый. Продуктивная толща (ПТ) (рис.1). Сводные, а также крыльевые части антиклиналей осложнены нарушениями двух рангов: частичными и вне ранговыми. Для выделения и трассирование нарушений применялись разные способы. OpendTest сейсмический куб, полученный по данным сейсморазведки 3D 2012 года, был трансформирован в куб когерентности. Полученные горизонтальные срезы по этому кубу не позволили однозначно трассировать разрывные нарушения (рис. 2). Это связано с тем, что структурные планы по всем СГ представляют моноклинали с большими углами наклона, что вносит большой процент неопределенности при выделении разрывных нарушений. В связи с этим, местоположение тектонических нарушений определялось визуально, по разрывам корреляции и фазовым сдвигам осей синфазности отраженных волн на временных разрезах и по картам угловых несогласий (dip) соответствующих горизонтов (рис. 3). Субширотный разлом в куполе палеоподнятия в центре отмечается разрывом осей синфазности и представляет, несомненно, наибольший интерес для определения путей миграции углеводородов (УВ). Анализ волновой картины показывает, что на своде палеоподнятия, а также на его присводовых и крыльевых участках, между мало

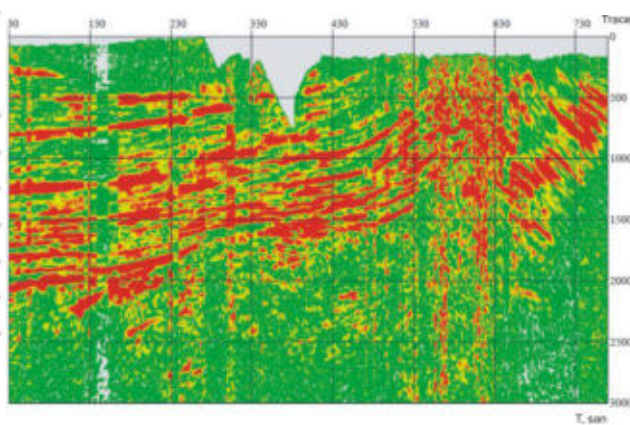
амплитудными нарушениями можно наблюдать локальные «просадки» во временной области, увеличение временных толщин с вышележащими отражениями (рис. 4).



**Рисунок 4. Выделение тектонических нарушений с помощью карт амплитуд**



**Рисунок 5. Зона выклинивания на разрезе Западного Апшерона**



**Рисунок 6. Разрез мгновенных амплитуд**

из них относится сейсмическому горизонту SH-IV, приуроченному подстилающих продуктивную толщу (ПТ) отложений, который примыкает к горизонту SH-V, относящийся верхам Диатома. На глубинах примерно 2800 – 3800 м, в подстилающих Диатом отложениях выделяются несколько зон выклинивания. Предполагается эти выклинивающиеся отложения относятся к олигоценым осадкам. Зоны выклинивания изучались мгновенными динамическими характеристиками сейсмических волн. Разрезы мгновенных динамических характеристик (МДХ) достаточно информативны. Например, разрез мгновенных амплитуд волны, зарегистрированные на временах 1.2 – 2.2 сек характеризуются относительно высокой интенсивностью (рис. 6) и самые высокие амплитуды наблюдаются в зонах выклинивания. В разрезе мгновенных фаз и мгновенных частот выклинивающиеся сейсмические горизонты прослеживаются не четко.

**Другие типы неантиклинальных ловушек:** В Азербайджане широкое развитие получили и другие типы не антиклинальных ловушек, среди которых особо выделяются ловушки, связанные с палеорулами древних рек. В приведенном на рисунке 7 разрезе куба 3D СГ-IV характеризует подошву нижнеплиоценовых отложений ПТ. На востоке изучаемой территории, рассекая всю площадь с севера на юг, проходит аномалия типа «врез» с очень крутым западным склоном и менее выраженной восточной границей, отождествляемая с палеорулом.

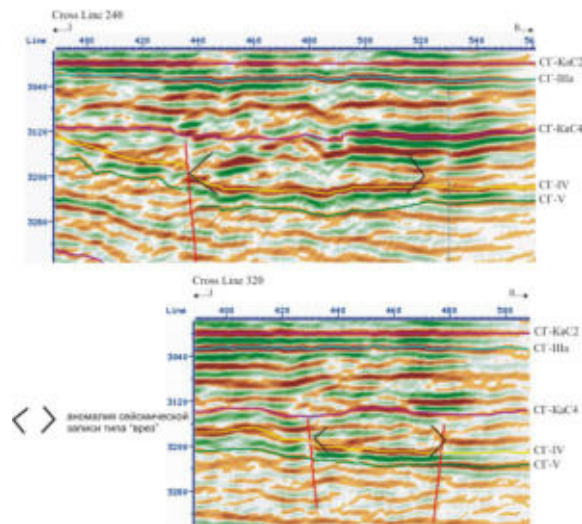


Рисунок 7. Фрагмент выделенных по СТ-Ка2 временных разрезов

О.С. КРИСАК

Донецкий национальный технический университет, Украина  
 Главное управление геологии и геоэкологии, г. Донецк

## МЕХАНИЗМ И ЭТАПЫ ФОРМИРОВАНИЯ ГИДРОТЕРМАЛЬНЫХ ЖИЛЬНЫХ ТЕЛ В КАРБОНАТНЫХ ПОРОДАХ СЕЛЕЗНЁВСКОЙ СИНКЛИНАЛИ ДОНБАССА

Донецкий бассейн представляет собой, прежде всего, источник каменного угля, однако в пределах его территории также имеются значительные количества рудных месторождений и проявлений, в том числе золото-полиметаллические с серебром и ртутные с сурьмой. В основном они приурочены к области Главной антиклинали, Нагольному крыжу и зоне сочленения Донбасса с Приазовским кристаллическим массивом. При этом северная зона мелкой складчатости Донбасса известна мелкими проявлениями, представленными кварцевыми, кварц-анкеритовыми жилами с галенитом и сфалеритом, приуроченные к зоне сопряжения Главного (Ровенецкого) поперечного поднятия с Северной антиклиналью (Медвежанский узел) [1]. Предполагалось, что к западу от него уменьшается интенсивность проявлений минерализации и в западном замыкании проявлены только кальцитовые и кальцит-хлоритовые жилы [2].

В связи с развитием карьеров по добыче каменного угля и стройматериалов в последнее десятилетие в пределах западной части северной зоны мелкой складчатости Донбасса автором были обнаружены гидротермальные минералопоявления самородного серебра, флюорита, барита, исландского шпата, дымчатого кварца и горного хрусталя типа «мармарошских диамантов», а также кристаллы фаденкварца; в карбонатных породах обнаружен ратовикт «осадочный флюорит», детальное изучение которых дополняет информацию по региональной минералогии Донбасса.

Основная цель исследований заключалась в установлении площадного распространения, закономерностей локализации, механизма образования, эволюции и возраста гидротермальных рудопроявлений района работ.

Для достижения поставленной цели были проведены детальные полевые исследования, в ходе которых проводилось описание пород, выходящих на дневную поверхность, выявлены и уточнены дизъюнктивные и пликативные структуры. Всего описано свыше 150 карьеров, отобрано более 200 проб жильных образований. В пределах обнажений выполнены замеры элементов залегания более 3000 структурных элементов (разрывных нарушений, зеркал скольжения, открытых трещин, стилолитовых текстур и жил). В камеральный период изготовлено и описано свыше 300 аншлифов и 20 шлифов. Обработаны с использованием компьютерных систем элементы залегания структурных элементов.

На основании проведенных полевых исследований установлено, что минералопоявления приурочены к западной части Селезнёвской синклинали, вблизи её перехода в Бахмутскую котловину. Участок сложен каменноугольными отложениями среднего отдела и представлен свитами С25 (каменская), С26 (алмазная) и С27 (горловская). С севера и юга участок ограничен надвиговыми структурами северо-восточного простираения. Залегание пород внутри блока складчатое, представлено чередующимися пологими антиклинальными и синклиналиными складками северо-восточного простираения. Северная и

западная часть блока, в свою очередь, осложнена малоамплитудными разрывными нарушениями широтного простирания.

По структурно-морфологическим особенностям жильные тела подразделяются на группы в зависимости от крепости вмещающих их карбонатных пород. Так, в крепких пачках известняка встречаются жилы межпластового расслоения кварц-карбонатного (в известняке L7 свиты C26 флюорит-кварц-карбонатного) состава, а также секущие друзы исландского шпата северо-западного простирания. В мягкой глинистой пачке известняка L7 отмечены раздувы, жеоды и друзы межпластового расслоения флюорит-кварц-карбонатного состава, а также крутопадающие жилы и друзы флюорит-карбонатного состава северо-восточного простирания.

На жильных телах межпластового расслоения отчётливо фиксируются зеркала скольжения взбросового типа с поперечным простиранием относительно осей складок. При этом в жилах крепких пачек известняка в присводовых частях антиклинальных складок на зеркала поперечного простирания накладываются более поздние штрихи широтного простирания. В секущих друзах исландского шпата зафиксированы зеркала скольжения, образующие правосторонние смещения.

Особое внимание уделялось изучению стилолитовых текстур. Стилолитовая текстура – это сложно построенная поверхность соприкосновения двух блоков пород, сформировавшаяся в процессе «давление-растворение». Широкое развитие стилолитовых текстур в известняках установлено в западной части Селезнёвской синклинали. Менее развиты текстуры в восточной части синклинали. На Городищанской и Анненской антиклиналях стилолиты не обнаружены.

На основании проведенных замеров 279 стилолитовых текстур в крепких пачках известняка установлен один максимум, имеющий крутое падение в южном направлении (аз. пад. 191 – 88). В мягких глинистых пачках известняка установлено два максимума. Первый максимум также имеет крутое падение в южном направлении (аз. пад. 190 – 89), второй максимум – крутое падение в юго-восточном направлении (аз. пад. 127 – 81). При этом устанавливается пересечение стилолитовых текстур юго-восточного падения более молодыми южного падения. Установленные максимумы простирания стилолитовых текстур соответствуют ориентировке зеркал скольжения в жилах межпластового расслоения. Этот факт может свидетельствовать о том, что тектонические стилолитовые текстуры образуются ортогонально максимальным сжимающим усилиям [3, 4].

По морфологии строения стилолитовые швы резко отличаются по крепости их вмещающих пород. Так, по морфологии предложенной Г. Я. Бушинским [5] в крепких пачках известняка развиты столбчатые и зубчатые швы, в мягких глинистых пачках – бугорчатые и бугорчато-столбчатые швы.

Довольно часто по поверхностям стилолитовых текстур наблюдаются более поздние тектонические подвижки. В мягких глинистых пачках известняка по стилолитам развиты штрихи скольжения, представленные сдвигами левостороннего характера. В крепких пачках известняка проявлены более сильные подвижки, представленные сдвигами блоков пород по плоскости стилолитовых текстур. При этом зона смещения, мощность до 0,5 см заполнена жильным мелкокристаллическим кальцитом.

Механизм образования жильных тел в крепких пачках известняка связан с явлением внутрислабового скалывания параллельного слоистости [6]. Для жил характерна полосчатая текстура, связанная с многократным расслоением трещин. Текстура обусловлена чередованием параллельных слоев жильного материала и тонких пропластков вмещающей породы. При этом довольно часто в отдельных сформированных слоях жильного материала наблюдаются тонкие прожилки бесцветного кальцита, ориентированные косо по отношению к простиранию жил. По морфологии эти прожилки являются трещинами скалывания, свидетельствующие о более поздних тектонических подвижках.

Характерной особенностью локализации жильных тел межпластового расслоения в мягких глинистых пачках известняка является их приуроченность к стилолитовым текстурам широтного простирания. Как было ранее отмечено, по стилолитам развиты штрихи скольжения левостороннего сдвига. При этом в зонах пересечения жильных тел по стилолитам развиты дополнительные деформации, представленные взбросами. Локализация жильных тел, по-видимому, связана с первоначальным развитием сдвигов, а впоследствии с формированием взбросов, где минерализация отлагалась по плоскостям отслоения в глинистых пачках известняка.

Иной характер механизма образования наблюдается у жил и друз северо-восточного простирания. При более сильных тектонических подвижках, связанных со сдвигами широтных стилолитов, между структурами были образованы трещины скалывания. Именно эти трещины и являются рудными жильными телами. Для жильных тел характерно наличие обломков боковых пород. По характеру и формам залегания предполагается, что обломки известняка были затянуты в жильные тела за счёт срезанных при сдвиге неровных выступов [7].

Секущие друзы исландского шпата северо-западного простирания в крепких пачках известняка являются более молодыми образованиями и связаны со сдвигами правостороннего характера. В пластичных глинистых пачках трещины являются зияющими и рудопроводящими.

При анализе ранее проведенных исследований по реконструкции полей напряжений в северной зоне мелкой складчатости Донбасса, а также собственных исследований, заключающихся в изучении

ориентировки крыльев складок, штрихов скольжения и жильных тел, было установлено, что в западной части Селезнёвской синклинали ось максимальных сжимающих напряжений ( $\sigma_3$ ) имеет юго-восточное направление, максимальных растягивающих напряжений ( $\sigma_1$ ) – северо-восточное направление. На основании пространственного распределения сдвиговых зон на участке исследований выделено 2 сопряжённые системы сдвигов: субширотную (аз. пр. 280) и субмеридиональную (аз. пр. 330).

Выводы. На основании проведенного комплекса структурно-тектонифизических, литологических, минералогических, петрографических, кристалломорфологический и фазометрических исследований установлено, что гидротермальные жильные тела западной части Селезнёвской синклинали формировались в сложный многоэтапный период альпийского цикла складчатости. В крепких неподатливых пачках известняка жилы формировались при основном складкообразовании во время изгиба пород с явлениями внутрисластового скалывания, где минералы кристаллизовались при постепенном повышении температуры. В мягких пластичных глинистых пачках известняка формирование жильных тел связано с последующим сочетанием взбросовых и сдвиговых подвижек, где минералы кристаллизовались при постепенном понижении температуры. К наиболее поздней стадии гидротермального процесса относятся низкотемпературные секущие друзы северо-западного простирания, формировавшиеся при сдвиговой составляющей..

### Литература

1. Штанченко М. С. Жильные проявления в породах карбона южной части Луганской области и зональность гидротермальной минерализации: Материалы по геологии Донецкого бассейна / М. С. Штанченко, О. Г. Сиденко. – М.: Недра, 1968. – С. 161-164.
2. Зинчук И. Н. Флюидный режим гидротермального минералообразования Центрального Донбасса / И. Н. Зинчук, В. А. Калужный, А. С. Щирица. – К.: Наукова думка. – 1984. – 104 с.
3. Deelman, J. C., 1976. Lithification analysis: experimental observations: Geol. Rundschau, 65, p. 1055-1078.
4. Кирмасов А. Б. Стрейн-анализ кливажированных обломочных пород: механизмы и количественная оценка деформации / А. Б. Кирмасов. – Вестник Моск. Ун-та., Сер. 4., Геология., №6. – 2002. – С. 4.
5. Бушинский Г. Я. О стилолитах / Г. Я. Бушинский. – Изв. АН СССР. Сер. геол., №8. – 1961. – с.39 - 57.
6. Крайтер В. М. Структуры рудных полей и месторождений / В. М. Крайтер. – М. Госгеолтехиздат, 1956. – 271 с.
7. Шахов Ф. Н. Геология жильных месторождений / Ф. Н. Шахов. – М. Наука, 1964. – 221 с.

**Н.В. КУКСА, О.И. СМЕЯН, О.Н. ГРИБОВСКАЯ**

*РУП «Производственное объединение «Белоруснефть» БелНИПИнефть*

## **Перспективы выявления залежей нефти в промежуточных блоках региональных разломов Припятского прогиба**

В Республике Беларусь месторождения с промышленными запасами нефти открыты только в пределах Припятского прогиба, который представляет собой крупную отрицательную структуру, сложенную породами архейско-протерозойского кристаллического фундамента и осадочными образованиями верхнепротерозойского, палеозойского, мезозойского и кайнозойского возраста общей мощностью до 6,5 км.

Припятский прогиб, как и все старые нефтепромысловые регионы, находятся на той стадии изученности, когда наиболее крупные месторождения уже выявлены и разведаны, а некоторые из них практически полностью выработаны. Говоря об эффективности поисково-разведочных работ, необходимо отметить, что практически во всех хорошо изученных регионах (где в промышленные категории запасов переведено более 50% начальных извлекаемых запасов углеводородов), к которым относится и Припятская НГО, эффективность геологоразведочных работ резко снижается, что является вполне закономерным процессом. Обусловлено это тем, что на первых этапах в новых регионах, как правило, открываются месторождения углеводородов, связанные с наиболее крупными локальными структурами. Такие структуры относительно просто выявляются и изучаются сейсмическими методами. На крупных структурах даже ошибки картирования в первые сотни метров по глубине залегания перспективных горизонтов и амплитуде (высоте) ловушек, как правило, только смещают их в пространстве. Совершенно другой результат получается при подготовке структур небольших размеров по простиранию и ширине с амплитудами (высотой залежей) в первые десятки метров или ловушек, экранированных малоамплитудными нарушениями. В этих случаях структуры подготовленные сейсморазведкой часто не подтверждаются.

Внедрение в Припятском прогибе, начиная с 1996 года, в практику геологоразведочных работ трехмерной сейсморазведки 3D явилось отражением характерных тенденций в развитии современных технологий и использовании их в геофизических исследованиях.

Степень освоенности и изученности Припятского прогиба, в частности Северного нефтегазоносного района, такова, что крупных неопределенных структур в зоне структурного грабена на тектонической ступени практически не осталось. В связи с этим повышается интерес белорусских специалистов к промежуточным блокам региональных разломов рядом с открытыми месторождениями. Наиболее перспективной для Припятского прогиба с промежуточными блоками является Речицко-Вишанская ступень.

В пределах исследуемой территории на Тишковско-Ново-Угольском участке в 2002 году была выполнена узкоазимутальная, низкоплотная сейсмическая съемка 3D. В тектоническом отношении изучаемая территория относится к Северному ареалу структурных форм Припятского грабена.

В 2013-2014 годах в пределах Южно-Осташковичской и Угольской площадей с целью уточнения строения подсолевых и межсолевых отложений проведена широкоазимутальная высокоплотная сейсмическая съемка 3D, общей площадью 283 км<sup>2</sup>, по которой была выполнена глубинная миграция с уточненной глубинно-скоростной моделью. При построении глубинно-скоростной модели учитывалась сложная конфигурация поверхности соляного купола в пределах исследуемого участка.

В результате комплексной интерпретации сейсмических материалов и данных глубокого бурения по скважинам, пробуренным в пределах съемки 3D на Южно-Осташковичском месторождении и на Угольской площади, уточнено геологическое строение исследуемой территории и, по поверхности подсолевого терригенного комплекса, выделен ряд промежуточных блоков, перспективных для поисков залежей нефти и газа (рис. 1). В пределах выделенных блоков проведен комплекс динамического анализа, направленный на прогнозирование зон разуплотнения. Для перспективных на данной площади горизонтов подсолевого карбонатного и терригенного комплексов выполнен прогноз петрофизических параметров акустической жесткости и общей пористости. Выполненный динамический анализ в комплексе с данными структурными построениями позволил снизить риски и определить оптимальное местоположение для бурения поисковых скважин.



Рис. 1 – Структурная карта подсолевого терригенного подсолевого комплекса промежуточных блоков региональных разломов выявленных по результатам геологоразведочных работ.

Выявленные промежуточные блоки региональных разломов по результатам геологоразведочных:

- Угольская подсолевая структура;
- Восточно-Угольская подсолевая структура;
- Восточно-Осташковичская подсолевая структура (II промежуточный блок);
- Южно-Тишковская подсолевая структура (II промежуточный блок).

Из перечня выделенных структур наиболее перспективной для бурения является Угольская на основании:

- динамического анализа (прогнозирование зон разуплотнения);
- структурно-тектонического положения Угольской структуры в непосредственной близости от Тишковского месторождения нефти, в пределах которого установлены нефтенасыщенные пласты-коллекторы в карбонатных отложениях;
- комплекса интерпретаций сейсмических материалов.



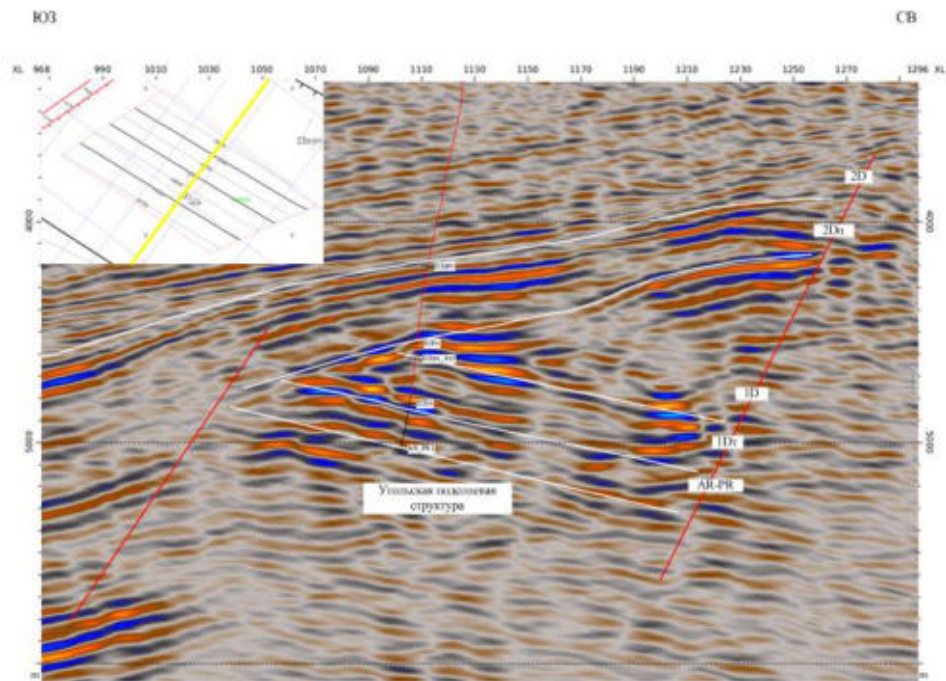


Рис.2 - Глубинный динамический разрез через скважину №1-Угольская.

Первой структурой для уточнения геологического строения и оценки перспектив нефтегазоносности подсолевого карбонатного и терригенного комплексов стала Угольская структура, выявленная в 1997 году по материалам сейсморазведочных работ 2D и подготовлена к глубокому бурению в 1999 г.

Результаты обработки и интерпретации материалов трехмерной съемки 3D, проведенной на Угольской площади в 2013-2014 г., позволили детализировать строение Угольской подсолевой структуры и определить местоположение проектной скважины № 1-Угольская (рис. 2).

Угольская подсолевая структура относится к Речицко-Вишанской тектонической ступени. По поверхности подсолевого терригенного комплекса представляет собой промежуточный блок зоны Речицко-Вишанского регионального разлома. В плане структура имеет прямоугольную форму и вытянута длинной осью по простиранию Речицкого разлома. Размеры Угольской подсолевой структуры в плане составляют 1,5 x 2,5 км, Угольская структура ограничена разломами, входящими в систему Речицкого регионального разлома и имеющими амплитуды с севера 1400 м, с юга 1800 м.

В 2015 году начато глубокое бурение поисковой скважины №1 Угольская с целью опоскования Угольской подсолевой структуры, которая в 2016 году открыла Угольское месторождение. При испытании в открытом стволе скважины 1 Угольская в процессе бурения воронежских отложений (абс.отм.-4708,745-4757,926м) при депрессии 22,11 МПа получен приток безводной нефти плотностью 788,5 кг/м<sup>3</sup> дебитом 0,55 м<sup>3</sup>/сут,

В эксплуатационной колонне при испытании семилукских отложений (абс.отм.-4767,2-4779,04м) получен фонтанный приток безводной нефти. По данным НГДУ при эксплуатации скважины фонтанным способом на 4мм штуцере среднесуточный дебит составлял от 43 до 75 м<sup>3</sup>/сут. Получение притока нефти в эксплуатационной колонне свидетельствует об открытии Угольского месторождения с подсолевыми залежами нефти.

По результатам геологоразведочных работ и бурения скважины № 1-Угольская:

- подтвердилось геологическое строение Угольской структуры;
- подтвердились литолого-фациальные условия образования комплекса;
- подтверждена нефтеносность подсолевых карбонатных отложений.

Стоит отметить, что наиболее перспективные участки и зоны Припятского прогиба с крупными месторождениями в значительной степени уже освоены и в дальнейшем проведение ГРП будет сконцентрировано в районах с более низкими перспективами нефтегазоносности. Учитывая положительные результаты нового направления геологоразведочных работ по разбуриванию промежуточных блоков необходимо продолжать работы в данном направлении, которое является перспективным в плане открытия новых залежей.

## РЕГЕНЕРАЦИЯ СКВАЖИН НА ВОДУ ПУТЕМ ЗАКАЧКИ РЕАГЕНТА В РЕМОНТНЫЕ МЕЛКОТРУБЧАТЫЕ СКВАЖИНЫ

На крупных предприятиях сооружают высокодебитные водозаборные скважины. При интенсивной круглосуточной эксплуатации, в их фильтрах и прифилтровой зонах выпадает большой объем колюматизирующих отложений. Удалить полностью колюматизирующие отложения традиционными методами изнутри фильтра не удастся, так как отложения могут быть расположены на значительном удалении от фильтра. Скважину приходится тампонировать и сооружать новую, что очень дорого. Срок службы высокодебитных скважин редко превышает 18-20 лет [1].

В БНТУ на кафедре «Гидротехническое и энергетическое строительство» предложен способ циркуляционно-регентной регенерации скважины путем закачки реагента в специально пробуренные в её ближней зоне ремонтные мелкотрубчатые скважины.

Для регенерации восстанавливаемой скважины 1, которая состоит из эксплуатационной колонны 2 и фильтра 3 с отстойником, в ближней зоне скважины сооружают несколько ремонтных мелкотрубчатых скважин 4, состоящих из эксплуатационных труб 5 и фильтров 6 с отстойниками (рисунок 1).

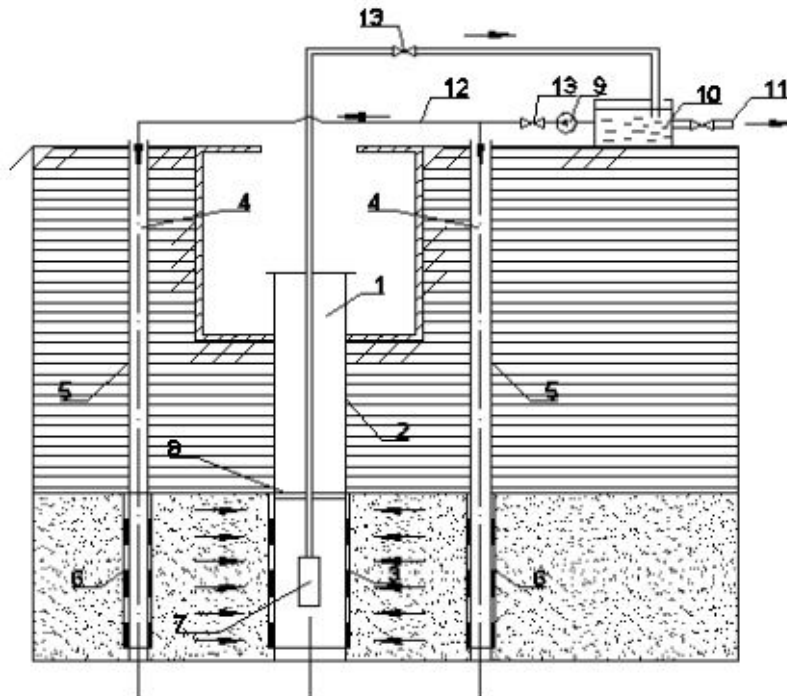


Рис. 1. Технологическая схема регенерации скважины

Регенерация восстанавливаемой скважины 1 производится с помощью установки для регенерации, содержащей откачной реagentный насос 7, опускаемый в фильтр восстанавливаемой скважины 1, пакер 8, устанавливаемый между фильтровой и надфильтровой зонами восстанавливаемой скважины 1 для разрыва их гидравлической связи, закачной реagentный насос 9, емкость с реagentом 10 со сливом 11, распределительную систему 12 с задвижками 13.

**Теоретические исследования фильтрационного потока.** Рассмотрим гидродинамику движения фильтрационного потока жидкости от нескольких дополнительных ремонтных мелкотрубчатых скважин, работающих в режиме закачных, к одной откачной (водозаборной) скважине (рисунок 2).

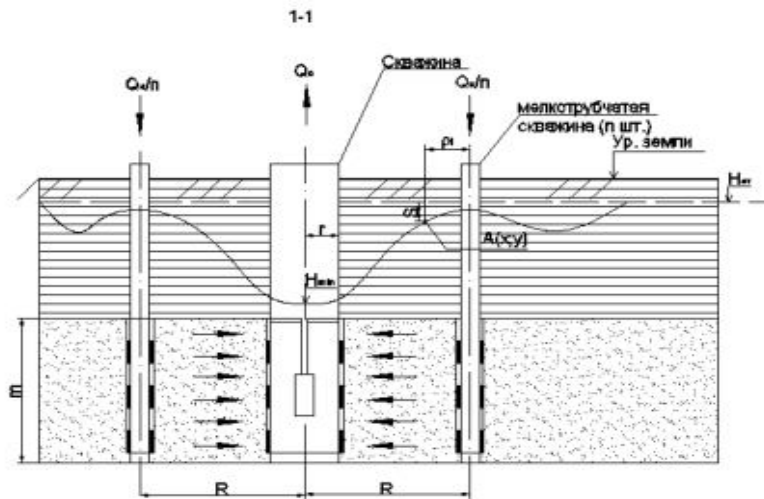
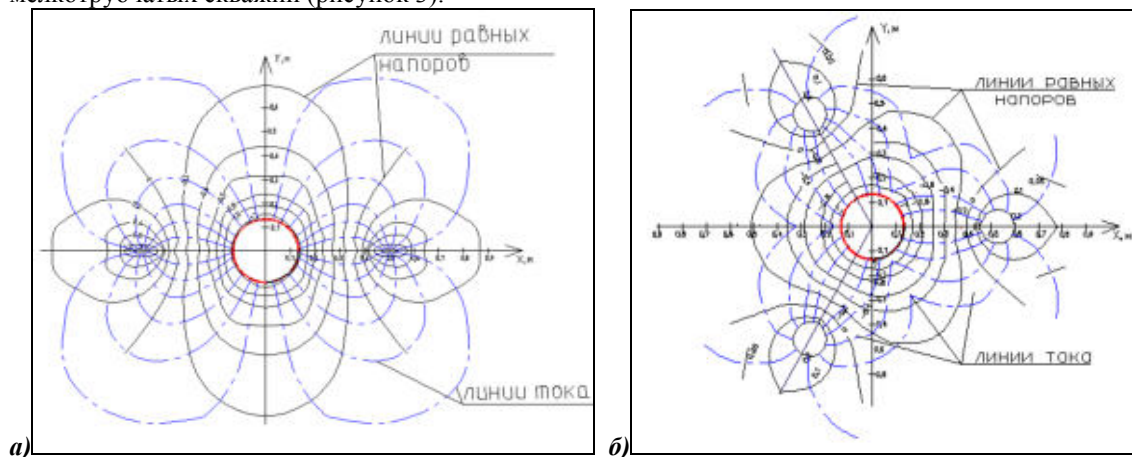


Рис. 2. Схема к гидродинамическому расчету системы реагентной промывки

Для описания квазиустановившегося промывного фильтрационного потока и расчета понижений уровня в различных точках прифильтовой зоны регенируемых скважин, пробуренных в напорных водоносных пластах можно использовать зависимость [2]:

$$S = \frac{Q}{4\pi km} \left\{ -\ln(x^2 + y^2) + \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \left\{ \ln \left[ (x - R \cos \frac{2\pi}{n} i)^2 + (y - R \sin \frac{2\pi}{n} i)^2 \right] \right\} \right\} \quad (1)$$

Выражение (1) позволяет построить гидродинамическую сетку фильтрационного потока. Учитывая что, по соображениям экономической целесообразности ремонтных мелкотрубчатых скважин нерационально сооружать более трех штук, на рисунке 3 приведены гидродинамические сетки, полученные при промывке скважины с радиусом фильтра  $r_c=0,11$  м с помощью двух и трех дополнительных ремонтных мелкотрубчатых скважин (рисунок 3).



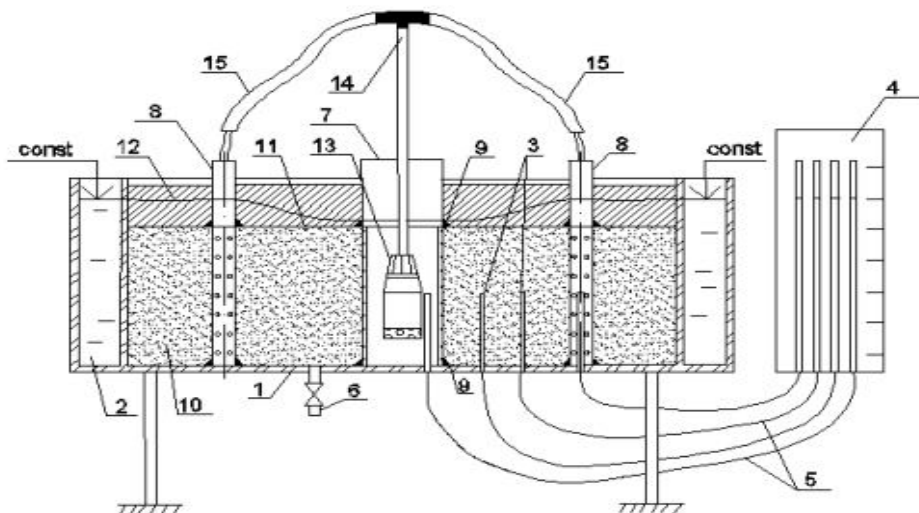
а)  $n=2$ ; б)  $n=3$ ;  $R=0,5$  м;  $k_m=10^{-3}$  м<sup>2</sup>/с;  $Q=0,006$  м<sup>3</sup>/с

Рис. 3. Гидродинамическая сетка фильтрации

Рассматривая гидродинамические сетки заметно, что при трех дополнительных скважинах очистка будет проходить более равномерно, чем при двух скважинах.

**Экспериментальное исследование фильтрационного потока.** Экспериментальные исследования циркуляционного фильтрационного движения жидкости проводились на лабораторной установке, которая представляла собой круглый бак с моделью скважины (рисунок 4).

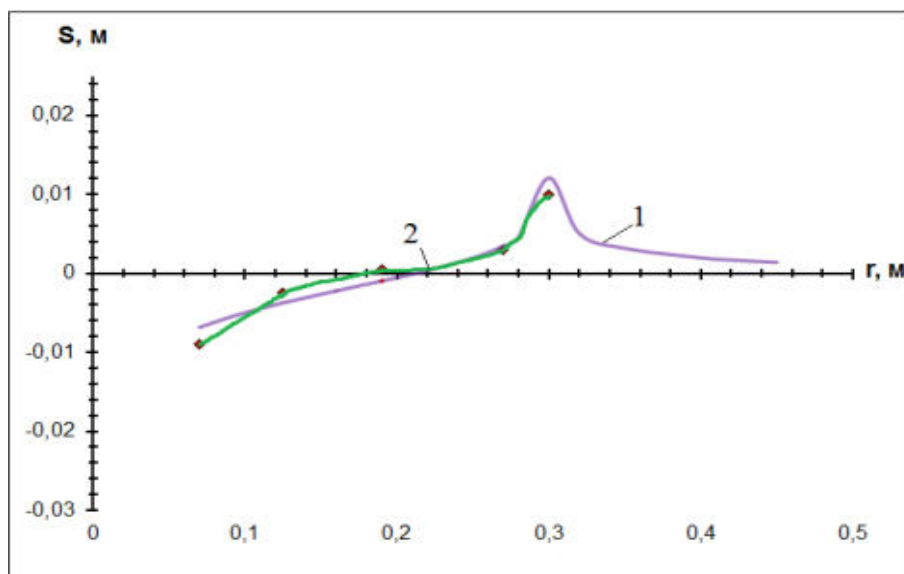
Установка работала следующим образом. Вода насосом забиралась из модели скважины с расходом  $Q_c$  в напорный шланг, а затем подавалась через подающие шланги самотеком в мелкотрубчатые скважины с расходом  $Q_n = Q_c$ . Давление в пласте при фильтрации регистрировали с помощью пьезометров.



1- фильтрационный бак; 2- кольцевой бьеф; 3- пьезометры; 4- щит пьезометров; 5- шланги; 6 – сливной патрубков; 7- водозаборная скважина; 8- мелкотрубчатые скважины; 9- уплотнение; 10- водовмещающий грунт; 11- полиэтиленовая пленка; 12- глиняный замок; 13 – насос; 14- напорный шланг; 15- подающие шланги

Рис. 4. Схема экспериментальной установки

С целью проверки правомерности применения зависимости (1) для описания поля напоров при заfiltrовываемой промывке совершенной водозаборной скважины по степени вскрытия водоносного горизонта в напорном пласте, был проведен ряд лабораторных экспериментов. Сопоставление результатов опытов и расчетов по определению напора вдоль главной линии тока представлено на рисунке 5.



$Q_c = Q_n = 0,064$  л/с;  $m = 0,35$  м;  $R = 0,3$  м;  $k = k_\phi = 0,0071$  м/с; 1 – теория; 2 – эксперимент

Рис. 5. Сопоставление экспериментальных исследований и расчетов при определении напора

Вывод. Анализ теоретических и опытных данных показал, что относительное отклонение напоров вдоль главной линии тока не превышает 10 %. Это свидетельствует о возможности использования расчетной зависимости (1) для построения поля напоров и определения скоростей и градиентов фильтрации в приfiltrовываемой зоне водозаборных скважин при их промывке с целью назначения необходимых режимов регенерации.

#### Литература

1. Шейко, А.М. Анализ долговечности водозаборных скважин г. Минска / А.М. Шейко, В.В. Ивашечкин, Н.В. Холодинская, Э.А. Макарова // Вестник БНТУ. – 2006. – № 1. – С. 27–32.
2. Аренс, В.Ж. Геолого-гидрогеологические основы геотехнологических методов добычи полезных ископаемых / В. Ж. Аренс, А. М. Гайдин. – Москва: Недра, 1978. – 215 с.

## **О РЕЗУЛЬТАТАХ КОЛЕКТОРСКИХ СВОЙСТВ МЕЗОКАЙНОЗОЙСКИХ ОТЛОЖЕНИЙ НЕФТЕГАЗОНОСНОГО РАЙОНА МЕЖДУРЕЧЬЯ КУРЫ И ГАБЫРРЫ**

В связи с изучением перспектив нефтегазоносности глубокозалегающих отложений в последние годы в Азербайджане в значительном объеме проводились геолого-поисковые и геофизические работы. На основании этого выработаны критерии, которые являются основой для будущих работ. Отмечено, что залежи нефти и газа в основном были подвержены погружению в мезокайнозойском эпоху. Хотя исследователи не сомневаются, что эти отложения высокоперспективны в центральной части исследуемой территории и на больших глубинах, но количественное решение проблемы не осуществлено.

В результате анализа и интерпретации геолого – геофизических и петрофизических материалов установлено, что нефтегазоносные коллекторы в основном являются песчано – глинистых, трещиноватыми вулканогенно – осадочными и карбонатными породами. Результаты изучения многих тысяч образцов керна из разных глубоких скважины, увязываемые с данными промысловой геофизики, ранее довольно подробно описаны.

В нефтегазоносном районе междуречья Куры и Габырры выявлено 34 локальных структур, одна из которых - месторождение нефти и газа Тарсдаллар, введенное в эксплуатацию.

В этом районе сейсморазведочной было выявлено 7 локальных поднятий, которые были подготовлены к глубокому поисково-разведочному бурению. К ним относятся структуры: Саждаг, Большой Палантокан, Восточный Гюрзундаг, Западный Гюрзундаг, Молладаг, Агтепе и Джахандар.

Буровые работы выявили перспективность междуречья Куры и Габырры, кроме того они показали, что имеются трудности и проблемы в изучении структурных особенностей локальных поднятия, а также в прогнозировании их нефтегазоносности.

Как указано выше, с целью изучения коллекторских свойств месторождения Тарсдаллар, осложненного разрывными нарушениями, был проведен ряд геолого-геофизических работ, проанализированы керны, взятые из пробуренных скважин. Изучены карбонатность (%), пористость (м, %), проницаемость (10-15 м<sup>2</sup>), плотность ( $\sigma$ , г/см<sup>3</sup>, в сухом и влажном виде) и распространение скорости ультразвуковых волн (V, м/с) в кернах. Соответственно составили таблицу, отражающую коллекторские свойства площади района.

Как выше отмечено, были изучены свойства палеогеновых и эоценовых отложений, участвующих в геологическом строении структуры Тарсдаллар. Палеоген представлен алевролитами, мергелями, известняками и туфо-алевролитами. Плотность мергелей составляет 2,16 г/см<sup>3</sup>, пористость-2,5%, магнитная восприимчивость очень низкая, а скорость распространения ультразвуковых волн составляет 3500 м/мин. Палеогеновые известняки почти диамагнитные, их плотность составляют 2,56 г/см<sup>3</sup>, пористость – 5,1%, а скорость распространения ультразвуковых волн до 3000 м/мин.

Плотность эоценовых алевролитов составляют 2,45 г/см<sup>3</sup>, пористость – 50%, а скорость распространения ультразвуковых волн составляют 1300 м/мин, плотность известняков составляют 2,65 г/см<sup>3</sup>, пористость – 5,74%, скорость распространения ультразвуковых волн составляет 2950 м/мин, а магнитная восприимчивость отсутствует. Плотность аргиллитов – 2,25 г/см<sup>3</sup>, пористость-15,5%, магнитная восприимчивость очень слабая, а скорость распространения ультразвуковых волн составляет 2700 м/мин.

Исследования показывают, что физические особенности одновозрастных и одноименных пород изменяются в результате геолого-физических процессов, приводя к разным результатам. Эти результаты нашли свое отражение и в петрофизических исследованиях, которые проводились в условиях высоких давлений и температур. По таблицам, отражающим физические свойства керна материалов, можно сказать, что месторождение Тарсдаллар, имеющее полузамкнутую форму и ограниченное разломами, в котором отсутствует закономерность.

Плотность пород и распространение скорости ультразвуковых волн, в основном, зависит от глубин и тектонических процессов. Поэтому на различных глубинах значения плотности и скорости изменяются в широком диапазоне.

Для установления связей между глубинным геологическим строением междуречья Куры и Габырры и физическими параметрами пород осадочного чехла проведен анализ данных об изменении плотности и скоростей упругих волн по площади и глубине.

Наибольшими значениями плотности и скорости продольных волн обладают глины и песчаники сарматского яруса, вскрытые на площади Армудлы, которые могут служить репором при геофизических исследованиях. Отложения майкопской свиты, которые повсеместно распространены на исследуемых

площадах, незначительно изменяют свои физические свойства по области. Песчано-глинистые породы верхнего и среднего миоцена на площадях Гырахкесаман и Хатунлы на 0,38 г/см<sup>3</sup> отличаются по значениям объемных весов от песчано-глинистых пород того же возраста площади Армудлы. Песчано-глинистые породы всех возрастов, вскрытые на площадях Гырахкесаман и Хатунлы, имеют почти одинаковые объемные веса. Однако скорости в образцах пород площади Хатунлы имеют большие значения, что связано с высокой карбонатностью образцов, отобранных с этой площади по сравнению с образцами площади Кырахкесаман.

В междуречье Куры и Габырры майкопские глины на поверхности имеют низкое значение объемного веса по сравнению с сарматскими. Объемные веса для различных комплексов пород междуречья Куры и Габырры с глубиной изменяются одинаково, отличаясь лишь в начальных значениях. Изменение скорости продольных волн с глубиной в сарматских глинах и песчаниках неодинаково с майкопскими породами.

С целью изучения характера изменения свойств пород с глубиной для некоторых нефтегазоносных областей применен графо-аналитический метод (М.Л. Озерская).

Полученные зависимости могут быть применены, при интерпретации геолого-геофизических материалов. Результаты:

-изменения коллекторских свойств пород по площади связаны с неоднородностью литофации пород, глубинами их залегания, а также с сложностью тектонического строения.

-по результатам графо-аналитических исследований плотность пород и распространение скорости ультразвуковых волн с глубиной увеличиваются, а коллекторские свойства пород ухудшаются.

-для прогнозирования нефтегазоносности структур кроме упомянутых геофизическо-разведочных методов, целесообразно использовать методы емкости фильтрации.

**А.А. САМЕД-ЗАДЕ, Л.А. СУЛТАНОВ**

*Азербайджанский Государственный Университет  
Нефти и Промышленности*

## **ПЕТРОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОТЛОЖЕНИЙ ПРОДУКТИВНОЙ ТОЛЩИ СЕВЕРНЫХ НЕФТЕГАЗОНОСНЫХ ПЛОЩАДЕЙ ЮЖНО-КАСПИЙСКОГО БАССЕЙНА**

Недавно в связи с изучением нефтегазоносности глубокозалегающих слоев в Азербайджане в значительном объеме были проведены геологоразведочные и геофизические работы. Были подготовлены научные критерии, которые могут быть основанием для будущего геологоразведочного исследования. Было отмечено, что основные залежи нефти и газа связаны с Южно-Каспийской и Куринской впадинами, которые подвергались интенсивному погружению во время мезокайнозоя.

В Южно-Каспийской впадине в различных антиклинальных зонах распространены структуры, имеющие одинаковое геологическое строение. К ним относятся Гюргян-дениз, расположенная в антиклинальной линии Дарвин купеси – Южный и о.Чилов, расположенная в антиклинальной линии Хали-Нефт Дашлары. Структуры, которые располагаются на этих антиклинальных линиях, корреляционно изучены.

В данном районе проведены петрофизические исследования. Цель исследований: получить подробную информацию о породах-коллекторах и их литолого-петрофизических особенностях, уточнить углеводородные ресурсы коллекторов и предложить проведение разведочных работ. Остановимся на структурах Нефт Дашлары, Гюргян-дениз и о.Чилов.

В коллекторах ПТ (продуктивная толща) были вскрыты многоэтажные нефтяные залежи. Калинская свита представлена алевролитами и глинистыми отложениями с чередующимися мелкозернистыми прослойками песков и песчаников. Пески кварцевые, средне-мелкозернистые, а глины слабо песчаные и слабо карбонатные. Литофация и мощность песчаных горизонтов и глинистых прослоев, разделяющих их, по площади нестабильны. Песчанистость разреза от подошвы к кровле увеличивается. Песчанистость свиты от свода к крыльям увеличивается до 70 %. В свите разделяются 4 нефтегазоносных горизонта. Кроме того в нижней части горизонта в ряде блоков отмечаются еще 4 горизонта .

Для определения запасов эксплуатационного объекта по площади осуществляется анализ накопленного многочисленного геолого-геофизического и промыслового материалов и комплексного использования их результатов. По накопленным промысловым геофизическим материалам каждой скважины интерпретируются и определяются значения параметров, таких как эффективная мощность, пористость, нефтенасыщенность.

Известно, что поиск и разведка месторождений нефти и газа, их разработка и оценка потенциала зависит от петрофизических свойств отложений, составляющих разрез структуры.

Вскрытая максимальная мощность ПТ в скважинах составляет 2400 м. Но, в некоторых частях месторождения с помощью глубоких разведочных скважин, на большой глубине, были вскрыты некоторые горизонты ПТ. Плотность глинистых пород здесь составляют 2,20-2,48 г/см<sup>3</sup>, пористость – 8,3-17 % (в некоторых случаях достигает до 25%), распространение ультразвуковых волн 2150-2200 м/сек. Плотность алевролитов составляют 2,13-2,60 г/см<sup>3</sup>, пористость варьирует между 15-28 %, распространение ультразвуковых волн колеблется между 1300-2200 м/сек. Плотность песчаников составляют от 2,00 до 2,50 г/см<sup>3</sup>, пористость варьирует между 7,2-22,0 %. Во всех породах распространение ультразвуковых волн в зависимости от литологического состава, изменяется в пределах 850-2800 м/сек. Карбонатные глины ПТ подвергались изменению и их физические свойства составляют: плотность – 2,02-2,59 г/см<sup>3</sup>, пористость 8,5-30 % и распространение ультразвуковых волн – 2100-3500 м/сек. Надо отметить, что карбонатность и проницаемость отложений ПТ тоже значительно подверглись изменению.

При изучении гранулометрического состава свит ПТ площади Нефт Дашлары установлено, что диаметр зерен варьируют от 0,1 до 0,01 мм. Это свидетельствуют, что в разрезе больше алевроитов, чем отложений другого состава.

Как известно, месторождение Нефт Дашлары многоэтажное. Чтобы выяснить коллекторские свойства отложений, зависящих от глубины, по площади были корреляционно исследованы пределы изменений физических параметров. В результате установлено, что нижние и верхние пласты мало отличаются, не смотря на разность физических параметров. Значит, это показывает на то, что с глубиной отмечается уменьшение пористости и относительно увеличивается плотность и распространение ультразвуковых волн.

Обработка и интерпретация петрофизических и промыслово-геофизических материалов установило, что некоторые горизонты ПТ в пересчете на нефть и газ более перспективны.

Итак, изучая литолого-петрографические свойства месторождений, по геолого-геофизическим материалам и коллекторским свойствам керновых образцов, взятых из скважин площади, можно прогнозировать нефтегазоносность глубокозалегающих слоев наряду с уже эксплуатируемыми.

С целью изучения геологического строения месторождения Гюргян-дениз и о. Чилор собраны геолого-геофизические материалы. Исследуя эти материалы построены структурные карты по кровле продуктивных слоев и несколько поперечных и продольных геологических профилей.

На вышеотмеченной площади для определения литолого-петрографических и коллекторских свойств, а также закономерных изменений по площади глубокозалегающих пластов, были изучены карбонатность, пористость, проницаемость, плотность, гранулометрический состав и скорости распространения продольных волн с помощью образцов, взятых из пробуренных поисково-разведочных скважин площади месторождение Нефт Дашлары. Также были определены минимальные, максимальные и средние пределы физических свойств пород. Рассмотрена зависимость коллекторских свойств от глубины залегания и зависимость их от других физических факторов. Соответственно, была составлена петрофизическая таблица, отражающая коллекторские характеристики пород.

Установлено, что изменение петрофизических значений в широком диапазоне связано с литологическими неоднородностями, разнообразием глубин залегания пород и тектоническими условиями комплексов.

При исследовании коллекторских свойств региона установили, что в глубокозалегающих пластах отмечается эффективная пористость и это дает нам возможность прогнозировать коллекторы нефти и газа. Но из модели геолого-физических изменения пределов ясно, что в связи некоторыми геолого-физическими изменениями закономерность нарушается.

**Е.И. ШЕВЕЛЕВ**

*РУП «Производственное объединение «Белоруснефть»  
БелНИПИнефть, Республика Беларусь г.Гомель*

## **МЕТОДИЧЕСКИЕ ПРИЕМЫ ПОСТРОЕНИЯ ТРЕХМЕРНОЙ ЛИТОЛОГИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ С ЦЕЛЬЮ ВЫДЕЛЕНИЯ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ЗОН РАСПРОСТРАНЕНИЯ КОЛЛЕКТОРА С НАИЛУЧШИМИ ПЕТРОФИЗИЧЕСКИМИ СВОЙСТВАМИ НА ПРИМЕРЕ ДАВЫДОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Давыдовское месторождение нефти расположено в пределах Речицко-Вишанской зоны поднятий на гребне Речицко-Вишанской ступени Припятского прогиба. В пределах месторождения открыты промышленные залежи нефти во внутрисолевых, межсолевых и подсолевых отложениях. Основные пласты-коллекторы межсолевой залежи приурочены к елецко-задонским отложениям, а также встречаются единичные пласты-коллекторы в ряде скважин в петриковских отложениях. На данный момент существует необходимость в создании детальных и корректных геологических и литологических моделей месторождений, которые позволят определить корректное распространение пород коллекторов и их петрофизических свойств залежах месторождений, а также помогут выделить перспективные участки для бурения новых скважин. Полученные модели могут быть использованы для проведения корректной оценки величины запасов УВ.

На первом этапе была создана геологическая модель месторождения на основе проведённых сейсмических работ, а также результатов бурения скважин. В итоге были построены поверхности горизонтов межсолевой толщи, южная граница распространения межсолевых отложений, а также разломы ограничивающие залежь.

На втором этапе было проведено более детальное вертикальное расчленение отложений на основе материалов ГИС. Стратиграфические горизонты были разбиты на более мелкие литопачки, что, как считает автор, позволяет создать более детальную модель месторождения [1]. «Расчленение» горизонтов на литопачки было основано на компонентах коллекторов [2] горизонта, где каждая литопачка включала бы в себя одну компоненту.

Выделение компонент в разрезе отложений базируется на выделении в продуктивной части разреза литопластов-компонентов, группирующих гидродинамически связанные пласты-коллекторы, выделенные по ГИС, с присвоением им наименований-кодов. Граница компоненты определяется кровлей первого и подошвой последнего пласта в установленном стратиграфическом срезе. В свою очередь это позволяет идентифицировать ту или иную часть разреза в соседних скважинах и проследить площадное распространение коллекторов в пределах месторождения. Кодификация компонент проведена в пределах всех месторождений Припятского прогиба.

При расчленении горизонта на литопачки учитывались результаты поточечной интерпретации материалов ГИС по скважинам, когда кровля литопачки соответствовала или кровле стратиграфического горизонта, или подошве условного низкопористого глинистого пропластка (по результатам поточечной интерпретации ГИС). Если по результатам интерпретации ГИС выделить низкопористый глинистый пропласток было затруднительно, то кровля литопачки принималась согласно кровле выделенной компоненты [3]. В результате выполненной работы в пределах 6 горизонтов было выделено 13 литопачек.

Задачей третьего этапа заключалось создание петрофизической модели межсолевой залежи. Основными исходными данными являлась поточечная интерпретация ГИС по всем пробуренным в пределах месторождения скважинам. В специализированном программном продукте, были построены кубы пористости и глинистости (рис. 1,2). Распространение параметров межскважинного пространства модели происходило методом интерполяции (indicator kriging). В итоге был получен объём залежи, каждая ячейка в котором обладала значением пористости и глинистости. Следующим шагом являлось создание куба «коллектор-неколлектор» на основе петрофизических кубов. При выделении ячеек «коллектор-неколлектор», для «коллектора» принимались следующие предельные значения: пористость более 4,5%, глинистость менее 19,5%, остальные ячейки относились к «неколлектору». Данные граничные значения принимались при выделении пластов-коллекторов при попластовой интерпретации ГИС для подсчёта запасов. По результатам выполненной работы был получен куб «коллектор-неколлектор», в котором каждая ячейка объёма залежи обладала характеристикой «коллектора» или «неколлектора» (рис. 3). Но данный куб не совсем корректно отражает действительность, так как завышает фактические данные по результатам попластовой интерпретации. Это связано с тем, что при попластовой интерпретации происходит отбраковка некоторых пластов на основе дискриминантной функции, применение которой заключается в зависимости предельного значения пористости каждого пласта от коэффициента глинистости этого пласта.

Поэтому на следующем этапе необходимо было решить задачу, как увязать между собой выделенные пласты-коллекторы по результатам попластовой интерпретации ГИС и результаты полученного куба «коллектор-неколлектор» по результатам петрофизического моделирования.



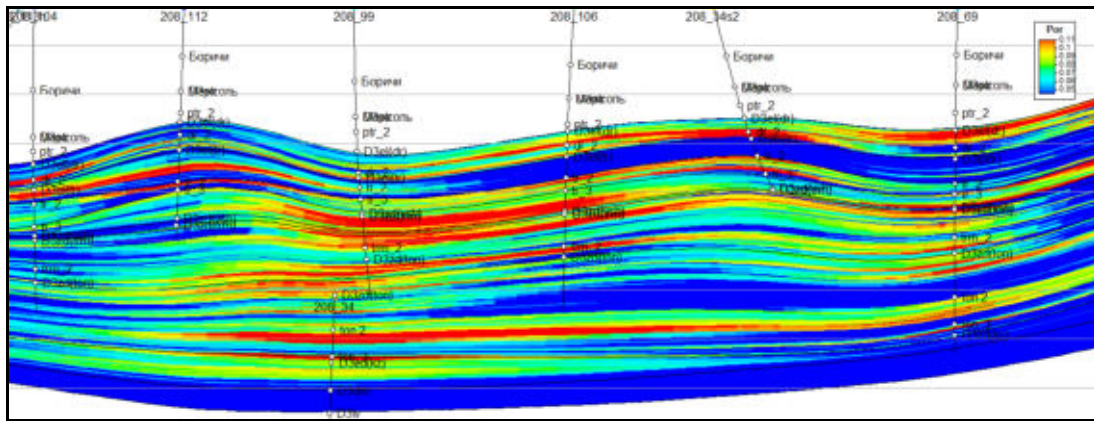


Рис 1. Разрез через куб пористости.

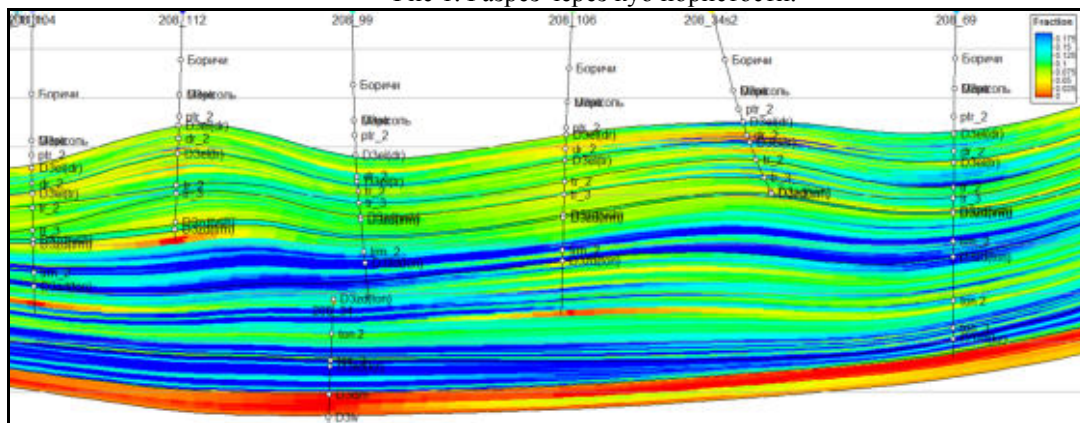


Рис 2. Разрез через куб глинистости.

Было выбрано следующее решение: для создания корректного куба «коллектор-неколлектор» при фациальном моделировании, как исходные данные, задавались скважинные данные (результаты машиннойинтерпретации ГИС), а как тренд распространения фации коллектора и неколлектора (в межскважинном пространстве) задать куб «коллектор-неколлектор» полученный в результате петрофизического моделирования. Метод фациального моделирования был выбран стохастический (алгоритм Sequential indicatorsimulation). Было рассчитано 30 различных вариаций, которые были сведены к одному варианту (рис. 4).

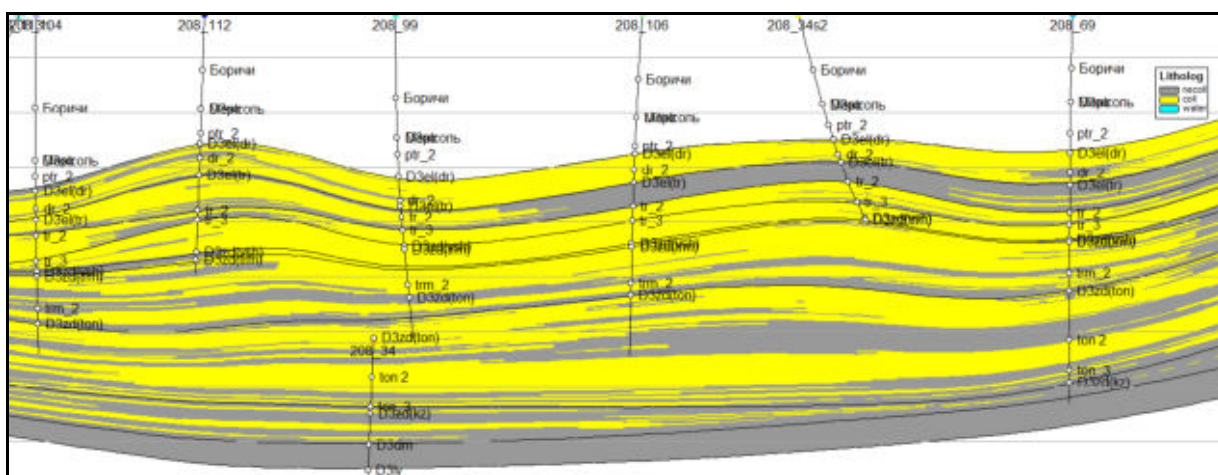


Рис 3. Куб «коллектор-неколлектор» по результатам петрофизического моделирования

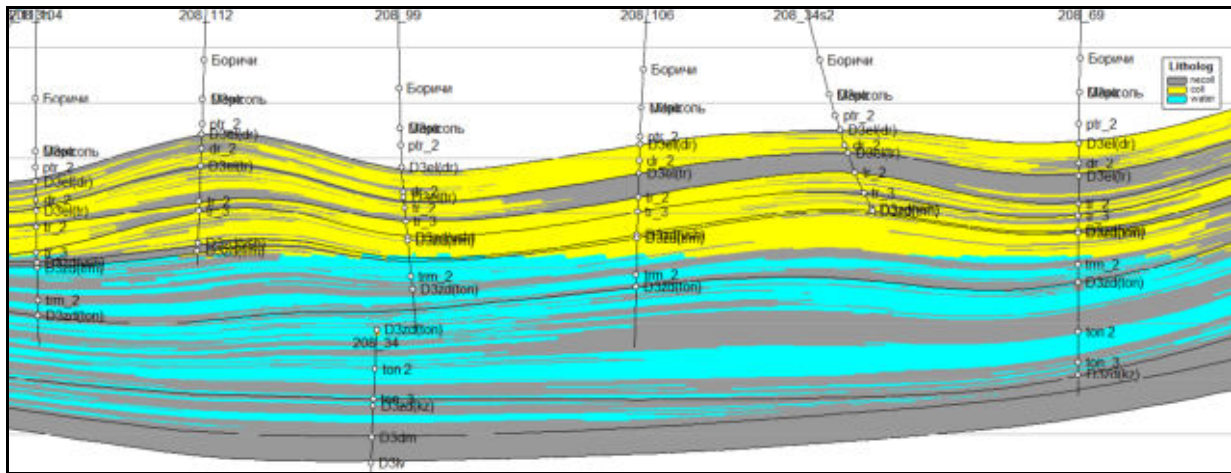


Рис 3. Куб «коллектор-неколлектор» с учётом машинной интерпретации ГИС

В результате был получен куб «коллектор-неколлектор», как мы считаем, наиболее реально отражающий распространение пород коллекторов межсолевой залежи, а также петрофизические свойства пород в межскважинном пространстве Давыдовского месторождения. На основе куба была построена карта эффективных нефтенасыщенных толщин и карта эффективной пористости коллектора. При «перемножении» этих двух карт мы получили карту «эффективного порового объема» (рис 5), с использованием которой мы можем выделить перспективные зоны с наилучшими коллекторскими характеристиками в пределах межсолевых отложений. Наиболее интересный участок расположен между скважинами 66 и 100 Давыдовские (зона 1). К тому же данный участок приурочен к своду в структурном плане. Также перспективными являются зоны расположенные между скважинами 69 и 82s2 (зона 2), зона северо-восточнее скважины 80 (зона 3), а также зона южнее скважин 99 и 106 (зона 4) вдоль зоны отсутствия межсолевых отложений (рис. 5). Выделенные зоны могут быть рекомендованы для бурения вторых стволов.

На данный момент почти все крупные месторождения Беларуси находятся на заключительной стадии разработки. Легко подвижные запасы, которые изначально аккумулировались в высокопористых и высокопроницаемых коллекторах практически выработаны. Основной задачей сегодня является поиск и локализация «защемлённых» в низкопористых и низкопроницаемых породах-коллекторах трудноизвлекаемых запасов (ТРИЗ). Это связано с тем, что они, хоть и в меньшей степени чем активные запасы, но также вовлечены в разработку месторождений (при проведении ГРП и других геолого-технических мероприятий) и не учитываются при подсчёте запасов. Полученная литологическая модель позволяет локализовать ТРИЗ и провести их оценку.

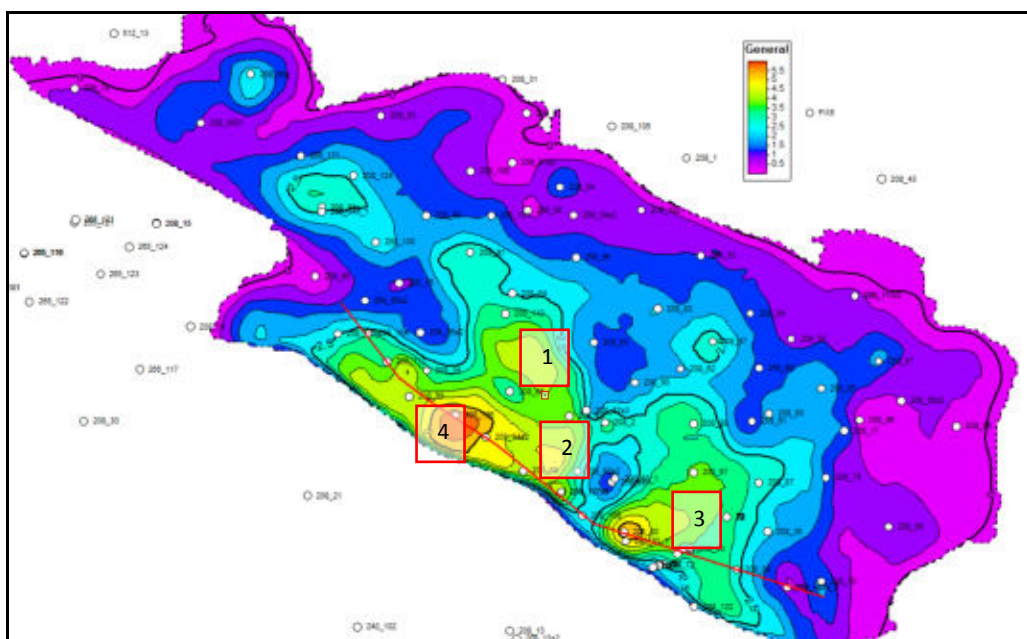


Рис.5 Карта эффективного порового объема (красная линия – линия разреза).

### Литература

1. «Покомпонентный подсчёт запасов нефти на основе геологического моделирования на примере Северо-Домановичского месторождения нефти Припятского прогиба». Шевелев Е.И. //Сборник докладов конференции, посвященной 85-летию ВНИГРИ: «Проблемы воспроизводства запасов нефти и газа в современных условиях».г. С-Петербург, 23-24 октября 2014г. Текст. (символ.) электрон. издание (22 Мб). - СПб.: ФГУП "ВНИГРИ", 2014. - 1-CD-R

2. Природные нефтегазоносные полуколлекторы Припятского прогиба/ В.Н. Бескопыльный, А.В. Халецкий, И.П. Рыбалко. – Гомель: РУП «ПО «Белоруснефть», 2013. – 70 с.

3. Выделение перспективных участков в петриковских отложениях Давыдовского месторождения Припятского прогиба с целью бурения скважин и вовлечения в разработку трудноизвлекаемых запасов /Е.И.Шевелев– Записки Горного института. Том 218. С-Петербург, РФ. Стр 191.

## **КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА**

**CHRISTIN DIETERICHS, MARTINA FINCK, JONATHAN KÜHNE**  
*TU Bergakademie Freiberg, Germany*

### **EXPERIMENTAL INVESTIGATION OF MIXTURE VISCOSITIES OF N-ALKANES AND CARBON DIOXIDE UNDER HIGH PRESSURE AND HIGH TEMPERATURE (HP/HT) CONDITIONS**

Crude oil demand is still increasing and this can only be met by exploration of new oil fields or more efficient development of existing reserves. Oil production will increasingly focus on Enhanced oil recovery methods. These methods are just as effective as the reservoir conditions are understood.

Mixtures of liquids (especially oil) and gases play an important role in oil production. On the one hand, live oil experiences different pressure and temperature ranges during production and dissolution of gas out of oil is a relevant aspect of the technical design of production and processing facilities. On the other hand, fluids like nitrogen or carbon dioxide (N<sub>2</sub>, CO<sub>2</sub>) are applied in some EOR methods. For example, injection of CO<sub>2</sub> is the most common technique to enhance oil production by miscible flooding. It results in reduced oil viscosities and thus increases the mobility of oil in the reservoir. Therefore, knowledge about the interactions of crude oil and gas mixtures under various temperature and pressure conditions is essential for the design of production operations, as well as for planning and implementation of the most suitable EOR method. The input of experimentally determined viscosity data of reservoir fluids is of high importance to reservoir simulations

A capillary viscometer with integrated density meter was designed and constructed for measurements at pressures up to 70 MPa and temperatures up to 150 °C. Viscosities and densities of n-heptane, n-dodecane, dead oil and their mixtures with CO<sub>2</sub> have been measured at pressures up to 20 MPa and at temperatures of 40 °C and 70 °C. Thereby the design of the equipment is focused on the preparation of gas-liquid-mixtures by using a movable saturation vessel. The measurement principle is relying and robust. Experimental data have been compared to predictive models for the density and viscosity of mixtures (Predictive Peng-Robinson Equation of State, modified Eyring-Peng-Robinson model) and showed good agreement. The flow of oil, gas, and mixtures through reservoir rock (and also through the production tubing, surface facilities and pipelines) is determined by their viscosity at the different pressure and temperature conditions.

The developed capillary viscometer provides numerous valuable possibilities to investigate special mixtures of liquids and gases under various reservoir temperature and pressure conditions. These experimental results enable to choose the most appropriate production methods and facilities. Moreover, such data will contribute to the development of new and enhanced models and correlations for the fast determination of (thermodynamic) reservoir properties.

## UNTERSUCHUNGEN ZUR GEWINNUNG VON METALLKONZENTRATEN AUS EINEM SULFIDERZ DER LAGERSTÄTTE WALCHEN BEI ÖBLARN, ÖSTERREICH

Das Ziel dieser Arbeit war es, einen Weg zu finden aus einem Sulfid-Erz der Lagerstätte Walchen mit möglichst geringem Aufwand das Hochtechnologiemetall Indium und Wertmetalle wie Kupfer und Zink zu gewinnen.

Um das Material nach seinem Zerkleinerungsverhalten zu charakterisieren und den dafür notwendigen Energieaufwand zu bestimmen, wurde das Verfahren nach Bond angewandt. Die Untersuchung ergab einen Arbeitsindex von 16,87 kWh/t. Dadurch wurde bestätigt, dass das Sulfid-Erz aus Walchen etwas härter ist als Granit.

Für die weitere Zerkleinerung wurden sowohl Kugel- als auch Stabmühlen mit variierender Anzahl an Mahlkörpern als auch Mahlzeiten untersucht. Auch wenn die Stabmahlung mit einem Mahlkörperfüllungsgrad von 30 % und einer Mahldauer von 30 Minuten die stärkste Zerkleinerung ergab, wurde die Stabmahlung mit 10 Minuten Mahldauer gewählt. Der Grund dafür lag bei der anschließend geplanten Flotation, da die optimale Korngröße bei der Flotation zwischen 10-250 µm liegt und die 10 minütige Mahlung dieses Kriterium am besten erfüllt. Der  $x_{80}$ -Wert der gewählten Zerkleinerung liegt bei 52 µm.

Als erstes Trennverfahren wurde die Magnetscheidung untersucht. Ziel der Magnetscheidung war es, das unerwünschte Eisen vom Rest abzuscheiden und im unmagnetischen Produkt eine hohe Konzentration von Kupfer, Blei und Zink zu erhalten. Bei dem Vergleich der magnetischen und unmagnetischen Fraktion zeigte sich jedoch ein ähnlich hohes Eisenausbringen. Des Weiteren war in der magnetischen Fraktion ein zu hohes Wertstoffausbringen an Kupfer, Zink und Blei zu verzeichnen. Deshalb wurden weitere Versuche mittels Magnetscheidung verworfen.

Das zweite eingesetzte Trennverfahren in dieser Arbeit ist die Flotation. Sie stellte auch den Hauptteil der praktischen Versuche dar. Begonnen wurde mit einem Sammler-Screening. Sammler der Firma Clariant wurden nach ihren angegebenen Eigenschaften ausgewählt. Die Auswahl fiel auf Sammler, die besonders für den Einsatz von Sulfid-Erz, Kupfererz und Zinkerz geeignet sind. Aufgrund von vorangegangenen Untersuchungen, welche ergaben, dass mit herkömmlichen Sammlerkonzentrationen keine zufriedenstellenden Ergebnisse erzielt werden konnten, wurde eine ungewöhnlich hohe Sammlerkonzentration von 500 g/t gewählt. Der Sammler Hostafлот LET wurde sowohl mit als auch ohne den zusätzlichen Einsatz des Schäumers Flotanol C7 untersucht.

Die Werte der Indiumanreicherung wurden auf Grund von Messschwierigkeiten und Fehlen eines Indiumstandards erst Wochen nach den Versuchen vom Labor nachgereicht und standen zur zeitnahen Auswertung nicht zur Verfügung.

Das Sammler-Screening ergab, dass die Sammler Hostafлот M91, LIP und LET mit C7 die besten Resultate lieferten. Die Ausbringen von allen drei Sammlern waren sehr ähnlich und überzeugten durch ein hohes Ausbringen von Kupfer, Blei und Zink gegenüber einem geringeren Ausbringen von Eisen.

In der folgenden Flotationsreihe wurde die Wirkung der drei ausgewählten Sammler bei unterschiedlichem pH-Wert überprüft. Ziel war es, herauszufinden bei welchem pH-Wert ein möglichst hohes Ausbringen der gesuchten Minerale gegenüber einem geringen Ausbringen von eisenhaltigen Mineralen entsteht. Die Wahl fiel auf Hostafлот LET mit C7 und Hostafлот LIP bei einem pH-Wert von 6-7, da hier das Ausbringen der gesuchten Metalle mit ca. 90 % Kupfer, 75 % Blei und 78 % Zink am höchsten lag. Die Konzentrationen wiesen Werte für Kupfer von 4,92 %, für Blei von 3,38 %, für Zink von 3,66 % und für Eisen von 38,51 % auf.

In der nächsten Flotationsreihe sollte überprüft werden, ob sich bei der Anwendung von anderen Sammlerkonzentrationen bessere Ausbringen erzielen lassen. Beim Einsatz des Sammlers Hostafлот LET mit Schäumer Flotanol C7 ließ sich kaum eine Veränderung erkennen. Es wurde ein Kompromiss zwischen dem Ausbringen von Eisen und den der gesuchten Metallen festgelegt, der bei 500 g/t liegt. Auch beim Sammler Hostafлот LIP wurde eine Konzentration von 500 g/t gewählt, hier ließen sich aber stärkere Abweichungen im Ausbringen erkennen.

Mit der anschließenden fraktionierten Flotationsabnahme sollte überprüft werden, wie sich die Ausbringen in Abhängigkeit der Zeit verändern. Es wurde im Minutentakt das Flotat gesammelt, um festzustellen ob eine längere Flotation sinnvoll ist. Bei Hostafлот LIP und Hostafлот LET mit C7 waren die Ergebnisse sehr ähnlich. Bei beiden Sammlern nahm das Ausbringen nach schon einer Minute sehr stark ab und die Verteilung der einzelnen Metalle verhielten sie ähnlich. Somit wurde durch den Versuch gezeigt, dass eine Flotatabnahme bis zu 2 Minuten erfolgen sollte.

Zuletzt wurde die Variation der Konditionierungszeit untersucht. Dazu wurde die Einwirkzeit der Sammler von 5 Minuten auf 10 Minuten bzw. 20 Minuten verlängert, um festzustellen ob dies das Ausbringen der gesuchten Metalle erhöht. Bei beiden Sammlern Hostafлот LIP und Hostafлот LET mit C7 waren die Ergebnisse ähnlich. Zwar

stieg das Ausbringen der gesuchten Metalle leicht an, jenes von Eisen jedoch am stärksten, sodass für beide Sammler die Konditionierungszeit von 5 Minuten als am besten geeignet scheint.

Somit ergaben die Versuche, dass Hostafлот LIP und Hostafлот LET mit C7 unter den zuvor angegebenen allgemeinen Flotationsbedingungen das höchste Ausbringen der gesuchten Metalle erzielt. Diese waren bei Hostafлот LIP durchschnittlich 90 % Kupfer, 78 % Blei und 85 % Zink. Bei Hostafлот LET mit Schäumern C7 ergaben sich Werte von durchschnittlich 89 % Kupfer, 80 % Blei und 87 % Zink.

**ARTUR KALETA**

*AGH University of Science and Technology in Krakow*

## **SPATIAL MODEL OF POLIMETALIC VEINS EXPLOITATION IN CANADIAN KGHM MORRISON MINE**

Development of IT technology resulted in serious changes in many branches of industry, where informatization and automatization caused optimization of production and analytic processes. The use of computer tools in work of people specialized in production and resource planning is getting more popular all around the world when it comes to open pit or underground mines. This work presents characteristics and possibilities of using underground deposit and excavation spatial model of underground copper and nickel mine, belonging to KGHM International Ltd, in terms of faster and more accurate pursuing of exploitation process while using commonly accessible project tools.

Sudbury Basin is called 'Canadian Capital of the country' because of high accumulation of underground nickel mines in this area. This region is located around 400 km north-west from Toronto in Ontario, which is the most economically and industrially developed province of Canada. Nickel and copper deposits of this area occur in form of complex polymetallic veins what is connected with their untypical genesis. According to the scientific research, Sudbury Crater was created around 1,85 billion years ago due to impact of the meteorite, 10 km wide in diameter. Crater is considered to be the one of the oldest meteorite craters and the third biggest crater on the earth. Its initial shape was circular and the diameter was around 200 km but as a result of tectonic movements and dislocations, crater changed its shape to more elliptical and its present dimensions are length of 62 km and the width around 30 km. In the Sudbury Basin there are many other underground mines, belonging to well-known mining concerns like Vale or Glencore. It is related with the fact that despite relatively small size of veins they are attractive because of the high content of nickel, copper as well as palladium, platinum and gold.

Morrison Deposit exists as complex of polymetallic veins, at depth of 900 – 1600 m below ground level. Orebody in the upper part is built from Pentlandite and Millerite, below which the majority of the volume is represented by Chalcopyrite and Bornite which are copper ores. The deposit is divided into five major blocks which are exploited downward. It is worth noting that deeper areas of the Morrison Deposit are much more dispersed in space, what is especially visible in the lowest exploitation level of the mine. Due to the vertical character, Morrison Deposit was developed only by two shafts, called Craig and Levack and later orebody development is conducted by five declines.

Model which is the main topic of this work, presents development and exploitation excavations of the MD5/a vein in form of spatial model created in Autocad environment. Object is a development of the ore and existing workings model created in MineCAD and Datamine software by geologists and mine surveyors from Canada. To create the possibility of working with data in Poland all the files were exported to DWG format in order to allow work in Autocad. In the initial work phase, model had to be scaled because of the British Imperial Unit system. Later the first object of the work was to define cross sectional sizes of the necessary excavations to draw in such a model. Main MD5/a development excavation is the spiral decline, which had to be extended in order to embrace the whole vein.

In this way cross section with dimensions of 16 by 16.5 feet was selected. Inclination of the incline is about 9 degrees which allows to obtain 8 vein development sublevels. The most time-consuming task was the projecting of stope excavations which will be located directly in vein. While selecting dimensions of these openings there were 2 criteria taken into account. First of them were the dimensions of Drilling Jumbo Machine used in stopes. It gave the minimal width of 3,30 m and the minimal height at level of 3 meters. LHD Loader size was skipped due to its smaller dimensions than in the case of Drilling Machine. Second criteria was defining minimal dimensions due to the vein dip. Having defined stope height it was possible to calculate minimum width of the excavation from trigonometric functions. This width had to allow pursuing the exploitation process in manner where on every sublevel vein runs from top to the bottom of the stope what will give the possibility of calculation exact amount of exploitations in vein allowing later production scheduling.

Thanks to calculations minimal width was determined and it equals 3,27 m. This dimension is lower comparing to the previous criteria therefore in case of stope's size of the cross section is 10 x 11 feet. After defining

necessary dimensions main work started. After a few weeks of work in Autocad, the spatial model was created. Thanks to projection of excavations layout many informations valuable in terms of production estimation were received. Main data obtained after finished projecting process were exact volumes and depth of the specified excavations. Basing on these data it is possible to define the amount of explosive necessary to use in exploitation process at every exploitation level. Daily progress was assumed after collecting drilling layouts from mine. Created model also allowed to estimate mass of the ore and waste rock which has to be blasted in order to exploit the whole vein. Estimation was based on density of ore and waste rocks as well as volumes of the vein and projected openings. These tools are available in the default options of the Autocad programme. In the final phase, there was conducted selection which of the excavations will be created by Cut & Fill or Long Hole Stopping method which are two typical mining methods of this Canadian mine. Basing on the data from the drilling layouts there were assumed lengths of the drill holes and in the combination with the assumed time of unit operations like drilling, blasting, mucking, reinforcing, daily progress was calculated for the set of one drilling jumbo and one LHD loader.

Possibilities of implementation of the Computer Aided Design in terms of orebody and excavation modelling are really wide and their use is only limited by the creativity of potential programme users. Definitely the role of the Information Technology will grow successively, thus it is very important that bigger number of mine engineers will get acquainted with the modern tools applied in the industry. Without any doubt Computer Aided Design programs such as Autocad can be very useful tools for mining and related industries.

**I. KUKOLJ, F. OUCHTERLONY, P. MOSER**

*Chair of Mining Engineering, Montanuniversitaet Leoben, Austria*

## **EXPERIMENTAL METHOD FOR CAPTURING DYNAMIC CRACK PROPAGATION IN ROCK-LIKE MATERIAL**

### **Abstract**

Blast-generated fines represent an economical and environmental liability. A possible major source of blast-generated fine material is the dynamic mechanism of crack branching and merging at the tip of a running crack. The research aim is to develop an experimental method for capturing and observing this phenomenon in rock-like specimens. The method includes capturing the dynamic crack propagation in blast-loaded confined mortar cylinders by means of digital high-speed imaging. The research employed a special blast confinement to control the effects that influence dynamic crack development and improve safety. The paper discusses the thus far developed experimental set-up, test results, and points for further improvement.

### **Introduction**

In industrial blasting applications blast-induced fines result in increase of waste and exploitation cost. A plausible dynamic mechanism behind blast fines generation is related to crack branching and merging at the tip of a running crack. Although many researches employed small-scale blasting tests to investigate the effects of blast loading in rock and mortar samples on the resulting fragmentation and crack patterns (e.g., Moser *et al.* 2003, Reichholf 2003, Johansson 2008, Schimek *et al.* 2013), none of them investigated dynamic crack propagation in real-time with respect to crack branching and merging.

The FWF project – “*Fines generated by dynamic crack propagation, as in blasting of rock and rock-like materials*”, which started in late 2015, will find out if branching-merging of fast growing cracks is a major source of fines. A part of the project relates to developing an experimental method for observing blast-induced dynamic crack propagation in cylindrical rock and mortar samples in real-time.

The experimental method consists of small-scale blast tests that include detonating an explosive charge inside the central borehole of the mortar cylinder positioned in a blasting chamber. The method employs high-speed imaging (HSI) camera to observe the dynamic crack development at the frontal face of the cylinder through a protective Polycarbonate window on the chamber.

The paper presents the thus far developed experimental method that was tested at the Montanuniversitaet blast site at the Erzberg mine (Stryria, Austria) in 2015 and 2016.

### **Methodology**

The experimental procedure includes blasting the PETN (*pentaerythritoltetranitrate*) cord of certain charge concentration (6, 12, or 20 g/m) inside the hollow mortar cylinder, which is radially surrounded by a damping layer inside the blasting chamber.

The PETN cord represents a reliable explosive appliance for inducing dynamic loading of high strain rate. When initiated, the detonation propagates throughout the PETN cord inside the cylinder, starting at the rear of the blasting chamber towards the frontal face of the cylinder. Resulted detonation shock waves introduce initial radial cracks around the borehole in the cylinder. Following, blast-induced gas forms inside the borehole, penetrates already generated cracks, and further develops them. By this point, the firstly introduced cracks usually branch and

merge in a complex, seemingly hectic, manner, forming new crack families and intersections, which lead to final fragmentation.

The cylinder production procedure follows the recipe from researches of Johansson & Ouchterlony (2011) and Schimek (2013). The mortar cylinders are of size  $\phi 140 \times 280$  mm with a centred axial borehole, of 10 mm in diameter, for placing the PETN cord. The weight of the mortar cylinder is approx. 9 kg with average material density of  $2 \text{ g/cm}^3$  in dry state. The final cylinder preparation procedure includes applying a thin layer of white paint and a rectangular grid mesh onto the frontal cylinder-face. Additionally, a plug is fitted at the frontal cylinder-face, 25-50 mm deep inside the borehole, to prevent the blast-generated gas to rush in-between the window and the cylinder and to protect the camera from the detonation-caused flash inside the borehole.

The blasting chamber (Figure 1) includes four concrete segments and employs the "impulse trap" concept (Sun 2013). The damping layer, protective window and four segments of the blasting chamber directly affect boundary conditions preventing the spalling effect and reducing circumferential counter-directed cracks, which could interfere and obscure cracks that propagate towards the cylinder's circumference (Rossmannith *et al.* 2005). The damping layer and the window are designed to impede radial and axial blast-induced material expanding and, hence, provide more uniform radial crack propagation along the cylinder's axis.

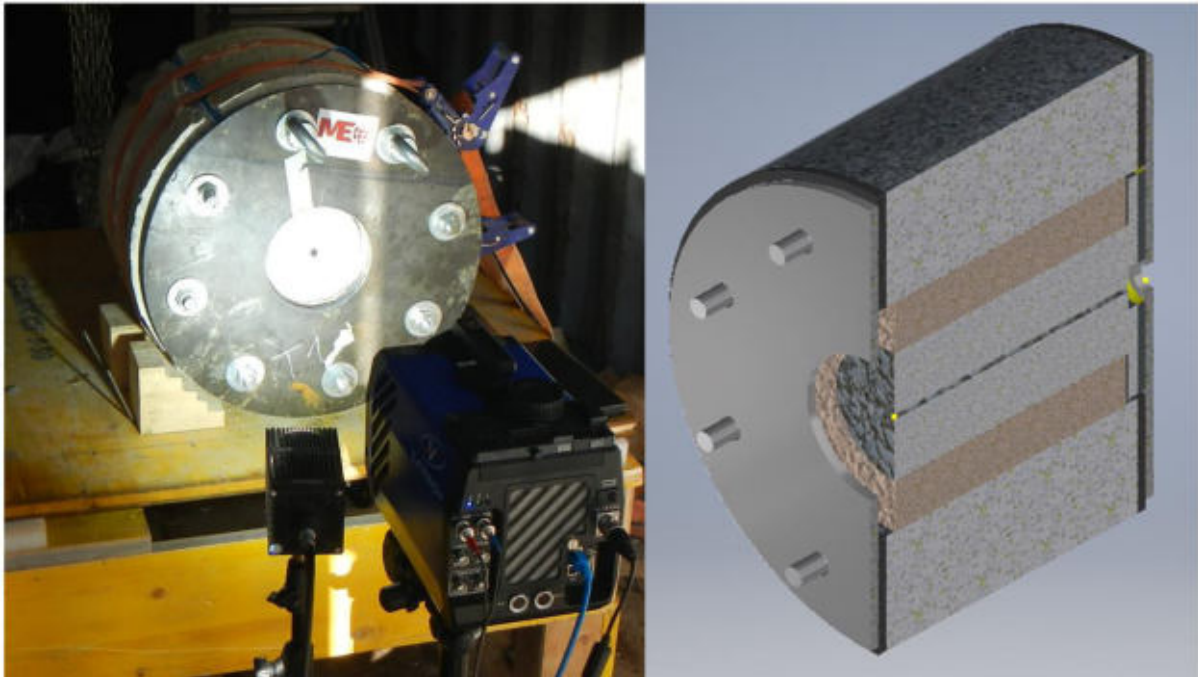


Figure 1. The experimental set-up at the blast site on Erzberg (left) and the model of the blasting chamber with the cylinder in a half-section view (right)

The blast tests employed the HSI camera - *Imager HS 4M (LA Vision)* to capture the crack propagation at frame rates of 20,000-37,000 fps at the image resolution of 256x256 pixels and 336x336 pixels.

#### **Results and discussion**

Thus far, seven blast tests have employed the experimental procedure providing HSI sequences of the crack development process with time steps of 26.3-41  $\mu\text{s}$  in-between frames. Figure 2 shows images of three frames from the same sequence.

As the research goal is to capture the blast-induced crack propagation of the frontal cylinder-face, the imaging should provide a valid 2-D representation of what is apparently a 3-D event. The cylinder can consist of several axially coupled layers (discs) to impede the axial crack propagation through the cylinder. Barriers in-between the discs can consist of cardboard sheets to reduce the transfer of shear failure from one mortar disc to another.

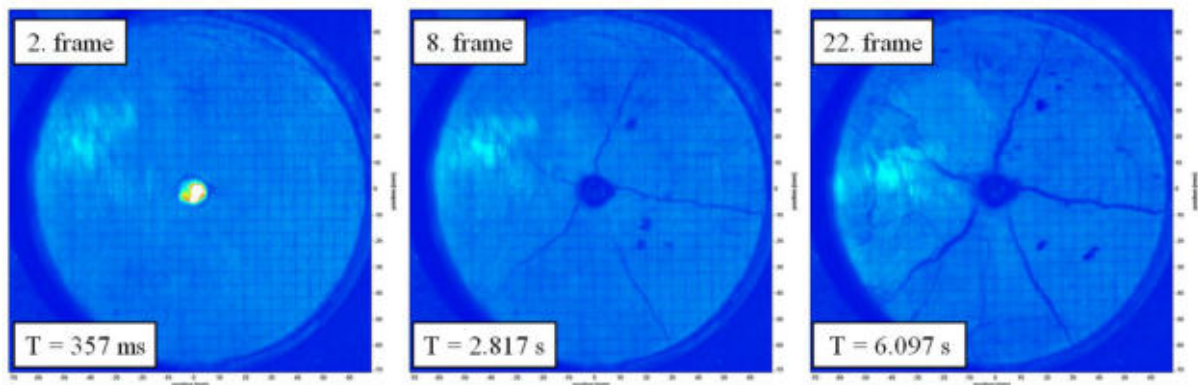


Figure 2. Example images from the same HSI sequence with lapsed time after the initiation

A possible solution for gas-induced flaking at the frontal cylinder face and dynamic window-bending (see Figure 2) is to improve the window-to-cylinder coupling and apply an aluminium half-filled pipe as the plug.

#### References

1. Johansson, D. & Ouchterlony, F. 2011. Fragmentation in small-scale confined blasting. *Int. J. Mining and Mineral Eng.* 3, pp 72-94.
2. Moser, P., Olsson, M., Ouchterlony, F. & Grasedieck, A. 2003. Comparison of the blast fragmentation from lab-scale and full-scale tests at Bårarp. In R. Holmberg (ed.), *Proc. EFEE 2nd World Conf. on Explosives & Blasting Techn.*, pp 449-458. Balkema, Rotterdam.
3. Reichholf, G. 2003. Experimental investigation into the characteristic of particle size distributions of blasted material; Doctoral Thesis, Montanuniversitaet Leoben, Chair of Mining Engineering and Mineral Economics.
4. Rossmanith, H.P., Hochholdinger-Arsic, V. & Uenishi, K. 2005. Understanding size and boundary effects in scaled model blasts – plane problems, *Fragblast*, 9:2, 93-125, DOI: 10.1080/13855140500296671.
5. Schimek, P., Ouchterlony, F. & Moser, P. 2013. Experimental blast fragmentation research in model-scale bench blasts. In Sanchidrián & Singh (Eds), *Measurement and Analysis of Blast Fragmentation*, pp 51-60. Balkema, Rotterdam.
6. Sun, C. 2013. Damage zone prediction for rock blasting; Doctoral Thesis, The University of Utah, Department of Mining Engineering, pp 136-138.

**BEATA ŁABUZ - ROSZAK<sup>1)</sup>, EWA PAUĆ<sup>2)</sup>, MAREK ROSZAK<sup>3)</sup>**

<sup>1)</sup> *Medical University of Silesia, Poland*

<sup>2)</sup> *Medical University of Lublin, Poland*

<sup>3)</sup> *Silesian University of Technology, Poland*

## HEALTH RISKS AMONG EMPLOYEES OF THE MINING SECTOR

### Introduction

The miners work in the special conditions associated with the presence of numerous hazards. Working under the earth is associated with a number of natural hazards caused by the movement of the rock mass, such as subsidence, tearing off the roof of the rocks, gully of gases and rocks. A miner uses the machines and equipment which creates the risk of accidents and injuries due to the movement of machines and their rotating parts. Blasting, remorse and gas fires are a source of irritating and toxic gases. Forced position of the body and excessive physical exertion at work can cause back pain, pain of shoulders and hands. Working underground is associated with the risk of occurrence of dust causing fibrosis, methane and mine waters. Danger accidents accompanying work of miners are a source of stress [1,2].

### Environmental factors related to work in coal mine

The environmental factors affecting the health of a miner can be divided into factors that may cause accidents, physical agents, biological agents, chemical agents and dusts, ergonomic factors, psycho-social factors and factors related to the organization of work.

The factors which may cause accidents include: tremor, getting hit by rocks from the ceiling and side walls; methane; toxic and irritating gases (carbon monoxide, oxides of nitrogen); machinery and equipment for mining coals; electricity. All of these factors could be associated with the occurrence of injuries of different organs, and poisoning, which can be fatal.



The physical factors include excessive noise; insufficient lighting prevailing under the earth; local vibration; high humidity in the mines; local vibration; hot microclimate; ionizing radiation.

To the biological agents belong parasites and fungi.

The chemical factors include: low levels of oxygen and high carbon dioxide concentration as a result of abnormal gas composition of mine air; mine dust causing fibrosis (a mixture of coal dust, silica, trace metals); mine water and oils containing allergenic substances, mainly chromium - the possibility of skin diseases.

The ergonomic factors, psycho-social factors and factors related to the work organization include shift work (night shift - the possibility of stress disorders, biological rhythm disturbances, reduced capacity for physical work); high risk of accident - the ability to psychological stress; hard physical labour, forced body positioning, performing repetitive tasks - the possibility of pain resulting from overloading the musculoskeletal system [3,4].

#### **The occupational diseases of miners**

An occupational disease is a disease caused by the action of harmful factors occurring in the work environment or the way of work, as specified in the list of occupational diseases. Miners are thirteen times more likely to succumb to illnesses than workers in other sectors of the economy. Every year in the Polish mining industry there are more than 600 cases of occupational diseases. Pneumoconiosis is the most often (approx. 550 cases per year). To the other common diseases belong hearing loss and vibration syndrome.

The incidence of occupational diseases is nowadays 368 per 100 000 people employed in the mining industry and it is thirteen times larger than the entire national economy. In 2006 this rate was 309 per 100 000 employees. Occupational diseases of miners include also chronic obstructive pulmonary disease.

Other diseases occurring in miners include: eye diseases, mycoses, parasitic diseases (eg. duodenal hookworm infection), diseases of the skin. Moreover, there is the possibility of the occurrence of overheating and an increased probability of cancer.

#### **Summary**

Work at the mine is associated with numerous health risks and the possibility of the occurrence of many diseases. Miners should be surrounded by a special medical care and preventive activities to minimize the risk for their health [5-7].

#### **Literature**

1. www.ciop.pl
2. Wysokiński M, Fidecki W, Bernat-Kotowska S, Ślusarz R. Health behaviour of miners. *Med Pr.* 2015; 66(6): 753-761.
3. Go LH, Krefft SD, Cohen RA, Rose CS. Lung disease and coal mining: what pulmonologists need to know. *Curr Opin Pulm Med.* 2016; 22(2): 170-178.
4. Carlisle KN, Parker AW. Psychological distress and pain reporting in Australian coal miners. *Saf Health Work.* 2014; 5(4): 203-209.
5. Patts JR, Colinet JF, Janisko SJ, Barone TL, Patts LD. Reducing float coal dust: Field evaluation of an inline auxiliary fan scrubber. *Min Eng.* 2016; 68(12): 63-68.
6. Yan L, Yantek D, Klein M, Bissert P, Matetic R. Validation of temperature and humidity thermal model of 23-person tent-type refuge alternative. *Min Eng.* 2016; 68(9): 97.
7. Wu M, Guffey SE, Takacs BC. Comparison of noise reduction of earplugs between fit test and coal mine work and observed variability of real-time noise reduction in coal mine work. *Work.* 2016; 55(3): 531-538.

**BARBARA LISIECKA<sup>1</sup>, ANNA KILJAN<sup>1</sup>, MAREK ROSZAK<sup>1</sup>, BEATA ŁABUZ - ROSZAK<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> *Silesian University of Technology, Poland*

<sup>2</sup> *Medical University of Silesia, Poland*

## **THE INFLUENCE OF TRAINING ON SAFETY AWARENESS AMONG EMPLOYEES**

#### **Introduction**

Despite the presence of so many different risks in industrial enterprises, the cause of accidents and dangerous events is often the "human factor", generally understood as a wrong behavior of the employees. It is necessary - in addition to the search for new organizational and technical solutions in the field of safety - taking actions to change the mentality of employees, among other things through the proper training, proper orientation, training activities and education conducted among the crew, and especially focused on the development of safe work habits.

High qualifications of the crew and the related appropriate level of knowledge of applicable safety rules and hygiene at work have a significant impact on the state of safety in industrial

enterprises, especially there where both the amount of dangerous threats as well as a high degree of mechanization create favourable circumstances to the formation of accidents at work. The aim of this study was to determine the level of awareness among employees concerning safety and hygiene at work.

For efficient management of security at work one should [1,2]:

- identify hazards occurring in the workplace,
- determine the causes of errors committed by employees,
- estimate the amount of risk,
- develop ways to reduce risk,
- formulate a policy and objectives in the field of safety,
- plan actions to implement the policy for the work safety,
- create an organizational structure (system) for safety management,
- involve people capable of carrying out the policy and objectives,
- continuously improve the skills of the crew and motivate it to safe behavior,
- continue to monitor the working conditions and human behavior in the workplace,
- continuously improve the established system safety.

In many workplaces, it was found that the lack of preventive security and work hygiene or wrong its implementation, makes that in factories with less risks there are more accidents than in factories which established the appropriate implemented prophylaxis despite of a higher level of risks, there are less accidents [3, 4, 5].

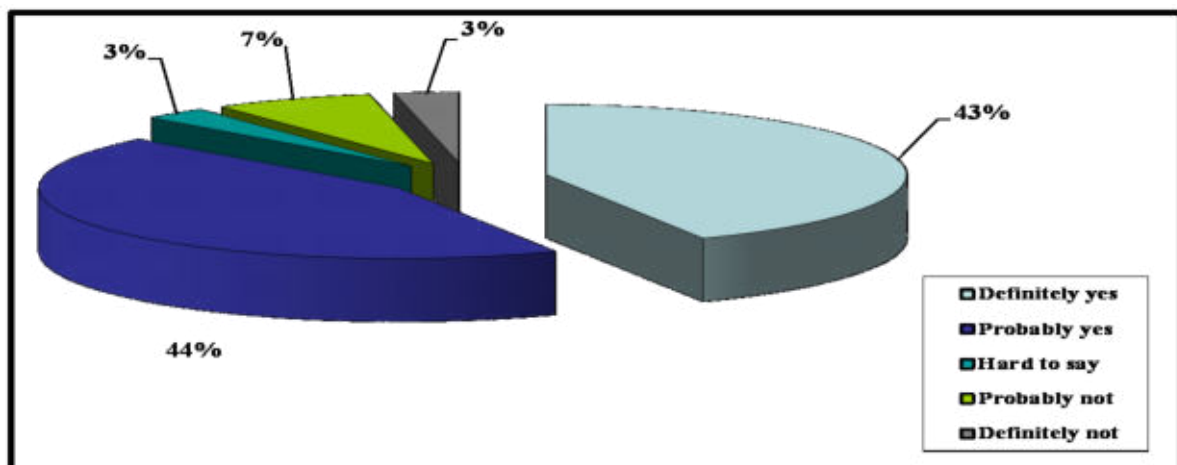
Examples of guidelines and safety management given by Deming and used for mining purposes are as follows [6,7,8,9,10]:

- management of the factory should firmly commit to issues of work safety, changing the point of view from short-term to long-term. The fundamental objectives for the organization, which is mining plant should be safety, not profit. The high profit is the result of safe, accident-free work and actions to protect jobs,
- statistics created for the satisfaction of the management company does not explain the causes of accidents,
- improving work safety is a continuous process,
- trainings should be carried out also in the workplace, until the belief that trained employee possessed sufficient knowledge and skills to work in mining environment,
- miners should report their findings in the field of occupational safety and hygiene to the supervisor without worrying about imposing on them additional responsibilities,
- during trainings in occupational safety and hygiene there should also be used the experience and knowledge of the audience,
- miners have to co-create a security work system.

**Research and results**

The research concerned determining the level of awareness of employees on occupied workplaces for safety and work hygiene in one of coal mines with the implemented safety management system and occupational health according to PN-N-18001. The study was conducted using an anonymous questionnaire, the study group consisted of 70 people (women - 14.3%, men - 85.7%). The average working time of respondents was 19.7 years, the average age - 39.71 years, and average time of work - 14.18 years. Some results of the research are presented below.

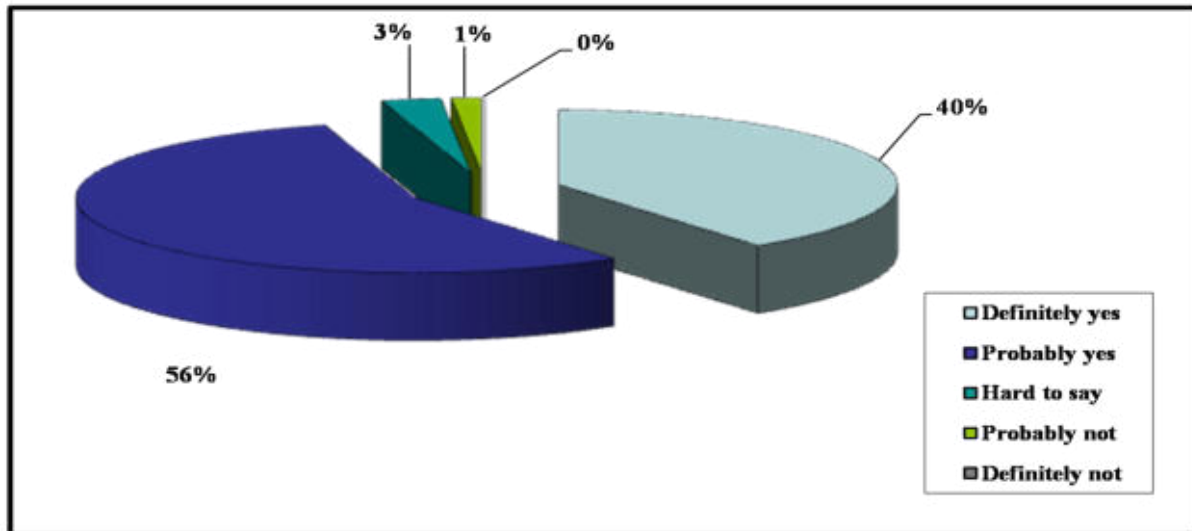
**Chosen questions: 1) Do you think / you that at your workplace training in occupational health and safety is necessary?**



**Figure 1.** Percentage of answers to the question about the need for training about occupational health and safety at the workplace.

87% of respondents believe that the training which they received was very useful in their work. A small percentage of respondents - 10% - gave a negative answer. The reason for this could be lack of awareness about the hazards on the occupied workplaces.

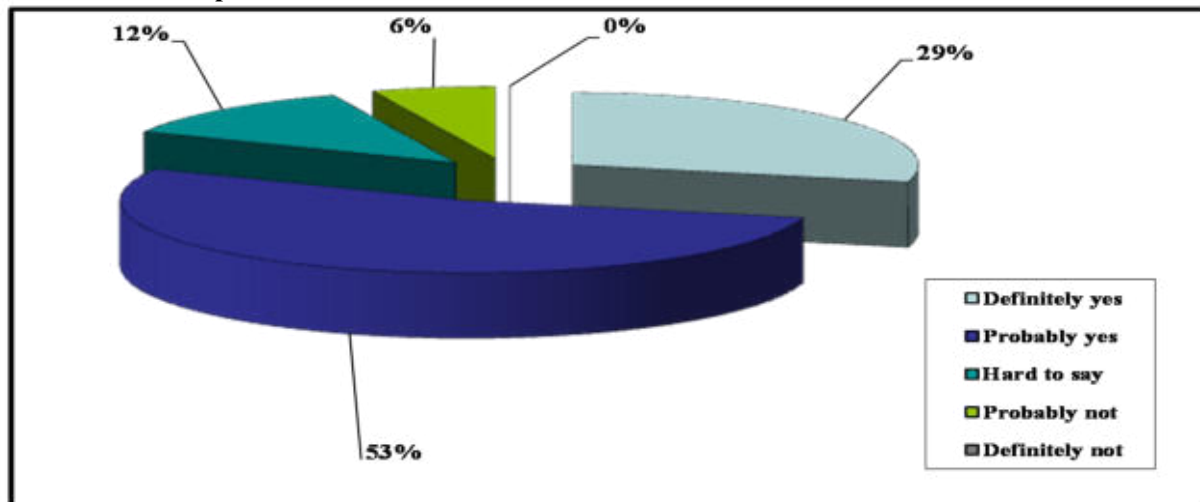
**2) Do you think that operations are performed in the workplace with safety and work hygiene?**



**Figure 2.** Percentage of answers to a question concerning performing activities at the workplace with maintenance of rules for safety and for hygiene at work.

Almost all respondents (96%) believe that their duties performed in the workplace are conducted in accordance with the principles of safety and hygiene at work. A small percentage of participants - 1% - believe that their duties are not consistent with the principles of safety and hygiene at work.

**3) Do you think that trainings in occupational health and safety allow you to eliminate or reduce the risks in their workplace?**



**Figure 3.** Percentage of answers to the questions concerning the elimination or reduction of risks in the workplace.

Respondents recognized in the majority (83%) that training on safety and work hygiene are carried out in a manner allowing them to eliminate or reduce the risks in the workplace. In contrast, 6% of respondents believe the opposite.

**Summarizing**

The issue of staff training in the field of mine safety and work hygiene is a very important factor in the prevention of occupational accidents and diseases at work. Basic knowledge of the discipline and organization of work, interaction with other employees, is a decisive factor for safe working. Most respondents felt the need for training in occupational health and safety; such training increase their productivity, and this affects the level of coal production. Trainings provide the knowledge to the crew how to acquire and complete the qualifications which is necessary to perform the work safely. The knowledge and experience held by employees in the workplace is suitable to perform the duties that miners do. It reduces the occurrence of dangerous situations that can lead to unsafe

conditions that threaten the health and lives of people. The configuration of certain employee attitudes, their attitude to work and correcting bad habits, should motivate them to safe working, to inspire action in the field of safety and work hygiene. 88% of respondents believe that in the event of an emergency situation the use of proper knowledge of the trainee gives you a quick reaction, which limits the impact of negative events. According to the concept of educational training in the field of safety and work hygiene, it is to convince the employee about the fact that he and his behaviour until 80% determines its health and safety.

### References

1. Lis T., Nowacki K., Occupational health and safety management in an industrial plant, Publishing Politechnika Śląska, Gliwice, 2005.
2. Łunarski J, Cienińska B., Safety management, Publishing Politechnika Rzeszowska, Rzeszów, 2002.
3. Podgórski D., Pawłowski Z., The basics of system health and safety management, Publishing Centralny Instytut Ochrony Pracy - Państwowy Instytut Badawczy, Warszawa, 2004.
4. Tabor A., Pieczonka A., Occupational Health and Safety Management. Vol. 1, Legal basis for labor protection in Poland, Publishing Politechnika Krakowska, Kraków, 2003.
5. Tabor A., Pieczonka A., Occupational Health and Safety Management. Vol. 3, Human Aspects in Health and Safety Management, Publishing Politechnika Krakowska, Kraków, 2003.
6. Ciborski P., BHP Vademecum on questions and answers, Publishing Ośrodek Doradztwa i Doskonalenia Kadr, Gdańsk, 1998.
7. Grudowski P., Quality, Environment and Health and Safety in Management Systems, ed. 2, Publishing Ośrodek Postępu Organizacyjnego, Bydgoszcz, 2004.
8. Rączkowski B., Pre-safety training, Publishing Ośrodek Doradztwa i Doskonalenia Kadr, Gdańsk 2006.
9. Polska Norma PN-N-18001:2004 Occupational Health and Safety Management Systems, Polski Komitet Normalizacyjny, Warszawa, 2004.
10. Vinodkumar, M. N., Bhasi M., Safety management practices and safety behaviour: Assessing the mediating role of safety knowledge and motivation. *Accident Analysis & Prevention*. 42.6 (2010): 2082-2093.

**IZABELA MADEJA**

*AGH University of Science and Technology in Krakow*

## **COMPARISON OF WATER-BASED INHIBITIVE MUDS AND OIL-BASED MUD IN THE ASPECT OF WELL STABILIZATION**

### **Introduction**

The hydration of clay materials has two stages: surface hydration, which takes place when particles of a rock are absorbing water and osmotic hydration, when there is an disequilibrium of ions activity between packets of the rock and activity of ions in drilling mud. It can be prevented by using inhibitive water-base muds and synthetic oil-based muds.[3]

In double inhibitive muds commonly used are ion inhibitors (e.g. KCl) and polymers (e.g. PHPA). Potassium chloride is used to decrease the hydration by penetrating space between packets of the rock. Partially hydrated polyacrylamide is used to rock encapsulation. It builds protective filter which prevents filtrate migration into a rock. [3]

Glycol is used as the third inhibitor and its main function is to harden and strengthen rock. Additionally, it supports potassium chloride effectivity and improves lubricity proprieties of drilling muds. [2]

Oil-based muds are more stable in high temperatures, have good lubricity properties and are contamination resistant. On the other hand, they are very expensive and the recipe is a trade secret. [2]

The survey consisted of carrying out a research of technological parameters of water-based inhibitive muds and oil-based mud used in the Polish oil industry.

Muds have been examined in the aspect of rheological, chemical parameters and the swell of clayey rocks.

### **Experimental section**

All tests have been carried out according to valid national standards and international standards (API).[1]

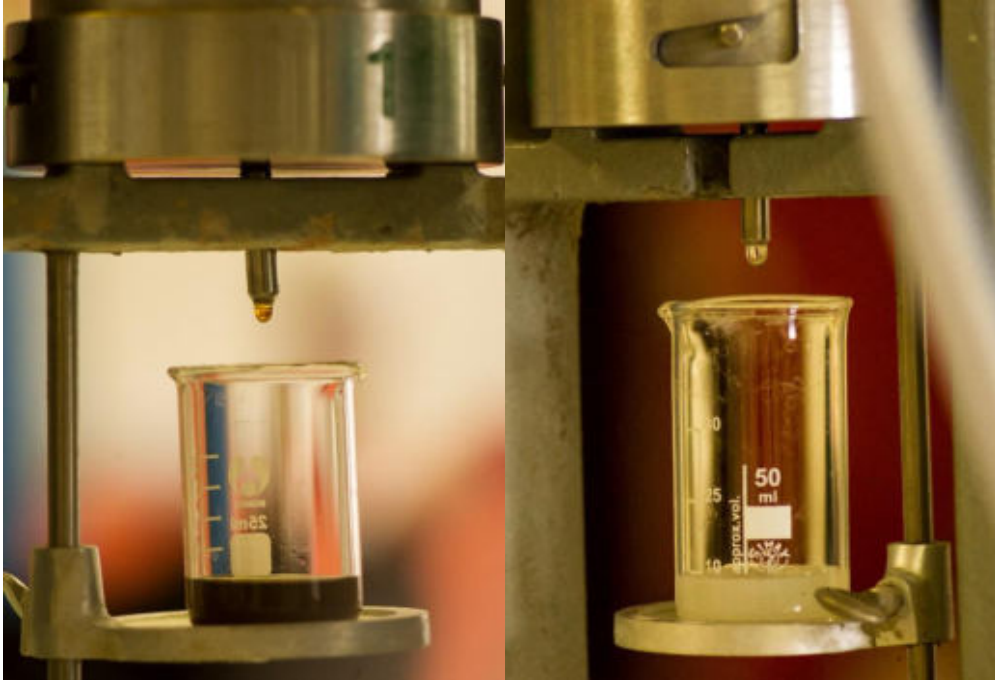
#### **Ingredients of water based-muds**

Partially hydrated polyacrylamide, potassium chloride and glycol were used as hydration inhibitors.

#### **Filtration of drilling muds**

Drilling muds were tested on standard filter press and on HPHT filter press (under temperature of 80°C and differential pressure of 500 psi). For both water-based muds results were comparable: 5 ml (standard filter press) and 10,2 ml (HPHT) for double inhibitive mud; for triple inhibitive mud respectively 5,9 ml and 12,4 ml. Filter cakes were thin, around 0,5 mm.

For oil-based mud: 2,1 ml (standard filtration), 1 mm filter cake and 2,4 ml(HPHT), 3 mm filter cake.



Picture1. Oil-based mud filtration (at left) and water-based mud (at right)

#### Lubricity test

Lubricity factor has been tested on the Lubricity Tester device and for the oil-based mud it was equal to 0,26. This result was comparable to results for water-based muds.

#### Swell tests

Swell tests were carried out through two methodologies – QST and LST.

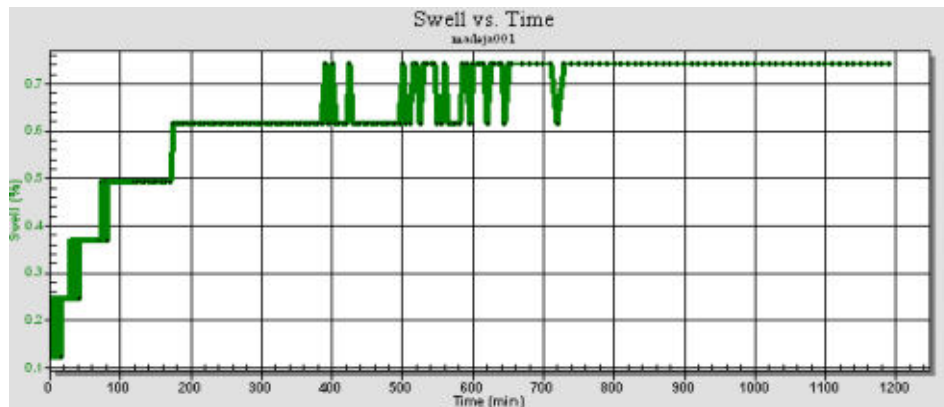
QSE Pellets are used in QST device to examine the swelling of clayey bars conditioned in both water-based muds and the oil mud for 24 hours. Before and after the test bars were measured and the volume increase was calculated. Samples from the water-based muds were partially damaged, but it was still possible to measure them. Volume increase for double inhibitive mud equaled  $37,83 \text{ mm}^3$ , for triple inhibitive it was two times higher and equaled  $76,42 \text{ mm}^3$ . Samples from the oil-based mud showed no signs of swelling, even after two weeks of conditioning.

In the Linear Swell Test samples are created from the ground Miocene and Eocene shale. Testing was conducted for 20 hours, while the rock sample has been conditioned in tested muds. Percentage linear increase of the samples from the double and triple inhibitive muds were both equal 12,8%, while the sample from the oil-based mud was 21 times smaller with a value of 0,6%.

Differences in the swelling process in time between the water-based mud and oil-based mud is captured in the pictures 2 and 3.



Picture2. Graph of the rock swell in the water-based mud



Picture 3. Graph of the rock swell in the oil-based mud

### Summary

Research provided the information about the differences in the swelling process between water-based and oil-based drilling muds. Oil-based mud is effectively inhibiting the clay rocks hydration, but it has flaws limiting its applicability, like negative impact on the natural environment and well cementing or high costs. Both double and triple inhibitive water-based muds are cheaper and they do not have the negative impact on the environment, but they are more vulnerable to hydration.

### References:

1. API Specification 13B-2, 5th edition, April 2014.
2. Bielewicz D.: *Płyny wiertnicze*, Wydawnictwa AGH, Kraków, 2009.
3. Bielewicz D., Wysocka M., Wysocki S.: *Badania laboratoryjne nowo opracowanych bezilowych płuczek kationowo-skrobiowych przeznaczonych do przewiercania skał ilastych*, *Wiertnictwo Nafta Gaz*, 2/24, 2007.

**IWONA MATUSZYK, BARTOSZ RYMKIEWICZ**

*AGH University of Science and Technology Faculty of Management*

## INTEGRATED REPORTING AS MODERN TOOL OF COMMUNICATION WITH STAKEHOLDERS

### Introduction

Nowadays, the companies are not able to function in isolation from the environment. Each activity of a given organization is associated with the impact on a group of stakeholders. The enterprise must take into account their action plans, and not only self-interest, formerly understood as maximizing profits for owners, but also the public interest. This approach is conducive to numerous management concepts (e.g., The Freeman's theory of stakeholders, corporate social responsibility or sustainable development). International initiatives aimed at increasing the involvement of businesses in improving people welfare and living conditions (e.g., The UN Global Compact, The Global Sullivan Principles, UN Environment Programme and others) are worth mentioning here. Also the expectations of various group of stakeholders have changed. The formerly passive, and adopting company's actions as necessary, have changed to active stakeholders, capable of expressing their own opinions. Presently effective management of business requires proper communication with all of stakeholder groups.

One of the inherent elements of communication is to inform about the activities being undertaken by the company. At present companies draw up numerous reports both mandatory and voluntary. This includes annual reports with some having character of business or marketing, and being not a simple report summary of the financial statements. Other report on the activities of the company covering social aspects (also called CSR reports or corporate social responsibility reports), environmental reports or sustainability reports. The above reports covers only selected areas of business and do not allow a full view of their performance (e.g., environmental reports only raise a question of the environment, social reports focus on the employee, social and environmental issues).

That the problems can be solved by the modern communication tool with stakeholders, called integrated report. This kind of report enjoys increasing popularity both in practice and theoretical sphere<sup>1</sup>.

<sup>1</sup> The topic of integrated reporting brought up i.a. J.Krasnodomska, *Integrated reporting as a new area of research in accounting*, "Zeszyty Teoretyczne Rachunkowości", Tom 82 (138), pp. 77-92, B.Bek-Gaik, B.Rymkiewicz, *Trends in the development of integrated reporting in the practice of Polish listed companies*, *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego. Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia*, nr 1 (79), 2016, pp. 767-783; G.K.Świdarska, B.Bek-Gaik, *Where does business reporting head?*, *Studia Ekonomiczne : Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego w Katowicach*, no 274, 2016, no 5, pp. 7–15, B.Bek-Gaik, *Integrated reporting –*

In this article the authors will attempt to present an integrated report as a modern and comprehensive communication tool with stakeholders. For this purpose, authors make use of the research methods, i.e., literature analysis, content analysis of corporate publications and comparative analyses.

### **The concept of integrated reporting**

At the age of information the traditional corporate reporting does not to fulfil its role. The financial statements, including only financial information are not able to fully satisfy the information needs of a wide range of stakeholders. They provide the necessary data only for selected groups of professional stakeholders such as investors, investment funds or banks. Accordingly, the disclosure of non-financial information is getting more and more important. This includes work environment, the impact on the natural environment, working conditions, product safety, business model, relations with local communities, etc. Over time, the organizations have come closer to the stakeholders' expectations by introducing various forms of reporting activities. It resulted in numerous types of corporate publications containing information about the indicated issues, i.e., business reports, sustainability reports, social reports, environmental reports, etc. However, the lack of standardization and the wide dispersion of information in different types of reports, leads to a significant deterioration in the communication with stakeholders. In the case of the need to find some interesting information appears a bureaucratic barrier, which hinder to get an appropriate documents. The concept of the integrated report is the solution which integrates all of above matters and provide convenient access to relevant information. Integrated report is the final link in the evolution of corporate reporting.

The integrated report should provide an report of the value<sup>2</sup> and integrates the financial and non-financial information. It aims to eliminate the imperfections of the financial statements, i.e. insufficient its usability and usefulness of the disclosed information and narrow the scope of financial information<sup>3</sup>.

In order to standardize integrated report, The International Integrated Report Council (IIRC) published in December 2013 the guidelines for integrated reporting - The International <IR> Framework<sup>4</sup>. According to the guidelines, the IIRC primary purpose of integrated reporting is to depict a provider of capital, that all stakeholders, i.e., employees, customers, suppliers, business partners, local communities, legislators, regulators, what the organization has an ability to create value over time<sup>5</sup>.

However, to ensure the implementation of this objective and the highest quality of disclosed information requires to adhere to seven basic principles. These are: strategic focus and future orientation, connectivity of information, stakeholder relationships, materiality, conciseness, reliability and completeness as well as consistency and comparability<sup>6</sup>. Undoubtedly, many of the aforementioned principles are crucial for interaction with stakeholders. The stakeholder relations and the quality of the information given are of great interest. The first principle assumes that relations of organization with key stakeholders exist together with the fact that the organization understands and takes into account their needs. The second principle is concerned with the quality of presented information. The latter includes: relevance, brevity, reliability, completeness, consistency and comparability of information. All of these rules are conducive to creation of the trust and building sustainable relationships between the organization and stakeholders.

### **The integrated report as a communication tool with stakeholders**

Nowadays, the company is part of the network of connections and interdependence. Therefore, the company is obliged to cooperate with a wide range of stakeholders (employees, suppliers, customers, state authorities, local communities). This allows the company to exist and operate effectively. It is not possible and effective cooperation without the proper communication. Integrated report, in accordance with the IIRC Guidelines, can greatly facilitate communication with stakeholders in many aspects. Most companies whilst preparing their integrated reports, include the stakeholders into the process of identification of the information content of the report.

For example, KGHM Polish Copper (KGHM) in an integrated report for the year 2015<sup>7</sup> informs that the process of defining the content has been divided into three phases: the identification of significant business issues and sustainable development adequate for the Company, prioritization of identified issues and validation workshop involving the executives. In the first two phases the company conducted the identification of the stakeholders of the company and prepared the map of the stakeholders (identified among clients, regulators, the media, international

---

selected issues, *Zeszyty naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego* nr 873, *Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia*, nr 77, 2015, pp. 479-491 and other.

2 E.Walińska, *Integrated report - beginning of the end of financial statement?*, "Zeszyty Teoretyczne Rachunkowości", tom 82 (138), 2015,s.157

3 D. Garstecki (2015), *Zakres ujawnianych informacji finansowych w raporcie zintegrowanym wybranych przedsiębiorstw*, *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego* nr 873, *Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia* nr 77, s. 505

4 IIRC (2013), *The International <IR> Framework*, <http://integratedreporting.org/wp-content/uploads/2013/12/13-12-08-THE-INTERNATIONAL-IR-FRAMEWORK-2-1.pdf>, 05.03.2017

5 *Ibidem*, pp. 4

6 *Ibidem*, pp. 5

7 Report is available on the page : <http://2015.raportroczny.kghm.com/en/> (08.03.2017)

organizations, research institutes and others), and then examined their information needs. This allowed to identify the main issues concerning the activities of the organization from the stakeholders perspective. Then the results were compared with relevant topics to the company, which have been defined on the basis of workshops with senior executives, creating a matrix of KGHM's materiality issues. It has been shown that the most important from the point of view of both internal stakeholders and external stakeholders resources. There are the level of resources of copper and silver, the perspective of the mining activities and the development of the resource base. These issues have been widely discussed in the integrated report. It should also be noted that this type of stakeholders engaging process to defining the content is not individual. Similar methodologies apply in their own integrated reports LW Bogdanka (content determined on the basis of interviews with managers responsible for contacts with relevant stakeholder groups), Lotos Group (prepares the matrix of significance divided into three aspects: economic, social and environmental).

The above examples confirm the new role of reporting, not as a simple one-way stakeholders' communication tool (as organization or law determines the information content of the report, not taking into account the needs and expectations of stakeholders), but as a modern and developed two-way communication tools, in which the company responds to the information needs of stakeholders.

#### Summary

In summary, integrated reporting is a modern and comprehensive communication tool between the company and its stakeholders. The most important features of presented thesis include: the opportunity to present the overall activity of the organization (which previously have not provided corporate reports, and in particular the financial statements), general accessibility (usually prepared in the form of interactive reports available on dedicated portals), involving stakeholders in the process of creating reports (presented information which is essential for both the company and stakeholders), the selection of submitted data in terms of relevance to stakeholders, reliability, integrity and transparency (organization should provide reliable data, not only about the positive effects of the activities, but also negative), shows the process of creating, storage and transmission of values. Properly drawn up integrated report allows for two-way communication between the organization and stakeholders. This enables the process of integrating stakeholders into the process of selecting the contents of the report, usually with the use of matrices significance. The organization reveals the contents that is most important from the perspective of stakeholders and organizations. Currently, corporate reporting is very diverse, companies usually draw up a number of reports presenting the activities of the organization only in fragmentary range. The multitude of reports distorts their perception by the stakeholders. Reporting integrated, as the final link in the evolution of reporting, allows stakeholders an easy and convenient way to find out about the activities of the organization. Currently, in Poland, integrated reporting is not widespread. However from year to year there is an increased number of such reports. It should be noted that the future of corporate reporting belongs to integrated reports.

#### Bibliography

1. Bajdak A. (2013), *Komunikacja marketingowa przedsiębiorstwa a budowanie relacji z podmiotami otoczenia na rynkach zagranicznych* [w]: A.Bajdak (red.) *Komunikacja marketingowa – współczesne wyzwania i kierunki rozwoju*, *Studia Ekonomiczne, Zeszyty Naukowe Wydziałowe*, nr 140, UE w Katowicach, Katowice 2013
2. Bek-Gaik B. (2015), *Integrated reporting – selected issues*, *Zeszyty naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego* nr 873, *Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia*, nr 77, 2015, pp. 479-491
3. Bek-Gaik B., Rymkiewicz B. (2016), *Trends in the development of integrated reporting in the practice of Polish listed companies*, *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego. Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia*, nr 1 (79), 2016, pp. 767-783;
4. Garstecki D. (2015), *Raportowanie zintegrowane w teorii oraz praktyce polskich spółek*, w: *Współczesne uwarunkowania sprawozdawczości i rewizji finansowej*, red. J. Krasodomska, K. Świetla, *Uniwersytet Ekonomiczny w Krakowie*, Kraków, pp. 129–143.
5. Garstecki D. (2015), *Zakres ujawnianych informacji finansowych w raporcie zintegrowanym wybranych przedsiębiorstw*, *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego* nr 873, *Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia* nr 77, pp. 503-512
6. IIRC (2013), *The International <IR> Framework*, <http://integratedreporting.org/wp-content/uploads/2013/12/13-12-08-THE-INTERNATIONAL-IR-FRAMEWORK-2-1.pdf>, 05.03.2017
7. KGHM Polska Miedź (2016), *Integrated Report 2015*, <http://2015.raportroczny.kghm.com/en/> (08.03.2017)
8. Matuszyk I. (2015), *Raportowanie zintegrowane w komunikacji przedsiębiorstwa z otoczeniem*, *Zeszyty naukowe Uniwersytetu Szczecińskiego* nr 855, *Finanse, Rynki Finansowe, Ubezpieczenia*, nr 74 t. 2, 2015, pp. 153-161
9. Krasodomska J. (2015), *Integrated reporting as a new area of research in accounting*, "Zeszyty Teoretyczne Rachunkowości", Tom 82 (138), pp. 77-92,
10. Świdorska G.K., Bek-Gaik B. (2016), *Where does business reporting head?*, *Studia Ekonomiczne : Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Ekonomicznego w Katowicach*, no 274, 2016, no 5, pp. 7–15,



11. Walińska E. (2015), Integrated report - beginning of the end of financial statement, "Zeszyty Teoretyczne Rachunkowości", tom 82 (138), pp. 151-165

**SYED MUNTAZIR ABBAS<sup>1,2</sup>, HONG SHEN<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>*Institut für Geotechnik, Technische Universität Bergakademie Freiberg, Germany*

<sup>2</sup>*National Centre of Excellence in Geology, University of Peshawar, Pakistan*

## 2D AND 3D NUMERICAL SIMULATION OF SLOPE STABILITY USING A DETERMINISTIC SLOPE STABILITY ANALYSIS

**Abstract:** With the development of computers, numerical simulations such as the finite element or finite difference methods are applied more and more extensively in slope stability analyses. The stability of slopes is a very crucial aspect of open pit mines. This paper investigates the use of shear strength reduction (SSR) technique for the slope stability analysis, and demonstrates the reliability of this technique. A comparison with the widely used and accepted method by engineers for practical applications (Limit Equilibrium method, LRM) was conducted to show the reliability of this method. The advantage of SSR method is that it eradicates the need for a priori assumptions on failure mechanisms (the type, shape, and location of failure surfaces), instead it automatically establishes the critical failure mechanism. The results show that the safety factor is slightly conservative using SSR method in comparison to LRM, as well as for 2D as compared to 3D, and that in 2D the safety factor changes with the location of cross section along the slope.

**Keywords:** numerical simulation; slope stability evaluation; FLAC

### Introduction

The numerical simulation techniques, such as the finite difference or finite element have developed incredibly fast and are extensively applied in slope stability analyses [1-2]. To bypass the lengthy preprocessing, mostly the 2D models instead of 3D or simplified geological models are adopted in numerical simulations, which affect the results significantly. The reliability of the numerical simulation technique (i.e. SSR method) is demonstrated by analyzing the slope for stability, after investigating both 2D and 3D models.

Shear Strength Reduction (SSR) was used in FLAC (Fast Lagrangian Analysis of Continua) [1] for computing factor of safety. In SSR, the safety factor is defined as the shear strength margin, which is also adopted in conventional limit equilibrium method. The strength reduction technique is discussed as follows [1-2].

For Mohr-Coulomb failure criterion, the shear strength  $\tau_f$  is given as:

$$\tau_f = c + \sigma_n \cdot \tan \varphi \quad (1)$$

where  $\sigma_n$  is the effective normal stress,  $c$  is the cohesion, and  $\varphi$  is the angle of internal friction.

The reduced shear strength  $\tau_m$  along the failure surface is expressed as follows:

$$\tau_m = \tau_f / f \quad (2)$$

By substituting Eq. 2 into Eq. 1, we get:

$$\tau_m = c/f + \sigma_n \cdot \tan \varphi / f \quad (3)$$

The value of  $f$  is adjusted until the slope fails, where the ultimate  $f$  is the factor of safety.

For obtaining the reference value of  $f$ , the bracketing and bisection procedure [17] was used. First, the upper and lower brackets are established. The initial lower bracket is a trial value of  $f$  for which the solution converges. The initial upper bracket is a trial value of  $f$  for which the solution does not converge. Next, a middle value between the upper and lower brackets is tested. When the solution converges, the lower bracket is replaced by this new value. On the contrary, it replaces the upper bracket. The process is repeated until the difference between upper and lower brackets is less than  $10^{-3}$ .

After the reference value of  $f$  is obtained, it is then used for further calculation with the examination of graphic output of yield zone developed within the slope in order to determine the slip surface during failure. Smaller incremental values of  $f$  are required in successive steps to determine the possible failure surface.

### Numerical Simulation

The mechanical parameters of the slope used in simulation are listed in Table 1. The gravity is set to  $9.81 \text{ m/s}^2$ , and the thickness of the overlying soil is 10m. The failure criterion of the slope is the Mohr-coulomb criterion.

Table 1 Mechanical parameters of the slope materials

layer	Weight(kN/m <sup>3</sup> )	Cohesion(kPa)	Friction angle(°)	Bulk(GPa)	Shear(GPa)	Tension (MPa)
Soil	19.5	20	34	3.04	1.65	0.01
Bedrock	20.1	90	37	28.4	18.7	0.7

The horizontal tectonic stress is ignored. The side boundaries are fixed in the corresponding direction both in 2D and 3D, and the bottom is fixed in  $x$  and  $y$  directions for 2D and in  $x$ ,  $y$  and  $z$  directions for 3D. These calculations are plane strain problems ignoring the lateral deformation. In FLAC, the convergence criterion to determine the simulation attaining equilibrium is to achieve a state when the maximum node unbalanced force approaches zero (in our case a value of  $10^{-3}$  was considered sufficient).

### Slope stability analyses in 2D

In 2D slope stability analysis, the safety factor of the whole slope is determined by the safety factor of a particular cross section; therefore choosing and modeling of the most vulnerable cross section in the potential slide mass are the most critical steps<sup>[3]</sup>. Figure 1 shows the geometry representing the finite difference models of the slope in FLAC.

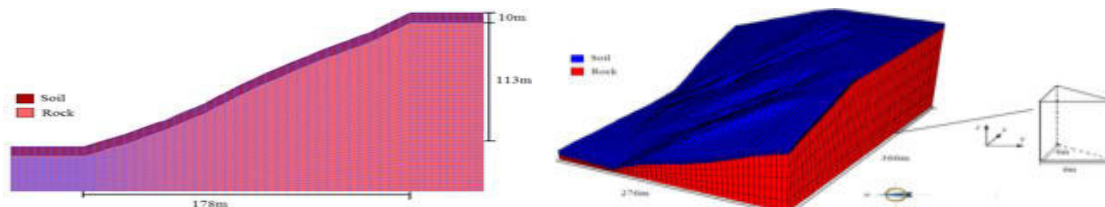


Fig. 1. 2D (left) and 3D (right) numerical model of the slope

Simulations were performed for a series of trial factors of safety with  $c$  and  $\phi$  reduced according to Eq. 3. Fig. 3(a) shows the  $x$  displacement contours of the slope. The shear failure distributes in the interface between the soil and bedrock. Not only the shear yield, but also the tension yield appeared, and the tension yield distributes on the crest of slope and connects with the shear yield through the whole slide mass, which means that slope failed. The  $x$  displacement of the slope reached to 3.5 cm in 5000 steps of simulation and is concentrated in the upper part of the soil layer. Fig. 3(b) shows the normalized unbalanced force obtained as the shear strength is reduced in 5,000 calculation steps. For trial factors of safety up to 1.11, simulations converged to equilibrium with an unbalanced force of the order of  $10^{-3}$ . However, when the trial factor of safety was increased to 1.12 the simulation no longer converged, with the unbalanced force exceeding  $10^{-3}$ . As the strength was further reduced, the unbalanced force continued to increase.

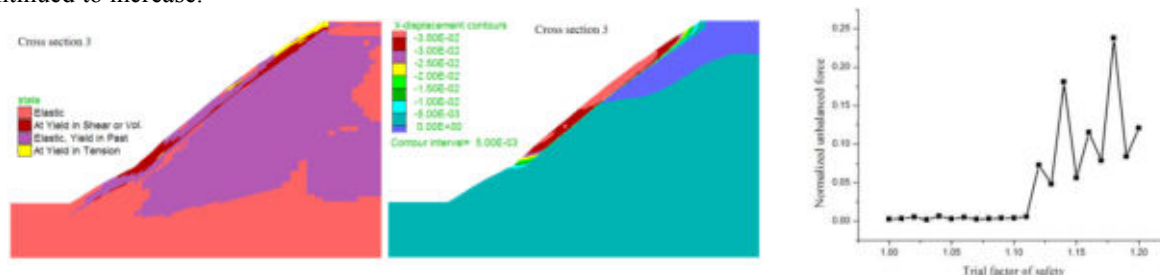


Fig.

3.(a) Results of the numerical simulation in 2D, and (b) Unbalanced force versus the trial factor of safety

The safety factors of the slope using SSR compared with different limit equilibrium methods (LEM) are shown in Table 2. Generally, the safety factor by Shear Strength Reduction method is a little smaller than that by the limit equilibrium method.

Table 2 Factors of safety using SSR and LEM

Cross section	SSR	Ordinary	Bishop	Janbu	Morgenstern Price
No.1	1.11	1.207	1.242	1.207	1.231

### Slope stability analyses in 3D

For complex and heterogeneous slopes, 3D analysis is required for an accurate evaluation of the slope stability. The 3D safety factor of slope was calculated to be 1.3, which is 13% higher than the maximum 2D safety factor (i.e. 1.15). Generally, the difference of the safety factor calculated in 2D and 3D models is about 20-30%. Fig 4 shows the displacements in  $x$ ,  $y$  and  $z$  directions and the slope state, after the shear strength was reduced by a coefficient of 1.3. The major displacements are concentrated in the eastern side of slope. The shear yield distributes on the surface at foot hill, whereas the tension yield concentrates on the surface of hill crest.

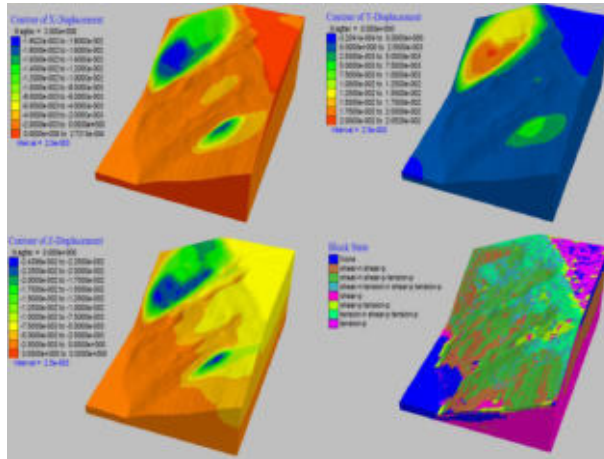


Fig. 4. Max vertical displacements (in meters) and the yielding zones

### Conclusions

The numerical simulation results show that SSR method can be used reliably to calculate the safety factor. Safety factor calculated via 2D analysis is a little conservative as compared to that of 3D, because in 2D the plane strain is assumed without considering the horizontal restrict in the vertical direction of the plane. Through 2D numerical simulation the potential failure line for some particular cross section is selected in advance. In 3D numerical slope stability analysis, one can seek the potential failure surface for the whole slope, and even can simulate the volume of failed mass which is very valuable for reinforcement and design. Therefore, for a relatively important slope, it is advised to conduct 3D stability assessment, even though 3D analyses require more time.

### References:

1. ITASCA, 2015. FLAC (Fast Lagrangian Analysis of Continua) version 5.0 user's manual. Itasca Consulting Group, Minneapolis, MN, USA.
2. E.M. Dawson, W.H. Roth, A. Drescher, Slope Stability Analysis by Strength Reduction, *Geotechnique*. 49(1999) 835-840.
3. H. Shen, H. Klapperich, S.M., Abbas, A. Ibrahim, Slope stability analysis based on the integration of GIS and numerical simulation. *Automation in Construction*, 26(2012), 46-53.

**H. REICHEL**

*bachelor student Geology/Mineralogy TU Bergakademie Freiberg, Freiberg, Germany*

## CLASSIFICATION OF CORUNDUM CRYSTALS IN THE EOLIC SEDIMENTS FROM „PORTEZUELO DE PAJAS BLANCAS“ REGION ATACAMA – CHILE

The following paper is a short presentation of the bachelor thesis of Hannes Reichel, which is a legwork to the PhD-thesis of Sr. Gustavo Miranda Diaz and about the classification of the corundum crystals in the eolic sediments from the “Portezuelo de Pajas Blancas” in the Atacama region – Chile. In this district an outcrop was discovered, that bears a very high rate of corundum crystals. The PhD- thesis should give a complete overview of this outcrop also under the aspect of the extraction of the corundum. Until now there does not exist any description of these crystals. Therefore this bachelor thesis will attempt to do a first classification. This includes the documentation and collection of samples and a recommendation for a nomenclature in regarding to the crystals properties. Additionally, a method to store and as part of that to create a database of the crystals will get developed

The analysis of these crystals is limited to an optical classification of their shape, their colour plus their colour based zonation, the quality of the surface and the rounding via both an incident light microscope and a UV-lamp, plus the determination of the weight. Subsequently a documentation via pictures and the beginning of a collection was made.

### 1. Introduction

The district “Portezuelo de Pajas Blancas” is located in the Atacama Desert, in the north of Chile ca. 60 km north east to the desert – city Copiapo (fig 1). Until now it is the only outcrop in whole Chile where these kind of corundum crystals were

discovered. The corundum is hosted in a red boehmite in a very hard (Mohs 8-9) and dense state because of a high temperature contact metamorphism that took part by an intrusion of diorite. The corundum can be found as bends inside this red boehmite (fig 2). The outcrop of red boehmite has an

extend of 5 m x 6 m. The samples that were analysed and presented in the thesis were taken from 3 spots from the sand around the outcrop. Especially in the main flow direction of the wind which is SSW to NNE (Araya Tabilo, 2015).



figure 5: schema leading from the map of whole Chile over the Atacama Desert to Copiapó and the “Portezuelo de Pajas Blancas”:

### 1. separation of the samples

To make an analysis of the corundum crystals possible they first need to get separated from the rest of the sampling material. First, a separation by density with a JIG machine was made. During this step, most of the quartz which has a lower density ( $2.65 \text{ g/cm}^3$  ( $2.59\text{-}2.63 \text{ g/cm}^3$ ))(Rösler 1984) then corundum ( $3.95\text{-}4.1 \text{ g/cm}^3$ )(Rösler 1984) and some other materials. Afterwards, the leftover material like magnetite was separated by a magnetic separation and some rutile crystals were picked out by an optical determination.

Afterwards only corundum crystals were left over. 600 of them (200 per sampling spot) were analysed and determined by their outer optical characteristics.

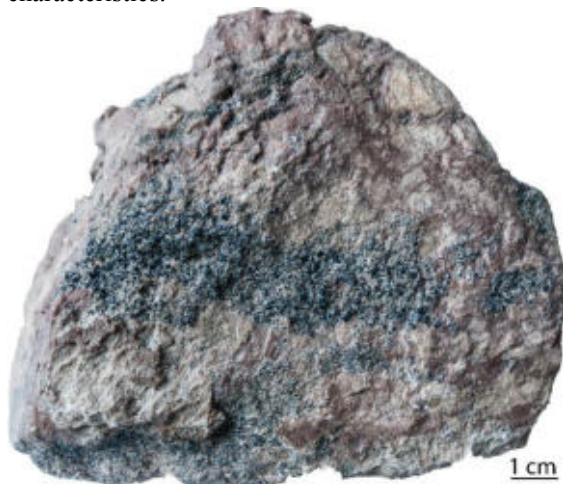


figure 6: red boehmite with a banded layer of corundum crystals (taken as a field stone near the red boehmite outcrop by Hannes Reichel (05.05.2016))

### 2. used analytical methods

The determination of the corundum samples was limited to an analysis with two different types of UV light - UV(C) – light with the wavelength of 254 nm and UV(A) 366 nm in a dark chamber. The main part of the determination which is the classification of the optical characterisations, was made by a stereomicroscope “ZEISS STEMI 2000-c” with a standard colour temperature of 3000 K, both with transmitted (for the inner characteristics like colour and colour based zonation) - and refracted light (for the outer optical characterisations like surface and rounding). In addition to that the weight of the crystals got measured with a XPE-analytical-scale from “Mettler Toledo”.

**3. description and determination of the samples**

The crystals that were analysed share all the same basic form (fig. 3 + fig.4) which is described as a pinacoid in top and base in combination with a ditrigonal pyramid. In nearly all cases the pinacoid has a ruffled surface, whereas the pyramid is smooth except the outer influence of the weathering. Additionally, all crystals have some extra faces in the edges where the both pyramids met on their base. These special faces can also be found in the angles of the crystal. This types of faces in the edges got described in the crystal habit of sapphires as {0001} in *Ivan Kostov & Rusland I. Kostov "crystal habits of minerals" 1999*, as a standard form of hematite and corundum crystals found in the Kootchinskoye deposit in the southern Ural in Russia. But an explanation for the faces in the angles of the crystals was not found until now.

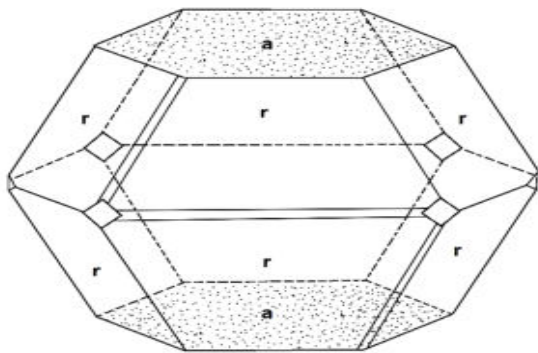


figure 7: sketch of the crystal shape of the corundum crystals from "Portezuelo de Pajas Blancas" which shows specialfaces in the angles and edges and a ruffled top and bottom (graphic by Hannes Reichel)

**The name of a crystal is a combination from the different characteristics each crystal has, like for example the types of**

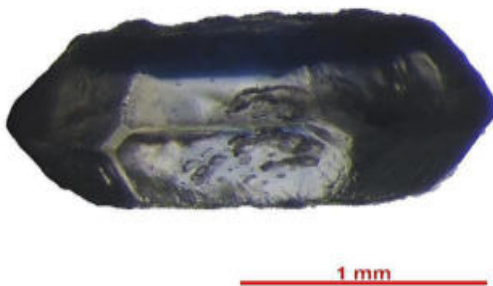


figure 8: sample #595 corundum from the outcrop which shows the described faces **colour, the colour – based zonation etc. and is named in the following as a nomenclature. Additionally, every crystal got an own number for that it can be named exact. Because all crystals stay inert under UV -light this characterisation is not used in the nomenclature.**

The basic colour of every crystal is yellow or colourless. Furthermore, every crystal has a colour – based zonation which can separated in three

different types of blue. The transition from the basic colour to the zonation can be continuous or discontinuous. The colour is described by the capital letter like "B" for blue for the dominant colour and a minor letter like "d" for colourless for the recessive colour. A colour is dominant if it occupies more than 50 % of the crystal

Another characteristic are the different habits of the crystals. In all there are 7 different types range from a form like it can be seen in fig. 3 over a very stretched form to a tabular one. The types of habit are described with the letter C and the number for every type.

The crystals have as already described a colour – based zonation. This zonation can be located only at the a – faces or the special faces in the corners and angles but it also can have a great variety like an inverse hourglass or a tube through the whole crystal etc. At all, a differentiation of 15 types can be made. The different types of zonation are named with Z plus a number or a S and a number for special zonation.

Another characteristic is the quality of the surface and the state of rounding which depend of the outer circumstances like the abrasion by the surrounding minerals and the weathering. The quality can be described by three kinds depending on the state of destruction from S1/R1 to S3/R3.

The last characteristic that can get described are the inclusions in the corundum. Three different types of inclusions can be seen. A fluid a mineral and an air inclusion. It should be mentioned that the mineral inclusions always appear in little vortexes.

Combining all these characteristics and adding the weight and the spot the samples were taken a complete nomenclature can be made. The following crystal #420 should give an example for this nomenclature (fig5).

#420 sample number		
C1*(us)_Da (dc)_Z3_S1*_R1_lm/lf	0,01677 g	(P3)
Optical characteristics	weight	sampling point

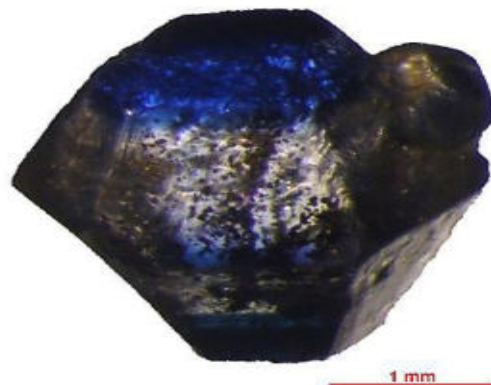


figure 9: sample #420

#### 4. retention and presentation of the crystals

All the 600 determined crystals stay were packed in small bags, which were named with the nomenclature and then stored into a folder. In addition to that an excel table was created.

#### 5. conclusion

After putting all crystals in this classification, it can be seen, that it is necessary to continue with a more specific classification, for having a correct mineralogical and crystallographic determination. To find the reason for the zonation an XRD – analysis should be made too.

#### attachment:

1. ARAYA TABILO, E. (2015) CARACTERIZACIÓN PETROGRÁFICA Y MINERALÓGICA ASOCIADO A LA PRESENCIA DE CORINDÓN EN EL PORTEZUELO DE PAJAS BLANCAS. REGIÓN DE ATACAMA-CHILE, Antofagasta, 19 ff. p.
2. KOSTOV, I., KOSTOV, R. I., (1999) CRYSTAL HABITS OF MINERALS, third edition, Bulgarian Academy Sofija, 166-167 p.
3. READ, P.G. (1991) Gemmology – Third edition, Elsevier Butterworth-Heinemann Oxford, 275 p.
4. READ, P.G. (1991) Gemmology – Third edition, Elsevier Butterworth-Heinemann Oxford, 129 p.
5. RÖSLER, H.J. (1984) Lehrbuch der Mineralogie – 3. Auflage, Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie Leipzig, 378-379 p.
6. STRUNZ, HUGO (2009) Die Systematik der Minerale nach Strunz (9.Auflage)
7. [www\\_1:  
https://de.wikipedia.org/wiki/Systematik\\_der\\_Minerale\\_nach\\_Strunz\\_\(9.\\_Auflage\)#B.\\_Mit\\_mittelgro.C3.9Fen\\_Kationen](https://de.wikipedia.org/wiki/Systematik_der_Minerale_nach_Strunz_(9._Auflage)#B._Mit_mittelgro.C3.9Fen_Kationen)

**THOMAS SEIDL**

*Chair of Mining Engineering and Mineral Economics, MontanuniversitaetLeoben*

## OPTIMIZED BLASTING IN OPEN PIT OPERATIONS

### Abstract

Research projects at several Austrian mining operations deal with the optimization of the production blasting work. Improvements are aiming on the desired fragmentation results, safety and minimizing environmental impacts like vibrations, noise, flyrock and dust. Blast site planning and design are based on 3D survey data of the bench. The accuracy of the drilled boreholes is checked. The charging and blasting activities are documented, critically analysed and improvement opportunities are proposed.

### 1.) Introduction

To achieve sustainability and efficiency in hard rock mining operations it is necessary to analyse and improve the currently used blasting technology in production blasts. Improvements are done with special attention to the desired fragmentation results like grain size distribution and reduction of rework effort for comminution as well as safety and environmental impacts like vibrations, noise, flyrock and dust. Also the applicability of bulk ANFO or pumped emulsion explosives for selected sites is investigated, using the pumped emulsion unit owned by the Chair of Mining Engineering. Using the best available measuring and surveying tools allows gaining deep knowledge of the process.

When starting to work on the optimization at an operating mine, the first step is to collect data of the currently performed open pit blasts. Therefore researchers of MontanuniversitaetLeoben accompany the miners while conducting their work as usual to identify potentials for improvement. The following chapters describe the used methods for data acquisition. In a second step the blast planning is adopted according to the findings and analysed using the same methods. The blasting results are evaluated to prove the efficiency of the modifications.

### 2.) Initial surveying and blast planning

For the planning process of a blast site it is required to know about the geometry of the bench, which can either be done in a local coordinate system using reference elements or in a global coordinate system using e.g. GPS positioning. The Chair of Mining uses the photogrammetry software “BlastMetrix” to survey the geometry of the bench face. Therefore the operator takes digital photos of the wall from two adjacent positions and the software combines them to a stereoscopic image. Other systems on the market use laser scanning for full face or section scanning.

Using the 3D model, the layout of the blast site is designed by placing the drill holes with respect to burden, inclination, length and spacing. The planned data for the drill holes consisting of coordinates of the collar, direction and inclination are handed over to the driller. Modern drill rigs can receive this information electronically.

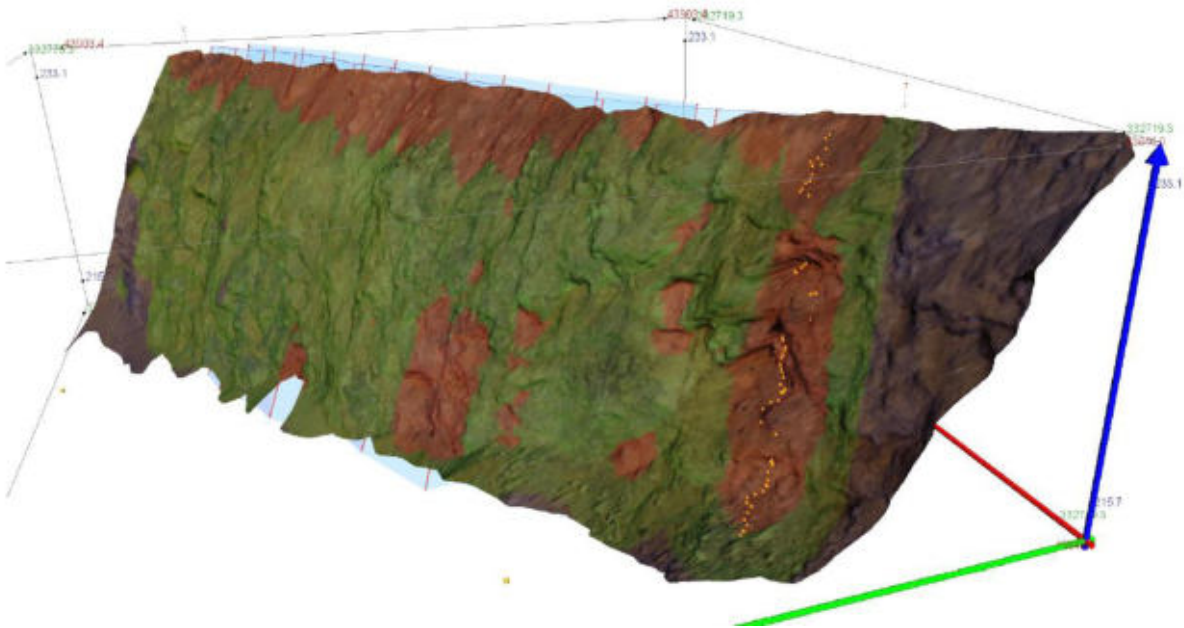


Figure 1: 3D model of a blast site showing wall and drill holes. Areas with small burden are highlighted in red.

### 3.) Control of drilling and blasting

Once the drilling work is completed, the accuracy of the blast holes is measured using a borehole probe. This device features a magnetic compass and inclination sensors to determine its orientation. When lowering the probe into the hole, measurements are done at regular steps to represent the track of the borehole by segments with known length and orientation. Combined with the surveyed coordinates of the collar, the geometry of the hole can be imported into the blast planning software to analyse the real burden for each drill hole and plan the use of explosives accordingly. Identifying areas with decreased burden allows the use of intermediate stemming to prevent flyrock.

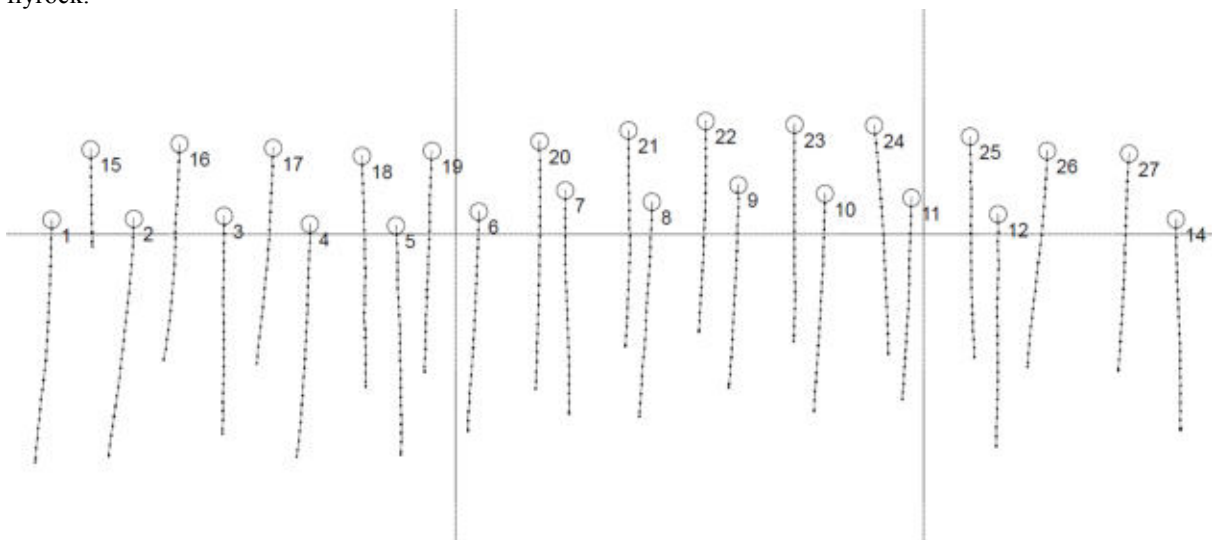


Figure 2: Plan view showing the surveyed drill hole geometry of an implemented blast site

The texture and quality of the drillhole walls is analysed using a borehole camera. This information is of certain interest when working in brittle or jointed Rock. Undiscovered cavities, which commonly occur for example in Karst rock, allow the explosives to accumulate at one spot resulting in flyrock and strong vibrations.

The charging work is precisely logged to know about the position of the explosives and the amount of explosives per delay step. To analyse the detonation of the explosives in the hole, a coaxial cable can be placed along the charge column for measuring the velocity of the detonation front in situ.

High speed cameras are utilized for filming the blast. The videos are split into their single frames for checking the initiation sequence, gaining information on the movement of the muckpile and study the origin of flyrock.

Geo- and microphones placed around the blast site or at adjacent buildings register vibration and noise emissions. Collecting vibration data from several measurements with different distance to the blast site or different amount of explosives at one delay step allow establishing prediction models to calculate the expected vibrations for future blasts.

#### 4.) Outlook

Current developments in the field of unmanned aerial vehicles (UAV), often called drones, can be utilized for improving blasting work. UAV equipped with photo cameras are used to survey the geometry of the bench with high precision to get the input-data for blast planning without the need for terrestrial surveying. Due to the quick data acquisition, the measurement for several blasts can be done within one flight. A current EU funded project at MontanuniversitätLeoben, together with several research partners, aims on measuring the grain size distribution of a blasted muck pile for easier evaluation of the blasting result concerning rock fragmentation.

#### Conclusion

Detailed analysis and careful planning of open pit blasts are the foundation for optimal blasting work. Results of the projects so far comprise of:

- Desired fragmentation results can be achieved with reduced amount of explosives
- Strong reduction of flyrock if accurate information on the geometry is available when charging the holes
- Reduction of vibrations by optimizing the initiation sequence and considering the burden at the toe
- Drillhole deviations occur regularly
- Pumped emulsion explosives are feasible even for small operations under certain conditions

**SEBASTIAN SCHINAGL**  
*MontanuniversitätLeoben*

## **THE QUANTIFICATION OF THE MECHANICAL ROCK MASS PROPERTIES AT A SMALL AUSTRIAN MINE**

The shear strength of discontinuities, the grade of disturbance and the rock strength determine the strength of a rock mass. Rock strength can be determined by simple tests, while the other two factors can only be estimated using classification systems.

The thesis presents and discusses different methods of rock mass classification and the estimation of rock mass strength.

Rock mass classification systems of different authors were used for the quantification of the mechanical rock mass properties. Due to the inhomogeneity of the rock mass, the geotechnical assessment was carried out section by section. In addition, core drilling was performed for gathering mechanical strength properties of the rock material.

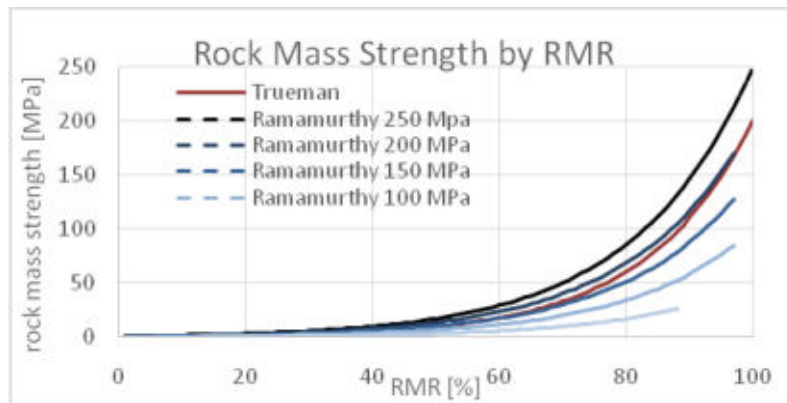


**Figure 10: Small scale underground core drilling rig**

The uniaxial testing of about 80 rock cores was conducted on the university's servo controlled hydraulic press. No correlation was found between the uniaxial strength of the rock material and the "Rock Quality Designation" RQD after Deere.

The rock mass strength was then estimated using approaches after Hoek, Ramamurthy, and others. The following diagram shows how the rock mass strength is estimated after Ramamurthy and Trueman using the rock strength and the "Rock Mass Rating" RMR after Bieniawski:

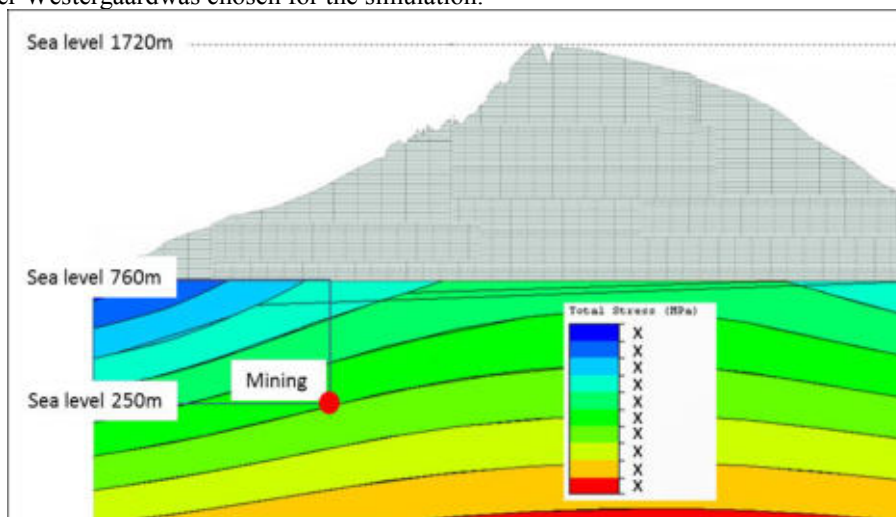




**Figure 11: Estimation of the rock mass strength using the Rock Mass Rating RMR and the uniaxial compressive strength of the rock material**

Both the various classification systems and the methods for rock mass strength estimation are discussed in the thesis. It was found that not every system was suitable for the mine in question.

A two-dimensional stress-analysis of the overlying strata was carried out to simulate the stress acting on the orebody. The input parameters included a density of the overlying rock of 2700 kg/m<sup>3</sup> and a Poisson-number of 0.2. The method after Westergaard was chosen for the simulation.

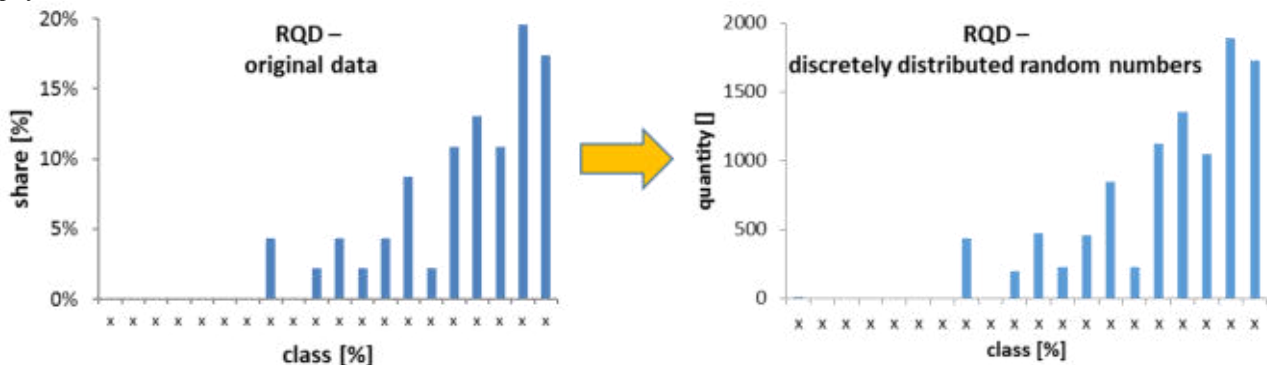


**Figure 12: Profile of the mountain above the orebody and the calculated primary stresses**

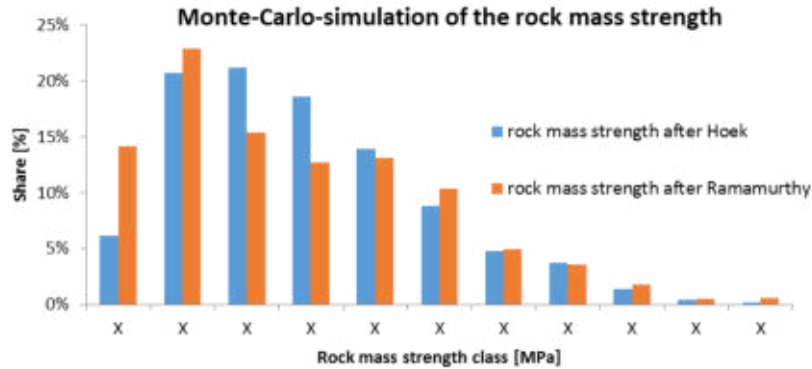
The extend of the local variety of rock strength and the grade of disturbance lead to inaccuracy, despite the 14-hole core drilling program.

Hence the geotechnical parameters were substituted by a large amount of discretely distributed random numbers, in respect to their real distribution. The RQD and the uniaxial compressive strength of the rock were put into categories, while the records of the rock mass classification were already categorized. A simulation was then carried out by combining the random numbers, which led to a distribution of the rock mass strength. Correlations between the parameters were neglected.

This process resembles the Monte-Carlo-method, which is used in simulations e.g. for problems in nuclear physics or electronic circuits.



**Figure 13: Transition of original data to random numbers**



**Figure 14: Rock mass strength after Hoek and Ramamurthy using random numbers**

These simulations cannot give a result for each of the sections, but they allow for the combination of drillhole data and geotechnical records. The results obtained from these simulations were supported by the application of the “Rock Condition Factor”.

In conclusion, the characterisation of inhomogeneous rock mass creates some difficulties. The records are only valid in a limited area and the amount of core drilling needed causes high costs. A stochastic simulation may be useful in this case, as it allows for the integration of more data. If the parameters correlate with each other, a more sophisticated simulation method should be chosen.

**G. Uranbaigali**

*School of Geology and Mine, MUST*

**T. NOMIN**

*Department for Technology and Policy, Open Pit, Baganuur coal mine, School of Geology and Mine, MUST*

## **THE IMPACT OF THE NATURAL ORDER OF MINING GEOMETRY OF BAGANUUR COAL DEPOSIT ON MINING PROCESS**

It's significant to identify the natural order of mining geometry of a particular deposit and provide it with prompt information, in order to satisfy the requirements to put control on mining process, make the engineering solution in case of emergency, decide the appropriation issues in the scientific level, as well as reduce industrial cost.

Furthermore, explosive quality and fraction size are closely related to natural order and structure. Therefore, it's effective to explore the natural order of mining geometry of a particular deposit.

**Previous researches:** One of the Mongolian scientists, who conducted numerous research papers about theories and methods of solid explosion, is a state honored, (Sc.D), professor, Laikhansuren.B. He conducted a lots of research papers and scientific works how the solid structure and fraction impact on explosive operation, and how estimates it for the explosive works. Sc.D, Uranbaigal clarified the fracture direction of layers of Baganuur coal deposit, which is one of the research papers mentioned above.

Fraction that is one of factors of natural orders of solid geometry has been explored by numerous scientists. In 1962, the Norse scientist, A.Kh.Lakenbruk, determined the main types of fraction. Furthermore, Russian scientists, R.A.Takranov, A.S.Shusterman identified the fraction directions and geological structure by using a random photo device based on photogrammetry method. Moreover, some scientists including I.P.Jingelya, K.A. Ardasyeva invented a device that allows to easily measure the extension direction and falling angle of fraction.

The Chinese scientist, Fang J, Shiong.S.Yu, Ziang.J, Li M, and Vang J Kh explored the fraction and breakage of non regular some materials based on digital photography way.

**Purpose of the research paper:** Purpose of our research paper is to explore the natural order of mining geometry of soil solids in the open pit of Baganuur coal deposit, and determine how it impacts on mining technological process. Following targets were set to reach above purpose, herein:

- Explore the soil structure and formation of Baganuur coal deposit;
- Determine the natural order of mining geometry of soil solidity;
- Explore how it impacts on mining processes.

Total of 450 natural measures were made on 5 points of the indent sidewalls of soil solidity of Baganuur coal mine, in order to identify the direction of fracture, and result was concluded by Crack-Ars software and included in table 1.

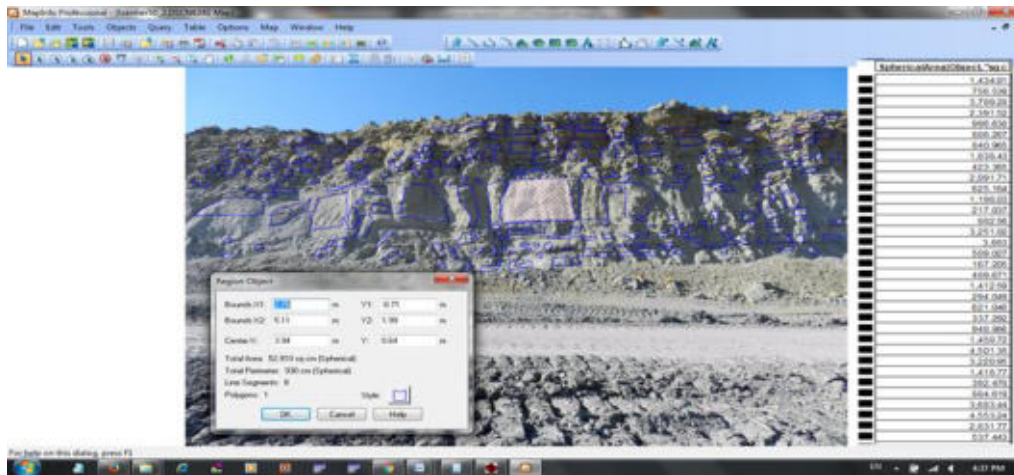
Result of the fraction measure, Table 1

Point №	Number of measures	I system	II system	III system

		A	B	A	B	A	B
		$\alpha$	$\delta$	$\alpha$	$\delta$	$\alpha$	$\delta$
1	60	246±25	67±4	307±35	66±5	117±9	62±6
2	106	244±25	65±5	321±23	66±5		
3	105	264±12	63±5	322±11	63±5		
4	90	218±12	61±5	227±22	62±5		
5	90	230±16	66±5	284±30	66±4		

As a result of the research paper, natural order of fracture is in system I (a=41, b=64), and system II (a=292, b=65), and diagonal or system III (a=117, b=62) and located from northeastern side to southwestern side.

After we took photographs in larger scale, from the sidewall of indent, and processed it with Map Info - 10.5 software and identified the average size of fracture in natural block, this size was not exceed 0-400mm – 50.36%, 401-800mm-36.59%, 801-1200 mm-9.36%, 1201mm -3.69% separately /second picture/. According to fracture classification, in case of d=0.48cm, P=2, it is II degree or more (medium fracture).



Picture 1. Photograph in larger scale, developed by Map-info professional 10.0 software

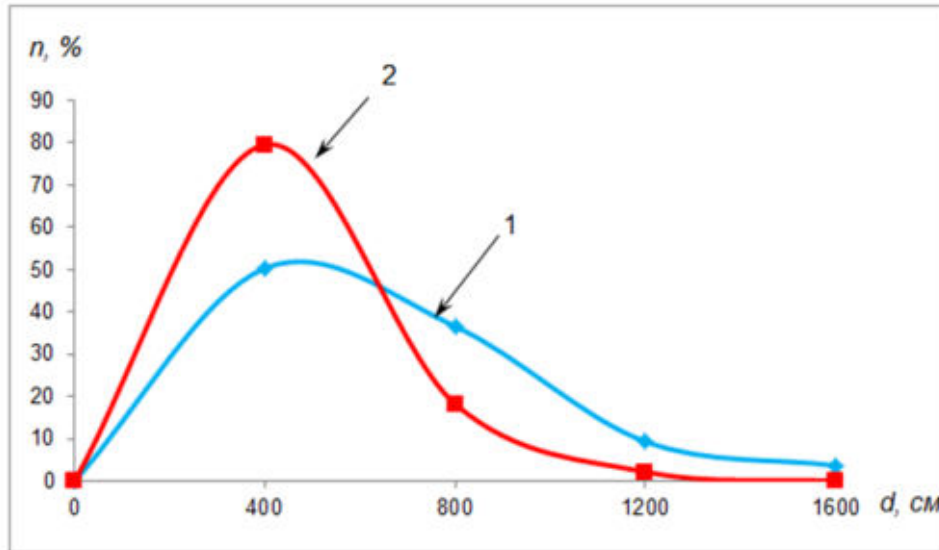
In table 2 and graphic 2, fraction size in mass after the massive explosion or in 1,2,3,4,5 points in where measures were conducted, were measured and compared by the Russian scientist, Takranov R.A based on prompt measuring line method.

Comparison of size of natural block and fraction of mass of an exploded mine

Table №2

Point №	Fraction classification, percentage, %								Average amount of natural block, $d_b$ /MM/	Intensification, P
	0-400MM		401-800MM		801-1200MM		1201MM<			
	1*	2*	1*	2*	1*	2*	1*	2*		
1	78.9	78.6	16.9	18.4	1.9	3.0	2.3	-	333	3
2	61.7	83.7	33.3	12.7	4.5	3.6	0.5	-	384	3
3	43.6	79.5	42.6	19.5	11.7	1.0	2.1	-	493	2
4	20.0	-	51.1	-	17.8	-	11.1	-	722	1
5	47.6	-	39.0	22.4	10.9	1.1	2.4	-	483	2
Average	<b>50.4</b>	<b>79.6</b>	<b>36.6</b>	<b>18.3</b>	<b>9.4</b>	<b>2.2</b>	<b>3.7</b>	-	<b>483</b>	

Note: 1\* Size of natural block, 2\* fraction size in the mass after explosion



Picture 3. Comparison of average size of natural block and fraction after explosion.

1\* Size of natural block, 2\* fraction size in the mass after explosion

Excavating and loading circles made by excavators working in soil scarp in the 1<sup>st</sup> section of a mine, are measured by chronometric method. A result of the measure are compared to theoretical content and included in table №3.

**R. WARRINGS**

*Vienna University of Technology, Institute for Water Quality, Resources and Waste Management, Vienna, Austria*

## **PROSPECTION OF THE ANTHROPOGENIC STEEL STOCK IN AUSTRIA**

### **1. INTRODUCTION**

The iron and steel industry is one of the most important industrial sectors in Austria. The turnover in machine engineering and in working and processing of metal reached 43.8 billion € in 2012 (Statistik Austria, 2014) and the added value in the metal working industries accounts for 10% of the Austrian GDP. In 2010 about 15 million tonnes of products were exported (Eisenmenger et al., 2011) and 112,000 people worked in the iron and steel industry (WKO, 2015).

Iron and steel are important materials which are not only used in construction and vehicle manufacturing but are also essential components of machines, tools or consumer durables.

75% of iron ore as the required raw material for the generation of steel has to be imported into Austria and imports will probably continuously increase through the next decades (Kruzler et al., 2012, Weber and Heinrich, 2012).

To reduce the dependency of imports, improved recycling measures, the greatest possible use of closed cycles and the refinement of steel qualities will be important steps (Bartusch, 2013).

Especially the extraction and processing of raw materials becomes more and more important and in Germany already 44% of crude steel is replaced by steel scrap (Wirtschaftsvereinigung Stahl, 2015).

The use of steel scrap as secondary raw material delivers also a substantial contribution to environmental protection by reducing greenhouse gases through steel production and slowing down the iron ore depletion (Anderl et al., 2012, BDSV, n.d., Frischenschlager et al., 2010).

### **2. OBJECTIVE OF RESEARCH**

The anthropogenic iron and steel stock is in general calculated by material flow analyses. The inflow and outflow during a certain period (mostly one year) of an estimated stock multiplied by the average lifespan leads to the possible stock quantity at a specific point in time.

In this paper the author tried to determine the stock quantity through a bottom up analysis by using detailed statements of inventory lists to gain a most complete overview of the iron and steel stock in Austria. The detailed analysis of the structure and sectoral breakdown of the iron and steel stock shall help to secure the future raw material supply increasingly through secondary raw materials.

### 3. MATERIAL AND METHOD

For this paper a bottom up analysis was chosen to gain information from small entities like products and units, which then were summarized to bigger fractions, like segments and sectors.

The bottom up analysis allowed a very detailed and precise capture of steel quantities and was based on: 1. Number of items, 2. Sales figures.

The author generally tried to determine the stock of iron and steel by the number of shares in circulation. Only if data were insufficient itemised or missing, sold quantities (production plus imports minus exports) - multiplied by their average life expectancy - were used to provide estimated totals.

### 4. RESULTS

The generated results on December 31, 2010 in Austria show that the stock of iron and steel adds up to a total of 43.6 million tonnes.

As figure 1 shows the largest portion of iron and steel with 22.6 million tonnes or 52% belongs to the construction sector, while 7.6 million tonnes (17%) each are bound in the sectors vehicles and metal ware. Machine engineering is the sector with the smallest share of 5.8 million tonnes or 14%.

Converted to the austrian population (2010: 8,361,069 Einwohner) this results in 5.2 t pro capita.

The specific breakdown by sectors will be find in the appendix.

Although the author has tried to gain and calculate all data with the most possible accuracy, all results contain more or less uncertainties. The range is estimated between -50% and +100%.

The calculated lifespan varies strongly, depends on the product and utilisation and is between < 1 until 100 years.

The first sector, the vehicles or transportation sector, can be divided into motor vehicles, bicycles, aircrafts, rolling stock, watercraft and military vehicles. For each of the more than 50 types of vehicles a reference model was selected to provide the average weight of that specific type of vehicle.

The data for motor vehicles, including self-propelled machines, harvesters and trailers, was easily accessible through the registration numbers provided by the Austria Federal Statistic Institute (Statistik Austria, 2011).

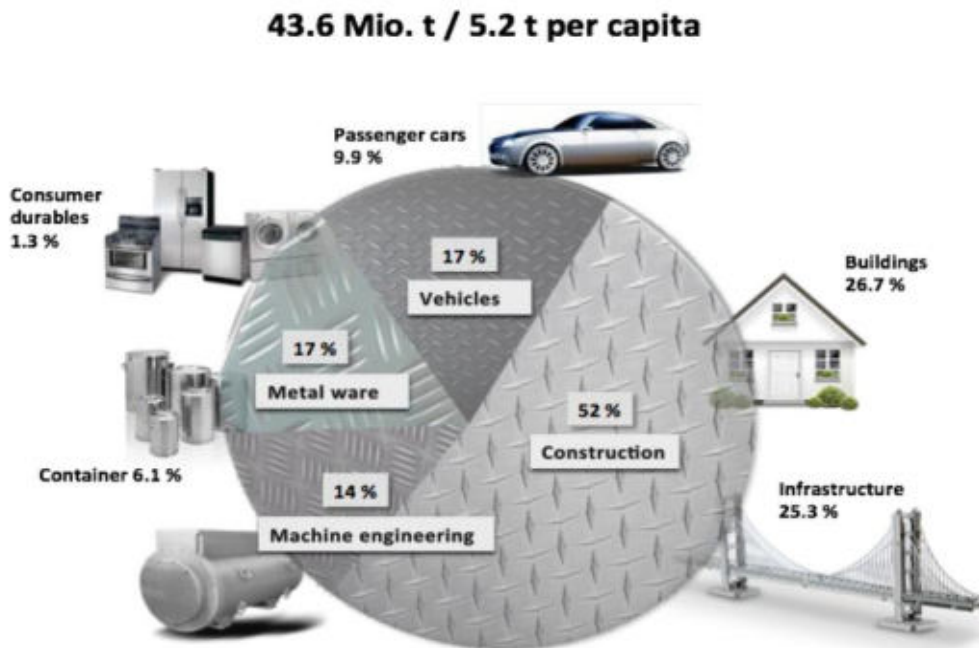


Figure 1: Iron and steel quantities in Austria 2010 divided by sectors (Source: Warrings, 2015)

In the motor vehicles segment passenger cars represent not only the largest number of registrations but also the biggest mass with 4.3 million tonnes of iron and steel as figure 2 shows. Trucks with a gross vehicle weight of over 3.5 tonnes also share a big part with nearly 1.9 million tonnes of iron and steel.

### 5. CONCLUSIONS

There is a lot of research on iron and steel stock available but most analyses are based on top down approaches. The author has tried to compare the results found in this paper to 15 national and international research.

A stock of iron and steel of 8-12 tonnes per capita is generally accepted. This is much more than the results of this paper indicate and does not correspond- at least for Austria- with the author's opinion. This appraisal will be emphasised by an example. The vehicle sector is the most detailed and best researched sector. An assumed deviation of +15% and a reduction of the sector's share to 12% would lead to a total stock amount of only 72.8 million tonnes or 9 tonnes per capita but not more. This meets also the expectations of the author after which the total stock of iron and steel could range between 29.3 and 64.4 million tonnes or 4-8 tonnes percapita. The reasons for these large

differences come from the uncertainties of the used data especially for products and units with no inventory data available.

The main goal of this paper was to provide a detailed analysis of the structure and sectoral breakdown of the iron and steel stock to increasingly secure the future raw material supply through secondary raw materials. Stock changes were not an issue in this work because no material flow analyses were made. But through stock inventory of products and units and their predicted lifespan a change in iron and steel stock can be estimated and should be around 1.7 million tonnes per year or 0.2 tonnes per capita and year.

The lifespan depends on the specific type of product or unit. A lot of assumptions are not very solid or could only be estimated from the technical useful life. In general the average lifespan is under 20-30 years or much lower. The lifespan of a product however is mostly defined through its replacement associated with its disposal and not through its durability. That is why buildings or infrastructure have a much longer lifespan, often with 50-100 years or more.

In conclusion it can be said that a bottom up analysis is a decent approach to a very detailed and extensive determination of stockkeeping- but is also very time- and resource-consuming and therefore expensive. The creation of a data base like the „Commodity Guide“ of the Swedish Chemical Agency (KEMI, 2007) could be a helpful tool for an easier access to needed information. Such kind of a data base could provide information of the material composition or weight and value of products and units and could be used not only to estimate a consisting resource stock but also to evaluate economic assets.

### References

1. ANDERL, M., BEDNAR, W., FISCHER, D., GOSSL, M., HELLER, C., JOBSTMANN, H., IBESICH, N., KOTHER, T., KUSCHEL, V. & LAMPERT, C. 2012. Klimaschutzbericht 2012 (REP-0391). Umweltbundesamt, Wien.
2. BDSV. n.d. Der Verband. Ressourcenschonung [Online]. Available: <http://www.bdsv.org/> [Accessed 25. 09. 2015].
3. EISENMENGER, N., SCHAFFARTZIK, A., KRAUSMANN, F. & MILOTA, E. 2011. Ressourcennutzung in Osterreich. BMLFUW – Bundesministerium für Land-und Forstwirtschaft, Umwelt und Wasserwirtschaft (Lebensministerium).
4. FRISCHENSCHLAGER, H., KARIGL, B., LAMPERT, C., POLZ, W., SCHINDLER, I., TESAR, M., WIESENBERGER, H. & WINTER, B. 2010. Klimarelevanz ausgewählter Recycling-Prozesse in Osterreich. Reports, Bd. REP-0303. Umweltbundesamt, Wien. WIEMER, K.
5. KEMI. 2007. Commodity Guide [Online]. Available: <http://webapps.kemi.se/varuguiden/Default.aspx> [Accessed 20. 09. 2015].
6. KRUTZLER, T., REISINGER, H. & SCHINDLER, I. 2012. Ressourcenverbrauch der Industrie in Osterreich. Analyse und Ausblick für die bedeutendsten Branchen und seltene Metalle. Umweltbundesamt GmbH, Wien.
7. STATISTIK AUSTRIA 2011. Bestand an Kraftfahrzeugen 2010. Ergebnisse. Bundesanstalt Statistik Osterreich, Wien.
8. STATISTIK AUSTRIA 2014. Konjunkturstatistik 2012 im produzierenden Bereich: Band 1, Ergebnisse auf Unternehmens- und Betriebsebene sowie Indizes, Bundesanstalt Statistik Osterreich, Wien.
9. WARRINGS, R. 2015. Charakterisierung anthropogene Ressourcenlager in Osterreich am Beispiel Stahl - eine Bottom-up Analyse. Graduate engineer (Dipl. Ing.) Master Thesis, University of Natural Resources and Life Sciences, Vienna.
10. WEBER, L. & HEINRICH, M. 2012. Der Osterreichische Rohstoffplan, Geologische Bundesanstalt.
11. WIRTSCHAFTSVEREINIGUNG STAHL. 2015. Fakten zur Stahlindustrie in Deutschland [Online]. Available: [http://www.stahl-online.de/wp-content/uploads/2013/12/201505\\_Fakten\\_Stahlindustrie\\_Deutschland\\_2015.pdf](http://www.stahl-online.de/wp-content/uploads/2013/12/201505_Fakten_Stahlindustrie_Deutschland_2015.pdf) [Accessed 28. 09. 2015].
- WKO. 2015. Unselbständig Beschäftigte 2010 - 2014, nach Fachverbänden [Online]. Available: [http://wko.at/statistik/extranet/BeschStat/AT\\_ZR\\_FG.pdf](http://wko.at/statistik/extranet/BeschStat/AT_ZR_FG.pdf) [Accessed 11. 10. 2015].

**CONSTANTIN WEIGEL**

*B.Sc. Mining Engineering, TU Clausthal*

## **NEW METHOD FOR THE DETERMINATION OF PARTICLE SIZE DISTRIBUTIONS**

The determination of particle size distributions is an important process for quality control of raw materials, especially concerning sand and gravel. Sand and gravel are important raw materials used for construction purposes.

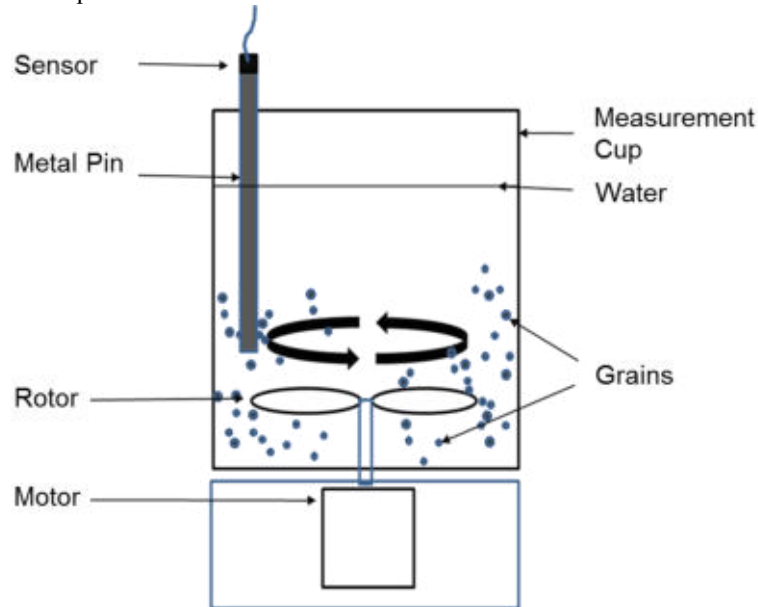
Nowadays, one of the most common method of determining particle size distributions, is sieving. Although, sieving is disadvantageous, due to the necessity of dry samples, which makes it complicated to integrate sieving into many processes.

At the Technical University of Clausthal, a new method of determining particle size distributions is being developed. This method, which uses piezoelectric acceleration sensors, enables to indirectly determine particle size distributions and allows for an integration into different mining related processes.

This research deals with a new application of that method for processes that imply rotation like e.g. for agitators, where the gathered data enables a process optimization.

For this research a prototype, consisting out of a modified mixer, was used, to determine in which way the method delivers reproducible results and how accurate these results are.

The prototype to test the method is a reequipped kitchen mixer, in which a fluid consisting out of grains and water is accelerated against a piezoelectric sensor:



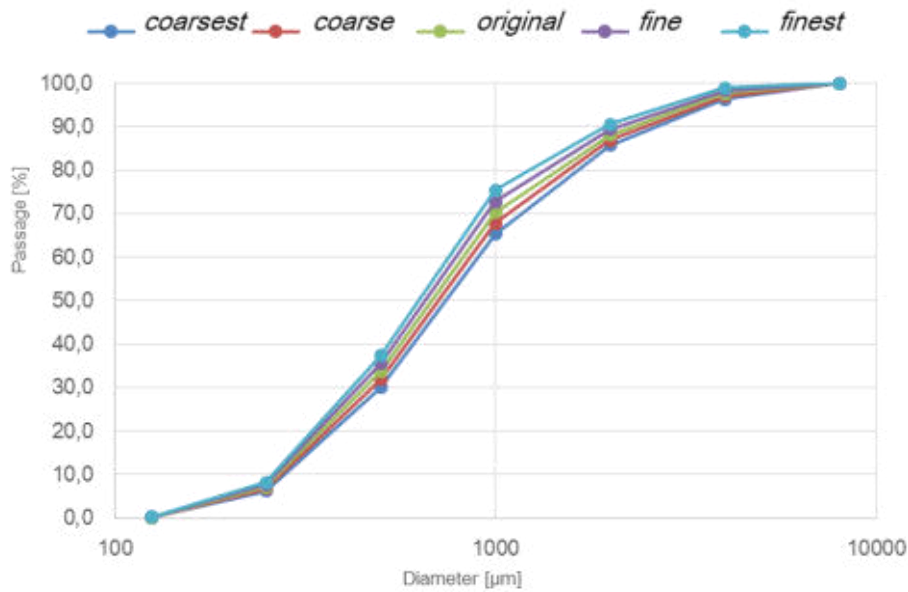
The sensor, which is attached to a metal pin, relies on the piezoelectric effect. The piezoelectric effect is an effect of certain crystals. If a force is exerted on such crystals, a voltage is induced. The strength of the electric signal is proportional to the force. In the researched case the particles, which impact on the metal pin, exert a force on the sensor. Small particles exert a small force and big particles exert a big force on the sensor.

For each particle that collides with the sensor a signal is triggered. Each second, 51,200 of this signals can be captured. As for a small grain a small signal and for a big grain a stronger signal is triggered, a Gaussian distribution of the signals (signal strength in relation to the share of the total) can be created. These distributions are comparable to the grain size distributions. From a comparison of the grain size distributions and the signal distributions, fractions can be derived and assigned to a specific signal strength. E.g. a signal strength of 1 could correspond to a particle diameter of 1mm. If 50% of the signals were smaller than 1 also 50% of the grains would have a diameter below 1mm. For the assignment of this classes a specific calibration is needed.

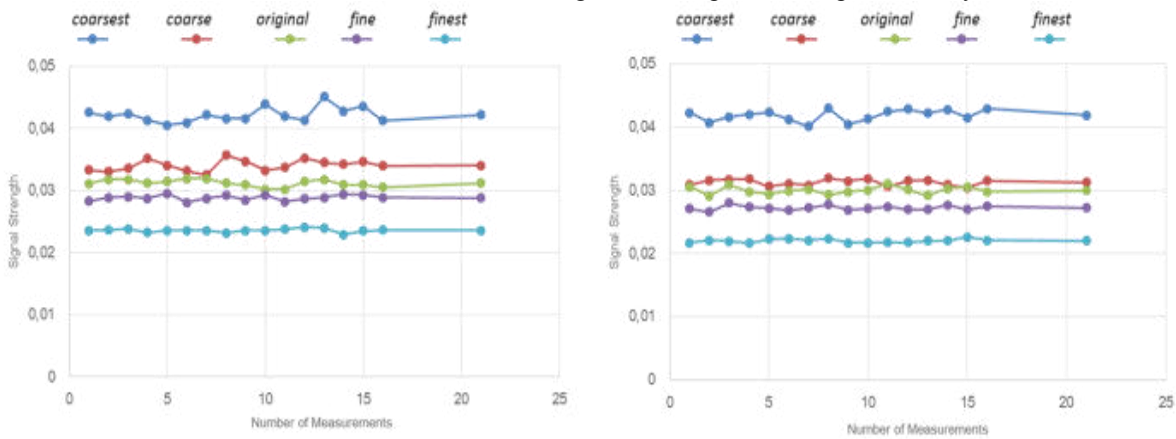
The task of this research is to verify, whether this method can be applied for rotating processes or for the usage in the laboratory. Hence, the reproducibility and the accuracy of the method needs to be determined.

As grain size distributions or signal strength distributions make up for a complex collection of data, a simple data evaluation is not possible. Anyhow, for the determination of the accuracy a simple assumption provides the basis for an easy data evaluation. The assumption is based on that fine particles or finer particle size distributions must trigger smaller signals than coarse particles or particle size distributions. The signal, which is compared with the particle sizes, will be simplified using the mean of each minute of measurement.

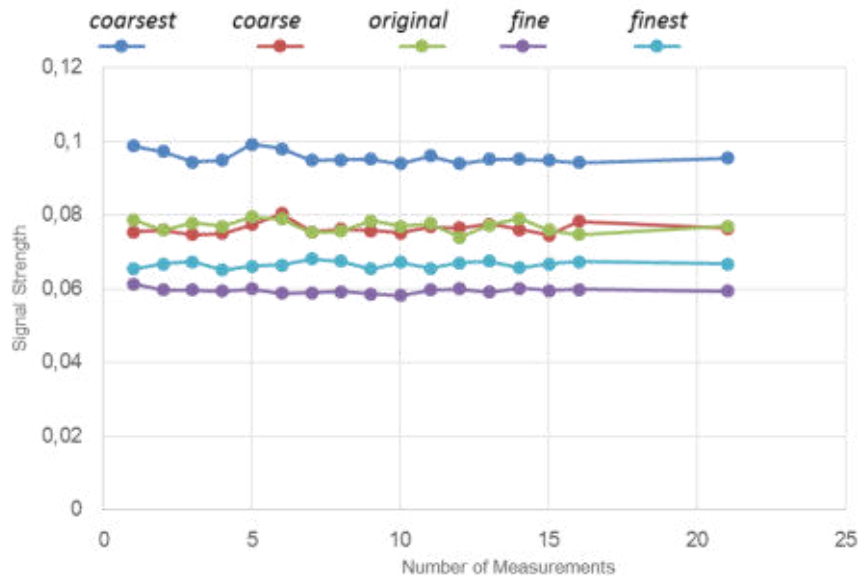
For the particle size distributions coarse and fine material will be investigated. To each particle distribution, mixtures are being created, which are either finer or coarser in all fractions than the original distribution. The deviation of the 4 mixtures (2 fine mixtures and 2 coarse ones) is 2.5% in the biggest fraction. Below the ideal grain size distributions of the mixtures are depicted:



The signals are expected to be higher for the coarse mixtures, even if the particle size distributions only deviate 2.5% in the main fractions. For each test 15 means of the signals (15 minutes of testing) were created. To confirm the reproducibility of the method these 15 values should be as close as possible to each other during the same measurement as well as on different dates. The figures below prove the reproducibility for the fine Particles:

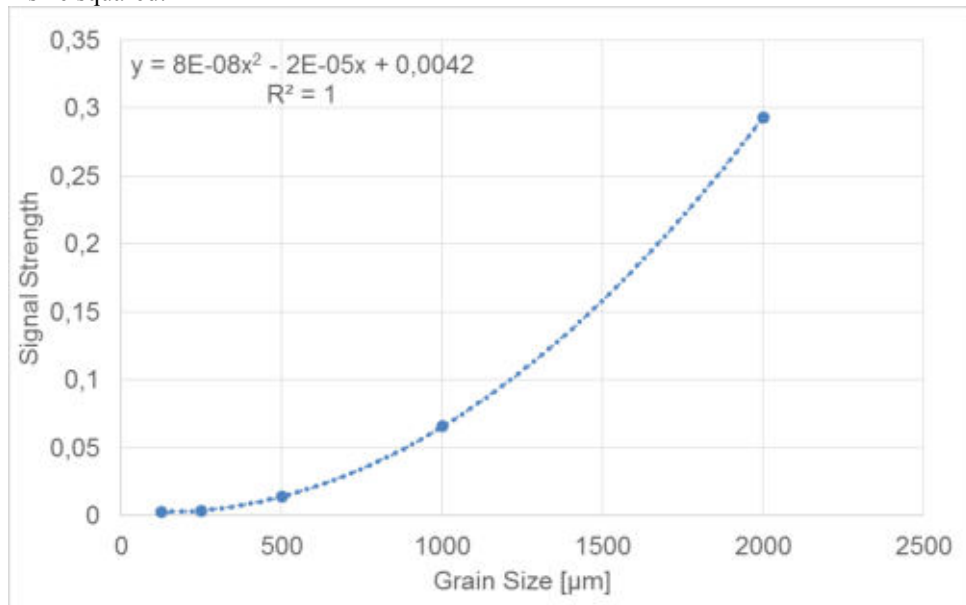


As well as on the same day of measurement as on the two different days the signals are comparable. Also, the expected order of signals (that the coarsest particles trigger the biggest signals) is reached. This confirms a high accuracy of the method. For the coarse particles not all signals are as expected:





The signal of the original grain mixture is bigger than the signal of the coarse mixture. This is not as expected. Anyhow, this mistake has a simple reason: The mixtures cannot be mixed correctly as they are mixed in fraction, as there is only a slight deviation in the biggest fraction and an even slighter deviation in the other ones and as the fractions are selected logarithmically. In addition, the coarse grains are dominating the signal as the signal is related to the grain size squared:



As the fractions with the coarsest grains are the biggest ones and as they only show a slight deviation, the possibility is increased that in the biggest fractions, which dominate the signal, unplanned deviations occur. E.g. for the fine mixture the coarse fraction from 1mm to 2mm might be smaller than for the coarse grains, but if this mixture consists of grains between 1.5mm and 2mm whereas the fraction of the coarse material only ranges of grains between 1mm to 1.5mm, the fine distribution would trigger bigger signals, although the coarse fraction is smaller.

In summary it is to say that the investigated method works accurately and reproducibly allowing for an economic alternative to sieving methods as well as for an industrial usage e.g. for agitators.

**ZAİKINA D.P.,**  
*SHEI «Kryvyi Rih National University»*

## **IMPROVING THE PERFORMANCE OF TRADITIONAL OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY MANAGEMENT SYSTEM BASED ON THE USE THE CONCEPT FOR OCCUPATIONAL HAZARD MANAGEMENT**

Under the occupational health and safety management system (HSEMS) one means the part of the enterprise management system, which serves for the implementation of occupational safety and health policy. HSEMS is a complex of interrelated elements (technology, planning, responsibilities, procedures, processes and resources) aimed at implementing policies and goals of occupational health and safety. In other words, the HSEMS - is regulated legislation by a combination of methods and control tools to ensure the security, the preservation of life, health and human efficiency in the labor process.

HSEMS includes an identification of occupational hazards, the development and implementation of effective measures to reduce and eliminate, and carries out constant monitoring the performance in the field of occupational health and safety.

Within the framework of operation of the work management system there, were formed in accordance with the recommendations of international standards one of the most important objectives to manage risk. This involves identifying the hazards and risk assessment, goal setting and objectives to reduce risk to acceptable levels. An important condition for the work is a «study of technical possibilities, economic viability and social responsibility in the risk management process».

In modern conditions, the purpose of the risk management is becoming the process of optimal allocation of scarce resources for the elimination or reduction of various types of risk in order to achieve the highest possible security level - taking into account economic and social factors. The criteria in the process of risk management are

used at the threshold levels of, which enterprises consider acceptable. For the purpose of risk management it is formulated as a «risk reduction to an acceptable level» [1].

Conceptual bases of occupational health and safety management system is based on the existing legislative system formed in accordance with the existing social and labor relations, as well as international legal acts. Despite the existence of an extensive legal framework, the working conditions at the enterprises are not always safe for workers [2]. According to a number of Ukrainian and foreign scientists, occupational safety and health must include the protection of professional health for worker considering his physical, physiological, psychological and mental characteristics.

These approaches to occupational health and safety are reflected in the Universal Global Strategy on Occupational Health, approved by the World Health Organization (WHO), «Guidelines on occupational safety and health management», developed and formulated by the International Labor Organization. Noting the need for a systematic approach to occupational health and safety, the European Union in 2002 adopted a strategy on health and safety in the workplace, in which they proposed to consider in the production health and safety issues as an integrated system «an industrial welfare», realized through the improvement of its quality characteristics while providing a safe and healthy working environment, taking into account the constant changes in the organization of work and the emergence of new risks (in particular social and psychological risks).

Effective management of occupational risks is largely due to the application of the basis of the HSEMS principles of prevention and continuous improvement. Preventive means that a risk assessment is carried out before the start of the planned activities. The measures are accepted considering the preliminary results of the risk assessment, which allows eliminating or reducing the extent of damage and the extent of the negative consequences. The permanent improvement is an iterative process of improving occupational health and safety management system in order to improve performance in the area of occupational health and safety, consistent with the policies in the field of occupational health and safety at the mining enterprise.

In addition, one of the important directions to ensure occupational health and safety of workers is to create a favorable working environment. Currently, in most countries with developed market economies modern regulatory decisions in its searched areas such as the working physiology. The comprehensive nature of the new concept of occupational health and safety shall be based on the assessment of the impact on the working of all possible risks, not only in the short term, but in the long run. To evaluate the effects on workers of all possible risks, not only in the short term but in the long run is extremely difficult; if an employee has been working for an extended period, and even during the whole employment at the same enterprise, it's easier to trace the influence of occupational risks on him and to establish a causal link between this impact and employee illness than with a regular change of work.

The impact on the employee of harmful substances and malfunctions of the musculoskeletal system caused by the peculiarities of the production and employment functions are covered by the physiological activity. However, in recent years, to the harmful factors there were added new, which effects on the body of workers are in the process of research (working with technologies that use the ultrafine and nana-elements (nan toxicology), mutagenic substances, reproductive toxins, etc.).

These or other factors which will be recognized with harmful and (or) the adverse effects on employees' health, will later be displayed in the public health rules and norms «Hygienic classification of labor in terms of hazards and risks and psychology of the machine environment, the severity and intensity of the work process», approved by order of the Ministry of health of Ukraine from 04.08.2014, № 248.

However, attention should be paid to the need to assess the impact of psychosocial risks on employee health. In particular, the quality of life and health is provided by a set of indicators, because in addition to acute and chronic occupational diseases (poisoning), possible loss of life following acute exposures (e.g., sudden death as a result of stress, physical and neuro-emotional overload), etc. According to WHO recommendations one should take into account the components of psychosocial well-being when assessing the level of health: job satisfaction, family, income, the balance between work and private life of workers and the elimination of physical and psychological cruelties in the workplace.

It is important to note that the physiological risks and the unfavourable factors cause occupational stress (poor physical conditions of work, the need for a lot of work in a short period of time (long-term large congestion without adequate conditions of full recuperation), the lack of information about the professional responsibilities (when the employee believes that he is doing wrong things)) can be eliminated or minimized by legal regulation, while making relationships with work colleagues, to create a favourable business environment provided by the generally accepted rules of behaviour, moral norms and largely dependent on the worker.

Summing up the above, it should be noted that the new concept of occupational health and safety correspond to the basic principles of legal regulation of labour relations in Ukraine, such as ensuring the right of every worker to fair working conditions, including working conditions that meet safety and hygiene requirements, social partnership, mandatory compensation for damage caused to the employee in connection with the performance of his employment duties, the establishment of state guarantees to ensure the rights of workers and employers, the state control (supervision) over compliance with them, ensuring workers' rights to protection of their dignity at employment, and others. Many of the suggested concept of approaches to ensure healthy and safe working conditions are reflected in the current legislation of Ukraine.

Changing ideas about occupational health and safety in the light of new conceptual approaches to the provision of safe and healthy working conditions allows to reveal current trends of further development of relations in the field of occupational health and safety and to formulate objectives in this area:

the development of a systematic approach to occupational health and safety, providing for simultaneous monitoring and accounting of the plurality of disparate risks in the long term allows you to combine these components of «industrial ecosystem» as the ecological well-being of workplaces and the health of workers (physical health of employees and psychologically comfortable work environment should be mandatory elements of environmentally friendly production);

the development of a comprehensive approach to creating a safe and healthy working conditions, providing for an assessment of human exposure to all possible risks, not only in the short term but in the long term (risk identification and standard fastening methods for dealing with them);

the expansion of the implementation of personalized approach to the organization of working conditions (in the organization of the workplace by the employer account health status, physical, physiological, psychological, mental characteristics of each worker);

the intensification of the development of modern regulatory decisions in areas such as physiology of the machine environment and psychology of the working environment;

the development of a preventive approach and improvement of the culture in the area of occupational health and safety of workers [3].

Solutions to these problems will allow at the legislative level to carry out the dialogue in the framework of social partnership, to increase social responsibility and economic incentives for businesses.

*List of reference:*

1. Лисовский В. В. Управление производственным риском путем предотвращения формирования критической совокупности опасных факторов на угледобывающем предприятии : дис. ...канд. тех. наук : 05.26.01 / Лисовский Владимир Владимирович. – М., 2016. 152 с.

2. Кузнецова М. Н. Охрана труда: теория, методология, практика: дис. ...доктора эконом. наук : 08.00.05 / Кузнецова Марина Николаевна. – М., 2015. – 431 с.

3. Серегина Л. Концептуальные подходы к охране труда в Российской Федерации / Серегина Л. В. // Журнал российского права. – 2015. – № 11(227). – С. 95–106.

**IVAN AKINSHIN, CHRISTIAN MISSAL, LOTHAR TE KAMP (ITASCA CONSULTANTS GMBH), MARAT KHAYRUTDINOV**

*Research Institute of Post-Mining, TH Georg Agricola University Bochum, Germany*

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ СОЛЕЙ МЕТОДОМ ЧИСЛОВОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ С ПОМОЩЬЮ FLAC3D**

### **Kurzfassung**

Im Artikel werden Fragen behandelt, die mit der Verringerung von Abbauverlusten beim Tiefbau und Fragen der Standsicherheit verbunden sind. Es werden Probleme der rationellen Ausnutzung von Bodenschätzen und des Umweltschutzes dargestellt. Mit Hilfe numerischer Berechnungen wurden die benötigten Festigkeitseigenschaften von Versatz unter geologischen und Abbaubedingungen bestimmt. Dazu wurde ein numerisches Modell erstellt und Spannungsberechnungen für das Gebirge für verschiedene Zeitpunkte quasi in-situ während des Abbaue durchgeführt.

### **Введение**

В данной статье обобщены результаты масштабных стратегических исследований в области развития геотехнологии и её взаимодействия с окружающей средой. Основным направлением исследований явилась концепция обеспечения экологической безопасности освоения недр, что было сопряжено с уменьшением потерь в процессе подземной добычи полезных ископаемых, увеличением устойчивости подземных сооружений, а также были решены задачи рационального использования природных ресурсов. В результате исследований были предложены технологические решения рационального извлечения полезного ископаемого из недр с учётом всех форм воздействия геотехнологии на окружающую среду и изложены основные пути решения данных задач горнодобывающей промышленности.

Разработки в рамках проекта не ограничивались монодисциплинарными исследованиями, а применялись междисциплинарные, требующие участия специалистов различных областей и проводились на стыке нескольких научных дисциплин (математика, физика, химия, геомеханика, природопользование и др.). В результате экспериментов при которых применялся метод числового моделирования, были получены

необходимые прочностные характеристики закладочного массива используемого при подземной разработке соляных месторождений. Для этого была построена числовая модель и произведены расчеты (in-situ замеры) главных напряжений и деформаций в горном массиве для различных моментов времени с учетом очистных и закладочных работ.

Для увеличения полноты выемки, снижения себестоимости добычи полезного ископаемого с одновременным снижением негативного влияния геотехнологии на окружающую среду необходимо оптимизация технологии извлечения полезного ископаемого из недр. При подземной разработке месторождений полезных ископаемых часто нарушается целостность и герметичность крупных водоносных горизонтов, что приводит к рискам затопления подземных сооружений, к значительному ухудшению общешахтной безопасности и изменению гидрогеологической ситуации месторождения.

Использование систем разработки с твердеющей закладкой позволяют получить как экономические (увеличение полноты выемки; увеличение срока существования рудника; отсутствие расходов на строительство хвостохранилищ и отвалов пустых пород), горнотехнические (эффективное управление горным давлением, что повышает безопасность ведения горных работ; уменьшение потерь полезного ископаемого) эффекты, так и экологические (сохранение земной поверхности; утилизация отходов и снижает вредное воздействие таковых на окружающую среду) и приведёт к безотходному производству.

Система разработки с естественным поддержанием очистного пространства имеет ряд недостатков:

1. Потери полезных ископаемых до 65%;
2. Ухудшение окружающей среды;
3. Постоянное перераспределение горного давления.

При расчёте прочностных характеристик закладочного массива современная наука использует числовое моделирование для решения геомеханических проблем.

Основным показателем закладочного массива является изменение прочности во времени, при расчёте которой современные методики опираются на числовое моделирование. Прежде всего для отработки глубоких месторождений при решении комбинированных задач повышенной сложности.

#### Методика расчетов

Расчеты произведены с помощью метода конечных элементов (Finite-Element-Methode или FEM). Метод числового моделирования нашел широкое применения в горном деле и геомеханике. С помощью FEM моделируется и производится расчет напряжений и деформаций различных твердых тел, которые возникают вследствие воздействия внутренних и внешних сил.



Рис. 1 Камерно-столбовая система разработки с ленточными целиками и закладкой для горизонтальных месторождений малой и средней мощности [Roschlau; Heintze, 1980]

#### Теория и расчетная методика

Требования к прочностным характеристикам закладочного массива зависят от вышележащих геологических структур обрабатываемого элемента / нагрузки (линейная и не линейная зависимость) и определяются горным давлением.

Расчеты горного давления производятся с помощью программного обеспечения *Finite Differences Programms FLAC<sup>3D</sup>* (ITASCA Consulting Group, Minneapolis). *FLAC<sup>3D</sup>* обладает библиотекой или базой данных с уравнениями для описания различных свойств материалов и их изменений. При этом

Номер камер п/п	1	2	3	4	5	6	7	8	9
стадия отработки	I	II	III	I	II	III	I	II	III
Ширина камеры, м	4	4	4	4	4	4	4	4	4

возможно построение моделей с учетом времени, пластических (критерии разрушения материала) и/или ползучих свойств, набора прочности закладочного массива и его упругие свойства и т.д.

#### Постановка задачи

Таблица 1 Последовательность отработки

Устойчивость очистных камер составляет 10 дней. (5 дней очистные работы + 5 дней подготовительные и закладочные работы). Это означает, что в течении 10 дней очистные камеры будут пройдены и заполнены твердеющей закладкой согласно плану ведения работ. (см.Таб. 2)

Перед началом построения модели были проведены аналитические расчеты упругих свойств закладки с выводом зависимости времени, нагрузок и деформаций, для определения взаимодействия налегающих пород кровли на закладочный массив, с учетом изменения прочностных характеристик закладки во времени.

#### Описание последовательности очистных и закладочных работ

В качестве системы разработки месторождения солей выбрана камерно-столбовая система разработки с ленточными целиками с трехстадийной выемкой и закладкой выработанного пространства (Рис. 1). Очистной блок обрабатывается длинными камерами по 200 м с оставлениями междукамерных целиков и закладкой камер первой очереди. Междукамерные целики обрабатываются в две стадии и с последующей закладкой очистного пространства. (см. Таб.1)

На различных предприятиях горной промышленности срок набора необходимой нормативной прочности закладки составляет 30-90 дней. В модели использовался срок набора прочности 60 дней. Это означает, разрыв по времени отработки соседних камер составил 70 дней с учетом работ на добычу и погашения выработок. Глубина разработки составила 1200 м.

Исходным пунктом для моделирования процессов является нетронутый горный массив.

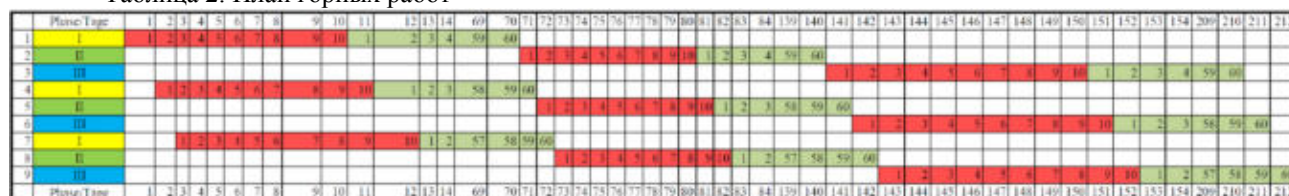
стадия I (желтый): очистные работы камеры 1, 4, 7 с последующей закладкой

стадия II (зеленый.): очистные работы камеры 2, 5, 8 с последующей закладкой

стадия I (синий): очистные работы камеры 3, 6, 9 с последующей закладкой

Проведены замеры главных напряжений и деформаций кровли для различных участков времени.

Таблица 2. План горных работ



- отработка и погашение камер 10 дней
- набор прочности закладки 60 дней

#### Software FLAC3D 5.0

Программное обеспечение **FLAC3D 5.0** (Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions, ITASCA Consulting Group) служит для построения трехмерных моделей различных нелинейнозависимых свойств материалов и базируется на четко заданных параметрах моделирования. Программа описывает механическое взаимодействие сплошных трехмерных объектов.

#### Построение модели

Геометрические размеры модели такие как ширина, длина, глубина для числового моделирования согласно рекомендаций должна составлять 5-8 размеров изучаемого объекта. Рассматриваемый участок отработки составляет 36 м, состоит из 9 камер по 4 м шириной и 4 м высотой, глубиной 1 м (Y-ось), данная модель представлена как 2,5D объект для сокращения расчетного времени и отсутствия влияния глубины на результаты моделирования. Геометрические параметры модели:

ширина 180 м (X-ось)

высота 54 м (Z-ось)

глубина 1 м (Y-ось).

Мощность геологических пластов составляет (см. Рис 2)

Налегающие породы кровли (красный) – 40 м

Отрабатываемый пласт соли (зеленый) – 4 м

Подстильные породы (голубой) – 10 м.

Для построения модели были использованы различные свойства пород Power Law – ползучие свойства для горного массива и упругие свойства для закладки. С приложением нагрузки в верхней части модели 30 МПа, что соответствует глубине разработки 1200 м. Во время добычных и закладочных работ производились замеры максимальных напряжений (12 м) и деформаций (14м, 30 м и 50 м). См. Рис.2.

Прежде всего определялись деформации налегающих пород кровли и максимальные напряжения в зависимости от времени. На основании этих данных возможно сделать выводы о прочностных характеристиках закладочного массива в зависимости от времени.

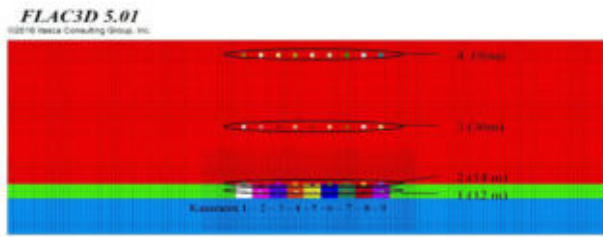


Рис. 2 In-situ замеры  
Области замеров in-situ. 1-максимальные напряжения; 2, 3, 4-деформации.

**Результаты моделирования**

Результаты деформаций в зависимости от времени представлены на рисунке 3, таким образом максимальные и минимальные деформации составили для камеры 3 – 0,506 м и соответственно для камеры 8 – 0,440 м.

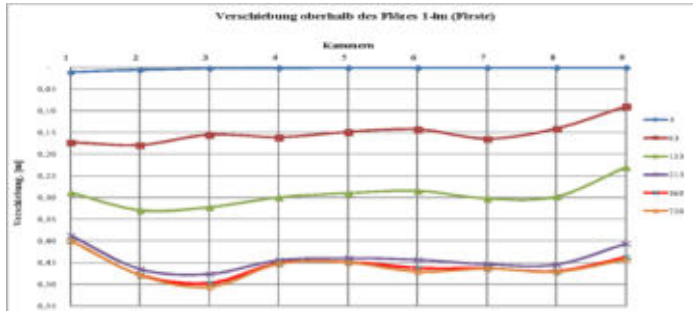


Рис. 3 Деформации кровли на отметке 14 м в зависимости от времени  
X-ось камеры ; Y-ось деформации [м]; справа-время замеров [день]

На рисунке 4 представлены максимальные напряжения в зависимости от времени. После завершения закладочных работ для каждой камеры в интервале времени 7-60 дней.

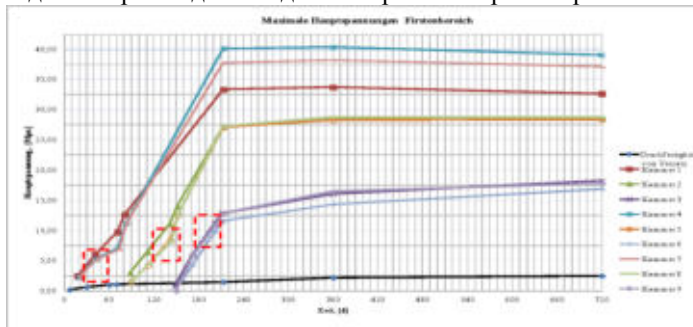


Рис. 4 Максимальных напряжения для различных камер

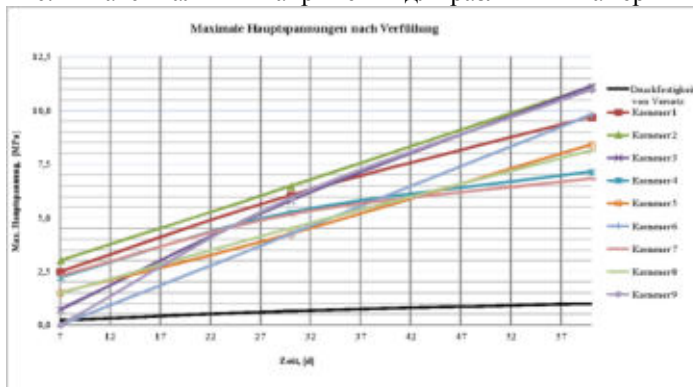


Рис. 5 Максимальные напряжения в зависимости от времени после закладки камер.

На основании данных графиков (Рис. 4, 5) возможно определить самое высокое ожидаемое горное давление среди максимальных напряжений для определения прочностных характеристик искусственного массива. В данном случае максимальные нагрузки были установлены над камерой 2 со следующими параметрами изменения давления.

Время после закладки камеры 2	7	30	60
Макс. напряжения, МПа	3,01	6,47	11,10

**Выводы**

На основании рисунка 4 можно сделать выводы, что 95 % максимальных конвергенций кровли происходят до 213 дня, после чего закладочный массив перенимает горное давление, которое постоянно изменяется, и при этом кинетика увеличения горного давления линейна. После 213 дня закладка не имеет практически заметных деформаций и кинетика горного давления заметно замедляется.

Необходимые прочностные характеристики закладочного массива в зависимости от времени смоделированы и определены с помощью замеров максимальных напряжений в модели. Самое высокое максимальное напряжения зафиксировано для камеры 2 и составило 2,5-11,1 Мпа (7-60 дн.). Это означает, что прочностные свойства закладки должны быть выше максимальных напряжений камеры 2, чтобы гарантировать безопасность горных работ. Данная методика позволила определить оптимальное значение прочностных характеристик в зависимости от времени закладочного массива после затвердевания, что позволяет подобрать оптимальный состав закладочной смеси при отработке месторождения с искусственным поддержанием очистного пространства, применение которой позволяет решить следующие задачи: утилизация отходов горного производства; дополнительная отработка целиков, то есть уменьшение потерь и увеличение срока существования рудника, что решило социальный вопрос, где горнодобывающее предприятие является градообразующим; сохранение целостности и герметичности водоносных горизонтов, что предохраняет рудник от затопления/разрушения и приводит к сохранению дневной поверхности

#### Литература

1. Ivan Akinshin, Christian Missal, Lothar te Kamp, Simulation des druck- und zeitabhängigen Verhaltens von Versatzmaterial bei numerischen Berechnungen. Mining Report 153 (2017) Nr. 2.
2. Roschlau, H.; Heintze, W.: Bergbautechnologie (Lehrbuch). Erzbergbau Kalibergbau. VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, 1980.
3. Itasca Consulting Group, Inc.: FLAC3D Theory and Background. Minneapolis, 2013
4. Itasca Consulting Group, Inc.: FLAC3D Creep Material Models. Minneapolis, 2013
5. Вотяков М.В. Повышение полноты извлечения запасов калийных руд на основе закладки выработанного пространства галитовыми отходами Автореферат дисс. канд. техн. наук / – М., 2007.
6. Хайрутдинов М.М., Вотяков М.В. Гидравлическая закладка на калийных рудниках // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2007. – №6. – С. 214 - 218.
7. Хайрутдинов М.М., Вотяков М.В. Возможность применения систем с твердеющей закладкой при отработке калийных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2007. – №9. – С. 265 - 270.

**В. Н. БОКШИЦ, А. К. ГЕЦ**

*ОАО «Белгорхимпром», Белорусский национальный технический университет  
Минск, Республика Беларусь*

## **МОДЕЛИРОВАНИЕ И ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОТРАБОТКИ IV КАЛИЙНОГО ГОРИЗОНТА КРАСНОСЛОБОДСКОГО УЧАСТКА СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Краснослободский участок расположен в западной части Старобинского месторождения калийных солей и приурочен к Старобинской центральной депрессии северо-западной части прогиба. Зонай разломов данный участок разделен на западный и восточный блоки. В настоящее время на Краснослободском руднике отрабатываются запасы III калийного горизонта в пределах восточного блока.

Наибольший интерес в перспективе представляют забалансовые запасы II и IV калийных горизонтов на территории восточного блока. В качестве объекта исследования в данной работе рассматривался IV калийный горизонт Краснослободского участка Старобинского месторождения. При отработке забалансовых запасов, не удовлетворяющих кондиционному содержанию полезного компонента в руде, возникает необходимость оптимизации, как технологии добычи, так и площадей, отработка которых позволит достичь рентабельности. В этом случае необходима разработка комплексной модели пластов, отражающей распределение полезного компонента и мощностей слоев, подлежащих отработке при заданной технологической схеме.

Данная работа посвящается исследованию и обобщению закономерностей формирования технологических схем отработки слоев IV калийного горизонта в условиях Краснослободского участка Старобинского месторождений калийных солей и разработке на этой основе алгоритмов оптимизации и выбора технологии и их управляемых параметров, использование которых обеспечит повышение качества проектных решений.

Создание модели пласта выполнено в программном обеспечении, позволяющем по имеющимся геологическим данным производить пространственную интерполяцию и экстраполяцию. Пространственный

анализ формализованной модели позволил получить важные исходные данные при технико-экономической оценке вариантов вовлечения в отработку тех либо иных участков IV калийного горизонта.

В докладе описываются множество возможных технологических схем, применение которых возможно в условиях рассматриваемого участка месторождения. В результате анализа теории и практики оптимизации параметров технологических схем отработки сближенных слоев и выполненных исследований на основе разработанного методического подхода получены научно-методические положения для обоснования эффективных технологических схем с учетом влияния качества добываемых калийных руд на результаты их переработки.

В ходе исследования разработан алгоритм оптимизации параметров технологических схем при отработке верхней и нижней пачки слоев IV калийного горизонта, критерием оптимальности которого было принято количество концентрата, получаемого от отработки запасов в рассматриваемой ячейке регулярной сетки. В результате были предложены рекомендации к отработке шахтного поля с оптимальными параметрами технологических схем при отработке верхних и нижних слоев IV калийного горизонта (рисунок 1):

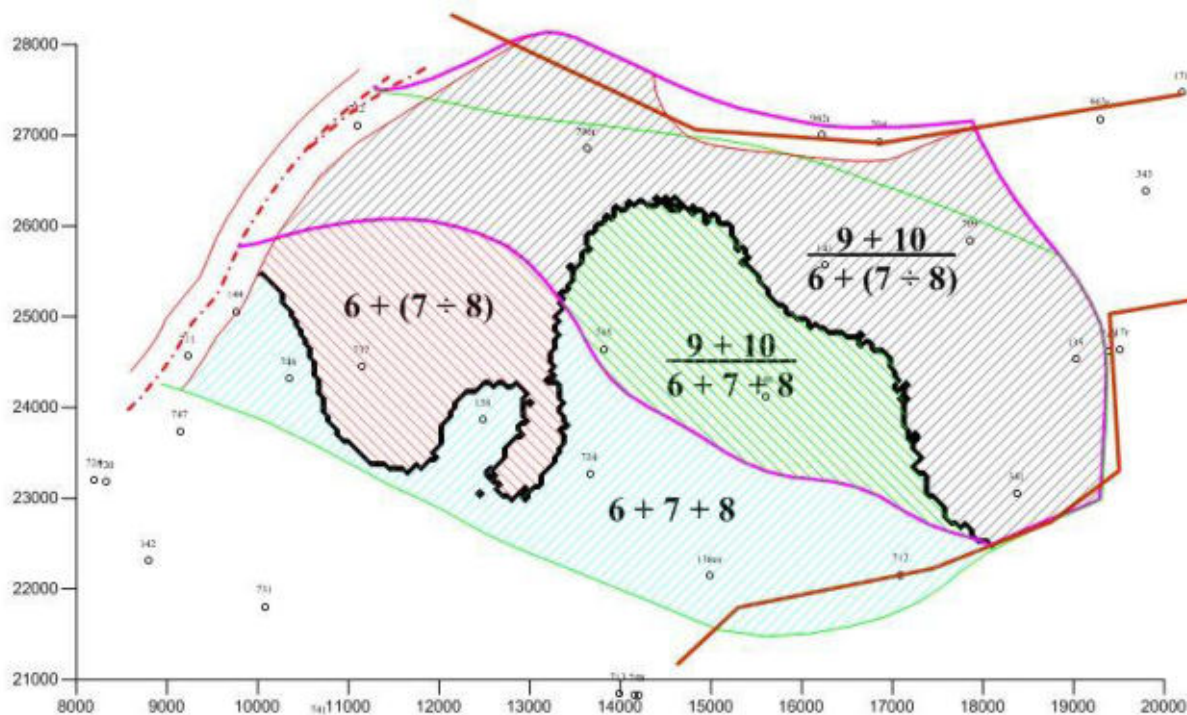


Рисунок 1 – Районирование IV калийного горизонта по площадям с оптимальными технологическими схемами

- в северо-восточной части горизонта верхние слои 9 и 10 отрабатываются селективно, нижние слои – технологической схемой  $6+(7\div 8)$ ;
- в центральной части горизонта верхние слои 9 и 10 отрабатываются селективно, нижние слои – технологической схемой  $6+7+8$ ;
- в юго-западной части горизонта нижние слои отрабатываются технологической схемой  $6+7+8$ ;
- в западной части горизонта нижние слои отрабатываются технологической схемой  $6+(7\div 8)$ .

#### Литература

1. Отчет о детальной разведке Краснослабодского участка Старобинского месторождения калийных солей Солигорского и Слуцкого районов Минской области БССР, проведенной в 1984-87 гг, с подсчетом запасов по состоянию на 01.09.1987 года. (в 9 книгах).
2. Инструкция по применению систем разработки на Старобинском месторождении, Солигорск-Минск 2010.
3. Инструкция по экономической оценке и нормированию потерь при добыче калийных солей на Старобинском месторождении, Минск 2006.

**Е.А. ВЕРЕЖНИКОВА, А.Ю.МАКЕЕВ**

*Донецкий национальный технический университет, Донецк, Украина*

## ОБЗОР МИРОВОГО ОПЫТА РЕСТРУКТУРИЗАЦИИ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ



Цель: исследовать процесс реструктуризации угольной промышленности в мире.

До начала 1950-х годов в мировом топливно-энергетическом балансе уголь занимал ведущие позиции. Угольная промышленность была отраслью, предназначенной для удовлетворения потребностей внутренних национальных рынков. Такое положение сохранялось до энергетического кризиса 1970-х годов: до 90% добываемого угля потреблялось в самих странах, на экспорт шел в основном коксующийся уголь.

В результате энергетического кризиса мировая энергетика пришла в состояние неустойчивости, назрела необходимость реструктуризации угольной отрасли. Реструктуризация - это, прежде всего комплекс мер, направленных на поддержание и развитие стабильно работающих угледобывающих предприятий, замена и модернизация оборудования на старых шахтах, имеющих еще достаточное количество запасов, а также строительство и ввод в эксплуатацию новых шахт и разрезов, освоение перспективных угольных месторождений. Прекращали свою деятельность нерентабельные шахты и разрезы, широко применялась механизация и автоматизация производственных процессов. Такая реструктуризация была характерна, прежде всего, для развитых стран.

Реструктуризация отрасли оказала сильное влияние на размещение угольных предприятий. В странах, обладающих большой территорией (США, Канада, СССР и др.), произошел сдвиг отрасли в районы, где возможна добыча угля открытым способом. В США и Канаде центр тяжести отрасли сместился в западные районы, в СССР — в восточные, в Китае — в приморские провинции. В европейских странах территориальные сдвиги оказались менее заметны, т.к. сдвиги в размещении происходили в пределах угольных бассейнов. Аналогично европейским странам происходили изменения в размещении в Австралии и ЮАР. США, Канада, ЮАР и Австралия увеличили добычу энергетических углей в расчете не только на свои электростанции, но и на экспорт в Европу, Японию и страны Юго-Восточной Азии. Такой экспорт стал важным фактором развития отрасли.

В ряде стран, особенно европейских, началось не просто сокращение добычи, а закрытие шахт и вывод их из эксплуатации. В 1950-1960-х годах в связи с убыточностью, с нарушением экологии, опасностью шахтерского труда во многих странах начали закрываться шахты и разрезы. Процесс закрытия угольных предприятий, принявший широкие масштабы, сопровождался резким сокращением занятости трудящихся, добычи угля, что обусловило поиск других энергоносителей (нефть, газ, атомная энергия).

В настоящее время закрыты все угольные предприятия в Голландии, Бельгии, Португалии, в Испании сокращение идет все стремительнее.

В Великобритании, Германии, Франции процесс реструктуризации был очень болезненным и затратным. Тысячи горняков потеряли свои рабочие места, и правительство было вынуждено принять меры: начать досрочно выдавать пенсию людям, приближенным к пенсионному возрасту и отправить на переквалификацию молодых горняков или выдать им начальный капитал для открытия бизнеса. В Великобритании отрасль денационализирована (к началу 1995 г.), в Германии — представлена двумя частными концернами по существу смешанного характера вследствие мощной финансовой поддержки их государством; во Франции — национализирована (в 1946 г.), угледобывающие предприятия входят в состав государственного концерна «Шарбонаж де Франс», осуществляющего управление и административно подотчетного правительству.

Осуществляемая с 1994 года реструктуризация угольной промышленности России была вызвана необходимостью неотложного вывода отрасли из сложившегося технико-экономического кризиса. К началу реструктуризации угольная отрасль страны располагала в основном устаревшим шахтным фондом, многие предприятия обрабатывали в тяжелых горно-геологических условиях некондиционные по мировым оценкам запасы угля, используя при этом физически изношенное и морально устаревшее оборудование, добычу угля приходилось осуществлять при высоком уровне аварийности и производственного травматизма. В отрасли сложилось весьма неблагоприятное финансовое положение из-за убыточности многих предприятий, большой задолженности потребителей угля и ряда других причин внутриотраслевого и внешнего характера.

С целью принятия конкретных мер по выводу угольной промышленности из сложившегося кризисного состояния был издан Указ Президента России от 21.06.1993 г. № 934 «О мерах по стабилизации положения в угольной промышленности». Принято постановление Совета Министров – Правительства РФ от 20.06.1993 г. № 590 «О чрезвычайных мерах финансовой стабилизации работы угольной промышленности». 04.05.1994 г. было утверждено Межведомственной комиссией по социально-экономическим проблемам угледобывающих регионов (МВК) «Основные принципы санации и закрытия неперспективных и особо убыточных шахт и разрезов угольной промышленности России». Далее по ходу реформирования угольной отрасли Минэкономики РФ и компанией «Росуголь», Минтопэнерго РФ были разработаны «Основные направления реструктуризации угольной промышленности России». Эти программные документы определили следующие основные направления структурной перестройки угольной промышленности:

- формирование конкурентоспособных угольных компаний, разработка и реализация программ реформирования и финансового оздоровления;
- ликвидация неперспективных и особо убыточных организаций;

- социальная защита работников, высвобождаемых в связи с реструктуризацией, включая предоставление пособий, компенсаций и льгот в соответствии с действующим законодательством;
- обеспечение занятости высвобождаемых работников путем диверсификации производства, развития предпринимательской деятельности, реализации программ местного развития, содействия переселению высвобождаемых работников в другие районы России;
- повышение безопасности труда в угольной отрасли посредством модернизации и обновления индивидуальных средств защиты, систем обеспечения безопасности труда, усиления профилактических и других мер в области безопасности и охраны труда;
- приватизация угольных компаний и создание конкурентного угольного рынка;
- социально-экономическое, экологическое оздоровление и обеспечение социальной стабильности в угледобывающих регионах на основе совершенствования социальной инфраструктуры и усиления природоохранной деятельности в этих регионах;
- развитие научно-технического и проектного обеспечения реструктуризации угольной промышленности.

Реализация указанных направлений реструктуризации угольной промышленности России в 1994–2006 гг. положительно отразилась на макроэкономических и отраслевых показателях функционирования отрасли.

В результате было ликвидировано 203 убыточных и неперспективных организаций с высокой трудоемкостью производства и сложными горно-геологическими условиями. Добыча угля была сосредоточена на более перспективных месторождениях и предприятиях; было выполнено техническое перевооружение и масштабная приватизация оставшихся в эксплуатации предприятий; а также передача объектов социальной инфраструктуры в муниципальное ведение при реструктуризации угольной промышленности.

Таблица 1. Масштабы и динамика технико-экономических показателей угольной промышленности России в процессе ее реструктуризации

Показатели	994	996	998	000	002	004	006
Число шахт, технических единиц	29	96	22	06	06	3	5
Число разрезов, технических единиц	5	8	7	19	23	21	27
Добыча угля, млн т	62	55	32	58	56	82	09
Численность персонала отрасли, всего, тыс. чел. (на начало года)	59,0	03,8	95,6	70,8	36,5	69,0	30,0
Высвобождено с ликвидированных предприятий, тыс. чел.	4,5	8,4	8,4	2,5	4,1	,8	,02
Количество ликвидированных предприятий, единиц	6	1	4	7		0	-
Производительность труда рабочего по добыче угля, т/мес	3,7	3,4	7,9	10,3	17,3	59,1	73,5
Инвестиции на создание новых рабочих мест по добыче угля, млн. руб., ( в ценах на 2005 г.)	057,4	2379,4	977,7	2168,1	8534,4	8453,5	4000,0

Общим итогом реструктуризации угольной промышленности является тот факт, что отрасль преодолела траекторию катастрофического технико-экономического спада и вышла на путь поступательного развития, но пока не лишена определенных трудностей и наличия многих нуждающихся в решении проблем, особенно в части технического перевооружения производства, повышения ее конкурентоспособности на энергетическом рынке, обеспечения финансовой устойчивости угольных компаний и регулирования социально-экономических и экологических последствий ликвидации шахт и разрезов на углепромышленных территориях. В связи с этим Минпромэнерго РФ в 2006 г. утвержден «Комплекс мероприятий по завершению реструктуризации угольной промышленности России в 2006–2010 годах».

#### Литература

1. Задворочнов Д. Реструктуризация предприятий в странах Восточной Европы: достижения и ошибки // Инвестиции плюс. – 2000. - № 2.
2. Мальшев Ю. Н., Зайденварг Е. В., Зыков В. М. и др. Реструктуризация угольной промышленности (Теория. Опыт. Программы. Прогноз).— М.: Компания "Росуголь", 1996. – 120 с.

3. Килимник В. Г. Динамика основных показателей работы угольной промышленности России за 1913—1997 гг. // Научные сообщения ННЦ горного производства / ИГД им. Скопинского. — М., 1999. — Вып. № 309/98, с. 54-60.

И.С. ДОЛЖИКОВ<sup>1</sup>, А.Н. НИКУЛИН<sup>2</sup>

<sup>1</sup> ООО «А Plus Engineering», Россия, Санкт-Петербург

<sup>2</sup> Санкт-Петербургский горный университет, Россия, Санкт-Петербург

## АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ОХРАНОЙ ТРУДА ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

**Аннотация.** Эффективная система управления охраной труда предприятия обеспечивает существенное снижение уровня производственного травматизма. В статье рассмотрены организационные мероприятия по повышению уровня безопасного производства путем эффективной оценки системы управления охраной труда на предприятии. Разработаны критерии оценки текущей эффективности функционирования системы управления охраной труда в организации. На примере угольного предприятия компании ООО «ДТЭК» шахты «Обуховская» ОАО «ШУ «Обуховская» рассмотрены пути повышения качества производственного контроля состояния условий труда.

**Ключевые слова:** критерий, безопасность, эффективность, СУОТ, условия труда.

## MEASURE OF EFFICIENCY FOR OCCUPATIONAL SAFETY AND HEALTH MANAGEMENT SYSTEMS AT A MINING ENTERPRISES

**Abstract.** Improved technologies with efficient management systems support a significant reduction of an industrial accident rate. The article addresses organisational arrangements required to improve industrial safety through efficient assessment of the safety management system at a plant. Criteria have been developed to evaluate current effectiveness of the safety management system in place. The condition of the coal industry in the Rostov Region has been reviewed. The case of DTEK company, Obukhovskaya mine of MM Obukhovskaya, is used to consider ways to improve production control over workplace conditions.

**Keywords:** criteria, safety, effectiveness, OSH, working conditions.

### Введение

В соответствии с действующим в Российской Федерации трудовым законодательством и рядом национальных стандартов: ГОСТ 12.0.230-2007, ГОСТ Р 54934 – 2012/OHSAS 18001:2007 становится очевидным, что улучшение производственных и статистических показателей возможно путем реализации на уровне предприятия системного подхода к управлению охраной труда [1].

На основании подпункта 4.14.1 ГОСТ 12.0.230-2007 “Система управления охраной труда в организации. Общие требования по разработке, применению, оценке и совершенствованию” можно сделать вывод, что оценка состояния охраны труда и эффективности функционирования системы управления охраной труда имеет следующие виды оценок:

1. оценивает общую стратегию системы управления охраной труда для определения достижимости запланированных целей деятельности;
2. оценивает способность системы управления охраной труда удовлетворять общим потребностям организации и ее заинтересованных сторон, включая работников и органы управления, надзора и контроля;
3. оценивает необходимость изменения системы управления охраной труда, включая политику и цели по охране труда;
4. определяет, какие действия необходимы для своевременного устранения недостатков, включая изменение других сторон управленческой структуры организации и измерение эффективности результатов;
5. обеспечивает обратную связь, включая определение приоритетов, в целях рационального планирования и непрерывного совершенствования;
6. оценивает прогресс в достижении целей организации по охране труда и своевременности корректирующих действий;
7. оценивает эффективность действий, намеченных руководством при предыдущих анализах эффективности системы управления охраной труда.

Данные виды контроля и критерии оценки являются довольно общими и не в полной мере отражают актуальное состояние системы управления охраной труда на предприятии [2]. В большинстве случаев осуществляется реакционный подход к возникающим проблемам, а не проактивный, нацеленный на предупреждение аварийной ситуации или несчастного случая [3].

### Результаты исследования

Формирование системы управления охраной труда в организации требует определения критериев оценки эффективности её функционирования.

Важным является наличие или отсутствие данных критериев, а также уровень их выполнения:

- 1) наличие опросов (анкетирования) персонала по темам охраны труда (ОТ);
- 2) отношение количества завершённых внутренних проверок (аудитов) к количеству запланированных;
- 3) количество совещаний по ОТ;
- 4) ежемесячное количество пунктов предписаний, несоответствий требованиям охраны труда;
- 5) фиксирование/количество «почти происшествий», выявленных при участии работников, включённых в общую статистику НС и нарушений по ОТ;
- 6) количество проведённых оценок рисков с участием работников;
- 7) количество идентифицированных рисков / количество устранённых рисков;
- 8) наличие удобного канала обратной связи от работников к руководству предприятия;
- 9) количество поступивших предложений от работников по улучшениям в СУОТ;
- 10) количество проведённых аудитов безопасного поведения;
- 11) количество тренингов по охране труда;
- 12) наличие процедуры внутреннего расследования причин несчастных случаев;
- 13) соблюдение норм и сроков выдачи средств индивидуальной защиты (СИЗ) работников;
- 14) наличие корпоративных стандартов, улучшающих условий труда работников, относительно действующего законодательства;
- 15) наличие текущей оценки эффективности расходования средств на ОТ;
- 16) оперативность и доступность информационной пропаганды безопасного труда.

Приведённый перечень критериев не является исчерпывающим, так как состояние условий труда и системы управления охраной труда существенно отличаются на разных предприятиях. Это обусловлено не только уровнем внимания со стороны руководства (главных акционеров) на обеспечение безопасных условий труда, но и социальным положением граждан в районе расположения предприятия, его климатических и территориальных особенностей.

### Заключение

Ростовская область располагает необходимым потенциалом для развития. В области имеются значительные разведанные запасы угля, позволяющие обеспечить добычу в требуемых объёмах далеко за рассматриваемый период. Одним из ключевых факторов устойчивого развития является совершенствование системы управления охраной труда на предприятии, которая в свою очередь обеспечит высокий уровень мотивации к труду рабочего персонала, повышение производительности труда, снижение потерь и повышение статуса горняцкой профессии в обществе.

### Литература:

1. Коннова, Ю. Е., 2016. Статистика полезных ископаемых в России. Экономические науки, 46-1: 175-179.
2. Максимов, В. С., А. Н. Никулин, М. Л. Рудаков, 2016. Экономика безопасности труда: учебное пособие. СПб.: Издательство «ЮПИ», С. 120.
3. Kovshov, S., A. Nikulin, R. Istomin, A. Sotiriu, 2014. Industrial injuries appraisal in mines of JSC "SUEK Kuzbass". Advanced Materials Research Vol.: 1001. P. 414-420.

**В.В. ЗАЕВ, В.С. ГОРБАЧЁВ**

*Донбасский государственный технический университет, г.Алчевск, ЛНР*

## **ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ «БЕЗЛЮДНОЙ» ВЫЕМКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ**

Приведена экономическая оценка эффективности применения «безлюдной» выемки угольных пластов с использованием инженерного и технико-экономического анализа существующей прогрессивной техники и технологии, а именно бурошнековой установки – КБВ «Вектор», скрепероструговой – УС-2У. Обоснована рациональность применения «безлюдной» выемки на примере пласта  $k_6$  ш. «Харьковская». Результаты расчетов показали, что для условий ш. «Харьковская» предпочтительна технология с применением скрепероструговой установки – УС-2У с закладкой выработанного пространства пустой породой из горнопроходческих забоев, внедрение которой позволит получить ожидаемый экономический эффект в размере 120,5 млн. руб.

The article discloses the ways of using engineering, technical and economic analysis of existing advanced machinery and technology ("Vector" auger, the US-2U screper strug) in the process of economic evaluation of the

effectiveness "uninhabited" coal recovery application. The main goal of the research is to explain the rationality of "uninhabited" coal recovery application. The investigation was based on  $k_6$  coal bed of "Kharkivskaya" mine. According to the calculations obtained, US-2U scraper stowage is more preferable for the "Kharkivskaya" mine working conditions. The affordability of the above-mentioned technology will rise up to 120,5 million rubles benefit.

В настоящее время перед угольной промышленностью Донбасса стоят две важнейшие проблемы. Первая – необходимость развития комплексной механизации очистных работ, которые в перспективе помогут увеличить долю безлюдной выемки, что в свою очередь решит важнейшие социальные и экологические вопросы, а именно вывод людей из лавы, освобождение их от тяжелого физического труда, а также снижение влияния негативных факторов среды и производственных процессов в очистном забое. Вторая проблема – сложность методологии применения комплексной механизации на весьма тонких угольных пластах вследствие огромного количества тектонических и геомеханических условий залеганий пластов [1].

Промышленные запасы месторождений Донбасса, сосредоточенные в пластах мощностью менее 1 м, составляют около 70 % от общих, а угледобыча из них - около 1/3 общих запасов. Важным является и то, что в весьма тонких пластах залегают большие запасы углей высокого качества. Так, на пластах мощностью менее 0,8 м средневзвешенная зольность углей находится в пределах 13 %, в то время как зольность благоприятных по мощности углей – в 2-3 раза выше этого уровня [3]. Поэтому проблема механизации выемки весьма тонких пластов уже в настоящее время является в высшей степени актуальной.

Целью работы является обоснование целесообразности отработки тонкого пласта, на примере  $k_6$  ОП ш. "Харьковская" ООО "ДТЭК Свердловантрацит" без присутствия людей в очистном забое.

Методами обоснования является: обобщение литературных и шахтных материалов, инженерный и технико-экономический анализ.

В качестве объекта исследования приняты технологические схемы отработки пласта  $k_6$  ш. «Харьковская», горно-геологические условия которого представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Горно-геологическая характеристика пласта  $k_6$  ш. «Харьковская»

1	Наименование пласта	$k_6$
2	Марка угля	A
3	Мощность пласта (от-до/средняя), м	$\frac{0,45-0,65}{0,55}$
4	Зольность, %	33,6
5	Сернистость, %	1,35
6	Водообильность, м <sup>3</sup> /час	7
7	Газообильность, м <sup>3</sup> /час	0
8	Сопrotивляемость угля резанию, кг/см <sup>2</sup>	200
9	Строение пласта	простое и сложное
10	Степень выдержанности	относительно выдержанный
11	Наличие включений	отсутствуют
12	Категории пород по ДонУГИ:	
	- основная кровля	A <sub>2</sub> (среднеобрушаемая)
	- непосредственная кровля	B <sub>3</sub> (малоустойчивая)
	- почва	П <sub>3</sub> (устойчивая)
13	Коэффициент крепости $f$ по шкале М.М. Протоdjяконова:	
	- пород основной кровли	4-9
	- пород непосредственной кровли	4-9
	- пород почвы	6-7
14	Склонность к самовозгоранию, внезапным выбросам угля и газа	не склонен

Основными горно-геологическими параметрами, ограничивающими область применения «безлюдной» технологии являются: мощность и угол падения пласта; сопротивляемость угля резанию; выбросоопасность, газоносность и водообильность; наличие включений и т.д. [4]. Как мы видим из таблицы 1 – горно-геологические условия пласта  $k_6$  позволяют применить к ним перспективные технологии «безлюдной» выемки, а именно:

- бурошнековый КБВ «Вектор»;
- скрепероструговой УС-2У с оставлением угольных целиков;
- скрепероструговой УС-2У с закладкой выработанного пространства пустой породой.

Другие варианты технологии «безлюдной» выемки не рассматриваются, так как в большинстве своем они имеют лишь теоретический характер. Эти технологии не проходили каких-либо промышленных испытаний, а все их технико-экономические показатели являются расчетными. Поэтому, их рассмотрение в работе в качестве альтернативных вариантов, из-за отсутствия каких-либо данных, исключено.

Основным критерием экономической оценки применения «безлюдной» выемки пласта  $k_6$  послужат удельные затраты на 1 т добываемого угля, а дополнительными: производительность труда, потери угля в

недрах, а также качество добываемого угля. Данная оценка является относительной для всех рассматриваемых вариантов [2].

В результате инженерного и технико-экономического расчета были получены параметры, приведенные в таблице 2.

Таблица 2 – Технико-экономические показатели рассматриваемых вариантов

Вариант Наименование показателя	Единица измерения	КБВ «Вектор»	УС-2У с оставлением целиков	УС-2У с закладкой выработанного пространства
Длительность цикла	мин.	301	18,52	13,76
Количество циклов	шт.	3	56	76
Добыча с одного цикла	т/цикл	173,4	7,7	7,7
Среднесуточная нагрузка на лаву	т/сут.	520	431	585
Месячная нагрузка на лаву	т/мес.	13000	10775	14625
Численность рабочих на участке	чел.	18	18	18
Среднемесячная производительность труда рабочего	т/мес.чел.	722	600	812
Затраты на оплату труда	руб/т	66	80	58
Отчисления на соц.нужды	руб/т	29	35	26
Затраты на вспомогательные материалы	руб/т	504	575	575
Затраты на электроэнергию	руб/т	93	116	99
Затраты на амортизацию	руб/т	175	160	127
Прочие затраты	руб/т	28	33	24
Затраты на поддержание и проведение выработок	руб/т	765	765	765
Затраты на монтаж и демонтаж	руб/т	175	136	148
Себестоимость:				
- по очистному забою	руб/т	895	1000	909
- по участку	руб/т	1835	1901	1822
- полная производственная	руб/т	1927	1996	1913
Потери угля	%	43	23	2
Стоимость потерь угля	руб	62247881	35309240	2944107
Участковая зольность	%	50,2	33,6	33,6

Исходя из полученных результатов, сравнивая применение бурошнековой и скрепероструговой техники можно сделать выводы, что бурошнековая выемка имеет ряд критических недостатков:

- высокие потери угля - 43%;
- снижение качества угля за счет повышения зольности до 50,2%;
- малая длина буримых скважин;
- более высокая себестоимость;
- сложность проветривания и большие утечки воздуха в выработанное пространство.

Учитывая все достоинства и недостатки каждого варианта, а так же результаты полученных технико-экономических показателей, наиболее экономически оптимальным и целесообразным вариантом технологии отработки пласта  $k_6$  ш. «Харьковская», с применением технологий без присутствия людей в очистном забое, является скрепероструговая установка УС-2У с закладкой выработанного пространства. Дальнейший расчет показал, что ожидаемый годовой экономический эффект после внедрения в производство прогрессивной техники УС-2У будет равен 120,5 млн. руб.

Выводы. Инженерный и технико-экономический расчет подтвердили рациональность и эффективность внедрения «безлюдной» выемки на тонких пластах Донбасса. Установлено, что для условий пласта  $k_6$  ш. «Харьковская» предпочтительна технология с применением скрепероструговой установки УС-2У с закладкой выработанного пространства пустой породой из горнопроходческих забоев, внедрение которой позволит получить ожидаемый годовой экономический эффект в размере 120,5 млн. руб.

#### Литература

1. Канарев В. Н. Классификация безлюдных способов выемки угля / Канарев В. Н., Раёк В. Г.; Стаханов, фил. Коммунар, горно-металлург. Ин-та. – Стаханов., 1985. – 6 с. – Деп. В ЦНИЭИуголь 03.06.85, № 3375-уп85.
2. Методика расчета оптимальных параметров струговой установки. Шахты: МУП СССР, 1975. 20 с.
3. Сапицкий К. Ф. Безлюдная выемка весьма тонкого пологого пласта / Сапицкий К. Ф., Гомаль И. И. // «Уголь Украины». – 1985. - № 12. – С. 4 — 5.

4. Сапицкий К. Ф. Технология выемки весьма тонких угольных пластов / Сапицкий К. Ф., Бондаренко Ю. В., Гомаль И. И., Чучко Д. Я. – К.: Техника, 1989. – 192 с.

5. Основные технические направления механизации выемки тонких пологих и пологонаклонных пластов: доклад на конференции НТГО 4-6 авг. 1970 г. В г. Ворошиловграде / В. Н. Хорин. – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1970. – 12 с.

**В.В. КЛИМОВИЧ**

*Белорусский национальный технический университет (филиал БНТУ г. Солигорск),  
ОАО «Белгорхимпром»*

## **ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОГЕННОЙ ТРЕЩИНОВАТОСТИ В НАТУРНЫХ УСЛОВИЯХ**

**Введение.** Новый этап комплексных исследований условий образования и высоты распространения техногенной трещиноватости над выработанным пространством в условиях Старобинского месторождения калийных солей в природных условиях начат с 2008 года [1]. Исследования основаны на прямом методе, предусматривающем бурение из горных выработок восходящих и нисходящих скважин в направлении выработанного пространства и проведения в них специальных работ. Бурение скважин выполнялось над Вторым и Третьим калийными горизонтами на участках с различными горно-геологическими и горнотехническими условиями.

**Методика исследований.** Буровые и исследовательские работы в скважинах выполняли совместно в соответствии с геолого-техническим нарядом (ГТН) на бурение исследовательских скважин, включающем геологическую, техническую и исследовательскую части.

Конструкция исследовательских нисходящих скважин включает одну обсадную колонну (кондуктор) длиной 4-7 м, устанавливаемую на устье скважины. Затрубное пространство заполняли цементным раствором, затворенным на рассоле не агрессивном к соляным породам. Бурение из под кондуктора осуществляли сплошным забоем с промывкой до проектной глубины скважины или до потери циркуляции промывочной жидкости (в зависимости от того, что наступит раньше).

Конструкция исследовательских восходящих скважин включает механический пакер-кондуктор длиной 1,5 м, устанавливаемый на устье скважины. Бурение из под кондуктора осуществляли сплошным забоем с промывкой до проектной глубины скважины.

Исследовательская часть ГТН предусматривает определение относительной проницаемости пробуренного интервала с выполнением аэро- и гидрокаротажа.

Гидрокаротаж производили в нисходящих скважинах суммарными интервалами после их углубления через каждые 5-6 м и выполняли с помощью опрессовочного насоса, при максимальном избыточном давлении не более 3 МПа со временем проведения эксперимента 30 минут. Потеря циркуляции промывочной жидкости свидетельствует о достижении забоем скважины зоны открытых техногенных водопроводящих трещин. По завершению буровых работ (потеря циркуляции бурового раствора) выполняли видеозондирование ствола скважины, по результатам которого оценивали кавернозность открытого ствола скважины, определяли интервал установки цементного моста [2].

Для определения высоты распространения микротрещиноватости над выработанным пространством в течение длительного времени в нисходящей скважине создавали искусственный забой (цементный мост), который разобщает зоны (горные породы) с существенно отличающимися характеристиками проницаемости (трещиноватости). После установки цементного моста скважину до устья наполняли рассолом и в ней проводили режимные гидрогеологические исследования.

В восходящих скважинах относительную проницаемость горных пород определяли для отдельно взятых интервалов путем разобщения пластов с помощью двух механических пакеров, включенных в компоновку буровой колонны. Аэрокаротаж интервала выполняли с помощью компрессора при максимальном избыточном давлении до 0,8 МПа со временем проведения эксперимента 30 минут. По завершению буровых работ выполняли видеозондирование ствола скважины, по результатам которого оценивали кавернозность открытого ствола скважины, определяли интервалы разобщения пластов исходя из надежности установки механических пакеров.

По полученным при аэро- и гидрокаротаже данным для каждого исследуемого интервала строили графики изменения избыточного давления и скорости изменения избыточного давления во времени, а также определяли относительную проницаемость подработанных горных пород. Относительная проницаемость

интервала  $K_o$ , %, определяется по формуле

$$K_o = \frac{S_1 - S_2}{S_1} \cdot 100\%,$$

(1)

где  $S_1$  – характеристика герметичности интервала в идеальных условиях, МПа·мин;

$S_2$  – фактическая характеристика герметичности интервала, МПа·мин;

$$S_1 = \int_0^{30} f_1(t) dt \quad (2)$$

$$S_2 = \int_0^{30} f_2(t) dt \quad (3)$$

где  $P_1 = f_1(t)$  – функция, характеризующая изменение давления жидкости в системе от времени в идеальных условиях;

$P_2 = f_2(t)$  – функция, характеризующая фактическое изменение давления жидкости в системе от времени;

0 и 30 – соответственно нижний и верхний пределы, мин.

Геометрический смысл вычисления определенных интегралов по формулам (2) и (3)

сводится к определению площадей фигур под графиком функции  $P = f(t)$  в интервале времени от 0 до 30 минут. В идеальных условиях при полной герметичности скважины фигура под графиком функции

$P_1 = f_1(t) = 3,0$  МПа представлена прямоугольником  $ABCD$  (рисунок 1), тогда  $S_1 = (30 - 0) \cdot 3 = 90$  МПа·мин

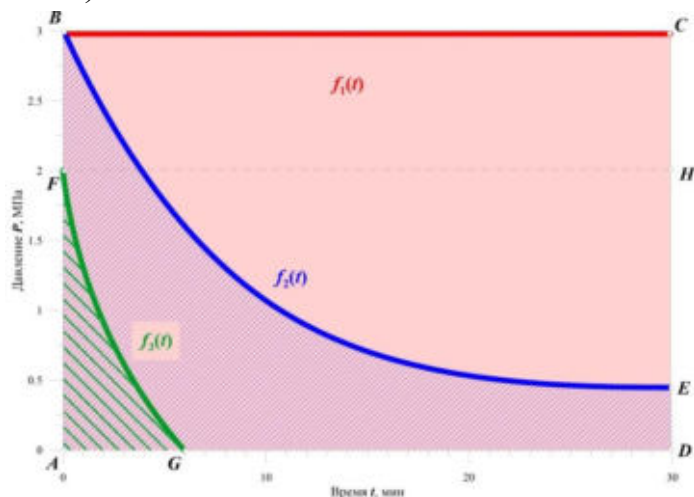


Рис. 1. Типовые функции изменения давления во времени при гидрокаротаже

Площади фигур  $ABED$  или  $AFG$  характеризуют фактическую герметичность интервала, а площади фигур  $BCE$  или  $FBCDG$  – фактическую проницаемость интервала (рисунок 1). В некоторых экспериментах начальное давление жидкости в системе не достигает максимального значения 3,0 МПа (функция  $f_3(t)$  на рисунке 1). В этом случае область  $FBCN$  учитывается как проницаемость исследуемого интервала, что учтено в формуле (1). Результатом оценки выступает диаграмма, которая представляется совместно с литологической колонкой скважины и характеристикой кавернзности ствола скважины (рисунок 2).

Высота распространения техногенных трещин определяется по диаграмме относительной проницаемости исходя из критериев:

- на наличие гидравлической связи интервала с выработанным пространством и смежными интервалами указывает относительная проницаемость более 50 %;
- граница резкого контраста относительных проницаемостей двух смежных интервалов (более 70 %) является верхней границей распространения зоны техногенных водопроводящих трещин;
- увеличенные значения относительной проницаемости отдельных интервалов (до 30–50 %) при низких значениях относительной проницаемости двух смежных интервалов (0–20 %) свидетельствует о наличии горизонтальной техногенной трещиноватости в подработанных горных породах.

а)

б)



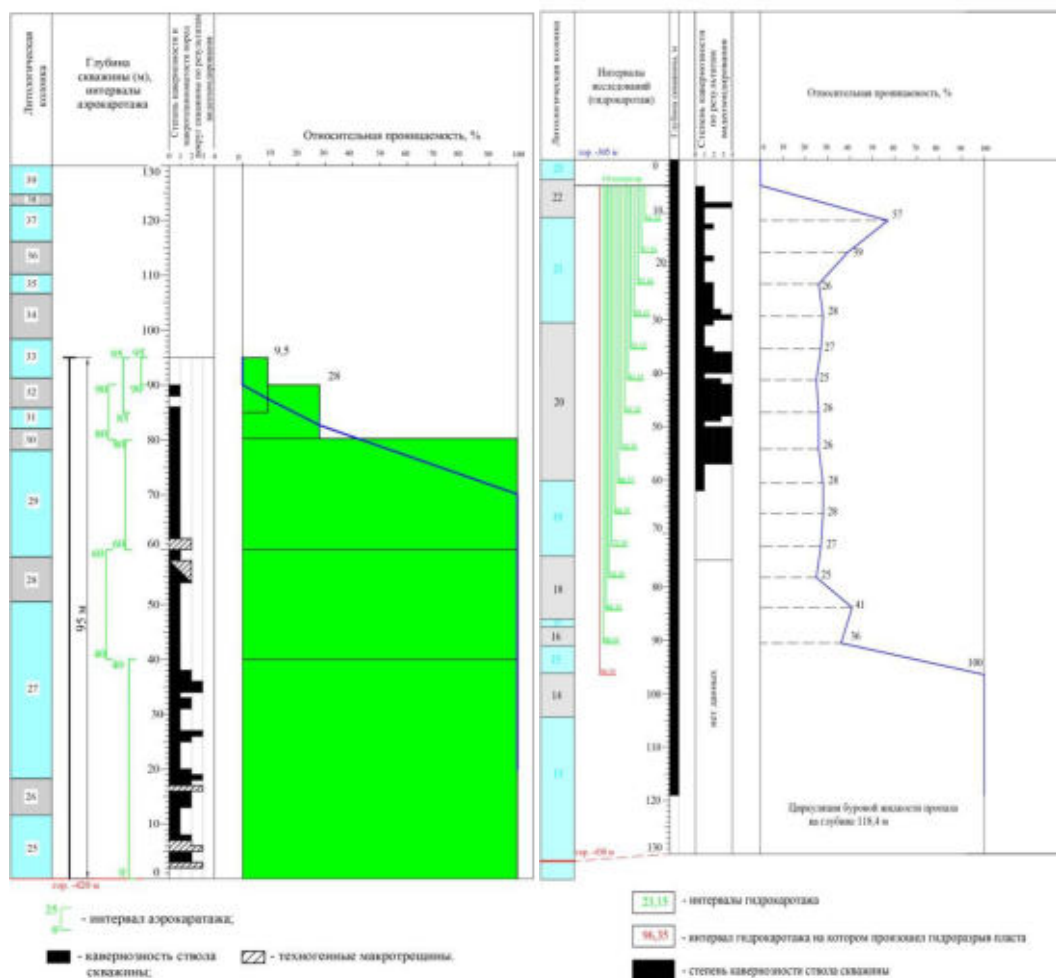


Рис. 2. Примеры представления результатов относительной проницаемости подработанных горных пород по данным исследований в восходящей (а) и нисходящей (б) скважинах совместно с материалами видеозондирования ствола скважины.

Научный руководитель: к.т.н., доцент В.Н. Дешковский

### Литература

1. Зейтц, В.Э. Исследования условий образования и высоты распространения водопроводящих трещин при разработке Старобинского месторождения / В.Э. Зейтц [и др.] // Горный журнал. – 2010. – № 8. – С. 23-25.
2. Способ оценки кавернозности ствола скважины. / В.Н. Дешковский, В.В. Климович // Горная механика и машиностроение. – 2016. – № 4. – С. 22-28.

**Г.Г. ЛИТВИНСКИЙ, А.А. БЕРЕЖНЯК**

*Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск, Украина*

## РАСЧЕТ ШАРНИРНОЙ КРУГОВОЙ КРЕПИ НА ЭВМ

Работоспособность и деформационно-силовые характеристики стальной рамной крепи во многом предопределяются конструкций соединений их элементов. При креплении горных выработок нашли применение жесткие, шарнирные, податливые и комбинированные (шарнирно-податливые) соединения элементов рамных конструкций крепи, предопределяющие их взаимосвязь, устойчивость и кинематику крепи при ее взаимодействии с массивом горных пород [1]. Работоспособность и область рационального применения стальных рамных крепей во многом зависит от удачного выбора числа, типа, месторасположения и эффективности соединений их элементов.

Кольцевые шарнирные крепи используют в горизонтальных и наклонных выработках при наличии всестороннего смещения горных пород, также при пучащих породах земли, в вертикальных выработках (стволах) в качестве временной укреплений при проходке. Шарниры позволяют перемещаться несущим

элементом относительно друг друга, что способствует выравниванию нагрузки по периметру крепи. Шарнирные кольцевые крепи предназначены для выработок, не испытывающих влияния очистных работ, крепь применяют при косонаправленном давлении. В этом случае крепь может изменить свою геометрическую форму в соответствии с величиной и направлением горного давления. Кольцевые шарнирные крепи являются подвижной системой, меняющей контур под нагрузкой. В силу своей деформативной способности крепь автоматически перераспределяет нагрузку, включая в работу упругий отпор пород. Несущая способность крепи при этом повышается.

Одним из недостатков всех крепей является невозможность восприятия всестороннего горного давления. Этого недостатка лишены кольцевые крепи. Шарнирные соединения при введении их в конструкцию крепи обеспечивают удобство транспортировки, сборки и монтажа, меняют ее кинематическую схему, снижают степень статической неопределенности, позволяют заметно уменьшить моменты в грузонесущих элементах, работающих на изгиб. Все это в целом значительно повышает работоспособность крепи условиях неравномерных нагрузок, увеличивает способность крепи сглаживать эти неравномерности и приспосабливаться (адаптироваться) к таким нагрузкам. К преимуществам крепи с избыточным числом шарниров, делающих ее статически переопределенной, следует отнести ее способность перераспределять неравномерности приложения внешней нагрузки на окружающие выработку породы, в результате чего работоспособность крепи заметно увеличивается.

Таким образом, существует большой резерв в области разработки шарнирных конструкций крепей, в особенности при рациональном сочетании шарнирных и податливых соединений нового типа. Однако для расчета таких крепей необходимо создать удобные и быстрые алгоритмы ввода исходных данных и получения результатов в легко обозримом виде. Поэтому задачей данной работы было составление алгоритма и разработка программы для расчета шарнирных конструкций крепи и, в первую очередь, расчета простейшей конструкции – трехшарнирной круговой рамы.

Разработана программа по расчету усилий в трехшарнирной кольцевой крепи в MicrosoftOfficeExcel. Данная программа дает возможность рассчитать вертикальные и горизонтальные усилия в нижних шарнирах кольцевой крепи, изгибающие моменты в произвольном сечении  $\varphi$ , в сечении  $\varphi = \pi/2$ , продольные силы в произвольном сечении  $\varphi$ , поперечные силы в произвольном сечении  $\varphi$ .



## ДОНБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра "Строительные геотехнологии"

Проф. д-р техн. наук Липвинский Г.Г., ст. гр. ГС-12 Бережнюк А.А

Программа "Расчет трехшарнирных кольцевых крепей"



Исходные данные			Схема расчета трехшарнирных кольцевых крепей			
Показатель	Обозначение	Значения				
		3	4	5		
1. Радиус выработки, м	<b>r</b>	1	1,5	2		
2. Расположение шарниров						
вертикально	<b>h</b>	10	20	30		
горизонтально	<b>l</b>	5	15	25		
3. Угол шарнира, °	<b>a</b>	10	20	30		
4. Вертикальная нагрузка	<b>qв</b>	2	4	6		
5. Боковая нагрузка	<b>qб</b>	3	5	7		

Рисунок 1 - Исходные данные и расчетная схема трехшарнирной кольцевой крепи

Уравнения для расчета внутренних усилий в конструкции:

Изгибающие моменты в произвольном сечении  $\varphi$

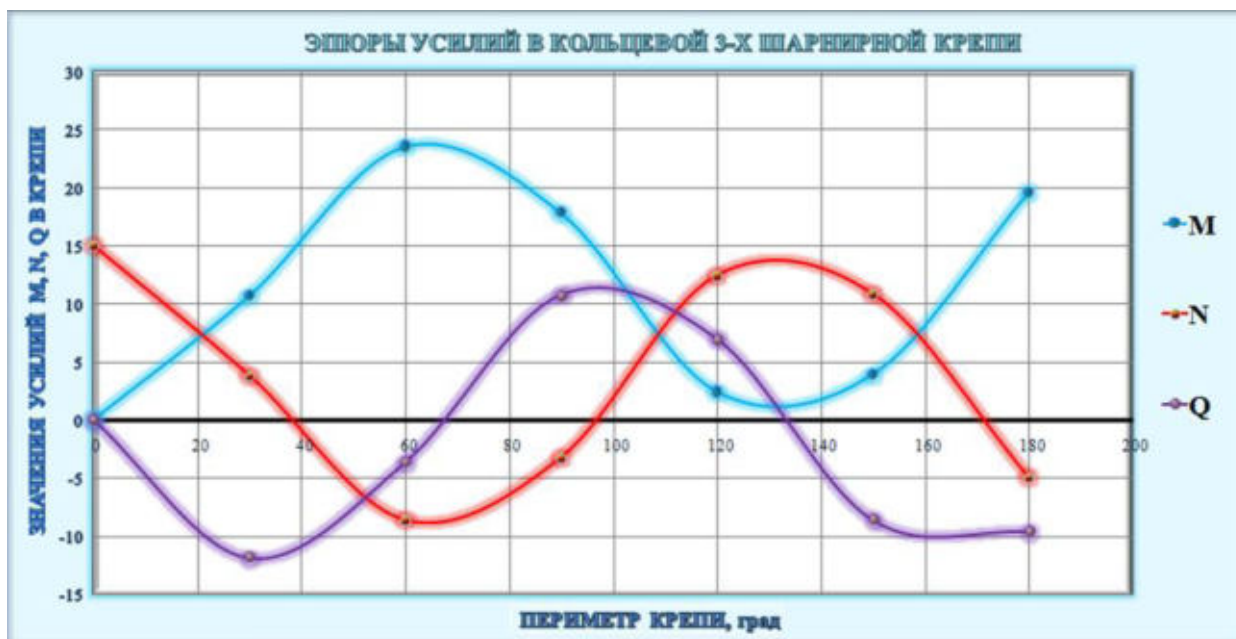
$$M_{\varphi} = N_K \cdot (1 - \cos \varphi) \cdot r - \frac{1}{2} \cdot q_{\phi}^p \cdot r^2 \cdot (1 - \cos \varphi)^2 - \frac{1}{2} \cdot q_{\phi}^b \cdot r^2 \cdot \sin^2 \varphi$$

Продольные силы в произвольном сечении  $\varphi$

$$N_{\varphi} = N_K \cdot \cos \varphi + q_{\phi}^p \cdot r \cdot \sin^2 \varphi - q_{\phi}^b \cdot r \cdot (1 - \cos \varphi) \cdot \cos \varphi$$

Поперечные силы в произвольном сечении  $\varphi$ :

$$Q_{\varphi} = N_K \cdot \sin \varphi - q_{\phi}^p \cdot r \cdot (1 - \cos \varphi) \cdot \sin \varphi - q_{\phi}^b \cdot r \cdot \sin \varphi \cdot \cos \varphi$$



В конце расчетов строится график усилий в кольцевой трехшарнирной крепи.

Рисунок 2 – Построение графика внутренних усилий в результате расчетов

**Выводы:** На основании разработанных алгоритма расчета и программы с использованием электронной таблицы Excel для определения эпюр внутренних усилий (моментов, нормальных и поперечных сил) в шарнирной конструкции стальной рамной крепи. Дальнейшие исследования следует проводить для обобщения расчетов на произвольное число шарниров. Результаты могут быть использованы в проектной практике при выборе рациональных паспортов крепления горных выработок, а также в учебном процессе при выполнении курсовых и дипломных проектов.

#### Литература

1. Литвинский Г.Г. Расчет крепи горных выработок на ЭВМ: Уч. пособие/ Г.Г. Литвинский, Э.В. Фесенко, Е.В. Емец. — Алчевск: ДонГТУ, 2011. – 174 с.
2. Каретников В.Н., Клейменов В.Б. Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. М.: Недра, 1989. - 571 с.
3. Н.С. Булычев, Н.Н. Фотиева, Е.В. Стрельцов Проектирование и расчет крепи капитальных горных выработок.— М.: Недра, 1986.— 288 с.

**Г.Г. ЛИТВИНСКИЙ, А.С. БОГДАНОВ**

*Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск, Украина*

## РАСЧЕТ СТАЛЬНОЙ АРОЧНОЙ КРЕПИ НА ЭВМ

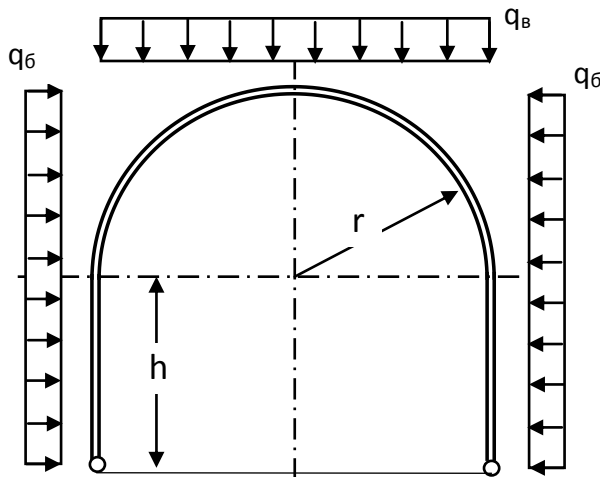
При подземной добыче полезных ископаемых важное место занимает проведение, крепление и поддержание капитальных и подготовительных выработок. Среди большого разнообразия типов крепи наиболее распространена в Донбассе арочная стальная подвешивая крепь [1]. Однако до настоящего времени обоснование конструктивных параметров такой крепи основано главным образом на накопленном производственном опыте и использовании упрощенных подходов, отраженных в ряде нормативных документов [2]. Значительный массив данных об эксплуатационном состоянии крепи горных выработок, полученный исследовательскими и проектными организациями в течение длительного периода времени в различных условиях эксплуатации и свидетельствует о том, что лишь 20-30% крепи запроектированы правильно, а остальные крепи либо недогружены (30-40%), либо деформированы и требуют периодического перекрепления (35-45%). Это приводит к значительному перерасходу материальных и финансовых ресурсов горнодобывающих предприятий.

Проектные институты и технические отделы шахт при проектировании паспортов крепления, как правило, не производят расчетные проверки принятых согласно нормам типов крепи ввиду достаточной сложности статического расчета крепи. Появление простого и доступного метода расчета рамной крепи на ЭВМ позволит более обоснованно определить конструктивные параметры крепи и во многом избежать проектных ошибок I или II рода (когда коэффициент запаса конструкции излишен или занижен). Поэтому целью данной исследовательской работы была разработка алгоритма и программы статического расчета

стальной рамной крепи на ЭВМ. Основная идея состояла в составлении такой программы, когда после ввода основных исходных данных, характеризующих конструктивных размеры крепи и ее нагружение со стороны массива горных пород, получить графическое и численное решение о распределении действующих в каждой точке конструкции внутренних усилий: изгибающих моментов  $M$ , нормальных  $N$  и поперечных сил  $Q$ .

Для решения поставленной задачи была выбрана достаточно общая расчетная схема крепи (рис. 1), которая в случае стальной рамы представляет собой двухшарнирную циркульную арку с шарнирами на концах стоек, которыми рама установлена на почву горной выработки. Поскольку расчетная схема является дважды статически неопределимой, задача определения усилий была решена методом сил. Основная расчетная схема была получена путем замены горизонтальной связи в правом опорном шарнире единичной горизонтальной силой  $X=1$ , при этом было введено дополнительно к трем уравнениям равновесия еще одно равенство нулю горизонтального перемещения правого шарнира. Для определения лишней неизвестной  $X_1$  было использовано каноническое уравнение

$$X_1 = -\frac{\delta_{11}}{\Delta_{1p}} \quad (1)$$



где  $\delta_{11}$  – единичное перемещение от неизвестной силы  $X_1$ ;

$\Delta_{1p}$  – грузовое перемещение по направлению единичной силы  $X_1$

Оба перемещения определяем по формулам Коши, учитывая лишь слагаемые от изгиба и пренебрегая перемещениями от нормальных и поперечных сил ввиду их незначительного влияния:

$$\delta_{11} = \int \frac{M_{11}^2}{EI} ds; \Delta_{1p} = \int \frac{M_{11} M_{1p}}{EI} ds, \quad (2)$$

где  $M_{11}, M_{1p}$  – моменты от единичной силы  $X_1=1$  и приложенной к крепи нагрузки соответственно;  $EI$  – жесткость элементов крепи.

Рисунок 1 - Расчетная схема рамной крепи

Решение задачи выполнено в рамках программы Excel и оформлено таким образом, чтобы после подстановки исходных данных пользователь программного продукта мог получить итоговые эпюры внутренних усилий – моментов, нормальных и поперечных сил.

$$M\varphi = X \cdot (r \cdot \sin \varphi + h_c) + \frac{1}{2} \cdot q_6^p \cdot r^2 \cdot \sin^2 \varphi - \frac{1}{2} \cdot q_6^p \cdot (r \cdot \sin \varphi + h_c)^2 \quad (3)$$

$$N_\varphi = q_6^p \cdot r^2 \cdot \cos^2 \varphi - X \cdot \sin \varphi + q_6^p \cdot (h_c + r \cdot \sin \varphi) \cdot \sin \varphi \quad (4)$$

$$Q_\varphi = q_6^p \cdot r \cdot \cos \varphi - X \cdot \cos \varphi + q_6^p \cdot (h_c + r \cdot \sin \varphi) \cdot \cos \varphi \quad (5)$$

После проведения расчетов по данным формулам результаты (табл. 1) отображаются в табличной форме.

С помощью данной программы возможно рассчитать следующие параметры крепи на прямолинейном и криволинейном участках крепи: вертикальные и горизонтальные реакции в опорных шарнирах, изгибающий момент на прямолинейном и криволинейном участке арочной крепи, перемещение для прямолинейных и криволинейных участков. Также с помощью программы рассчитываются изгибающие моменты в произвольных сечении любого участка крепи. После этого программа рассчитывает продольные и поперечные силы в произвольных сечениях на арке.



Донбасский государственный технический университет

кафедра "Строительные геотехнологии"

Проф. д-р техн. наук Литвинский Г.Г., ст. гр. ГС-12 Богданов А.С.

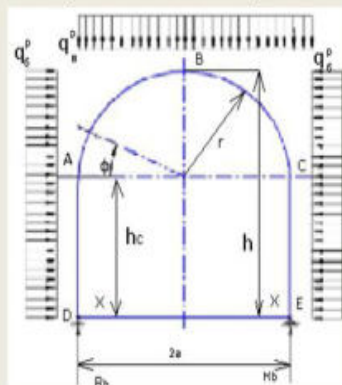


## Расчет двухшарнирной арочной крепи

Двухшарнирные жесткие арочные и податливые крпн являются один раз статически неопределимыми системами

### Исходные данные

R= радиус арки	1
hc высота стойки	3
Qб= боковая нагрузка	7
Qв= вертикальная нагрузка	8



**Выводы:** Разработаны алгоритм расчета и программа с использованием электронной таблицы Excel для определения эпюр внутренних усилий (моментов, нормальных и поперечных сил) в наиболее распространённой арочной конструкции стальной рамной крепи. Дальнейшие исследования целесообразно направить на учет произвольного закона приложенной нагрузки к арочной крепи. Результаты могут быть использованы в проектной практике при разработке паспортов крепления, а также в учебном процессе при выполнении курсовых и дипломных проектов.

### Литература

1. Каретников В.Н., Клейменов В.Б. Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. М.: Недра, 1989. - 571с.
2. Подготовительные выработки на пологих пластах. Выбор крепления, способов и средств охраны. Стандарт Минуглепрома Украины. СОУ 10.1.001185790.011:2007. –Киев: 2007. – 114 с.
3. Литвинский Г.Г. Расчет крепи горных выработок на ЭВМ: Уч. пособие/ Г.Г. Литвинский, Э.В. Фесенко, Е.В. Емец. — Алчевск: ДонГТУ, 2011. – 174 с.

**В. И. МЕДЯНИК, А.А. ФРОЛОВ**

*Национальный технический университет Украины "Киевский политехнический институт им. Игоря Сикорского"*

## ВЛИЯНИЕ ОТРАБОТКИ ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ УГЛЯ НА ОСЕДАНИЕ И УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТА РАЗРЕЗА

Полное освоение недр является одной из основных задач при разработке месторождений полезных ископаемых. Наиболее целесообразным способом при доработке карьеров может быть применение комбинированных систем разработки, поскольку переход от открытых к подземным работам не требует значительных затрат при отработке прикарьерных запасов [1].

Для добычи полезных ископаемых в нерабочих бортах разрезов рекомендуется применение безлюдной технологии выемки, в основе которой заложены принципы разрушения полезных ископаемых агрегатами со шнековым или режущим исполнительными органами непрерывного действия (системы Highwall) [2-4].

Для исследования поведения борта разреза во время и после отработки прибортовых запасов угля системами Highwall применяем численное моделирование методом конечных элементов с использованием критерия прочности Мора-Кулона. В качестве программного продукта используем PLAXIS 3D Tunnel [5].

Моделируем отработку бортов месторождение Окаба (Нигерия), которое представляет собой залежи угленосной толщи, состоящие из песчаников и алевролитов с подчиненным развитием угольных пластов. Мощность пласта составляет 1,0-4,28 м. Для исследования принимаем трехмерную модель размерами: высота – 16,5 м; ширина – 25 м, глубина – 10 м (рис. 1). Толщина пласта – 3,0 м. Пласт залегает в толще алевролитов мощностью по 2,0 м над кровлей и под подошвой. Сверху и снизу их находятся песчаники: мощность верхнего слоя составляет 7,0 м, нижнего слоя – 2,5 м. Свойства пород приведены в табл. 1 [6].

Таблица 1

Физико-механические свойства исследуемых горных пород

Название породы	Плотность, кН/м <sup>3</sup>	Модуль Юнга, кН/м <sup>2</sup>	Коэффициент Пуассона	Угол внутреннего трения, град	Сцепление, кН/м <sup>2</sup>
Алевролит	24,892	4,6·10 <sup>7</sup>	0,25	30	23000
Песчаник	26,068	5·10 <sup>7</sup>	0,12	35	2000
Уголь	15,04	1,9·10 <sup>7</sup>	0,15	37	9000

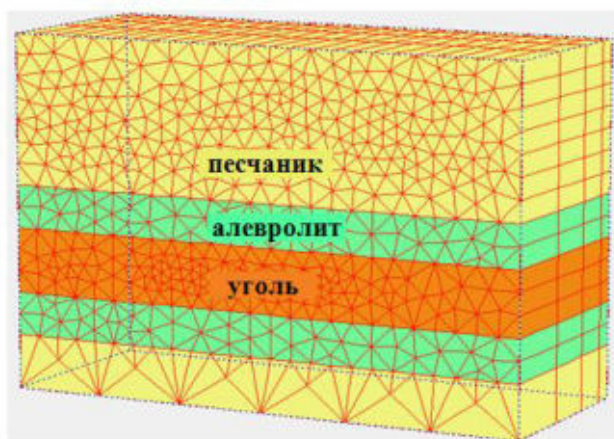


Рис. 1. Модель исследуемого горного массива

При разработке пласта в борту разреза системой Highwall с непрерывным рабочим органом образуются горные выработки прямоугольного сечения. Высота выработки может изменяться от 1,1 до 4,5 м, ширина принимается равной ширине исполнительного органа. Для моделирования принимаем высоту 2,0 м, ширину - 3,5 м, глубину выработки 10 м.

Результаты расчета изменения осадок поверхности модельного блока при отработке выработками прямоугольного сечения приведены в табл. 2 [7].

Таблица 2

Изменение осадок, 10<sup>-6</sup> м, поверхности борта при расстоянии между выработками

Форма сечения	Расстояние между выработками в борту карьера, м									
	0	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5
Прямоугольная	0,27	0,57	1,89	3,11	5,76	7,53	11,83	15,00	18,00	39,00

На рис. 2 и 3 приведены деформированные состояния блока после выемки угля выработками прямоугольного сечения.

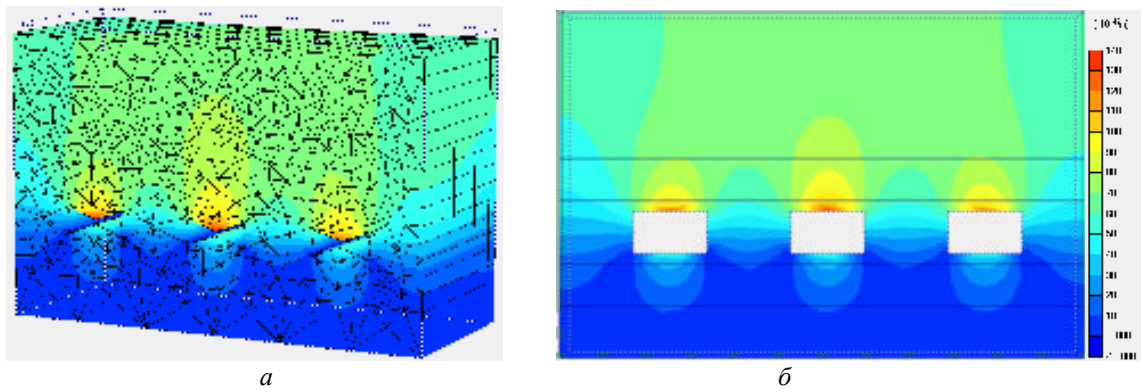


Рис. 2. Деформированное состояние борта после извлечения прибортовых запасов угля выработками прямоугольного сечения на расстоянии 4 м в ряду друг от друга: *a* – вид спереди; *б* – разрез на расстоянии 5 м от устья выработки

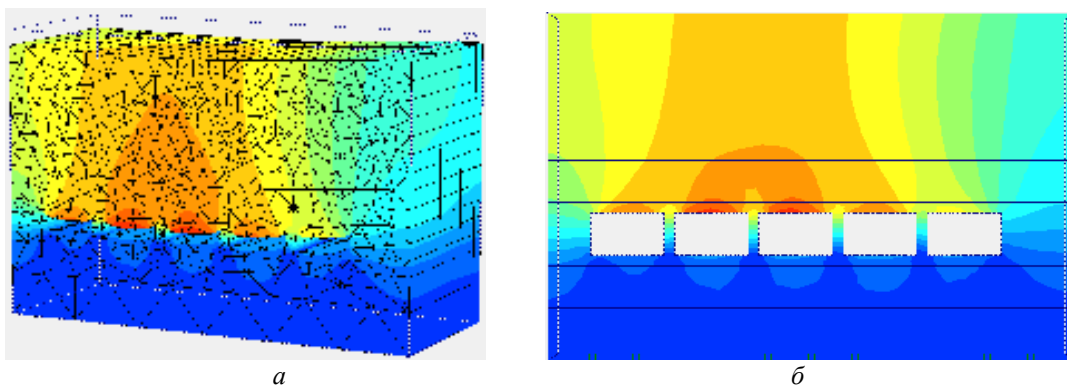


Рис. 3. Деформированное состояние борта после извлечения прибортовых запасов угля выработками прямоугольного сечения на расстоянии 0,5 м в ряду друг от друга: *a* – вид спереди; *б* – разрез на расстоянии 5 м от устья выработки

На рис. 4 показана графическая зависимость изменения просадок поверхности разреза в зависимости от расстояния между выработками прямоугольной формы.

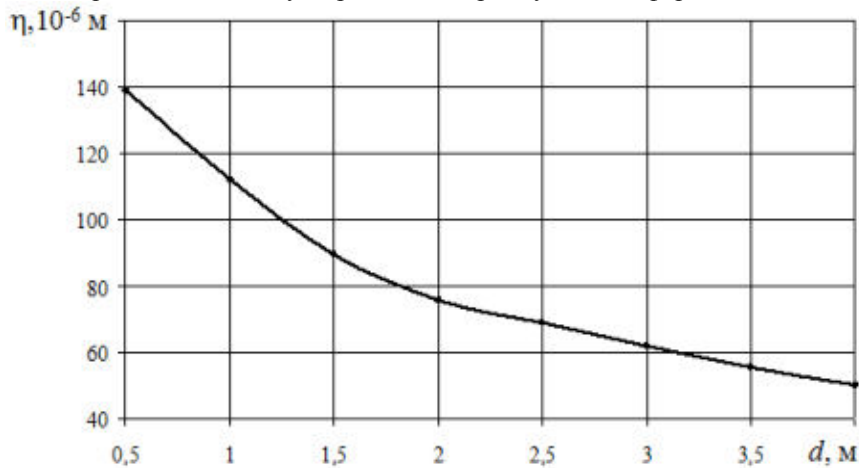


Рис. 4. Изменения просадок поверхности борта карьера в зависимости от расстояния между выработками

Изменение просадки поверхности борта карьера в зависимости от расстояния между выработками достаточно точно можно описать полиномом 3-го порядка:

$$\eta = -2,56d^3 + 24,77d^2 - 90,23d + 178,62 \quad (1)$$

где  $\eta$  – вертикальное оседание поверхности борта;  $d$  – расстояние между горными выработками, пройденными в борту карьера.

Моделирование выемки угля системой Highwall с непрерывным рабочим органом показывает, что при любом расстоянии между выработками прямоугольного сечения они являются устойчивыми как в процессе проходки, так и после добычи, т.е. не разрушаются. Вертикальное оседание

борта разреза не превышает критической величины ( $15 \cdot 10^{-3}$  м), при которой возможна подработка зданий и сооружений на поверхности.

#### Литература

1. Каплунов Д.Р. Комбинированная геотехнология / Д.Р. Каплунов, В.Н. Калмыков, М.В. Рьльникова / – М.: Изд. дом «Руда и металлы», 2003, 560 с.
2. Нецветаев, А. Г. Алгоритм расчета геомеханических параметров, обеспечивающих безопасность технологии безлюдной добычи угля с применением КГРП / А. Г. Нецветаев, А. А. Григорян, Д. И. Пружина // Уголь. – 2015. – № 1. – С. 25-29.
3. H. Shimada, Y. Chen, A. Hamanaka, T. Sasaoka, H. Shimada and K. Matsui. Application of Highwall Mining System to Recover Residual Coal in End-walls. /Procedia Earth and Planetary Science / Procedia Earth and Planetary Science Volume 6, Pages 1-492 (2013) / International Conference on Earth Science and Technology Proceedings September 2012. Pages 311-318.
4. T. Sasaoka, H. Shimada, A. Hamanaka, B. Sulistianto, M. Ichinose and K. Matsui. Geotechnical Issues on Application of Highwall Mining System in Indonesia / Vietrock2015 an ISRM specialized conference Vietrock2015, 12-13 March 2015, Hanoi, Vietnam. <http://vietrocknet.org/app/webroot/img/files/Vietrock>.
5. Plaxis Version 8 Scientific Manual. Edited by R.B.J. Brinkgreve Delft University of Technology & PLAXIS b.v.
6. Отчет о результатах разведки и угольных ресурсах площади Окаба (Нигерия) / Государственная геологическая служба. – Днепропетровск, 2009. – 91 с.
7. Фролов А.А. Исследование деформации борта разреза после отработки прибортовых запасов угля // Материалы 12-й Международной конференции по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики «Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики» – Тула: Тульский государственный университет.– 2016. – Т. 1. – С. 25-33.

**В. Т. МОДЕНКО, Л.В. МЕДЯНИК, А.А. ФРОЛОВ**

*Национальный технический университет Украины "Киевский политехнический институт им. Игоря Сикорского"*

## **ВЛИЯНИЕ ГРАНИЦЫ РАЗДЕЛА РАЗНОПРОЧНОСТНОГО ГОРНОГО МАССИВА НА ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПОТОКОВ ПРИ ВЗРЫВЕ СМЕЖНЫХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ**

В некоторых случаях выполнения взрывных работ на карьерах осуществляется в условиях, когда промышленный блок, который готовится к выемке, состоит из двух и более типов пород. Поэтому на границе их раздела рядом расположенные скважинные заряды взрывчатых веществ (ВВ) могут взрываться в разных породах. Исследования показывают, что граница раздела пород непосредственно влияет на распределение энергетических потоков взрыва в горном массиве [1]. При переходе волны напряжения из породы, имеющей большую крепость, в породу, которая имеет меньшую крепость, плотность энергетического потока взрыва уменьшается, а при переходе в обратном направлении – увеличивается.

При взрывании двух смежных скважин первый заряд будет разрушать один тип пород, а второй, который расположен за границей раздела, будет, соответственно, разрушать второй тип пород. Если волна напряжений от первого заряда достигнет границы раздела пород первой, то ее максимальные значения напряжения изменятся (увеличатся или уменьшатся в зависимости от условий перехода), в то время как значения напряжений от волн второго заряда будут оставаться неизменными до момента встречи их с волнами первого заряда. Следует отметить, что увеличение или уменьшение напряжений при достижении зоны контакта происходит только в той породе, в которой подрывается данный заряд. Во второй породе, размещенной за границей, максимальные напряжения будут однозначно уменьшаться независимо от условий перехода. Согласно [2] уменьшение напряжений может составлять от 3 до 27% в зависимости от свойств пород и типа ВВ.

На рис. 1 приведены характерные зоны разрушения разнопрочностного горного массива «магнетитовый кварцит - сланец кварц-биотитовый» системой скважинных зарядов. Расстояние между скважинами составляет 6 м. Расположение границы раздела горных пород в массиве менялась от 1,0 до 5,0 м (10 ... 50)  $\bar{r}$  от первого заряда [3].



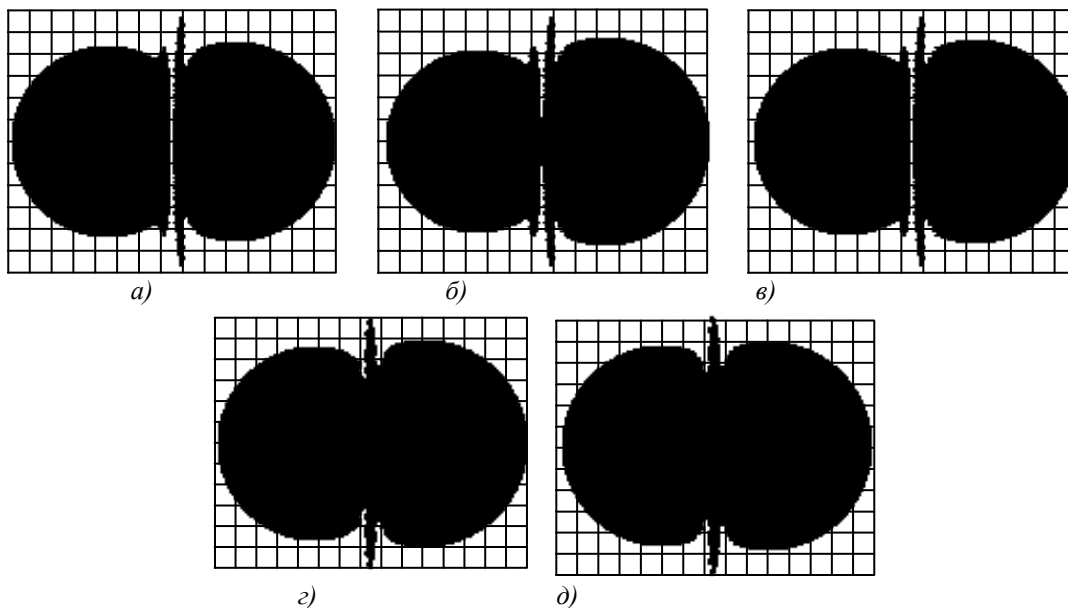


Рис. 1. Зоны разрушения массива «магнетитовый кварцит – сланец кварц-биотитовый» при размещении зарядов относительно границы раздела пород на расстоянии: а)  $10/50 \bar{r}$  ; б)  $20/40 \bar{r}$  ; в)  $30/30 \bar{r}$  ; г)  $40/20 \bar{r}$  ; д)  $50/10 \bar{r}$

Анализ рис.1 свидетельствует о том, что размеры зоны разрушения при взрыве заряда ВВ в кварците (зона слева) всегда меньше, независимо от места размещения границы раздела пород. Соответственно, зона разрушения в сланце кварц-биотитовом является большей. Дополнительная зона разрушения, образующаяся в результате взаимодействия взрывов от двух зарядов, размещена примерно посередине, поскольку скорости распространения волн напряжений в этих двух породах отличаются не более чем на 10%.

Расчеты по определению объема зон разрушения показывают, что, при размещении границы раздела пород на расстоянии от первого заряда на 10 и  $20 \bar{r}$ , данный объем больше, чем при взрывании таких же зарядов в однородном массиве – кварце магнетитовом ( $V = 1495,7 \text{ м}^3$ ), и составляет 1609,6 и 1558,3  $\text{м}^3$  соответственно (рис. 2). Очевидно, увеличение объема разрушения достигается за счет действия второго скважинного заряда, который размещается в менее прочных сланцах (в однородном массиве  $V = 1807,1 \text{ м}^3$ ).

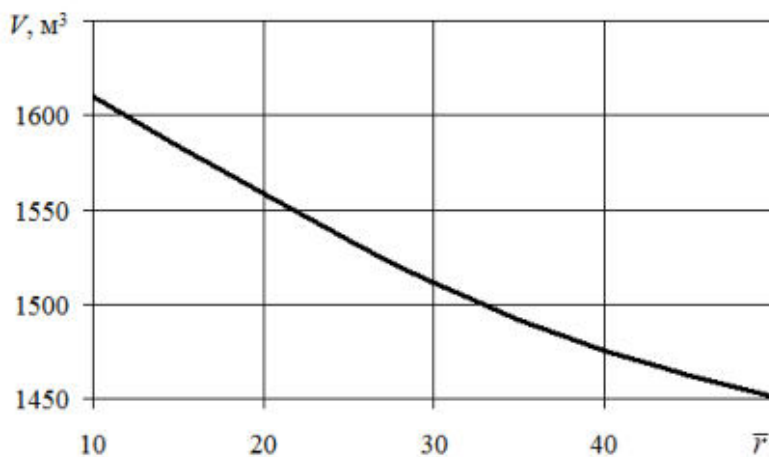


Рис. 2. Объем разрушения разнопрочностного массива «магнетитовый кварцит – сланец кварц-биотитовый» в зависимости от границы раздела пород

При размещении границы раздела пород на расстоянии  $30 \bar{r}$  (3,0 м) от первого заряда, т. е. посередине между скважинами, объем зоны разрушения составляет  $1511,1 \text{ м}^3$ . Для расстояний 40 и  $50 \bar{r}$  от границы раздела объем разрушения составляет 1475,3 и  $1450,8 \text{ м}^3$ .

Сравнение полученных данных по объемам разрушения однородных и разнопрочностных массивов показывает, что наличие границы раздела пород в зоне действия взрыва уменьшает общий объем разрушений на 9,7...12,3%, чем при взрывании таких же зарядов в однородной среде. Таким образом, суммарный энергетический поток взрыва смежных зарядов в разнопрочностном массиве будет всегда меньше, чем в однородном, поскольку граница раздела является препятствием на пути распространения и взаимодействия волн напряжений.

Для уменьшения влияния границы раздела пород на распределение энергетических потоков в массиве предлагается проектировать параметры буровзрывных работ (БВР) таким образом, чтобы площадь контакта пород была перпендикулярной направлению отражения, то есть границу раздела размещать между зарядами, которые взрываются в разных группах. При невозможности сориентировать направление отражения перпендикулярно границе раздела пород, взаимодействие энергетических потоков взрывов каждого из смежных зарядов в группе необходимо формировать непосредственно на границе контакта этих пород. При этом возможны два варианта. Первый вариант предполагает размещение скважинных зарядов, которые взрываются в одной группе одновременно, на определенном рассчитанном расстоянии от границы раздела. При втором варианте рядом расположены заряды ВВ необходимо взрывать в группе с определенным интервалом замедления при уже существующих расстояниях между границей раздела и скважинами.

Предположим, что первый скважинный заряд взрывается в породе со скоростью распространения продольных волн напряжений  $c_1$ , а второй – в породе со скоростью  $c_2$ . Тогда, при расстоянии между зарядами  $a$ , первую скважину необходимо размещать от границы раздела пород на расстоянии

$$a_1 = \frac{c_1 a}{c_1 + c_2}, \quad (1)$$

а вторую – на расстоянии

$$a_2 = a - a_1 \quad (2)$$

при одновременном взрывании смежных зарядов ВВ (рис. 3).

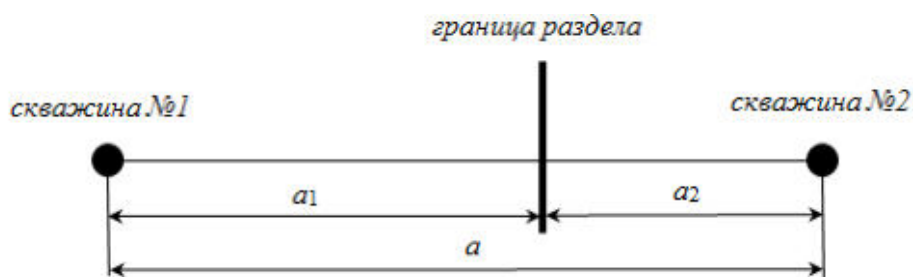


Рис. 3. Схема к расчету расстояний до границы раздела пород

В случае уже существующих расстояний от скважинных зарядов №1 и №2 к границе раздела горных пород, для обеспечения взаимодействия энергетических потоков на этом контакте, заряды необходимо взрывать с замедлением, рассчитываемым по формуле

$$\tau_c = \frac{c_1 a_2 - c_2 a_1}{c_1 c_2}. \quad (3)$$

### Выводы

В результате проведенных исследований установлено, что:

1. наличие границы раздела пород в зоне действия взрыва системы скважинных зарядов уменьшает общий объем разрушения на 10 ... 13% по сравнению с взрыванием таких же зарядов в однородной среде при расположении границе раздела пород от 10 до 50  $\bar{r}$  соответственно;
2. наименьшими являются потери потока энергии при размещении границы контакта пород различной прочности перпендикулярно направлению отражения, то есть границу раздела необходимо располагать между скважинами, что подрываются в разных группах;
3. при невозможности сориентировать направление отражения волн напряжений перпендикулярно границе раздела пород, взаимодействие энергетических потоков взрывов каждого из смежных зарядов в группе необходимо формировать непосредственно на границе контакта этих пород.

### Литература

1. Фролов А.А. Исследование влияния границы раздела разнопрочностных массивов горных пород на распределение напряжений при взрыве скважинных зарядов // Материалы 11-й Международной конференции по проблемам горной промышленности, строительства и энергетики «Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики» – Тула: ТулГУ. – 2015. – С. 23-30.
2. Фролов А.А. Управление энергетическими потоками при разрушении разнопрочностных массивов горных пород на карьерах / Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.03. – К., 2014. – 369 с.

ЮЗЕФ ПАРХАНЬСКИ

Силезский Технический Университет, Гливице, Польша

## РИСК ТРАВМАТИЗМА И ЕГО ГИСТЕРЕЗИС

**Аннотация:** В работе представлено обоснование определения понятия «риск травматизма», способ его представления и интерпретации. На основе исследований травматизма за период реструктуризации каменноугольных шахт Польши (1993-2010гг) установлена новая зависимость, не описанная в специальной литературе, которая названа «гистерезис риска травматизма»

### 1. Показатели травматизма для угольных шахт в период реструктуризации

Уровень безопасности на предприятиях до настоящего времени оценивается на основании величин коэффициентов травматизма. Это коэффициенты частоты травматизма  $W_Z$ ,  $W_T$  и  $W_G$ , коэффициент тяжести случая  $C$  и обобщенный показатель потерь  $W_{US}$  (рис.1). Подбор показателей травматизма для оценки его уровня, как правило, произвольный, поскольку не существует директив какой и когда должны применяться. Официальные данные статистических учреждений публикуют значения  $W_Z$  и  $C$ . При анализе травматизма чаще других используют показатель  $W_Z$ , поскольку он касается практически любой области хозяйственной деятельности. Тенденция изменений значений этого показателя очень редко связывается с коэффициентом  $C$ .

Обобщенный показатель потерь, определяемый в польской литературе как превентивный коэффициент травматизма применяется при анализе травматизма тоже весьма редко. Он достаточно специфичен тем, что его составляющими являются элементы профессионального риска- частота и тяжесть травматизма.

Анализ травматизма выполняется для определенных периодов, обычно в несколько лет, а коэффициенты представляются на графиках отдельно или совместно (рис.1)

$$\text{Коэффициенты: } C = \frac{D_s}{W - W_{Sm}}; W_Z = \frac{W}{Z} \cdot 10^3; W_G = \frac{W}{D} \cdot 10^5; W_T = \frac{W}{T} \cdot 10^3;$$

$$W_{US} = W_Z \cdot 10^{-3} \cdot C;$$

$W$ —общее количество случаев;  $W_{Sm}$ —число смертельных случаев;  $Z$ —численность;

$D$ —число отработанных человеко-смен;  $T$ —объем обогащенного (товарного) угля;

$D_s$ —число рабочих смен, потерянных из-за травматизма;  $C$ —коэффициент тяжести травматизма;

Коэффициент частоты травматизма:  $W_Z$  - на 1000 рабочих;  $W_G$  - на 100 000 человеко-смен;  $W_T$  - на 1 млн тонн;  $W_{US}$  - обобщенный показатель потерь.

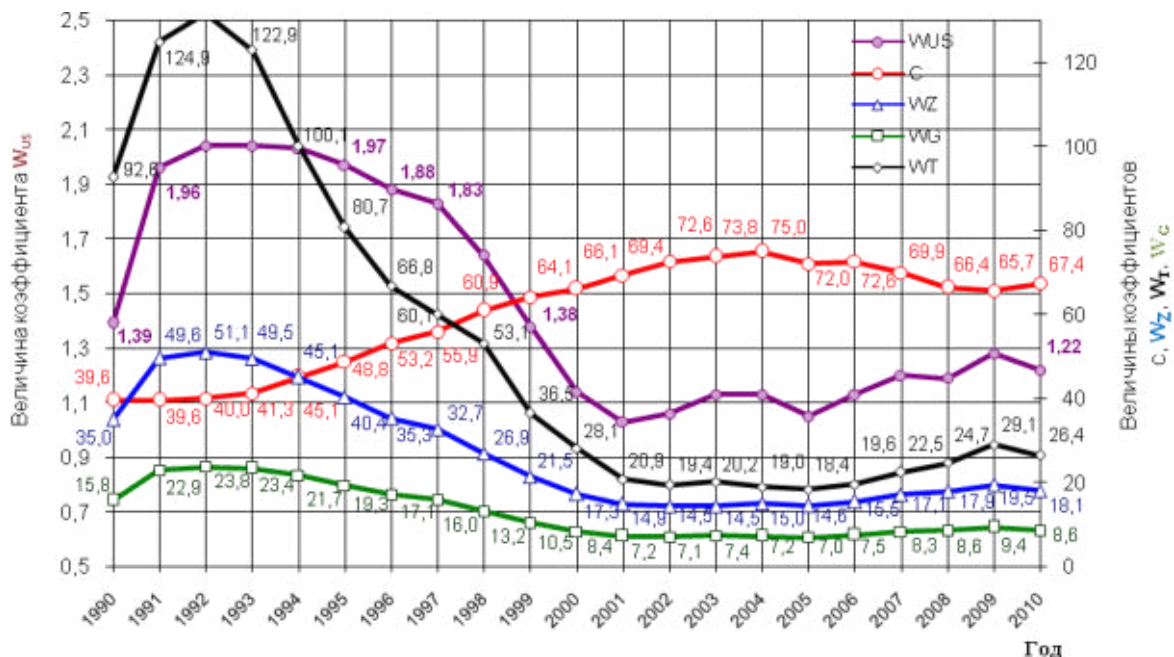


Рис. 1. Коэффициенты травматизма для угольных шахт в период 1990-2010гг

## 2. Понятие риска травматизма

Понятие риск травматизма („*ryzykowiypadkowe*”-польск.) используется в профессиональной литературе, однако в нормативных и правовых документах (законы, подзаконные акты, распоряжения, нормы и т.п.) не описано как официальный термин и юридическое понятие. Чаще всего используется при описании или оценке травматизма, состояния уровня травматизма, профилактики его и т.п. Выражается, как правило, в сравнениях (большой, малый, улучшение, ухудшение и т.п.), или значениями показателя общей частоты, числом тяжелых/смертельных случаев или же другим общепринятым способом. Риск травматизма часто соотносится с понятием профессионального риска.

### „Профессиональный риск= вероятность неблагоприятного случая x потери”

Согласно польским нормам, вероятность события, как и его последствия, оценивается и определяется по 3х или 5ти бальной шкале. Для вероятности и потерь не существует единой методики их определения. Источником данных часто является статистика случаев, где потери соотносятся к случаям травматизма по их последствиям (тяжкие, смертельные), а вероятность - к показателю  $W_z$ . Исходя из приведенных предпосылок, обоснованным является принятие к использованию понятия риска травматизма:

«Риск травматизма - это вероятность возникновения несчастного случая, связанного с выполняемой работой, в результате активации профессиональных опасностей или способа выполнения работы, приводящих, в частности, к ущербу в виде проявления у рабочих нарушений здоровья, ведущих к неспособности выполнения своих профессиональных обязанностей.»

Формулировка его может быть описана выражением:

$$R_w = W_z \times C = \frac{W}{Z} \cdot 10^3 \frac{D_s}{W - W_{sm}} \approx \frac{D_s}{Z} \cdot 10^3$$

Математическим аналогом общего показателя травматизма  $W_{US}$  является коэффициент риска травматизма  $R_w$ . Определения его составляющих не требует проведения дополнительных действий и расчетов в статистике травматизма, поскольку они публикуются в стандартном виде.

## 3. Методы анализа и оценки риска травматизма

Примерный, применяемый в настоящее время способ представления данных для оценки уровня травматизма (риска травматизма) в угольной шахте, приведен на рис.2, где на одном графике (обычно на 3 отдельных) для 1999года представлены значения коэффициента  $W_{US}$ , систематизированные по уменьшению и, соответственно, значения его составляющих  $W_{zi}C$ . Интерпретация коэффициента  $W_{US}$  по его составляющим  $W_{zi}C$  является сложной и неоднозначной, что приводит к неоднозначным выводам и делает невозможным сравнение для различных периодов. Поэтому коэффициент  $W_{US}$  если уже используется тогда для формальной оценки травматизма и не находит широкого практического применения.

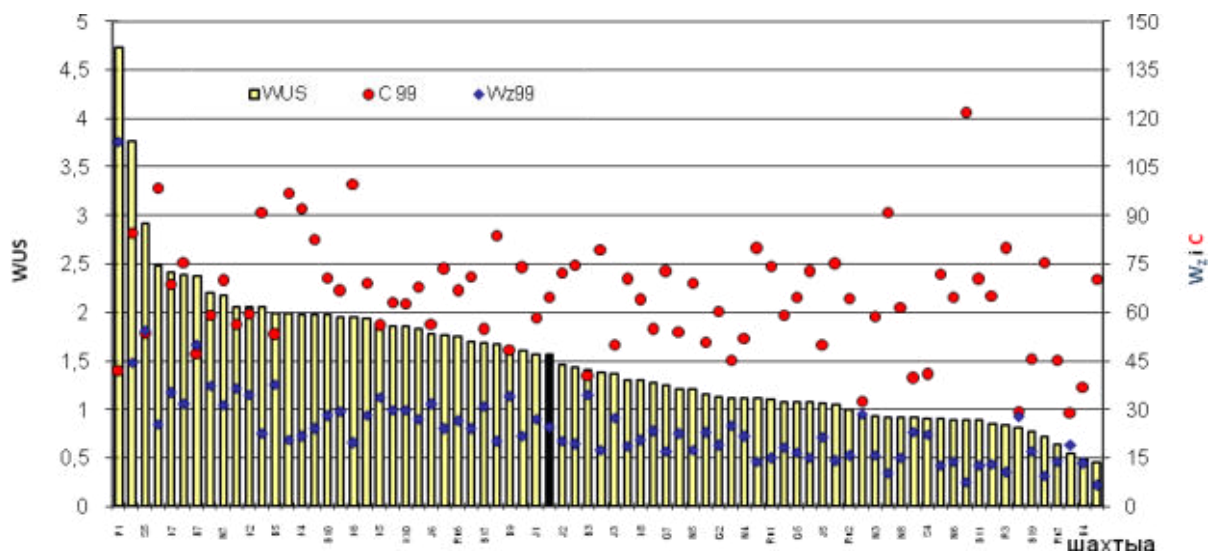


Рис.2. Распределение значений обобщенного коэффициента потерь (в убывающем порядке) и его составляющих  $W_{zi}C$ , для угольной шахты за 1999 год.

Риск травматизма  $R_w$  и значения его составляющих ( $W_{zi}C$ ) можно представить другим способом, отличным от вышеприведенного. Вписывая в систему прямоугольных координат ( $W_{zi}C$ ) соответствующие значения составляющих по отдельным шахтам за данный год, получим точки определяющие риск травматизма в этих шахтах [1,2]. (Рис 3)

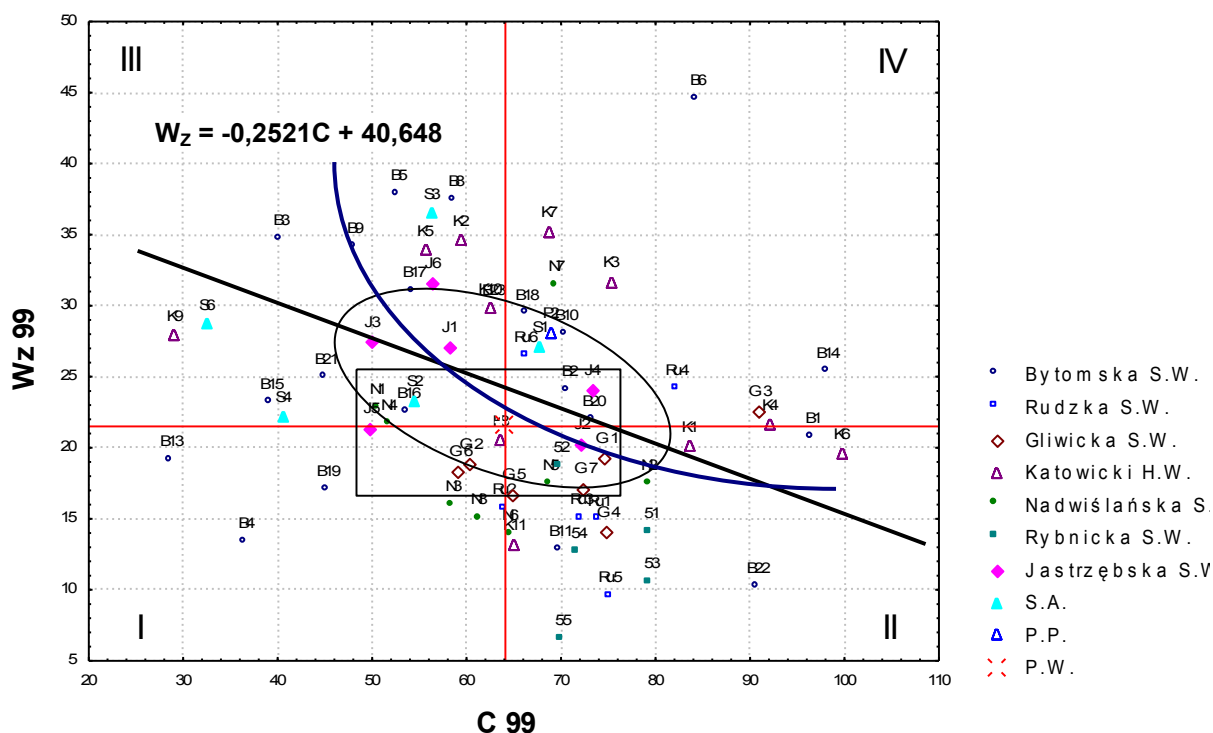


Рис.3. Риск травматизма на угольных шахтах различных производственных объединений в 1999 году. (Бытомское ПО, Рудзкое ПО, Гливицкое ПО и т.п.)

Средние значения риска травматизма можно определить:

- 1) При помощи среднего арифметического  $R_w$ , где составляющие (средние значения коэффициентов  $W_z i C$ ) делят поле координат на четыре квадранта (прямоугольники), значения риска травматизма.
- 2) При помощи прямой линии тренда (средней величины), делящей поле на большие и меньшие значения риска травматизма.
- 3) При помощи гиперболической кривой, делящей поле на большие и меньшие значения риска травматизма.

#### 4. Тенденция и тренд риска травматизма

Тенденции и тренды величин риска травматизма с помощью данных коэффициентов  $W_z i C$  в период реструктуризации можно представить в системе прямоугольных координат в виде кривой функции его составляющих  $R_{W(C-W_z)}$  (рис.4). На рисунке стрелки соединяют точки значений риска за очередной год формируя кривую тенденции риска травматизма. На графике указан гипотетический позитивный тренд уменьшения риска травматизма на основе положения, что каждый случай травматизма - величина случайная и тем самым, случайной величиной есть и тяжесть полученных травм (длитравматической реабилитации). Отсюда предполагалось, что уменьшение частоты и количества случаев травматизма случайным образом уменьшает число случаев с короткой или длительной посттравматической реабилитацией и тяжесть их будет уменьшаться. Такой тезис был принят в собственных исследованиях в 2000г [1,2]. Этот тезис, однако, не нашел подтверждения, поскольку проявилась тенденция развития травматического риска в сторону уменьшения частоты ( $W_z^-$ ) и возрастания тяжести случаев ( $C^+$ ). В позднейших периодах, после 2000года, тенденция риска травматизма изменялась петлеобразно, демонстрируя новое качество зависимости (рис.4). При расширении сроков исследований до 1990, а впоследствии до 1954 года были получены неожиданные результаты. [3]

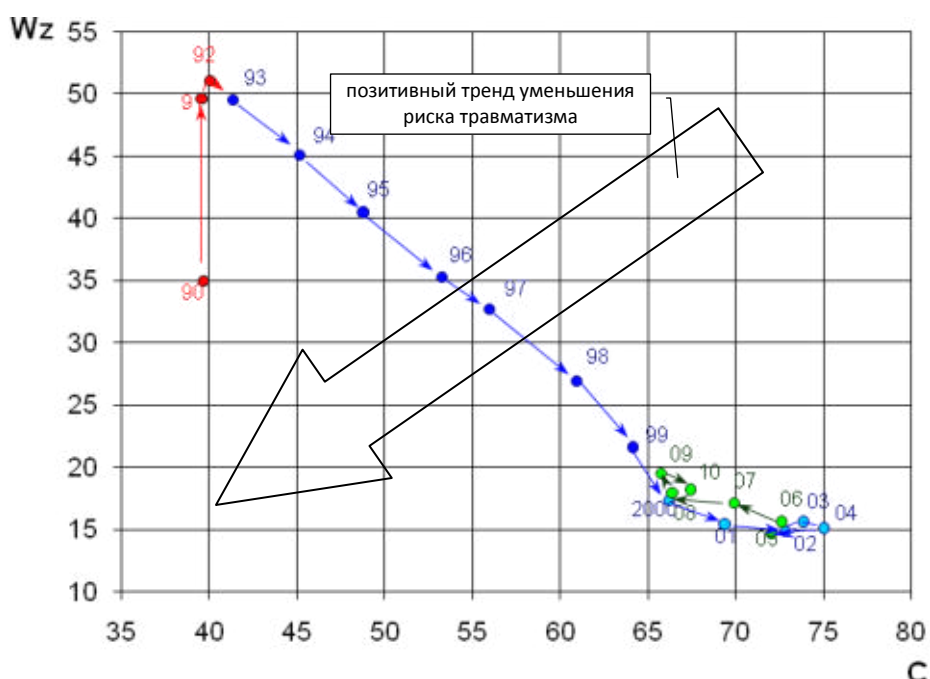


Рис.4. Тенденция изменения значений риска травматизма  $R_w(W_ziC)$  на шахтах в 1990-2010гг.

#### 5. Гистерезис риска травматизма.

При построении кривых значений коэффициента травматизма за 1954-2010гг. проявилась многократная их цикличность. Представление кривой риска травматизма в период от 1960г. (рис.5.) подтверждает тенденцию многократной цикличности в виде многократного петлеобразования на кривой  $R_w$ .

В естественных науках такой вид зависимости актуального состояния системы от состояний в предшествующие моменты носит название гистерезиса. В случае отсутствия петли гистерезиса график представляет только отдельную часть кривой и может выглядеть даже как линейная зависимость.

Прежде, в специальной литературе, как в Польше, так и за границей не описано и не представлено в подобной форме риска травматизма как функции  $f(C; W_z)$ . Не отмечалось и не описывалось петлеобразование кривых графиков риска травматизма, имеющих характер гистерезиса.

**Вследствие вышесказанного, подобнографическое отображение изменений риска травматизма представляется впервые, а указанная зависимость установлена на основании официальных данных травматизма работников угольных шахт. [3]**

Тенденция изменения кривой риска травматизма с учетом петлеобразования приобретает схожесть с гиперболической функцией. Кривая демонстрирует четкую тенденцию приближения и удаления в направлении нулевого значения, что в собственных исследованиях принимается как позитивный тренд снижения риска травматизма. Зафиксировано как правостороннее, так и левостороннее петлеобразование.

Гистерезис риска травматизма не выступает только в период реструктуризации угольной промышленности, но и неоднократно наблюдается и до начала этого периода. Он является зависимостью характерной как для директивно - планового хозяйства, так и для свободно-рыночной экономики. Не исключается его проявление и в будущем, что дает возможность его прогнозирования.

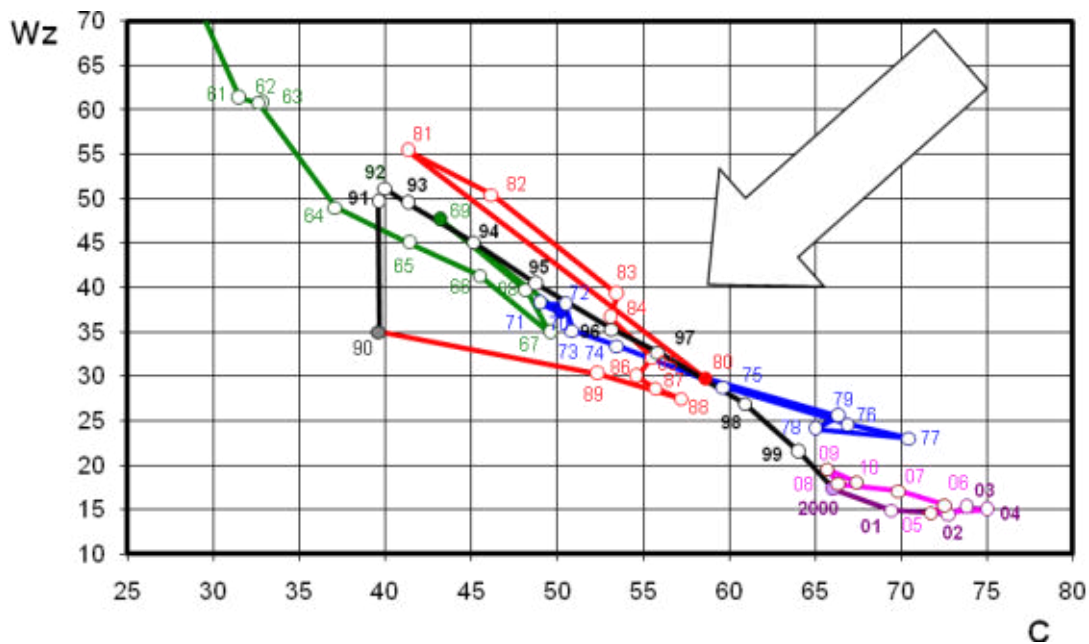


Рис.5. Тренд изменений величины риска травматизма  $RW$  ( $W_z$ ;  $C$ ) на угольных шахтах в период 1960-2010гг

#### Литература

1. Parchański J. Ocenaryzyka wypadkowego – metodograficzna. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo Z. 250, s. 165-173, Gliwice 2001. (Оценка риска травматизма-графический метод.)
2. Parchański J. Wskaźnikowa metoda oceny ryzyka wypadkowego. Mat. Konf. Bezpieczeństwo i higiena pracy w górnictwie w krajach Europy Środkowo-Wschodniej. Międzynarodowa konferencja Polsko-Amerykańskie Stowarzyszenie BHP. Sosnowiec, luty 2001г. (Коэффициентный метод оценки риска травматизма.)
3. Парханьски Ю. Риск травматизма рабочих угольных шахт и его гистерезис. Записки Горного института, 2016. Т.222. С. 869-876 Санкт-Петербург.

**Т.Ю. РОМАНЧУК**  
ДонГТУ, г. Алчевск

## ГРАВИТАЦИОННЫЙ СПОСОБ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КООРДИНАТ $X, Y$ С ПОВЕРХНОСТИ В ШАХТУ

*В статье изложена сущность гравитационного способа проектирования плановых координат. А так же приведены преимущества этого способа при ориентировании шахт.*

**Ключевые слова:** проектирование координат, гравитация, свинцовый груз, преимущества.

Разработанный в ДонГТУ новый способ [1, 2] основан на фундаментальных физических законах гравитации, всемирного тяготения и падения тел. Установлено [3], что любое тело, брошенное с высоты, под действием силы гравитации, падает вертикально вниз, по направлению к центру Земли. Проектирование плановых координат точек с земной поверхности в шахту через вертикальные стволы [1, 2] осуществляется свободным падением свинцовых грузов, опущенных из направляющих отверстий, и фиксации их следов траекторий на ориентируемом горизонте специальными экранами (рис. 1). Координаты направляющих отверстий для грузов А, В на поверхности определяются путем примыкания от пунктов С, D государственной геодезической сети. От зафиксированных следов на экранах А', В' в шахте примыканием определим координаты  $X, Y$  и дирекционный угол  $\alpha$  ориентируемой стороны I-II на горизонте [4, 5].

На поверхности в устье шахтного ствола, через который производится проектирование, укладываются временные балки перекрытия, на которые устанавливаются направляющие устройства с пластинами. В направляющих пластинках врезаны специальные вставки с отверстиями для пуска проектирующих грузов А, В. Отверстия выполняются в конической форме внутри металлической вставки, где верхнее входящее с диаметром на 1 мм больше диаметра груза расположено в верхней плоскости

пластины, а выходящее, совпадающее с диаметром груза, расположено в нижней плоскости пластины при ее толщине 10-15 мм.

На ориентируемом горизонте шахтный ствол перекрывается временным полком, где устанавливаются ящики-улавливатели со специальными фиксирующими экранами. На дно деревянного ящика-улавливателя, укладывается металлический лист толщиной 2-3 мм, а сверху покрывается доской и пенопластом. Ящики-улавливатели устанавливаются с целью дополнительного контроля проектирования точек. Фиксация следов грузов на горизонте ориентирования производится специальными экранами. То есть, свинцовые грузики, свободно падая из направляющих отверстий, при достижении горизонта ориентирования попадают на экран и, пролетая сквозь него, оставляют на нем следы А', В' в виде отверстий, к которым выполняем примыкание одним из известных способов в соответствии с [4]. Через экраны грузики попадают в ящики-улавливатели, где также оставляют следы в верхнем пенопласте, а в деревянной доске грузик останавливается, после чего можно провести дополнительное примыкание к следам А', В', образовавшимся в пенопласте ящика-улавливателя. Дополнительное примыкание проводится с целью контроля и повышения точности ориентирования [4]. При примыкании на поверхности и в шахте используются соответствующие визирные марки, верхняя часть которых выполнена в виде конуса, а нижняя в виде цилиндра. Цилиндрическая часть вставляется в отверстие (его диаметр должен быть равен диаметру грузика), а конус остается сверху (диаметр конуса больше диаметра цилиндра). Схема проектирования гравитационным способом изображена на рисунке 1.

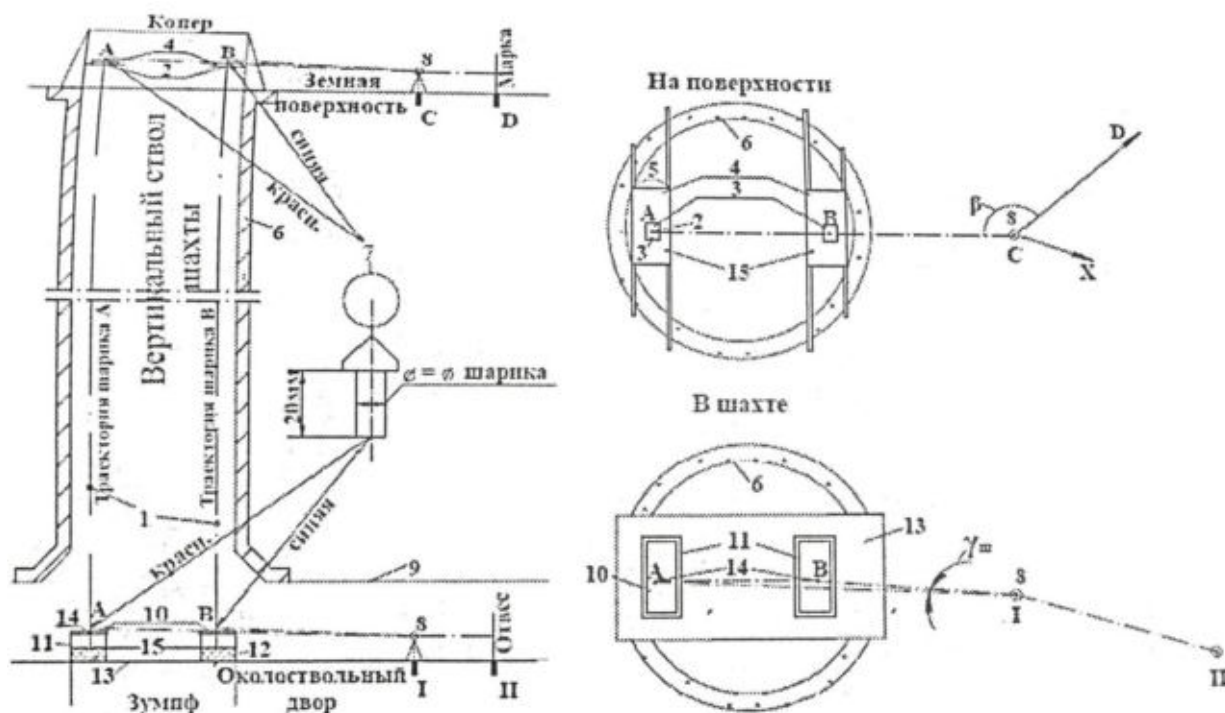


Рисунок 1- Схема проектирования координат X, Y с поверхности в шахту гравитационным способом

Предлагаемый способ проектирования координат X, Y с поверхности в шахту [1, 2] обладает рядом преимуществ по сравнению с известными [5]:

- проектирование гравитационным способом позволит вдвое сократить время простоя ствола, чем сокращает затраты при ориентировании одной шахты на сумму до 50 тыс. руб.;

- исключает потребность приобретения лебедок с металлической проволокой, грузов для их натяжения, центрирующих тарелочек, что сокращает затраты на сумму до 150 тыс. руб.;

- область применения способа не ограничивается глубиной проектирования, по сравнению с известными способами, которые ограничены глубиной проектирования до 500м [4];

- способ является универсальным при геометрическом ориентировании через вертикальные стволы и при комбинированном (гироскопическом) ориентировании, при сооружении вертикальных стволы, а также в метро строительстве;

- анализ и определение факторов погрешностей и введение систематических поправок за счет влияющих факторов, позволит повысить точность центрирования подземной маркшейдерской сети. Теоретические исследования, лабораторные и шахтные испытания свидетельствуют о достаточной точности гравитационного способа центрирования подземной опорной маркшейдерской сети.

Высокая конкурентоспособность гравитационного способа подтверждена ожидаемым экономическим эффектом в размере до 150 тыс. руб. При одном проектировании за счет сокращения



продолжительности простоя ствола и исключения необходимости приобретения дорогостоящего оборудования для проектирования известным способом.

Практическая ценность характеризуется :

— вдвое сокращенным временем выполнения проектирования за счет исключения необходимости спуска, подъема отвесов и наблюдения за их колебаниями;

— втрое уменьшенной трудоемкостью примыкания на поверхности за счет использования новой методики примыкания на земной поверхности способом створа трех точек;

— значительно повышенной точностью центрирования подземной сети за счет новой методики расчета допустимой погрешности и введения систематических поправок при проектировании гравитационным способом.

Инвестиционная привлекательность подтверждена объемом финансирования необходимого для промышленного внедрения, который в 3 раза меньше объема экономического эффекта и составляет 50 тыс. руб. при ориентировании одной шахты, дает надежду на его внедрение в угольной и горнорудной промышленности.

**Вывод.** Разработанный новый гравитационный способ выполнен для внедрения на шахтах угольной и горно-рудной промышленности, а так же при строительстве метрополитенов; использования его маркшейдерами горных предприятий; для использования студентами в учебном процессе на лабораторных работах по ориентированию шахт, во время прохождения учебной маркшейдерской практики, при выполнении НИРС, курсовом и дипломном проектировании.

### Литература

1. Проектирование плановых координат точек с поверхности в шахту при ориентировании через вертикальные стволы: учеб.пособие /В.Г. Ларченко, Е.А. Денисенко. ДонГТУ — Алчевск: ДонГТУ, 2014. 148 с.

2. Пат.56401 U Україна, МПК G 01 C 15/12. Спосіб проектування координат точок з поверхні на горизонт при орієнтуванні шахт. / В.Г. Ларченко, О.О. Денисенко; заявитель и патентообладатель ДонГТУ - № u 201008687; заяв. 12.07.10; опуб. 10.01.11, Бюл. №1

3. Иваненко Д.Д. Гравитация./Д.Д. Иваненко, Г.А. Сарданашвили. – 3-е изд. – М., 2008. – 200 с.

4. Маркшейдерские работы на угольных шахтах и разрезах: Инструкция/Редкомис.: М.Е. Капланец (председатель) та др. - Вид.офиц. - Донецк: ООО "Алан", 2001. - 264с. - (на рос.иукр. языках).

5. Маркшейдерское дело: Учеб.для вузов — В двух частях/под ред. И. Н. Ушакова. — 3-е изд., перераб. и доп.— М.: Недра, 1989.— Часть 1/И. Н. Ушаков, Д. А. Казаковский, Г. А. Кротов и др. — 311 с.: ил.

**А.В. ТУПИЦЫН, В.А. ДАНИЛОВА**

*Донецкий национальный технический университет, г. Донецк*

## ОБОСНОВАНИЕ ВАРИАНТОВ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ДОНБАССА

Низкая технико-технологическая подготовленность горного производства Донбасса обусловлена, прежде всего, тем, что проектирование происходит методом «экспертных оценок». Данный метод проектирования сопряжен с ошибками вследствие отсутствия всестороннего рассмотрения возможных вариантов развития горных работ.

Несмотря на наличие множества рекомендаций по принятию проектных решений на угольных шахтах, в динамично изменяющихся условиях функционирования шахт инерционность методологии принятия решений не позволяет адаптировать производственную систему к состоянию среды.

В этой связи актуальным является вопрос обоснования принимаемых решений относительно развития горных с учетом сложившейся производственной и экономической ситуации на основе компьютерного моделирования.

Анализ фундаментальных трудов основоположников теории проектирования угольных шахт еще задолго до появления кризисных ситуаций в топливно-энергетическом комплексе Донбасса указывал на необходимость комплексного учета параметров внешней и внутренней среды предприятий и построении оптимизационных моделей, отражающих взаимосвязи основных и вспомогательных производственных процессов шахт.

Труды таких ученых как А.С. Бурчаков, М.И. Устинов, А.С. Малкин, Л.А. Пучков, А. М. Курносов, А.С. и др. еще начиная с середины прошлого столетия указывали на необходимость поэтапного проектирования технологических систем и на обеспечение на этой основе эффективности проектных решений.

Следующим этапом развития вопроса комплексной оптимизации и динамического проектирования послужили работы Еремеева В. М., Квона С. С., Дрижда Н. А., Нефедова П. П., Шулятьевой Л. И. и ряда других ученых [1]. Эти работы заложили основу создания современных методов моделирования шахт как сложных систем и оптимизации параметров технологических схем угольных шахт.

Современные подходы ориентированы на комплексное моделирование угольных шахт на основе компьютерных пространственных моделей [2]. Данные модели способны с помощью набора аналитических функций в заданных областях трехмерного пространства описать формы месторождений, распределение признаков, вид основных технологических систем и их параметров. В основе данных исследований лежит использование зарубежных пакетов Micromine, Datamine и другого программного обеспечения для моделирования месторождений.

Цель данной статьи – анализ методических подходов к обоснованию проектных решений в условиях действующих шахт на основе компьютерных моделей, отражающих развитие горнотехнической системы в пространстве и во времени.

Проведен анализ производственной ситуации и основных показателей функционирования 18-ти шахт юго-востока Донецкой области (рис. 1).

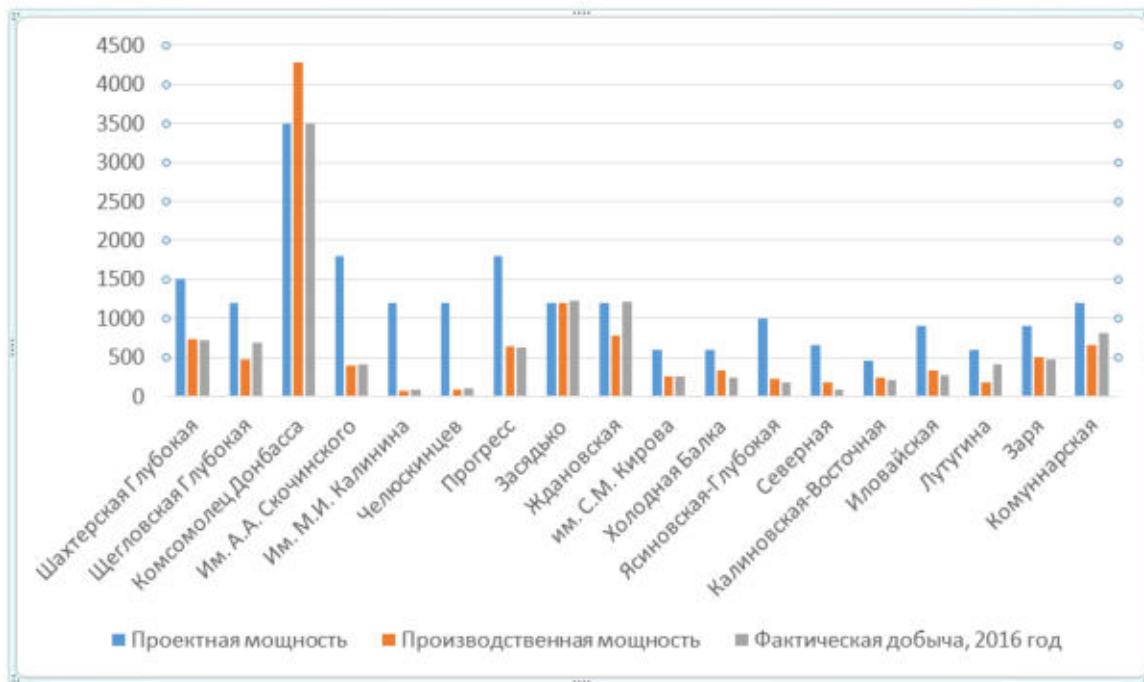


Рис. 1. Проектные, плановые и фактические показатели работы шахт

Срок службы только трети из рассматриваемых шахт не превышает 50-ти лет, срок службы остальных шахт – до 100 лет. Горно-геологические условия разработки шахт представлены на рис. 2, проектные решения – на рис. 3



Рис. 2. Горно-геологические условия разработки шахт



Рис. 3. Проектные решения при разработке угольных пластов шахт

В условиях устаревшего шахтного фонда, сложных горно-геологических условиях, недостатка инвестиционных средств необходимо обосновывать программу развития группы шахт. Для решения этих задач предложен подход, основанный на комплексном моделировании шахт. Предполагается создание пространственных моделей шахт и автоматизации технико-экономической оценки вариантов развития горных работ.

Разработана компьютерная модель шахты им. А.А. Скочинского. В рамках модели построены календарные планы вариантов развития горных работ и рассчитаны их параметры (рис. 4).

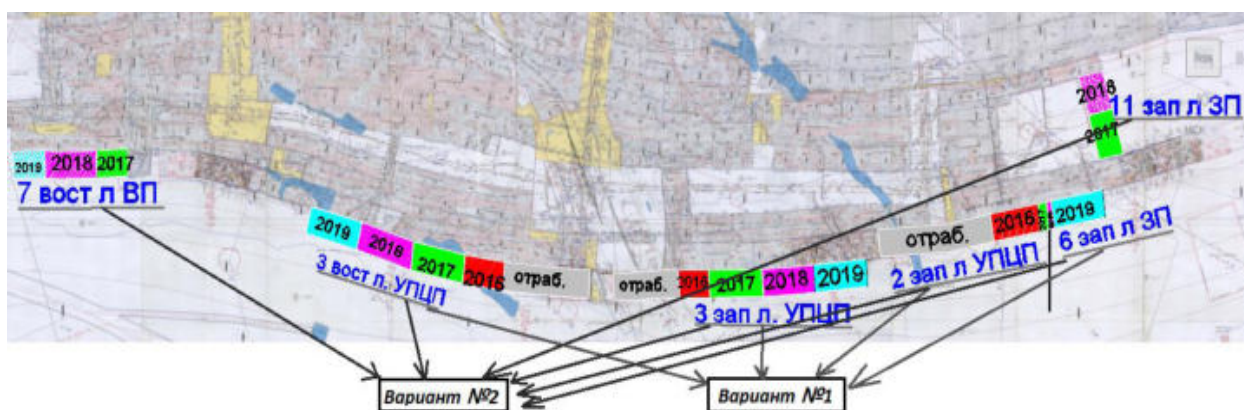


Рис. 4. Календарный план развития горных работ

Вариант № 1 предполагает увеличение производственной мощности шахты на 530 т/сут за счет ввода в работу новой лавы в центральной панели. Вариант № 2 предполагает увеличение производственной мощности на 1060 т/сут за счет ввода двух новых лав с полностью новым оборудованием в одной из них. Второй вариант требует гораздо больших капитальных вложений, чем первый вариант, и больших затрат на поддержание и ремонт выработок, так как запуск одиночной лавы в восточной панели приводит к деконцентрации горных работ. Результаты технико-экономической оценки вариантов представлены на рис. 5.

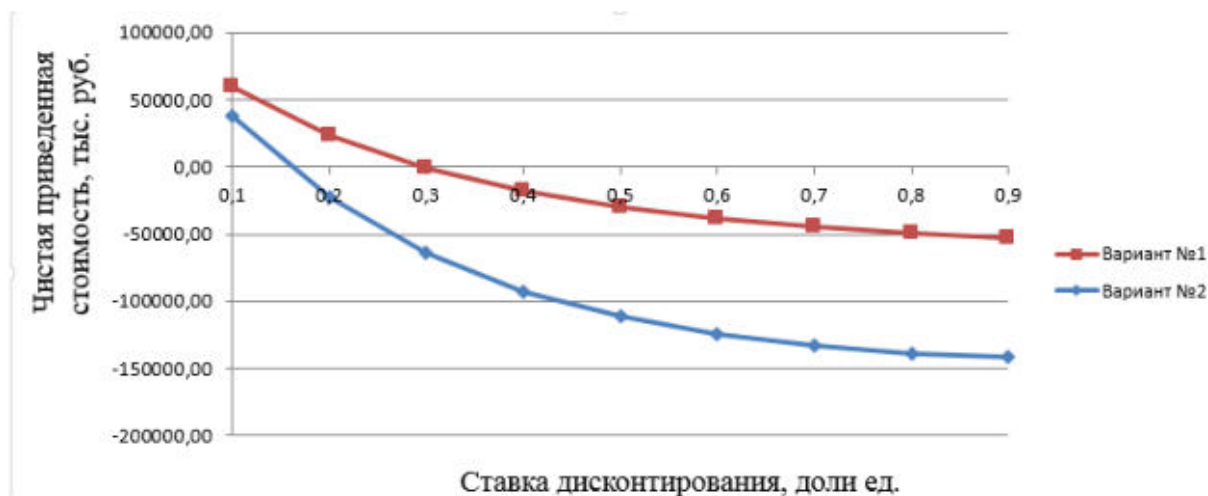


Рис. 5. Зависимость чистой приведенной стоимости проекта от ставки дисконтирования

Несмотря на большую добычу по второму варианту, внутренняя норма рентабельности проекта в этом случае гораздо ниже, чем в первом варианте. Такой результат объясняется значительными

капитальными вложениями и высокой ставкой дисконтирования (в проекте принята на уровне 22%). При снижении ставки дисконтирования предпочтительность вариантов может измениться.

Создание комплексных моделей для угольных шахт позволит оперативно пересматривать решения по развитию горных работ как для отдельного объекта, так и в целом для группы шахт.

#### Литература

1. Нефедов П.П., Дрижд Н.А., Квон С.С., Шулятьева Л.И. и др. Технология разработки сложных и некондиционных пластов Карагандинского бассейна. - Караганда, 1995. – 337с.
2. Кузнецов Ю.Н., Стадник Д.А. Концепция проектирования и управления отработкой запасов выемочных участков на базе информационных технологий. – М.: Изд-во МГТУ, ГИАБ, №4, 2009. - с. 279-285.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Скаженик В. Б.

**В. ЧЕРНЕНКО, А.Ю. МАКЕЕВ**

*Донецкий национальный технический университет, г. Донецк*

## **ПРОБЛЕМЫ ОТРАБОТКИ ВЕСЬМА ТОНКИХ ПЛАСТОВ УГЛЯ В ДОНБАССЕ И ВОЗМОЖНОЕ ЭКОЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ РЕШЕНИЕ ПО ИХ ВЫЕМКЕ**

В настоящее время угольная промышленность Донбасса испытывает значительные проблемы, связанные не только со сложной политической обстановкой, но и с проблемой отработки имеющихся запасов угля. На шахтах Украины в пластах мощностью менее 1,2 м сосредоточено более 80% промышленных запасов, которые в основном представлены высококачественными коксующимися (30%) и энергетическими углями [1]. К сожалению, подавляющая часть этих запасов остается сосредоточенной в пластах мощностью менее 0,6 метра. Всего в Донецком бассейне насчитывается 669 весьма тонких шахтопластов, из которых 243 пологие, 57 наклонные, 369 круто- наклонные и крутые.

Таблица 1

Мощности пластов, м	до 0,5	0,51-0,55	0,56-0,60	0,61-0,65	0,66-0,80
Удельный вес шахтопластов в общем количестве	5,4	6,9	18,5	15,6	53,6

В весьма тонких пластах в бассейне сосредоточено почти 40% запасов, но уровень добычи из них не превышает 7,5 %, Эта диспропорция является одной из причин быстрого углубления работ. Таким образом, современный этап развития горных работ в Донецком бассейне объективно связан с необходимостью более широкой разработки весьма тонких пластов.

Средствами механизации отработки этих запасов, в основном являются очистные узкозахватные комбайны, применяемые с механизированной и реже, с индивидуальной крепью, а также струговые установки. На пластах мощностью менее 0,7 м выемка ведется в основном с присечкой боковых пород, а на некоторых шахтах, отрабатывающих такие пласты без присечки – с использованием созданных более 50 лет назад широкозахватных комбайнов. При этом среднесуточная нагрузка на забой в 2,5-3 раза ниже, чем в комплексно-механизированном забое, к тому же трудоемкость работ в таких лавах чрезвычайно высока. Весьма тонкие пласты разрабатываются в основном с присечкой боковых пород. Средняя величина присечки составляет 15-20 см, а вынимаемая мощность часто превышает 1м. При этом снижение стоимости 1т угля за счет его засорения присекаемой породой составляет 20% и более. На шахтах Украины с присечками работало до 300 лав в год, а среднегодовой прирост зольности угля за счет присечек превышал 5,4%. Засорение угля вмещающими породами от присечек в Западном Донбассе и Львовско-Волинском угольном бассейне достигало соответственно 19,4 и 5,7%. Рост засорения угля породой является одной из главных причин ухудшения использования производственных мощностей и технико-экономических показателей работы шахт Украины. К тому же постоянный рост зольности углей, поступающих на обогатительные фабрики, за счет засорения его вмещающими породами, оказывает негативное влияние на процессы обогащения. В результате выход товарных углей сократился на 10,4%, одновременно возросла их зольность с 12,9 до 16,4%; Из года в год увеличиваются средства, выделяемые на охрану окружающей среды, поскольку число терриконов непрерывно растет, создавая сложную проблему их обслуживания и ликвидации. Только на территории Донбасса их насчитывается более 1300, из которых многие горят, загрязняя воздушное пространство [1]. Выдаваемая из шахт порода занимает громадные территории земель, пригодные для сельского хозяйства. В Донбассе общая площадь земель, занятых под отвалы, превышает 3000 га. Кроме того, на каждую тонну угля выдается на-гора до 0,3 т породы.

В Донецком Национальном Техническом Университете еще в 90 годах прошлого века была создана, испытана и успешно апробирована на шахтах Донбасса т.наз. технология безлюдной скрепероструговой выемки весьма тонких пологих пластов (мощностью до 0,5 метра) с применением навесных закладочных приставок для дистанционного возведения в выработанном пространстве породных опорных конструкций (бутовых полос) из породы от проведения подготовительных выработок [2]. Главной особенностью этой технологии является полное отсутствие людей в лаве, как во время выемки и транспортировки угля, так и в момент доставки породы в выработанное пространство и возведения закладочного массива. Функциональные особенности скреперостругов, снабженных закладочными приставками различных конструкций позволяют одновременно решать две важные в экологическом и технологическом отношении задачи:

- утилизацию породы от проведения подготовительных выработок путем механизированной закладки ее в выработанное пространство;
- совершенствование процесса управления кровлей путем дистанционного возведения опорных конструкций из этой породы.

Следует отметить, что в это же время в ДонУГИ проводились работы по скрепероструговой выемке угля вообще без крепления выработанного пространства. Считалось, что при определенной скорости подвигания очистного забоя и небольшой (до 0,5м) мощности будет происходить плавное опускание кровли. Однако плавного опускания добиться не удалось, и предлагаемая система выродилась в обычную камерную выемку, где приходилось оставлять целики, что приводило почти к 50% потерям угля.

Породные опоры из сыпучих материалов со свободными откосами являются наиболее просто возводимыми поддерживающими конструкциями, что предопределяет возможность их эффективного использования для управления кровлей при безлюдной скрепероструговой выемке весьма тонких пологих пластов. Их основное технологическое преимущество заключается в отсутствии необходимости сооружения специальных искусственных ограничителей бокового расширения, возведение которых без присутствия рабочих в забое технически сложно. Роль ограничителей бокового расширения играет самозаклинивающаяся по всему периметру полосы краевая часть, а несущие функции выполняет формирующееся в центральной части опорное ядро.

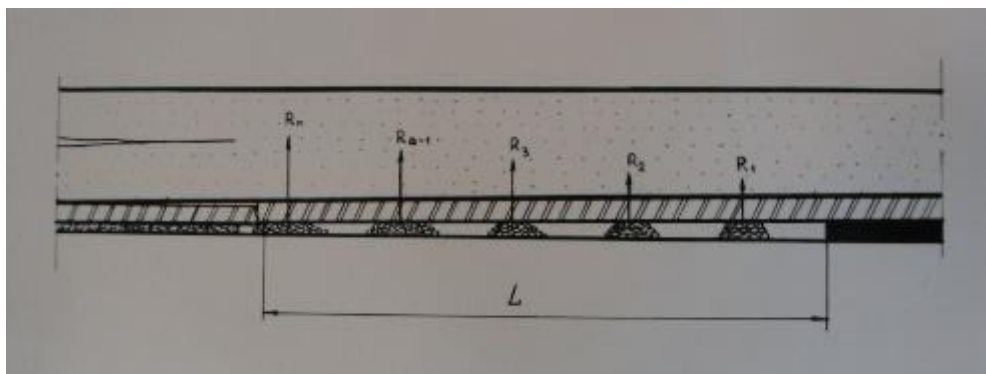


Рис.1. Схема управления кровлей с помощью породных опор.

Схема с закладкой выработанного пространства разработана на кафедре РМПИ ДонНТУ под руководством проф.К.Ф.Сапицкого и Ю.В.Бондаренко [2] и успешно испытана в нескольких лавах ш/у "Холодная Балка".

Порода от проведения выработок доставляется в выработанное пространство и укладывается в опорную полосу при помощи закладочного скрепероструга. Он представляет собой серийный скрепероструг, к которому на время ведения закладочных работ со стороны выработанного пространства крепится транспортно-формирующая породная приставка, имеющая в плане форму трапеции и оснащенная двумя заслонками, открывающимися только в одну сторону. Заполнение приставки породой производится при помощи ленточного перегружателя и передвижного бункер-дозатора.

Загруженная приставка транспортирует породу к месту выкладки опорной полосы, после чего установка реверсируется и скрепероструговой поезд возвращается в исходное положение. При этом передняя заслонка, наезжая на доставленную породу, приподнимается и пропускает ее под собой. Во время следующего цикла, одновременно с доставкой новой порции породы, предыдущая подгребается и трамбуется в опорную полосу передней косоустановленной заслонкой приставки. После уборки всей породы из выработки породная приставка отсоединяется от скреперостругового поезда.

В11 зап. лаве длиной 127 м опорные породные полосы выкладывались в шахматном порядке длиной 14 м и шириной 1,5 м. Место выкладки полос контролировалось автоматической аппаратурой МИУС-БАУС с точностью до 1 м. В южной коренной лаве пласта  $k_2$  длиной 150 метров опробованы различные способы выкладки полос от непрерывных параллельных забоя, вплоть до возведения сплошного закладочного массива

**Схема скрепероструговой выемки угля с закладкой выработанного пространства в 11 зап. лаве и южной коренной лаве пласта  $k_2$  шахты "Холодная Балка"**

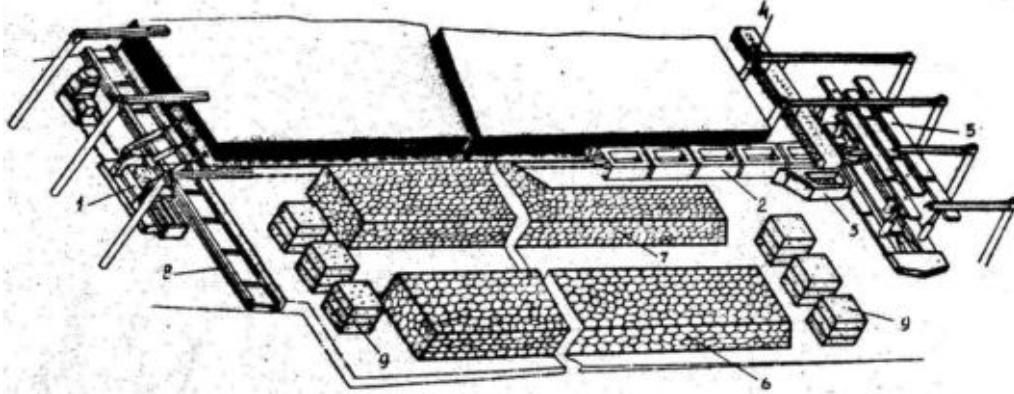
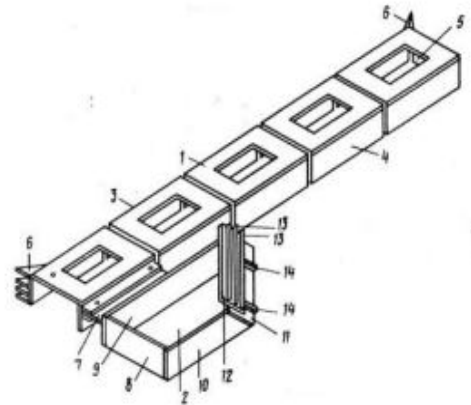


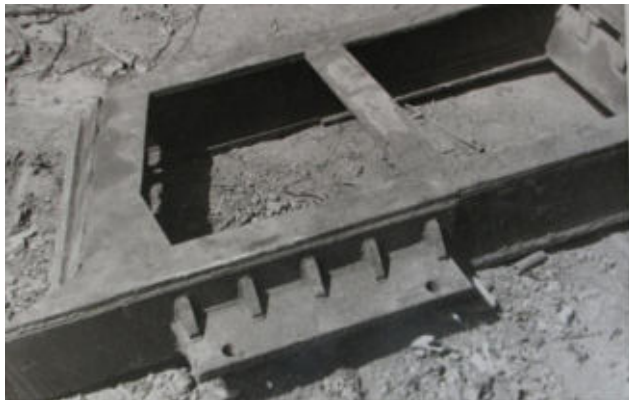
Рисунок 2 – Технологическая схема безлюдной выемки с выкладкой породных полос. 1-приводная станция; 2-скреперный ящик; 3-породная приставка; 4-породный конвейер; 5-крепь сопряжения с обводной станцией; 6-породная полоса; 7-выкладываемая полоса; 8-угольный конвейер; 9-железобетонные плиты.



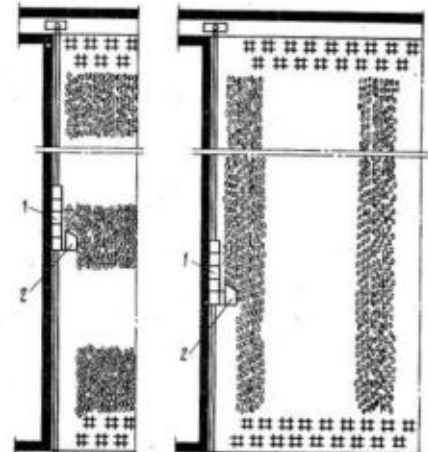
а)



б)



в)



г)

Рис3. а) выкопировка из плана южной коренной лавы пл  $k_2$  б) и в) конструкция и фото закладочной приставки г) схемы возведения породных опор в лаве

**Предлагаемая безлюдная скрепероструговая технология позволяет успешно решить ряд технологических и экологических вопросов:**

- включить в работу значительное количество весьма тонких (менее 0,5 м) пологих пластов
- значительно увеличить количество оставляемой в шахте породы от проведения подготовительных выработок (в южной коренной лаве пласта  $k_2$  добыто около 27000 тонн угля, заложено в выработанное пространство около 43000 тонн породы)

-увеличить производительность труда ГРОЗ (применение закладочных скреперостругов позволило втрое сократить численность бригады за счет высвобождения крепильщиков)

-избежать значительных капиталовложений на приобретение оборудования (и скрепероструги и закладочные приставки были изготовлены в мастерских ш.у. Холодная Балка. Приобретались только приводная и натяжная станции и аппаратура управления МИУС-БАУС)

Запатентовано более 10 конструкций закладочных приставок, в т.ч. повышенной емкости, предложена схема позволяющая возводить породные опоры одновременно с выемкой угля.

#### Литература

1. Макеев А.Ю. Обоснование рациональных параметров технологи возведения породных опор при безлюдной скрепероструговой выемке. Дисс. на соискание ученой степени канд..техн.наук. Донецк.1989г.

2. Патенты автора Ю.В. Бондаренко <http://www.findpatent.ru/byauthors/1073452/>

Л.А. ШЕМЕТ

Белорусский государственный университет, г. Минск, Республика Беларусь

## РАСЧЕТ ОБЪЕМНОЙ ПОВРЕЖДАЕМОСТИ ДЛЯ ВЫРАБОТОК РАЗЛИЧНОЙ ФОРМЫ

**Введение.** При ведении подземных горных работ в породном массиве образуются зоны с различной степенью трещиноватости и деформирования. Вокруг горных выработок могут возникать области, в которых действуют одновременно по разным направлениям сжимающие и растягивающие напряжения. Часто эти зоны определяют возможность разрушения и его вид в элементах выработки. Поэтому построение критериев, определяющие эти зоны, является значимой задачей [1-3].

На наш взгляд целесообразно проводить интегральную оценку объемной повреждаемости данных зон в массивах горных пород на основе модели деформированного твердого тела с опасным объемом в зависимости от формы поперечного сечения выработки, глубины ее залегания и других параметров [4].

**Опасный объем (площадь) в массиве горных пород с выработкой.** Объектом исследования являлся массив горных пород с выработками арочной, прямоугольной и круглой формы поперечного сечения.

На рисунке 1 представлены расчетные схемы с выработками различной формы, имеющими одинаковую площадь поперечного сечения  $S_{pr} = 32,13 \text{ м}^2$ .

Геометрические характеристики и свойства материала были приняты следующими:  $h=50 - 550 \text{ м}$ ,  $H=50 \text{ м}$ ,  $R=3 \text{ м}$ ,  $R_c=3,2 \text{ м}$ ,  $a=6 \text{ м}$ ,  $b=5,355 \text{ м}$ ,  $g=9,8 \text{ м/с}^2$ ,  $\rho=2300 \text{ кг/м}^3$ ,  $E=1,75 \cdot 10^9 \text{ Па}$ ,  $\nu=0,28$ ,  $\sigma_{сж}^{\text{lim}} = 25,2 \text{ МПа}$ ,  $\sigma_p^{\text{lim}} = 1,8 \text{ МПа}$ .

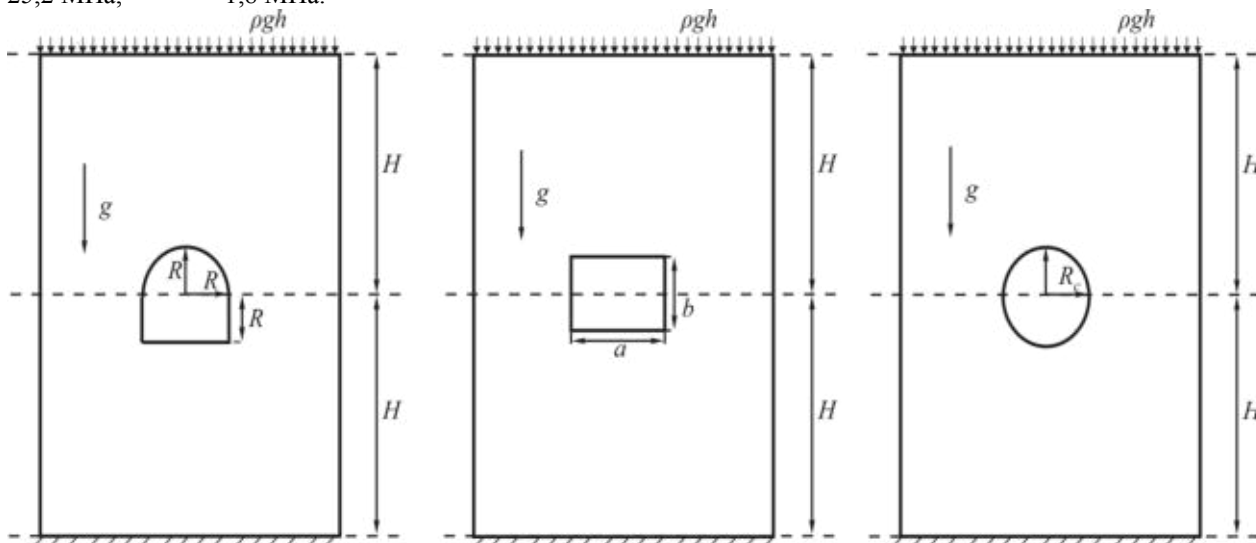


Рисунок 1 – Расчетная схема массива с выработкой арочной, прямоугольной и круглой формы

На рисунке 2 представлены распределения деформаций в окрестности выработки при глубине залегания последней  $H=500$  м. Видно, что максимальные значения деформаций находятся в непосредственной близости от контура выработки.

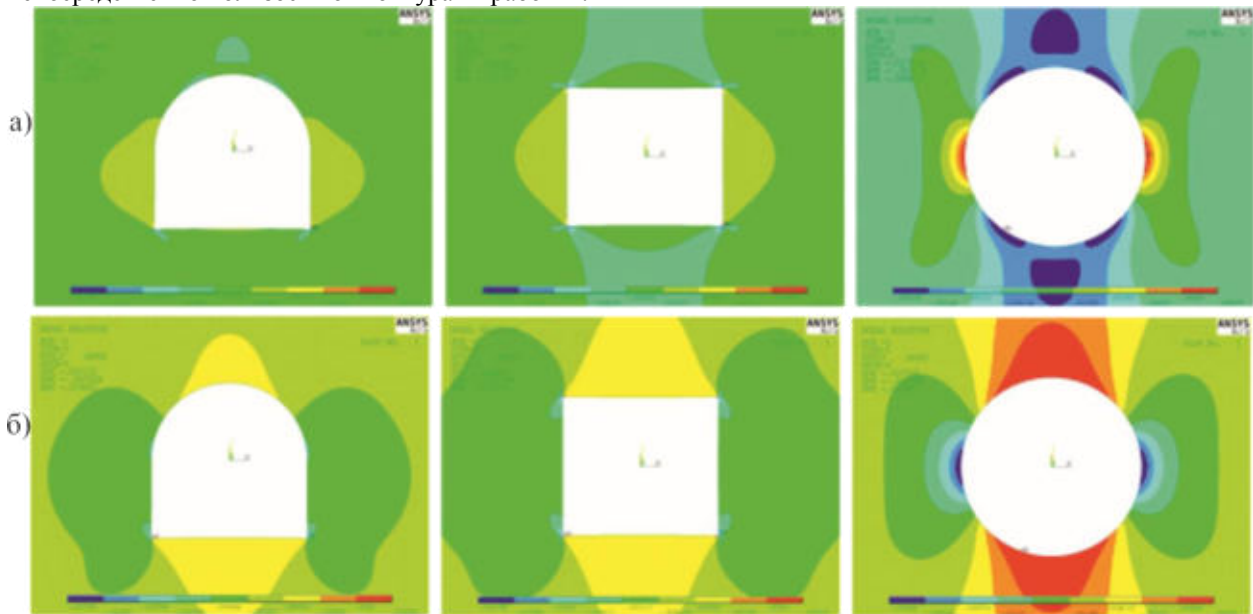


Рисунок 2 – Распределение деформаций  $\varepsilon_x$  (а) и  $\varepsilon_y$  (б)

Для анализа степени поврежденности массивов горных пород в окрестности выработки использовалась модель деформированного твердого тела с опасным объемом, в соответствии с которой опасные объемы представляют собой трехмерные области, где напряжения достигают повреждающего уровня. В качестве такого уровня может выступать, например, нижняя граница рассеивания предельных напряжений [4].

В двумерной постановке, опасный объем  $V$  принимает вид опасной площади  $S$ .

Для выполнения расчетов опасных объемов была создана программа на базе встроенного в ANSYS языка APDL. Алгоритм работы программы заключается в сохранении массива данных значений деформаций по всем конечным элементам и использования их в дальнейших вычислениях значений локальной повреждаемости, как отношений действующих и предельных деформаций:

$$\Psi_q^i = \varepsilon_q^i / \varepsilon_q^{\text{lim}}, q = x, y. \quad (1)$$

Величины объемов элементов, для которых выполняется условие

$$\Psi^i \geq 1, \quad (2)$$

суммируются для получения значения опасного объема  $V$  и его повреждаемости  $\Psi$  для всей расчетной модели:

$$V_q = \sum_{i=1}^N H(\Psi^i - 1) \Delta V^i, \quad q = x, y. \quad (3)$$

$$\Psi_q = \sum_{i=1}^N \Psi^i H(\Psi^i - 1) \Delta V^i, \quad (4)$$

где  $N$  – количество конечных элементов,  $H$  – функция Хевисайда,  $\Delta V^i$  – объем  $i$ -го конечного элемента.

На рисунках 3 и 4 представлены результаты расчетов. На рисунке 3 показаны опасные площади при оценке деформаций в соответствии с (1) при  $H = 500$  м для выработок арочной, прямоугольной и круглой формы. Анализ результатов показывает, что при оценке деформаций  $\varepsilon_x$  основная часть опасного объема формируется в районе боковин выработки, а при оценке деформаций  $\varepsilon_y$  – только над кровлей и в почве. Максимальные значения деформаций находятся в концентраторах – вершинах выработки (для прямоугольной и арочной формы).



Из рисунка 4 видно, что с ростом глубины залегания выработки опасная площадь  $S$  увеличивается (глубина выработки варьировалась от 100 до 600 м). Величины опасной площади для круглой выработки принимают наименьшее значение, а наибольшие значения опасная площадь принимает для прямоугольной формы выработки при всех рассматриваемых глубинах залегания выработки.

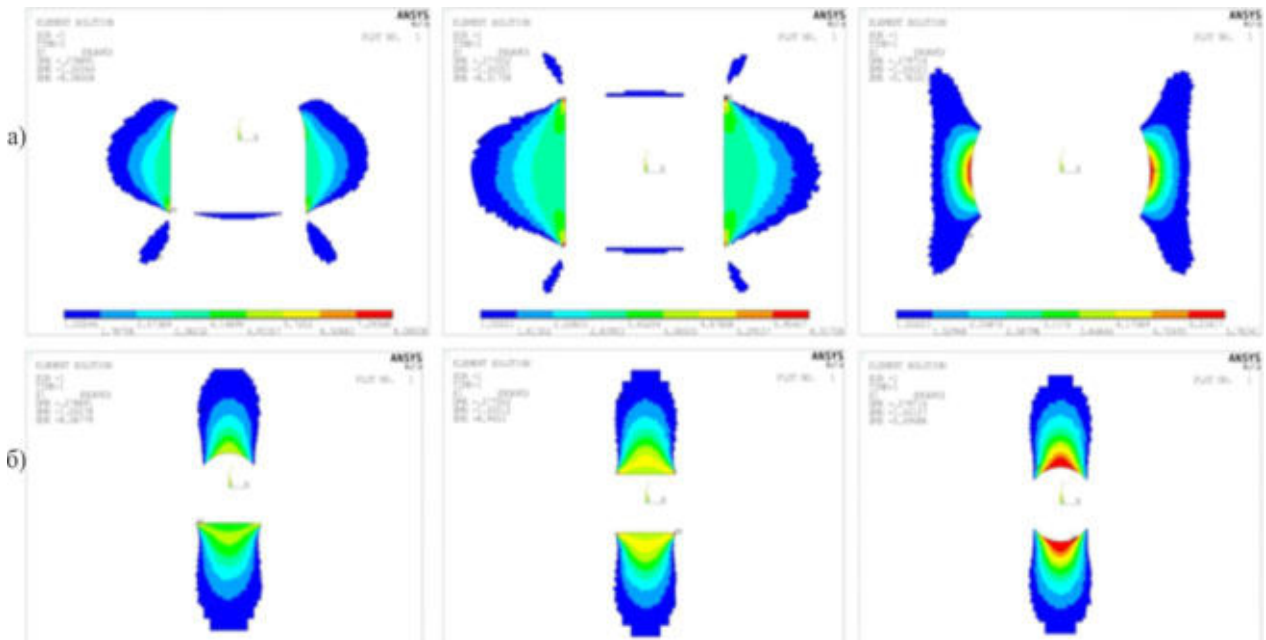


Рисунок 3 – Опасный объем для  $\Psi_x = \varepsilon_x / \varepsilon_x^{\text{lim}}$  (а),  $\Psi_y = \varepsilon_y / \varepsilon_y^{\text{lim}}$  (б)

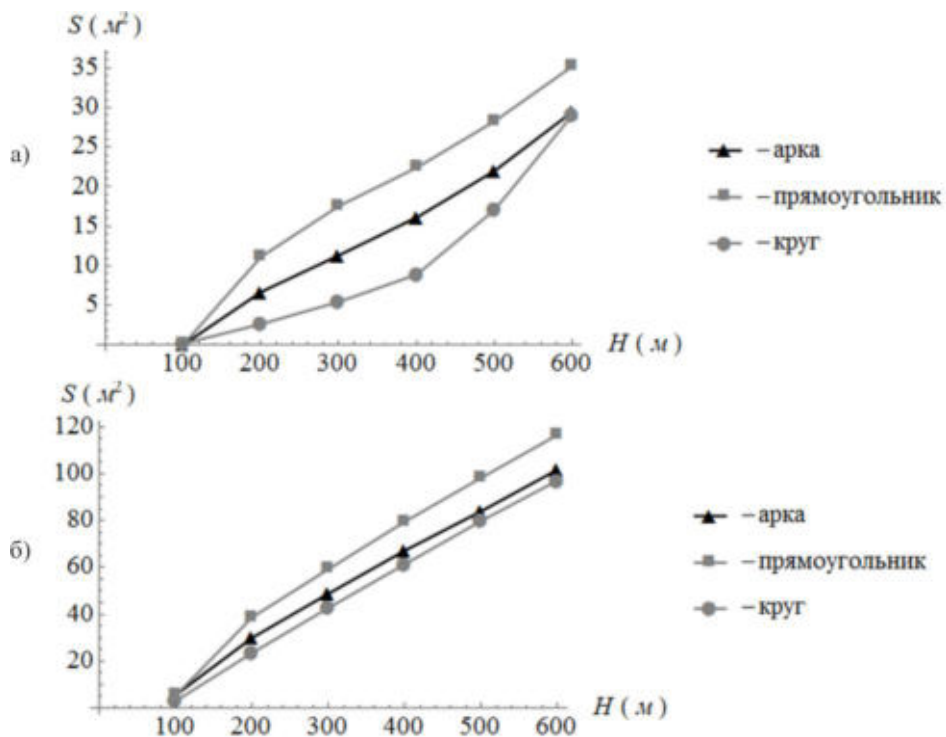


Рисунок 4 – Зависимость опасной площади от глубины выработки для  $\Psi_x = \varepsilon_x / \varepsilon_x^{\text{lim}}$  (а),  $\Psi_y = \varepsilon_y / \varepsilon_y^{\text{lim}}$  (б)

**Заключение.** Разработана методология определения объемной повреждаемости (опасной площади) в окрестности горной выработки на основе модели деформированного твердого тела с опасным объемом.

Показано, что область расположения опасного объема зависит от критерия, по которому он рассчитывался, и от формы выработки.

Получены зависимости объемной повреждаемости от глубины залегания выработок с арочной, прямоугольной и круглой формой поперечного сечения.

#### Литература

1. Журавков, М.А. Компьютерное моделирование в геомеханике / М.А. Журавкова, О.Л. Коновалов, С.И. Богдан, П.А. Прохоров, А.В. Круподеров. – Минск: БГУ, 2008. - 443 с.
2. Журавков, М.А. Устойчивость и сдвигание массивов горных пород/ М.А. Журавкова, В.С. Зубович. – Москва: РУДН, 2009. - 432 с.
3. Оловянный, А.Г. Механика горных пород. Моделирование разрушений. – Спб.:ООО «Издательско-полиграфическая компания«КОСТА», 2012. – 280 с.
4. Щербаков, С. С. Применение концепции об опасных объемах для моделирования распространения трещиноподобного повреждения / С.С. Щербаков, Л.А. Шемет // Вестник БелГУТа : Наука и транспорт. – 2016. – № 1 (32). – С. 165–169.

## КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ТРАНСПОРТИРОВКА УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ

TEREZA NAVRÁTILOVÁ, TOMÁŠ HLINČÍK  
*University of Chemistry and Technology, Prague*

### COMPARISON OF METHODS USED TO CALCULATE THE COMPRESSIBILITY FACTOR

#### 1. Introduction

Natural gas trading is carried out on the basis of the energy supplied by natural gas. The value of energy flow of the gas [kWh] is calculated by multiplying the combustion heat value [kWh/m<sup>3</sup>] with the volume [m<sup>3</sup>] of transported gas under relative conditions during given time. It is necessary to know the value of the compressibility factor to be able to convert the values measured under the operating conditions into the values under relative conditions. [1, 2]

The ideal gas is a system of particles in which individual molecules do not influence one another by any forces and their volume can be neglected. It is therefore a model gas which does not normally occur in nature. In real gases, it is not possible to neglect the volume of molecules and their force interactions. Therefore state equations for real gases need corrections. The seemingly simplest correction is introduction of the so-called compressibility factor  $z$  [-] into the state equation of the ideal gas

$$pV_m = zRT. \quad (1)$$

where  $p$  is absolute pressure [Pa],  $V_m$  is molar volume [m<sup>3</sup>],  $R$  is the universal gas constant [J mol<sup>-1</sup>K<sup>-1</sup>] and  $T$  is thermodynamic temperature [K]. [3, 4]

Compressibility factor is a value used to assess the size of the deviations of real gas behaviour compared to the behaviour of the ideal gas. For pure substances compressibility factor is the function of temperature and pressure, or of temperature and molar volume. In mixtures also works as the function of composition. [3, 4]

Specialized virial types of equations (AGA NX-19, AGA8 – DC92, SGERG 88) and equations based on the free Helmholtz energy (GERG 2008) have been developed in order to provide accurate measurements of the amount of gas. [5, 6, 7, 8, 9, 10]

#### 2. Experimental section

Based on theoretical knowledge and information from available literature the following state equations Benedict-Webb-Rubin-Starling, Benedict-Webb-Rubin-Lee-Starling, Lee- Kesler-Plöcker, Peng-Robinson, Redlich-Kwong-Soave and calculation methods SGERG 88, AGA NX-19 mod. (modified version), AGA NX-19 mod. KORR (corrected version), AGA8 – DC92 and GERG 2008 were selected to calculate the compression factor.

The calculation of the compressibility factor using state equations and the method GERG 2008 has been implemented in the program Aspen Plus V8.6. This calculating software is optimized for chemical processes using mixing rules stated in the guidance document developed for this program [11]. The compressibility factor calculation using methods AGA8 - DC92 and SGERG 88 was conducted in accordance with the norm ČSN EN ISO 12 213: Natural gas – Calculation of compression factor [5, 6, 7]. While using the method AGA NX – 19 the calculation was conducted in accordance with the technical rule TPG G 902 01: Conversion and expressing the volume of natural gas [8].

In order to determine the accuracy of the selected compressibility factor calculation methods the calculated values were compared with experimentally obtained data. The values were then compared to each other and a relative deviation from experimental data was calculated for each method. [12]

The experimental data was obtained from professional literature [13, 14]. Experimentally measured compressibility factor results of six natural gases of different compositions were chosen for the purpose of comparison (see Table no. 1). The selection of the gasses was based on their composition which must fall within the limits of applicability of the above methods. Compressibility factor values were measured in the temperature range 0 – 52 °C and in the pressure range 2 – 10 MPa.

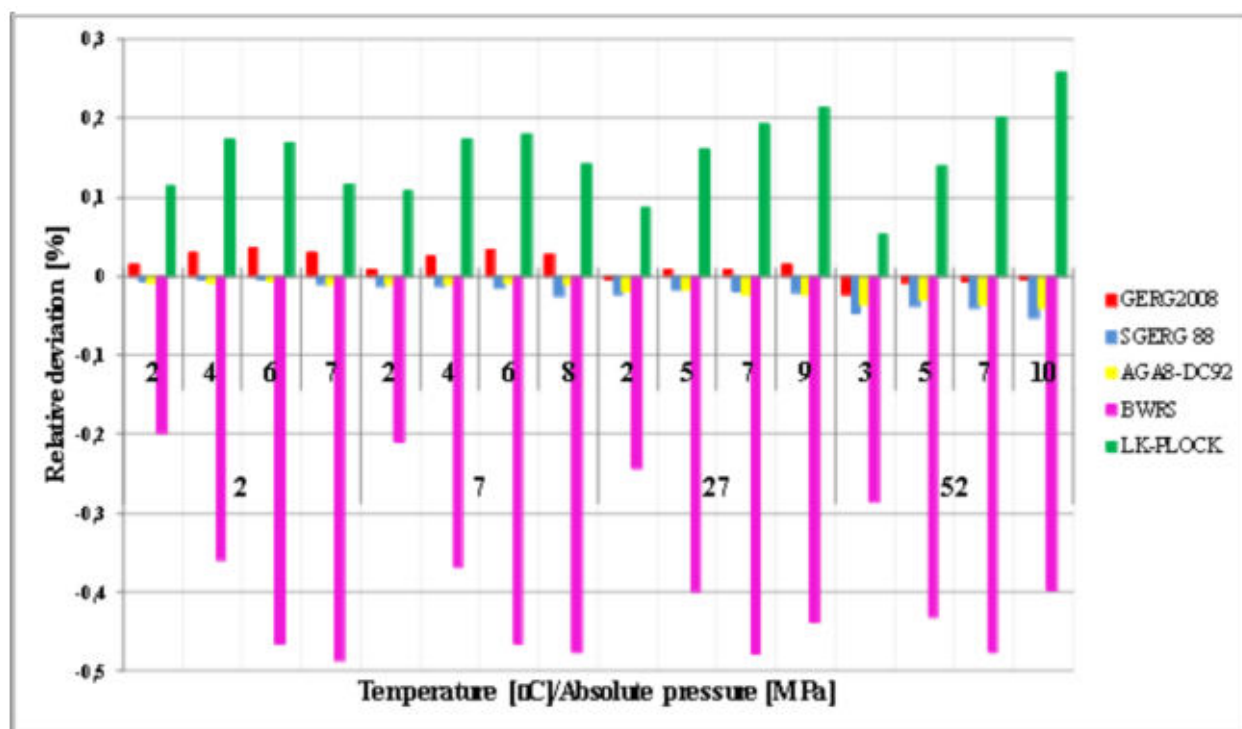
### 3. Results and discussion

After comparing the compressibility factor values calculated by individual state equations with the experimentally obtained data, it was discovered that the state equation Peng – Robinson shows the greatest relative deviation of calculated values compared to experimental data in its entire range of absolute pressures. Other state equations showed little deviation in the range of absolute pressure of 2 - 4, 5 MPa. With increasing absolute pressure, the deviation increased the most at the equations Benedikt-Webb-Rubin-Lee-Starling and Redlich-Kwong-Soave. The equations Benedikt-Webb-Rubin-Starling and Lee-Kesler-Pöcker showed the lowest relative deviation of calculated values compared to the experimental data within the range of absolute pressures and were selected for further comparison with the calculation methods.

**Table no. 1: Composition of the test gases**

Component of the gas	Molar composition [mol. %]					
	gas no.1	gas no. 2	gas no. 3	gas no. 4	gas no. 5	gas no. 6
CH <sub>4</sub>	84,3345	96,580	90,644	81,299	81,203	85,898
C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	8,8946	1,815	4,553	3,294	4,306	8,499
C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	3,1919	0,405	0,833	0,637	0,894	2,296
C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	0,9844	0,102	0,156	0,100	0,155	0,347
iso-C <sub>4</sub> H <sub>10</sub>	-	0,099	0,100	0,100	0,148	0,351
C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	0,1825	0,032	0,045	-	-	0,053
iso-C <sub>5</sub> H <sub>12</sub>	-	0,047	0,030	-	-	0,051
C <sub>6</sub> H <sub>14</sub>	0,0325	0,063	0,040	-	-	-
C <sub>7</sub> H <sub>16</sub>	0,0061	-	-	-	-	-
C <sub>8</sub> H <sub>18</sub>	0,0012	-	-	-	-	-
N <sub>2</sub>	0,4390	0,269	3,134	13,575	5,703	1,007
CO <sub>2</sub>	1,9285	0,589	0,466	0,994	7,592	1,498
He	0,0032	-	-	-	-	-
H <sub>2</sub>	0,0015	-	-	-	-	-

The method AGA NX – 19 was not included in the graphical comparison of relative deviations of calculated values compared to the experimental data. The modified version of this method showed very significant deviations. As for the corrected version of this method, it was not possible to compare all the values because of its limited applicability. When comparing relative deviations of the state equations, it is evident that the deviations of both equations Benedikt-Webb-Rubin-Starling and Lee-Kesler-Pöcker are several times higher than deviations of the calculating methods. It is not possible to clearly determine the scope of temperatures and absolute pressures where any of the above methods SGERG – 88, AGA 8 – DC92 and GERG 2008 would reach similar development of deviations for all compared gases. However, it is evident that the method GERG 2008 showed the smallest deviations as shown in figure no. 1. The statistical evaluation of the relative deviations has showed that the method GERG 2008 reached the smallest relative deviations of the calculated values from experimental values. The method AGA 8 – DC92 showed lower deviations in comparison with the method SGERG – 88.



**Figure no.1: Relative deviation of the calculation methods - gas no. 2**  
(BWRS - Benedict-Webb-Rubin-Starling, LK-PLOCK - Lee-Kesler-Plocker)

#### 4. Conclusion

Based on the comparison of experimentally measured compressibility factor values with the compressibility factor values calculated using state equations, it is evident that the calculated values reach high relative deviations of calculated values compared to the experimental data. The equations Benedict-Webb-Rubin-Starling and Lee-Kesler-Pöcker reached the lowest relative deviations. When comparing relative deviations of the state equations Benedict-Webb-Rubin-Starling and Lee-Kesler-Pöcker with those of the calculation methods SGERG 88, AGA NX – 19, AGA 8 – DC92 and GERG 2008 it was obvious that the compressibility factor values calculated by state equations showed several times higher relative deviations of calculated values compared to the experimental data than the values obtained by calculation methods. Values calculated using the method AGA 8 – DC92 showed a lower deviation from the experimentally obtained data than values calculated using the method SGERG 88. The compressibility factor values obtained by the calculation method GERG 2008 showed the lowest deviations from the experimentally measured values.

#### Literature

1. Čapla, L.; a kol. Vlastnosti topných plynů; VŠCHT: Praha, 2000.
2. ČSN EN ISO 6976. Zemní plyn - Výpočet spalného tepla, výhřevnosti, hustoty, relativní hustoty a Wobbeho čísla + OPRAVA 1. Praha: Český normalizační institut, 2006. 56 str.
3. Koutský, B. Reálné plyny, 1. vydání.; VŠCHT: Praha, 2006.
4. Novák, J.; a kol. Termodynamické vlastnosti plynů, 1. vydání; VŠCHT: Praha, 2007.
5. ČSN EN ISO 12213-1. Zemní plyn - Výpočet kompresibilitního faktoru – Část 1: Úvod a směrnice. Praha: Úřad pro technickou normalizaci, metrologii a státní zkušebnictví, 2010. 24 str.
6. ČSN EN ISO 12213-2. Zemní plyn - Výpočet kompresibilitního faktoru – Část 2: Výpočet z analýzy molárního složení. Praha: Úřad pro technickou normalizaci, metrologii a státní zkušebnictví, 2010. 44 str.
7. ČSN EN ISO 12213-3. Zemní plyn - Výpočet kompresibilitního faktoru – Část 3: Výpočet pomocí fyzikálních vlastností. Praha: Úřad pro technickou normalizaci, metrologii a státní zkušebnictví, 2010. 52 str.
8. TPG G 902 01. Přepočet a vyjadřování objemu zemního plynu. Praha: GAS s.r.o., 2005. 27 str.
9. Kunz, O.; et al. The GERG-2004 Wide-Range Equation of State for Natural Gases and Other Mixtur, 1st ed.; Groupe Européen de Recherches Gazières: Düsseldorf, 2007.
10. Wagner, W. Reference equations of state GERG-2004 and GERG-2008 for natural gases and other mixtures. Ruhr-Universität Bochum. <http://www.thermo.rub.de/en/prof-w-wagner/software/gerg-2004-gerg-2008.html?id=174>.
11. Aspen Physical Property System, 1st ed.; Aspen Technology, Inc., 2012.

12. Čapla, L. Problematika měření velkých průtoků zemního plynu ve vysokotlakých plynovodech. Disertační práce, Vysoká škola chemicko-technologická, 1998.
13. Jaeschke, M.; et al. TM-4 / The GERG Databank of High Accuracy Compressibility Factor Measurements, 1990. GERG. www.gerg.eu .
14. Magee, J.; et al. Isochoric measurements for five natural gas mixtures from T = (225 to 350) K at pressures to 35 MPa. J.Chem.Thermodynamics 1999, 29, 1439–1545.

**Р.М. АБЫШОВА, В.М. МУСТАФАЕВ**

*Азербайджанский Государственный Университет Нефти и Промышленности*

## ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ОТ НЕРАВНОМЕРНОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ ПО ТОЛЩИНЕ ТРУБОПРОВОДА

**Ключевые слова:** напряжение, давление, модуль упругости, температурное поле, оболочка, логарифм.

**Key words:** tension, pressure, elasticity module, temperature field, cover, logarithm.

Под действием температуры наземные трубопроводы получают большие деформации и в них возникают напряжения в осевом, радиальном и тангенциальном направлении. Целью этой статьи является определение радиальных и тангенциальных напряжений при неравномерном изменении температуры по толщине трубы.

Допустим, что температура  $T=T(r)$  неравномерно распределена по толщине  $h$  трубо-провода, где  $r$  текущий радиус трубопровода. Модуль упругости  $E$ , коэффициент Пуассона  $\nu$  и коэффициент температурного расширения  $\alpha$  считаем неизменными по толщине трубы. Обозначим внутреннее давление внутри трубы через  $P$ , внешний и внутренний радиусы  $R_1$  и  $R_2$  и температуры на внешней и внутренней поверхности  $T_1$  и  $T_2$ . В этом случае по толщине трубы возникнут радиальные и тангенциальные напряжения. Эти напряжения от внутреннего давления и от температуры отдельно могут записаться следующим образом:

$$\sigma_r^P = \frac{PR_2^2}{R_1^2 - R_2^2} \left( 1 - \frac{R_1^2}{r^2} \right), \quad \sigma_t^P = \frac{PR_2^2}{R_1^2 - R_2^2} \left( 1 + \frac{R_1^2}{r^2} \right) \quad (1)$$

$$\sigma_r^T = \frac{\alpha E}{1-\nu} \cdot \frac{1}{r^2} \left( \frac{r^2 - R_2^2}{R_1^2 - R_2^2} \int_{R_2}^{R_1} T r dr - \int_{R_2}^r T r dr \right) \quad (2)$$

$$\sigma_t^T = \frac{\alpha E}{1-\nu} \cdot \frac{1}{r^2} \left( \frac{r^2 + R_2^2}{R_1^2 - R_2^2} \int_{R_2}^{R_1} T r dr + \int_{R_2}^r T r dr - T r^2 \right)$$

где  $R_2 \leq r \leq R_1$

Найдем функцию распределения температуры по толщине трубы. При стационарном температурном поле эта функция может быть определена из следующего уравнения

$$\nabla T = \frac{d^2 T}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{dT}{dr} = 0$$

Представляя последнее уравнение в виде  $rT'' + T' = 0$  или  $(T' \cdot r)' = 0$  и интегрируя дважды получаем

$$T = C \ln r + D \quad (3)$$

где  $C$  и  $D$  неизвестные интегральные постоянные. Они определяются из следующих граничных условий:

$$1) \quad T|_{r=R_1} = T_1 \quad 2) \quad T|_{r=R_2} = T_2$$

Используя граничные условия и обозначая  $\Delta T = T_2 - T_1$  находим:

$$C = \frac{\Delta T}{\ln \frac{R_2}{R_1}}, \quad D = T_2 - \frac{\Delta T}{\ln \frac{R_2}{R_1}} \cdot \ln R_2$$

Учитывая  $C$  и  $D$  в (3) получаем функцию распределения температуры по толщине трубы

$$T = \Delta T \frac{\ln \frac{R_1}{r}}{\ln \frac{R_1}{R_2}} + T_1 \quad (4)$$

Подставляя (4) в (2) и учитывая (1) находим напряжения на внешней и внутренней поверхности трубы от неравномерного распределения температуры по толщине трубы:

при  $r=R_1$ :

$$\sigma_r^P = 0; \quad \sigma_r^T = 0; \quad \sigma_t^P = \frac{2PR_2^2}{R_1^2 - R_2^2},$$

$$\sigma_t^T = \frac{\alpha E \Delta T}{2(1-\nu)} \cdot \left( \frac{1}{\ln \frac{R_1}{R_2}} - \frac{2R_2^2}{R_1^2 - R_2^2} \right)$$

при  $r=R_2$ :

$$\sigma_r^P = -P; \quad \sigma_r^T = 0; \quad \sigma_t^P = \frac{P(R_1^2 + R_2^2)}{R_1^2 - R_2^2},$$

$$\sigma_t^T = -\frac{\alpha E \Delta T}{2(1-\nu)} \cdot \left( \frac{1}{\ln \frac{R_1}{R_2}} - \frac{2R_1^2}{R_1^2 - R_2^2} \right),$$

Используя последние четыре соотношения тангенциальные напряжения на внешней и внутренней поверхности трубы от внутреннего давления и от температуры запишутся в виде:

при  $r=R_1$

$$\sigma_t = \frac{2PR_2^2}{R_1^2 - R_2^2} - \frac{\alpha E \Delta T}{2(1-\nu)} \cdot \left( \frac{1}{\ln \frac{R_1}{R_2}} - \frac{2R_2^2}{R_1^2 - R_2^2} \right) \quad (5)$$

при  $r=R_2$

$$\sigma_t = \frac{P(R_1^2 + R_2^2)}{R_1^2 - R_2^2} + \frac{\alpha E \Delta T}{2(1-\nu)} \cdot \left( \frac{1}{\ln \frac{R_1}{R_2}} - \frac{2R_1^2}{R_1^2 - R_2^2} \right)$$

Для  $P = 95 \text{ атм} = 95 \text{ кг/см}^2$ ,  $E = 2,1 \cdot 10^6 \text{ кг/см}^2$ ,  $\nu = 0,3$ ,  $\alpha = 12,5 \cdot 10^{-6} 1/\text{град.}$ ,  $T_1 = -20^0 \div +60^0 \text{ C}$ ,  $T_2 = +20^0 \text{ C}$  вычислены эти напряжения. При этом размеры труб взяты следующие:

- а)  $D = 34'' = 863,6 \text{ мм}$ ,  $h = 15 \text{ мм}$ ,  $R_1 = 431,8 \text{ мм}$ ,  $R_2 = 416,8 \text{ мм}$ ;
- б)  $D = 42'' = 1066,8 \text{ мм}$ ,  $h = 18 \text{ мм}$ ,  $R_1 = 533,4 \text{ мм}$ ,  $R_2 = 515,4 \text{ мм}$ ;
- с)  $D = 46'' = 1168,4 \text{ мм}$ ,  $h = 20 \text{ мм}$ ,  $R_1 = 584,2 \text{ мм}$ ,  $R_2 = 564,2 \text{ мм}$ .

Результаты вычислений приведены в следующей таблице:

Тангенциальные напряжения от внутреннего давления и температуры,  $\text{кг/см}^2$

$T_2 = 20^\circ\text{C}$	$T_1, ^\circ\text{C}$	$\Delta T, ^\circ\text{C}$	$D = 34'' = 863,6\text{мм}$		$D = 42'' = 1066,8\text{мм}$		$D = 46'' = 1168,4\text{мм}$	
			$h = 15\text{мм}$		$h = 18\text{мм}$		$h = 20\text{мм}$	
			$\sigma_t$ ( $r = R_1$ )	$\sigma_t$ ( $r = R_2$ )	$\sigma_t$ ( $r = R_1$ )	$\sigma_t$ ( $r = R_2$ )	$\sigma_t$ ( $r = R_1$ )	$\sigma_t$ ( $r = R_2$ )
	-20	40	3550,0	2145,1	3370,2	1965,1	3518,0	2113,4
	-10	30	3310,8	2280,7	3195,9	2165,9	3296,8	2267,2
	-5	25	3191,2	2348,6	3108,9	2266,4	3186,2	2344,0
	10	10	2832,3	2552,3	2847,6	2567,6	2854,3	2574,6
	15	5	2712,7	2620,2	2760,5	2668,0	2743,6	2651,5
	20	0	2593,0	2688,0	2673,4	2768,4	2633,0	2728,4
	30	-10	2353,8	2823,8	2499,2	2969,2	2411,8	2882,1
	40	-20	2114,5	2959,6	2525,0	3170,0	2190,5	3035,9
	50	-30	1875,3	3095,3	2150,8	3370,8	1969,3	3189,6
	60	-40	1636,0	3231,1	1976,7	3571,6	1748,0	3343,4

Из таблицы видно, что при  $T_1 \leq 15^\circ\text{C}$  тангенциальные напряжения от внешней поверхности трубы к внутренней уменьшаются, а при  $T_1 > 15^\circ\text{C}$  наоборот, увеличиваются.

### ВЫВОДЫ

1. Одним из факторов вызывающих значительные деформации и напряжения в трубопроводе является температурное воздействие. Температура может действовать неравномерно по длине, по окружности и по толщине трубопровода.

2. В зависимости от климатических условий и температуры воздуха трубопровод нагревается и охлаждается. При нагревании возникают продольно сжимающие, а при охлаждении растягивающие напряжения. Наиболее опасны продольно растягивающие напряжения возникающие в трубопроводе.

3. В этой статье с учетом внутреннего давления и неравномерного распределения температуры по толщине трубопровода найдены для различных диаметров и толщин трубопроводов радиальные и тангенциальные напряжения. Установлено, что до  $15^\circ\text{C}$  тангенциальные напряжения от внешней поверхности к внутренней уменьшаются, после  $15^\circ\text{C}$  наоборот растут.

### Литература

1. Безухов Н.И. и др. Расчеты на прочность, устойчивость и колебания в условиях высоких температур. - М.:Машиностроение,1965. -517 с.
2. Вольмир А.С. Гибкие пластинки и оболочки. - М.: Гостехиздат, 1956. - 418 с.
3. Камке Э. Справочник по обыкновенным дифференциальным уравнениям. -М.: Наука,1976.- 576 с.

**Д.В. БИЛОУС, А.А. КАРАКОЗОВ**

*Донецкий национальный технический университет*

## ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА ДЛЯ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОДУКТИВНЫЙ ПЛАСТ

При добыче жидких полезных ископаемых одной из основных причин снижения производительности скважин является кольматация (глинизация, закупорка минеральными отложениями) их стенок в интервале продуктивного пласта или фильтровой части. При этом снижается проницаемость примыкающей к скважине части флюидосодержащего пласта (или фильтра), что способствует уменьшению дебита. По различным данным 75-80% нефтяных и гидрогеологических скважин преждевременно прекращают работоспособность из-за кольматации или заиливания [1, 2].

Продуктивность таких скважин может быть восстановлена и повышена за счёт системного применения современных технологий декольматации призабойной зоны пластов, в том числе и гидродинамического воздействия. Следовательно, такое воздействие на продуктивные пласты, как на стадии вскрытия и ввода их в эксплуатацию, так и при ремонтных работах на последующих стадиях разработки месторождения, является одним из основных элементов технологии добычи жидких полезных ископаемых. Поэтому исследования, направленные на создание технических средств и технологий воздействия на продуктивный пласт, являются весьма актуальными.

В Донецком национальном техническом университете был разработан ряд устройств для гидродинамического воздействия на продуктивный пласт, которые могут быть разделены на следующие группы [3]:

1. Гидроударные генераторы переменных давлений, передающихся столбу жидкости в скважине, базирующиеся на использовании гидроударников двойного действия;

2. Гидродинамические излучатели импульсов (кавитационные генераторы), в том числе и выполненные с возможностью обработки фильтровой зоны за счёт перемещения их поршневыми гидродвигателями двойного действия;

3. Комбинированные устройства гидродинамического воздействия на пласт, являющиеся комбинацией гидроударных генераторов переменных давлений и гидродинамических излучателей импульсов (кавитационных генераторов).

На базе гидроударников двойного действия было предложено два гидроударных генератора переменных давлений [3] для разглинизации продуктивных пластов, первое из которых включает в себя гидроударник и присоединяемый к нему вибрационный узел с отверстиями для формирования высоконапорных струй (рис. 1).

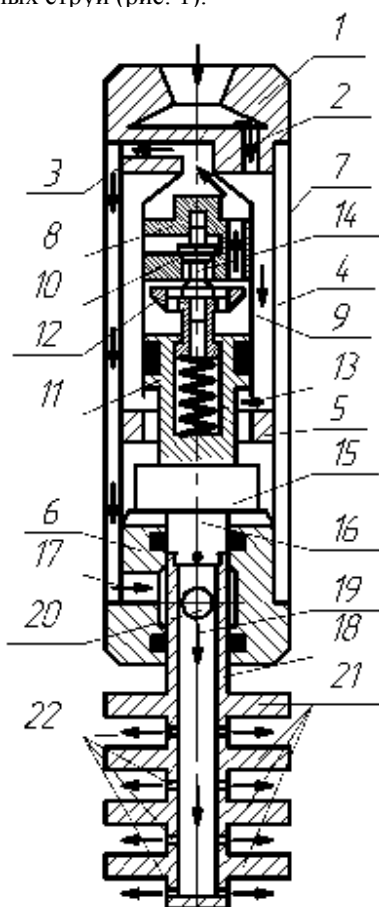


Рис. 1. Схема устройства для разглинизации пластов.

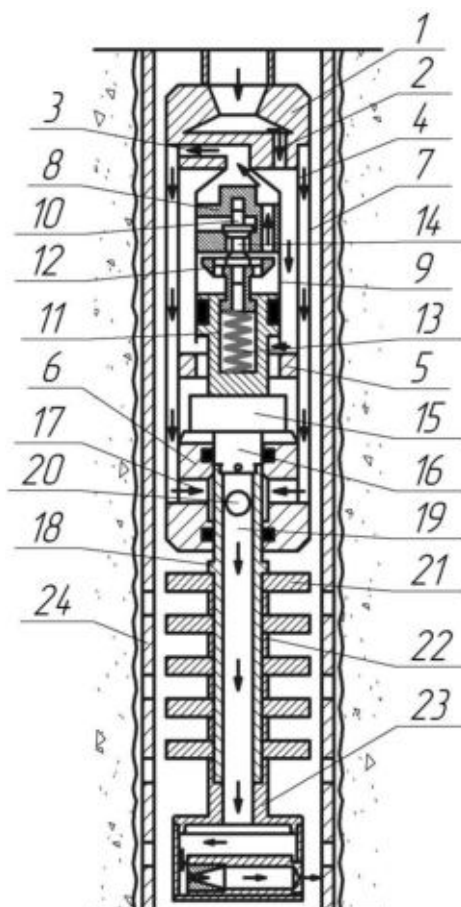


Рис. 2. Схема комбинированного устройства для разглинизации пластов с дополнительным кавитационным генератором.

В состав гидроударника входит переходник 1 с впускным 2 и выпускным 3 каналами. Переходник 1 соединяется корпусом 4 с верхней 5 и нижней 6 наковальнями, а кожухом 7 – с нижней наковальней. К переходнику 1 крепится клапанная коробка 8 с цилиндром 9. В клапанной коробке 8 размещен впускной клапан 10, а внутри цилиндра 9 – поршень 11 с выпускным клапаном 12 и пружиной 13. Клапаны 10 и 12 соединены толкателем 14. Поршень 11 соединён с бойком 15, в нижней части которого выполнен шток 16. Канал 17 в нижней наковальне 6 соединен с зазором между корпусом 4 и кожухом 7. В состав вибрационного узла входит соединенный со штоком 16 патрубком 18 с каналом 19 и отверстием 20. К патрубку 18 присоединены дисковые мембраны 21, между которыми выполнены отверстия 22.

Устройство спускается в скважину на трубах, по которым в него подается жидкость. Под действием давления поршень 11 совершает возвратно-поступательное движение, нанося бойком 15 удары по наковальням. Отработанная в гидроударнике жидкость через каналы 17 и 19, отверстия 20 и 22 выходит в скважину. Вибрационный узел, соединённый со штоком 16, перемещается в скважине, генерируя волны давления в жидкости, воздействующие на стенки скважины (фильтра), очищая их от различных отложений. Жидкость, выходящая из отверстий 22, также способствует их лучшему очищению. Использование



гидроударника двойного действия позволяет увеличить скорость истечения жидкости из отверстий 22, что повышает энергию истекающих струй и усиливает их пульсацию. Ударные импульсы, передающиеся на дисковые мембраны 21, способствуют повышению частоты волн давления, что также положительно влияет на процесс разглинизации продуктивных пластов.

Это устройство может дополнительно оснащаться гидродинамическим излучателем импульсов (кавитационным генератором) 23, выполненным, например, в виде трубки Вентури (рис. 2), через которую в зону фильтра 24 проходит жидкость, обработанная в гидроударнике. При этом отверстия в патрубке 18 отсутствуют или перекрываются кольцами 22 (рис. 2) [3].

Для схем гидроударных генераторов давлений, приведенных на рис. 1 и 2, выполнена адаптация разработанных ранее практических конструкций устройств к новым типоразмерам (для диаметра кожура гидроударника 146 мм вместо 127 мм). Кроме того, для них выполнена разработка вибрационных узлов, работающих как автономно, так и совместно с кавитационными генераторами диаметром от 90 до 146 мм, выполненными в виде трубки Вентури и генерирующими импульсы с частотой в пределах 1,9-2,7 кГц.

Дополнительно при участии автора разработана новая конструктивная схема и практическая конструкция комбинированного устройства для разглинизации пластов диаметром 146 мм с дополнительным кавитационным генератором, отличающаяся обеспечением независимости работы гидродинамического излучателя и гидроударника, что позволяет обеспечить стабильность подачи жидкости в кавитационный генератор и дополнительную струйную обработку призабойной зоны пласта. Выполненное моделирование кавитационных процессов позволило расширить перечень перспективных схем гидродинамических излучателей для использования в устройствах для разглинизации пластов.

#### Литература

1. Ратов, Б.Т. Гидровибрационное освоение флюидосодержащих пластов при строительстве скважин. – Алматы: КазНТУ, 2015. – 124 с.
2. Ратов, Б.Т. Разработка новых технических средств и технологии повышения продуктивности нефтяных скважин: Автореф. дисс. ... канд. техн. наук: 05.15.14 / Ратов Боранбай Товбасарович. – Алматы: КазНТУ, 2010. – 38 с.
3. Каракозов, А.А. Разработка многофункциональных гидроударников для бурения и освоения скважин на воду / А.А. Каракозов, С.Н. Парфенюк, Д.Н. Чичикало // Сборник научных трудов Международной научно-практической конференции «Геологоразведочное и нефтегазовое дело в XXI веке: технологии, наука и образование». – Алматы, КазНТУ, 2016. – С. 104-111.

**И. Ю. МАРМЫЛЁВ, П.П. ПОВЖИК**

*РУП «Производственное объединение «Белоруснефть» НГДУ «Речицанефть»*

## **ЛОКАЛИЗАЦИЯ ОСТАТОЧНЫХ ИЗВЛЕКАЕМЫХ ЗАПАСОВ НЕФТИ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПРИПЯТСКОГО ПРОГИБА НА ПРИМЕРЕ I БЛОКА ЕL-ZD ЗАЛЕЖИ МАРМОВИЧСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Открытие новых крупных месторождений нефти в настоящее время имеет большое значение, но с каждым годом вероятность их обнаружения все меньше. Зачастую новые месторождения характеризуются небольшими запасами и разработка их нерентабельна. Именно поэтому большое внимание уделяется месторождениям, которые находятся в работе, к тому же большинство из них уже перешли в завершающую стадию разработки. На данном этапе, для достижения максимальной добычи, становится вопрос о локализации остаточных извлекаемых запасов. Ответ на этот вопрос пытаются найти, создавая геологическую и гидродинамическую модель, анализируя историю разработки. Данным направлением занимаются отделы в научных институтах, где для этого используются дорогостоящие программные продукты. Создание модели и проведение расчетов занимает много времени и средств, а в результате, в ходе сопоставления фактического состояния разработки за рассматриваемый период с прогнозным состоянием за этот же период, всё равно выявляются отклонения фактического состояния от расчетного. На сегодняшний день остаётся актуальной одна из главных задач в добыче - это повышение КИН и вовлечение в работу невыработанных зон на «стареющих» месторождениях. Механизм разработки нефтяных месторождений постоянно совершенствуется, однако применение новых методов пока не позволяет решить проблему обеспечения равномерной выработки запасов в полной мере.

Предложенная методика, базирующаяся на комплексном анализе структурных характеристик нефтегазоносных пластов, анализе геологического строения и промысловых данных, позволяет выявить особенности распределения остаточных запасов нефти на месторождении, а также произвести при этом подсчет не вовлеченных в разработку запасов. Методика строится на условном разделении залежи квадратной сеткой на элементарные ячейки достаточно малой величины, что позволяет более подробно

изучить неоднородность пластов-коллекторов продуктивных интервалов. Для расчета необходимы промысловые показатели разработки за краткосрочный период времени. По результатам расчётов строится карта концентрации подвижных остаточных извлекаемых запасов, находится их величина, что позволяет оценить как рентабельность вовлечения их в разработку, так и вопрос о необходимости модернизации системы разработки залежи. Преимуществом методики является наглядность, скорость проведения расчетов, использование параметров разработки залежи за краткосрочный период времени (до года).

Эффективность использования методики можно рассмотреть на примере елецко-задонской залежи I блока Мармовичского нефтяного месторождения. Залежь массивная, полусводовая, с севера, юга и востока тектонически ограничена, с северо-запада и северо-востока – литологически экранирована (границей залежи является зона отсутствия межслоевых отложений тектонического происхождения). Размеры залежи: длина - 2,5 км, ширина - 0,85 км, высота – 129 м. Условный ВНК принят на абсолютной отметке –2638 м. Залежь представлена отложениями:

- задонского горизонта ( $D_{3zd}$ ), который сложен доломитами (нефтенасыщенными) и, реже - известняками. Доломиты мелко-среднезернистые, трещиноватые, кавернозные, участками пористые. Трещины различно ориентированные, тонкие. Каверны размерами преимущественно 1-5 мм, полые или выполненные галитом с включениями ангидрита;

- елецкого горизонта ( $D_{3el}$ ), который сложен в основании мергелями и известняками. Известняки тонко-мелкозернистые, тонкослоистые (слоистость горизонтальная обусловлена многочисленными прослойками глин), с неровным изломом, с редкими стилолитовыми швами, выполненными сульфатно-глинистым материалом, трещиноватые, неравномерно пористые, мелкокавернозные. Пористость и кавернозность обусловлена наличием пустот округлой формы, размером в основном 1-2 мм, местами до 4 мм.

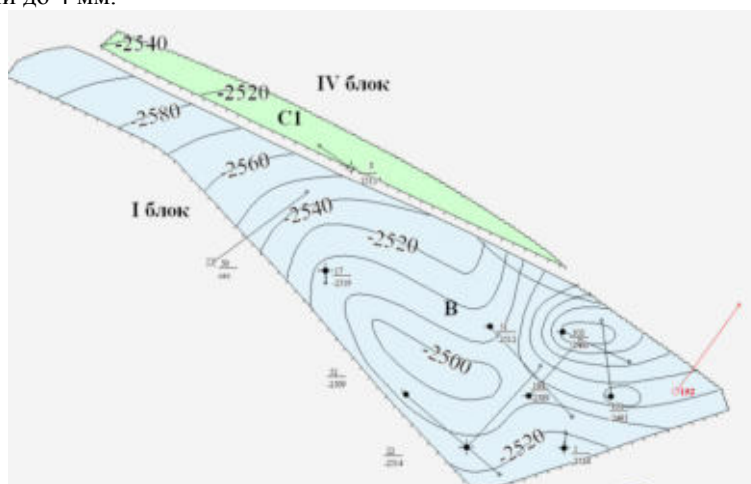


Рис.1 - Мармовичское месторождение I, IV блок. Структурная карта по кровле елецко-задонского продуктивного горизонта

В настоящее время на данной залежи добыча нефти ведется на скважинах №№51,52,104,105,151 и осуществляется очаговая закачка в скважины №№17,22. Начальные балансовые запасы составляют – 3800 у.е., начальные извлекаемые – 760 у.е. Текущий КИН – 0,116 при проектном - 0,2 (рис.1).

При проведении расчетов был изучен ряд вопросов:

- структурное расположение нефтегазоносной части залежи (наибольшее количество углеводородов должно сосредоточиться в пределах зон с наиболее гипсометрически высокорасположенными частями залежи);

- распределение эффективной нефтенасыщенной мощности по площади (наибольшее количество запасов может находиться в области с большей эффективной продуктивной мощностью);

- водонасыщенность продуктивной части коллектора (наибольшее количество углеводородов будет находиться в зонах, где эффективная нефтенасыщенная часть коллектора меньше содержит воды);

- распределение пластового давления по залежи (данная характеристика показывает распределение фильтрационных свойств в коллекторе и является непосредственной характеристикой энергетики залежи);

- геолого-промысловые параметры за краткосрочный период времени.

По результатам расчета была построена карта остаточных подвижных запасов (запасы выражены в условных единицах и соотносятся с реальными величинами, что позволяет производить корректный анализ) (см. рис.2).

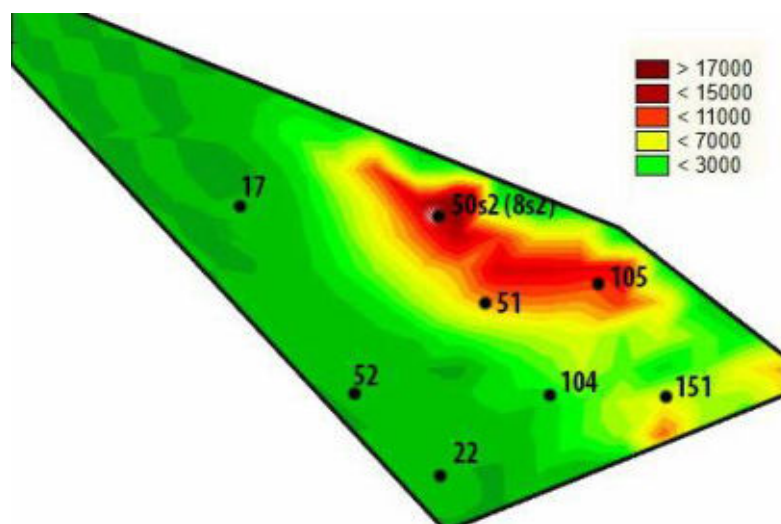


Рис.2 – Карта остаточных подвижных запасов el-zd залежи Мармовичского месторождения

По результатам расчёта было получено значение остаточно извлекаемых запасов (ОИЗ) в 319 у.е., что соответствует текущим ОИЗ, равным 321 у.е. Используя методы интерполирования, была построена карта локализации ОИЗ по исследуемой залежи. Можно отметить, что основные ОИЗ располагаются в зоне северной скважины №51 (см. рис. 2), их величина составляет 170 у.е. (при остаточно извлекаемых запасах в целом по залежи около 319 у.е). На карте (рис.2) видно, что скважина 105, освоённая из бурения в мае 2016 года попала в невыработанную область, что подтверждается параметрами её работы (средний дебет по нефти за 2016 год 10,1 т/сут, согласно прогнозному расчёту по предложенной методике 10,8 т/сут).

В данный момент основное направление разработки залежи заключается в выработке запасов в районе скважин №№105,104,151, однако, на основании проведённого расчёта и полученных результатов, было предложено пробурить боковой ствол со скважины 50s2 в район с остаточными запасами для их дальнейшей доработки. Это позволит модернизировать существующую систему добычи и обеспечить выполнение проектного КИН.

**Заключение:**

В настоящее время решение по дальнейшей разработке месторождения обязательно принимается с учетом результатов гидродинамического моделирования, полученных с помощью специализированных программных продуктов, что занимает много времени (выбор подрядчика, согласование всех видов работ, сроков и другие необходимые процедуры) и средств. Предложенная методика может применяться в ситуациях, когда необходимо быстрое принятие решения по дальнейшему пути разработки залежи. Она основана на анализе промысловых и геологических параметров (за краткосрочный период) характеризующих залежь и позволяет: выявить невыработанные зоны, оценить ОИЗ залежи, в очень короткие сроки принять решение по дальнейшей разработке залежи. Для работы по данному методу нет необходимости в дополнительном обучении специалистов, что позволяет использовать методику на самом производстве.

Методика была апробирована на карбонатных коллекторах Припятского прогиба и показала свою эффективность.

**К.Ю. МЕДВЕДЕВ**

*РУП ПО «Белоруснефть» «БелНИПИнефть»*

## **ЭКОНОМИЧНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОВЫШЕНИЯ НЕФТЕОТДАЧИ ПЛАСТОВ НА БАЗЕ НЕСТАЦИОНАРНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ С АКТИВИЗАЦИЕЙ ПРОЦЕССОВ КАПИЛЛЯРНОЙ ПРОПИТКИ**

Ежегодно мировая добыча нефти из карбонатных отложений увеличивается [1]. На сегодняшний день с карбонатными отложениями связано более 40% мировых запасов нефти и около 60% мировой добычи. Нефтяные месторождения, приуроченные к карбонатным коллекторам, широко распространены на Ближнем и Среднем Востоке, США, Канаде, Мексике, Венесуэле и других странах мира [2].

В настоящее время в Беларуси открыто более 75 месторождений нефти и газоконденсата. Наибольшее число залежей нефти (более 90%) связано с карбонатными подсолевыми и межсолевыми комплексами. На текущий момент из числящихся на балансе РУП «Производственное объединение

«Белоруснефть» остаточных извлекаемых запасов нефти более 64% относятся к трудноизвлекаемым, 44% этих запасов сосредоточены в залежах с низкопроницаемыми коллекторами и вязкими нефтями и 20% приурочены к высокообводненным зонам залежей с активными запасами, но с обводненностью добываемой продукции более 80% и выработкой запасов 80-90% [3].



Рисунок 1 - Состояние ресурсной базы запасов нефти РБ (слева), структура трудноизвлекаемых запасов нефти РБ (справа).

В сложившихся условиях для поддержания добычи нефти на запланированных уровнях главной задачей нефтяной отрасли Беларуси является увеличение коэффициентов извлечения нефти по сравнению с проектными на залежах с активными запасами и увеличение темпов отбора и КИН на залежах с трудноизвлекаемыми запасами.

Учитывая поставленную задачу по увеличению коэффициента извлечения нефти действующих месторождений в лаборатории РУП ПО «Белоруснефть «БелНИПИнефть» был выполнен ряд экспериментальных исследований по определению коэффициентов вытеснения нефти. Всего выполнено три различных вида исследований:

1. Циклическое воздействие на керн тремя различными гидродинамическими режимами фильтрации с определением приростов  $K_{\text{выт}}$  после каждого режима.

*Технология:* определение коэффициента вытеснения нефти водой выполнялось путем прокачки через модель пластовой воды с постоянной объемной скоростью до полного прекращения выхода нефти из модели. Далее, скорость прокачки увеличивалась относительно начальной в 2 раза и вытеснение продолжалось до полного прекращения выхода нефти из модели. Затем скорость прокачки увеличивалась относительно начальной в 4 раза и также процесс вытеснения продолжался до полного прекращения выхода нефти из модели (рисунок 2).

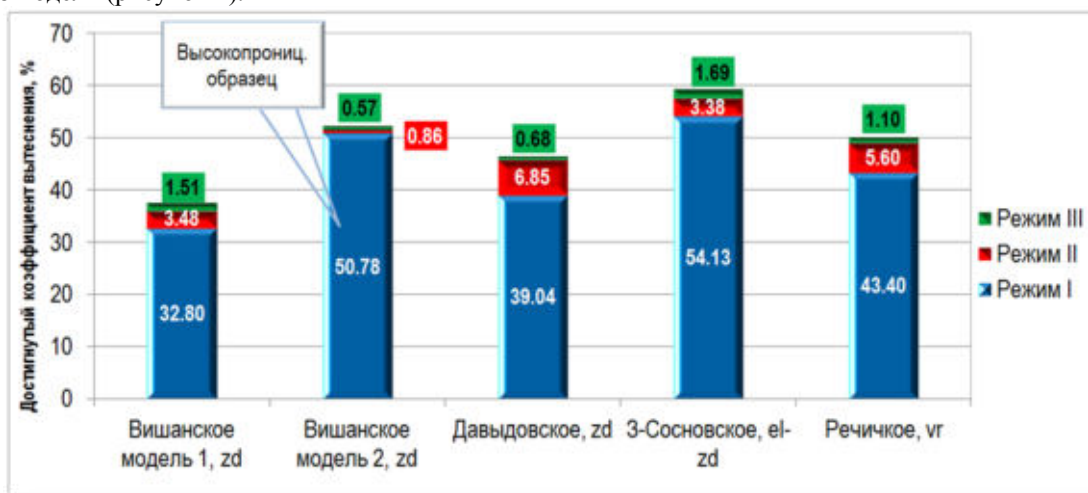


Рисунок 2 - Приросты  $K_{\text{выт}}$  на каждом из установленных режимов.

2. После проведения первого эксперимента (циклического воздействия) вытеснение продолжалось с использованием раствором вода+ПАВ.

*Технология:* первоначально вытеснение осуществлялось на статическом режиме с неизменным расходом закачки воды. При прохождении 2-х поровых объемов объем прокачки увеличивается в 2 раза (создание условий циклического воздействия). После полного обводнения в модель пласта закачивается оторочка раствора композиции АФ9-12, сульфанола и щелочи в размере 0,5 нефтенасыщенного объема пор. По количеству дополнительно извлеченной из модели пласта нефти рассчитывается прирост коэффициента вытеснения за счет применения раствора ПАВ (рисунок 3).

3. Вытеснение нефти капиллярными силами (статическое вытеснение за счет противоточной капиллярной пропитки) при воздействии насыщенного нефтью керна с раствором вода+ПАВ.

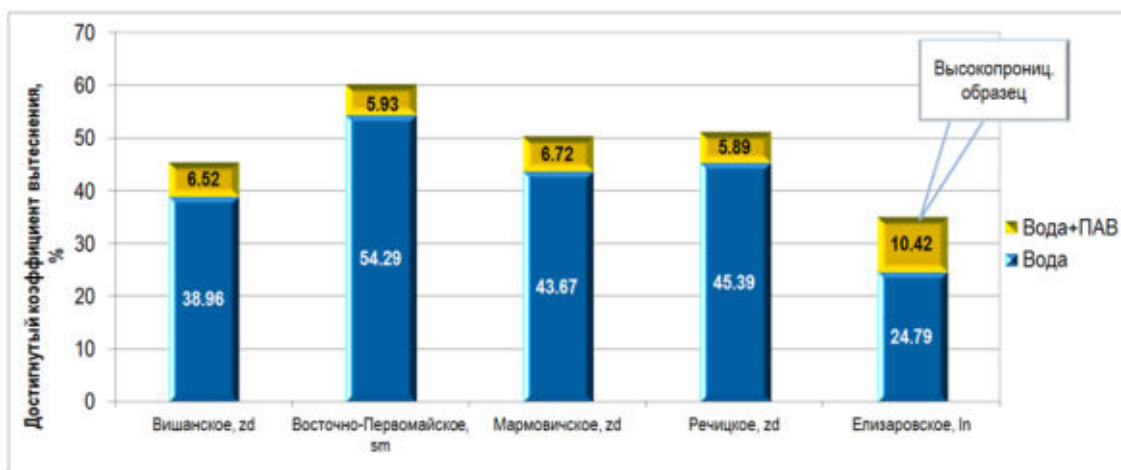


Рисунок 3- Приросты  $K_{\text{выт}}$  от применения ПАВ после циклического воздействия.

*Технология:* лабораторные исследования проводились на приспособлениях, изготовленных из оргстекла и состоящих из стакана и мерной бюретки с ценой деления  $0,01 \text{ см}^3$ . Резьбовое соединение с резиновой прокладкой и резиновая трубка с зажимом на конце мерной бюретки позволяют герметизировать образец керна и окружающую его жидкость. Благодаря этому, на протяжении всего опыта плотность и концентрация вытесняющего агента остаются постоянными. Партия таких заряженных стаканов помещается в термощкаф, где создается определенная температура. Далее ежедневно производится отсчет капиллярно вытесненной нефти. После прекращения выделения нефти (через 1,5-2 недели) вода в стакане заменяется композицией ПАВ, отсчеты в дальнейшем снимаются через 1-2 суток до полного прекращения выделения нефти (рисунок 4).

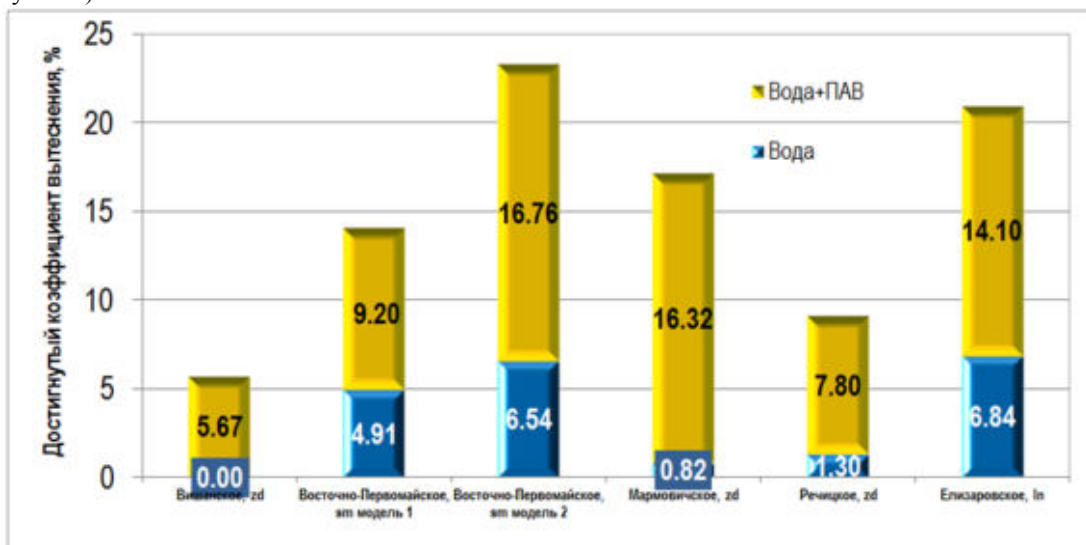


Рисунок 4 - Приросты  $K_{\text{выт}}$  от применения ПАВ при капиллярной пропитке.

#### Основные выводы и заключения

1. Циклическое воздействие с использованием двух режимов позволило прирастить  $K_{\text{выт}}$  от 1,43% до 7,53%. Основные приросты получены после первого режима (цикла) воздействия.
2. При более высоких значениях начальной нефтенасыщенности моделей достигнуты большие приросты  $K_{\text{выт}}$  при циклическом воздействии, при условии равных значений проницаемости.
3. Применение ПАВ после циклического воздействия оказалось эффективным и позволило получить приросты  $K_{\text{выт}}$  в среднем 7,1%.
4. Применение растворов ПАВ на высокопроницаемых моделях позволило получить наибольшие приросты  $K_{\text{выт}}$  в сравнении с низкопроницаемыми.
5. Приросты  $K_{\text{выт}}$  за счет использования ПАВ при капиллярной пропитке составляют от 5,67 до 16,76% (абсолютных). Капиллярная пропитка с использованием только воды. Примечательно, что в некоторых случаях она практически не происходила и значения  $K_{\text{выт}}$  не превышали 1%.
6. Значения прироста  $K_{\text{выт}}$  при капиллярной пропитке не зависят от величины начальной нефтенасыщенности коллектора.

7. Прирост  $K_{\text{выт}}$  при капиллярной пропитке увеличивается с уменьшением проницаемости моделей.

#### Литература

1. Муслимов, Р.Х. Новая стратегия освоения нефтяных месторождений в современной России оптимизация добычи и максимизация КИН // Нефть. Газ. Новации. – 2016. - №4. – С. 8-17.
2. Гавура В.Е. Геология и разработка нефтяных и газовых месторождений. М.: ВНИИОЭНГ, 1995. - 496 с.
3. Демяненко Н.А., Повжик П.П., Дубинин Б.А. Стратегия поисков и разведки и разработки месторождений углеводородов в Республике Беларусь // Поиски и освоение нефтяных ресурсов Республики Беларусь: Сборник научных трудов. – Вып. 8. – Гомель: БелНИПИнефть, 2012. – 470 с.

**Р. САДЫГОВ, Г. ИСМАЙЛОВ, М. КУРБАНОВ**

*Азербайджанский государственный университет нефти и промышленности, Азербайджан,  
г. Баку*

## ЗАЩИТА ОТ КОРРОЗИИ ТРУБОПРОВОДОВ ТРАНСПОРТИРУЮЩИХ НЕФТЬ ВЫСОКОЙ ВЯЗКОСТЬЮ

Аннотация: Статья посвящена о технологии защиты от коррозии трубопроводов транспортирующих нефть с высокой вязкостью путем постоянную или периодическую подачу ингибитора в трубопровод. Кроме этого, разработана технология проталкивания «гидравлического поршня» для обработки нефтепровода ингибитором коррозии. Сущность этой технологии заключается в однократной обработке всей поверхности труб путем заполнения участка нефтепровода на головной ее части. Преимущество этого способа состоит в том, что отпадает необходимость организаций дозаторных пунктов и их обслуживания, для обработки используются передвижные технологические агрегаты.

Ключевые слова: высоковязкие нефти, ингибитор коррозии, трубопровод, пластовая вода, буферная жидкость, гидравлическая поршня, технологические агрегаты.

На некоторых нефтяных месторождениях высоковязкие асфальто-смоло-парафиновые нефти с температурой застывания  $+18 - + 20^{\circ}\text{C}$  транспортируются к пункту подготовки сдачи совместно с пластовой водой. Для обеспечения нормального транспорта на трассе нефтепроводов продукция подогревается до  $50-60^{\circ}\text{C}$ , с целью снижения вязкости нефти. Соотношение нефти и пластовой воды колеблется в пределах от 1:3 до 1:10.

Нагрев транспортируемой продукции повышает коррозионную агрессивность минерализованных пластовых вод, вследствие чего на внутренней поверхности нефтепровода развивается коррозия, приводящая к сквозным поражениям труб. Для снижения интенсивности коррозии нефтепровода на контакте с нагретой минерализованной пластовой водой рекомендуется осуществлять ингибиторную защиту с использованием термостойких ингибиторов коррозии. Он представляет собой легкоподвижную жидкость темно-коричневого цвета, не растворимую в воде и растворимую в нефти. Плотность ингибитора  $0,97 \text{ кг/м}^3$ , температура застывания  $-18^{\circ}\text{C}$ , температура вспышки  $107^{\circ}\text{C}$ , взрывобезопасен. Обладает высокими адсорбционными свойствами к поверхности металла и способностью образовывать длительно сохраняющиеся защитные пленки. Ингибитор обеспечивает защитный эффект не ниже 85-95% в нефтеводных средах с преобладанием водной фазы при температурах  $30-85^{\circ}\text{C}$  используется в состоянии поставки или в смеси с отходными органическими растворителями [1,2].

Технология ингибиторной защиты предусматривает постоянную или периодическую подачу в нефтепровод ингибитора коррозии с целью обработки всей внутренней поверхности труб от головной его части до пункта сбора и подготовки нефти. Для осуществления постоянной подачи ингибитора в нефтепровод на головном его участке и на установках подогрева продукции организуются пункты дозировки ингибитора коррозии, состоящие из емкости для хранения ингибитора и дозаторных насосов. Емкость для хранения ингибитора подбирается в зависимости от суточного расхода с учетом запаса на 15-20 дней. При осуществлении постоянной дозировки ингибитора оптимальный расход его должен быть в пределах  $80-100 \text{ г/м}^3$  транспортируемой совместно с нефтью пластовой воды.

В зимний период ингибитор следует подавать в смеси с отходным растворителем (предельный керосин) или легкой нефтью в соотношении 1:0,5. Исходя из этого, производительность дозаторных насосов определяется по формуле:

$$q = \frac{Q \cdot c_2}{240 \cdot c_1 \cdot \rho} \text{ л/с}$$

где:  $Q$  - расход жидкости (воды) в защищаемой системе,  $\text{м}^3/\text{сут}$ ;  
 $c_1$  - концентрация ингибитора в рабочем растворе, %

$C_2$  - рекомендуемая концентрация (дозировка) неразбавленного ингибитора в перекачиваемой жидкости, г/м<sup>3</sup>;

$\rho$  - плотность рабочего раствора ингибитора, г/см<sup>3</sup>;

Дозаторный насос должен создавать давление, повышающее рабочее давление в нефтепроводе в точке ввода ингибитора. Учитывая нерастворимость ингибитора в воде и растворимость в тяжелой нефти, постоянная дозировка ингибитора с помощью дозаторов в поток транспортируемой продукции способствует образованию на внутренней поверхности нефтепровода равномерной защитной пленки, сохраняющейся длительное время (около 1 месяца). В связи с этим подачу ингибитора в нефтепровод можно производить периодически. Определение времени подачи ингибитора для создания защитной пленки на внутренней поверхности участка нефтепровода производится по формуле:

$$T = k \frac{\alpha \cdot S \cdot l}{q}$$

где,  $T$  — время подачи ингибитор дозаторными насосами, час;

$\alpha$  — протяженность участка нефтепровода, м;

$S$  — внутренняя поверхность 1-го пог. метра труб, м<sup>2</sup>;

$L$  — норма расхода ингибитора для создания пленки на 1 м<sup>2</sup> поверхности трубы (принимается равным 0.2 л).

$q$  — производительность дозаторного насоса, л/ч;

$k$  — коэффициент уноса ингибитора потоком (принимается равным 1.2-1.5).

По истечении этого времени подача может быть прекращена на 15-20 дней, после чего цикл обработки должен быть продолжен.

Кроме этого разработана технология проталкивания “гидравлического поршня” для обработки нефтепровода ингибитором коррозии. Сущность этой технологии заключается в однократной обработке всей поверхности труб путем заполнения участка нефтепровода на головной его части (или на нескольких участках трассы) расчетным количеством буферной жидкости и ингибитора коррозии и проталкивание этого “гидравлического поршня” по трубопроводу транспортируемой продукцией до концевой его части. Подача буферной жидкости и ингибитора коррозии в нефтепровод осуществляется при кратковременной (10-20 мин) остановке транспорта продукции. Преимущество этого способа состоит в том, что отпадает необходимость организаций дозаторных пунктов и их обслуживания; обработка используются передвижные технологические агрегаты (ЦА-30 автоцистерны), а также силовые насосы, предназначенные для перекачки нефти и воды. Буферная жидкость предназначена для оттеснения транспортируемой продукции (особенно воды) от места ввода ингибитора в нефтепровод с целью обеспечения равномерной обработки поверхности труб ингибитором коррозии.

В качестве буферной жидкости может быть использована легкая нефть или отходный органический растворитель, обеспечивающие снижение вязкости транспортируемой асфальто-смоло-парафиновой нефти. Расчет требуемого объема буферной жидкости производится по формуле.

$$V = V_0 \cdot L, \text{ м}^3$$

где:  $V_0$  — объема 1-го пог. метра нефтепровода, м<sup>3</sup>;

(для труб диаметром 273 мм он равен 0,049 м<sup>3</sup>)

$L$  — протяженность участка нефтепровода, м (принимается равным 100-150м).

После закачки буферной жидкости в нефтепровод подается расчетное количество ингибитора коррозии. Расчет потребного количества ингибитора производится исходя из нормы его расхода на 1 м<sup>2</sup> поверхности. Согласно лабораторным данным он составляет 0,15-0,2 кг на 1 м<sup>2</sup> поверхности.

$$Q = q_1 \cdot S \cdot \alpha, \text{ кг}$$

где,  $Q$  — потребное количество ингибитора, кг;

$q_1$  — норма расхода ингибитора на 1 м<sup>2</sup>, кг;

$S$  — уд · поверхность 1-20 метра труб, м<sup>2</sup>;

$\alpha$  — протяженность нефтепровода, м.

В некоторых случаях при недостаточно высоких скоростях движения жидкости в трубопроводе для предупреждения всплывания буферной жидкости над водой температура подачи ее, а также ингибитора нефтепровод может быть определен по формуле:

$$Q = 0,313 \sqrt{q \cdot d^5}$$

где:  $Q$  — расход, м<sup>3</sup>/с;

$q$  — ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;

$d$  — внутренний диаметр трубы, м.

Пунктами подачи ингибитора коррозии и буферной жидкости в нефтепровод должны быть приемные емкости насосной станции на головном участке трубопровода, на промежуточных дожимных насосных станциях и перед входом продукции в нагревательные установки.

Таким образом, для защиты от коррозии трубопроводов транспортирующих нефть высокой вязкостью рекомендуется осуществлять защиту с использованием термостойких ингибиторов коррозии. Технология предусматривает постоянную или периодическую подачу в нефтепровод.

Разработана технология проталкивания “гидравлического поршня” для обработки нефтепровода ингибитором. Преимущество этого способа состоит в том, что отпадает необходимость организаций дозаторных пунктов и их обслуживания.

#### Литература

1. Полищук Ю.М., Ященко Н.Г. Высоковязкие нефти: анализ пространственных и временных изменений физико-химических свойств ж. Нефтегазовое дело М. 2005

2. Губин В.Е. Транспортировка высоковязких и высокозастывающих нефтей по магистральным трубопроводом // ВНИИОЭНГ. Сер.транспорт и хранение нефти и нефтепродуктов – 1967, № 11.

**Я.С. СИДОРЕНКО, А.А. КАРАКОЗОВ**

*Донецкий национальный технический университет*

## НАДДОЛОТНЫЕ ГИДРОУДАРНИКИ ДЛЯ БУРЕНИЯ СКВАЖИН

При бурении скважин для добычи жидких и газообразных полезных ископаемых важнейшей задачей является повышение механической скорости бурения, особенно в крепких породах (при добыче метана на угольных месторождениях Донбасса – песчаники VII-IX категорий по буримости, при бурении гидрогеологических скважин в Донбассе и на Приазовском щите – аналогичные песчаники и граниты). Интенсивность разрушения горных пород может быть повышена за счёт применения наддолотных гидроударников и вибровозбудителей для ударно-вращательного бурения [1, 2, 3]. Эта задача может быть решена за счёт использования технических средств, выполненных на основе гидроударников двойного действия, разработанных ранее для колонкового ударно-вращательного бурения, бурения скважин на шельфе и ликвидации прихватов бурового снаряда [4, 5].

В Донецком национальном техническом университете был выполнен ряд теоретических и экспериментальных работ по созданию наддолотных гидроударников диаметром 108 и 127 мм, предназначенных для бурения скважин различного целевого назначения и успешно апробированных в производственных условиях, в том числе и при бурении гидрогеологических скважин [6].

Однако для расширения области эксплуатации разработанных наддолотных гидроударников требуется создание конструкций больших диаметров.

Проведенные с участием автора исследования позволили разработать конструкции комплекса наддолотных гидроударников диаметром 146, 168 и 194 мм. Разработанные гидроударники могут использоваться как в качестве устройств для интенсификации процесса разрушения пород на забое, так и для снижения сил трения бурильной колонны о стенки скважины при бурении наклонных и горизонтальных участков скважин, что обусловлено их доказанной ранее эффективностью при проведении аварийных работ по ликвидации прихватов бурового снаряда [5].

Для предложенной схемы гидроударника выполнен необходимый комплекс проектных расчётов, на основе которых проведено трёхмерное компьютерное моделирование конструкций диаметром 146, 168 и 194 мм.

На рис 1 и 2 приведены зависимости основных параметров разработанного гидроударника с наружным диаметром 168 мм, соответственно, от рабочего хода поршня-бойка ( $S$ ) при расходе жидкости  $Q=600$  л/мин (10 л/с) и от расхода жидкости при рабочем ходе бойка  $S=25$ мм. На основании этих и аналогичных зависимостей для конкретных условий эксплуатации выбирается значение  $S$  для обеспечения нужного уровня энергии ( $E$ ) и частоты ( $n$ ) ударов или рабочего давления ( $P$ ).

Объёмная (3D) модель разработанного гидроударника представлена на рис. 3.



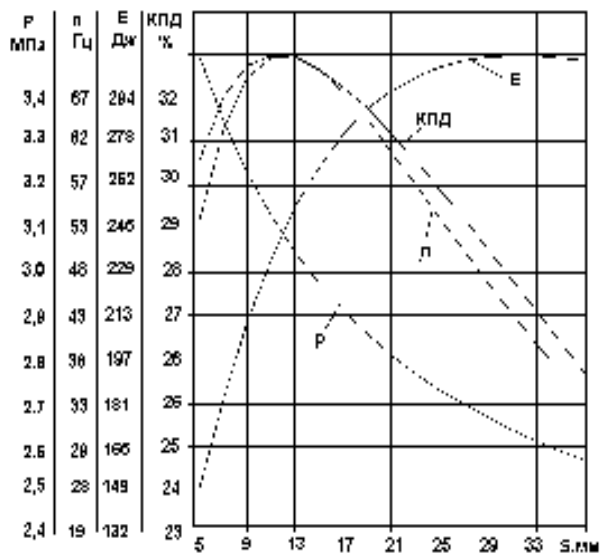


Рис. 1. Зависимость параметров гидроударника диаметром 168 мм от хода поршня-бойка (при расходе жидкости 600 л/мин).

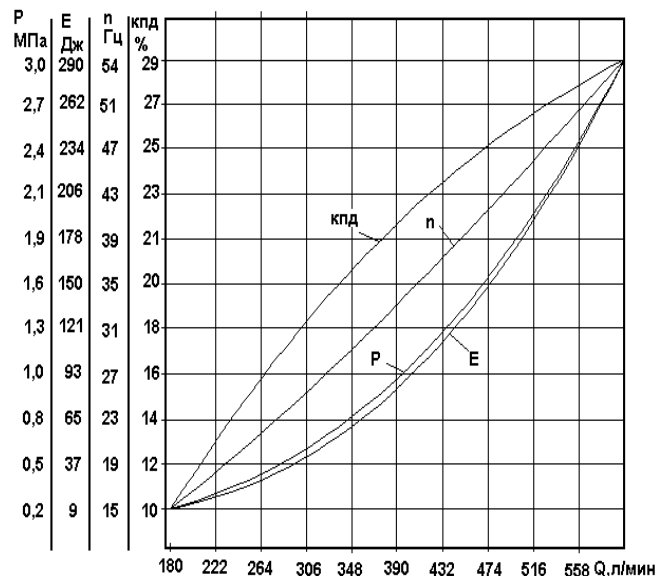


Рис.2. Зависимость параметров гидроударника диаметром 168 мм от расхода жидкости при фиксированном ходе бойка.

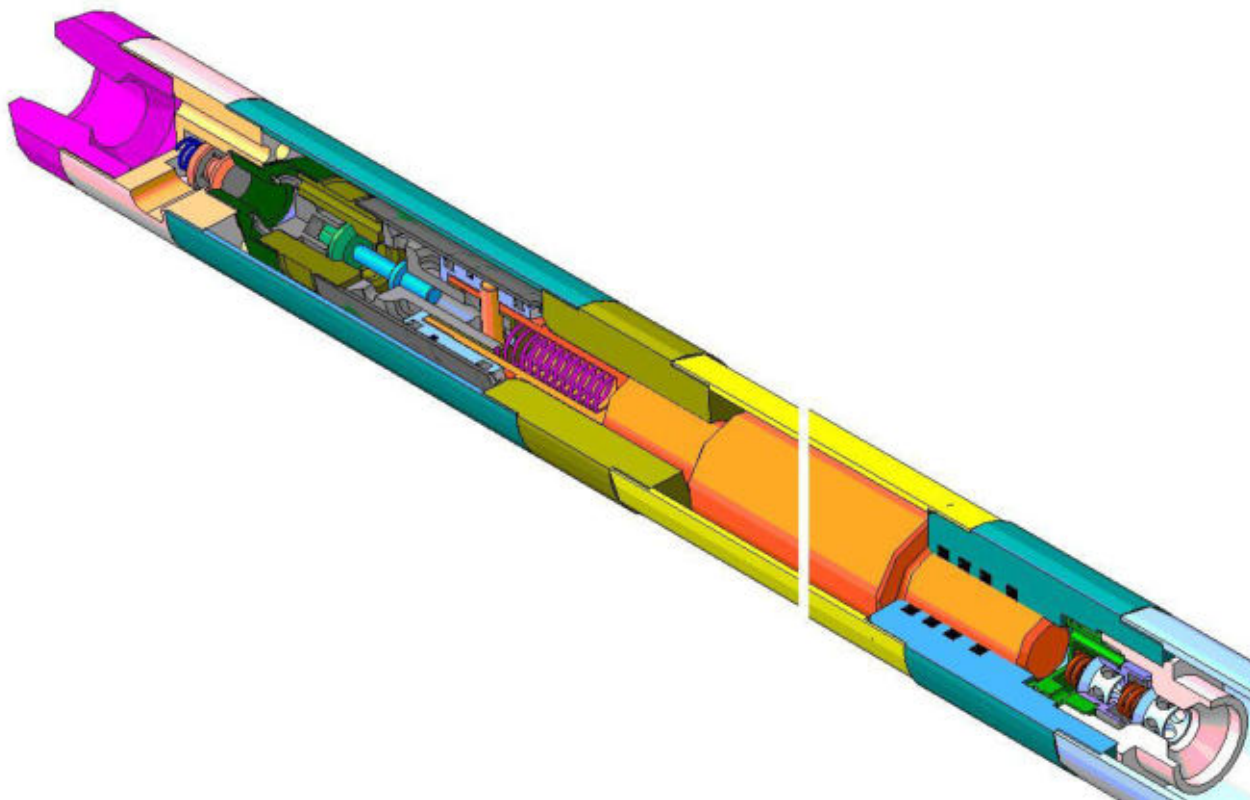


Рис. 3 – 3D-модель гидроударника.

Разработанная конструкция гидроударника, кроме обычного управления его параметрами в процессе работы за счёт изменения подачи жидкости, позволяет также оперативно менять его частотно-энергетические параметры за счёт обеспечения изменения хода бойка и выпускного клапана при настройке механизма перед началом рейса без замены или корректировки длины корпусных деталей.

По сравнению с известными механизмами типа ВВО и гидроударниками одинарного действия с прямым активным ходом бойка, разработанный гидроударник, относящийся к классу машин двойного действия, имеет повышенный моторесурс и способен развивать более высокие частотно-энергетические параметры.

#### Литература

1. Каракозов, А.А. Перспективы разработки динамически активных компоновок бурового снаряда для совершенствования технологии бескернового бурения скважин на угольных месторождениях Донбасса /

А. А. Каракозов, В. В. Угнивенко // Наукові праці ДонГТУ. Серія «Гірничо-геологічна». Випуск 45. – Донецьк, ДонГТУ, 2002. – С. 135-139.

2. Сулейманов, Р.И. Совершенствование наддолотного гидроударника для роторного способа бурения: Дисс. ... канд. техн. наук: 05.02.13 / Сулейманов Рустэм Ибрагимович. – Уфа, УГНТУ, 2004. – 102 с.

3. Габдрахимов, М.С. Наддолотные многоступенчатые гидроусилители / М.С. Габдрахимов, Л.Б. Хузина. – СПб: ООО «Недра», 2005. – 148 с.

4. Калиниченко, О. И. Гидроударные буровые снаряды и установки для бурения скважин на шельфе / О. И. Калиниченко, П. В. Зыбинский, А. А. Каракозов. – Донецк: «Вебер» (Донецкое отделение), 2007. – 270 с.

5. Коломоец, А.В. Предупреждение и ликвидация прихватов в разведочном бурении. – М.: Недра, 1985. – 220 с.

6. Каракозов, А. А. Разработка гидроударников двойного действия с дифференциальным поршнем для бурения скважин различного целевого назначения / А. А. Каракозов, С. Н. Парфенюк // Известия ТулГУ. Серия «Науки о Земле». Вып. 1. – Тула: Изд-во ТулГУ, 2015. – С. 65-78.

## **СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ЗДАНИЙ, СООРУЖЕНИЙ И ОБЪЕКТОВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА**

**CHOLEWAMIROSLAWMIECZYSLAW**

*AGH University of Science and Technology in Krakow*

### **UNIFICATION PROPOSAL OF SHUTTERING SYSTEM FOR SHAFT INSETS**

#### **Introduction**

The objective of this paper is to present advantages and disadvantages of shuttering systems for shaft insets which have to be considered when designing and performing mine shafts. The paper describes currently used shuttering methods for shaft insets based on investments, which have been realized in the last years in Polish mining industry. Prevailing technology needs a development work, which features a huge time and financial effort. The analysis of using formwork systems used in civil engineering was conducted: the article shows offers of these systems producers and discuss advantages of their usage. What is more, the paper offers a solution, which is a connection of methods using in civil engineering with Styrofoam component of formwork.

#### **General information**

Generally speaking, it is safe to assume that shafts are vertical openings sank into the earth's crust in order to access mineral resources which are too deep to mine economically using open cut methods or adit systems. One of the most complicated phases of shaft works is inset building. As the inset we mean the point where a horizontal tunnel intersects a shaft. After the excavation firstly the initial support is constructed. It consists of an arch supports and bolts (if required). Initial support guarantees safety of the employees. Lining is assembled. Next step is permanent support, includes reinforced-concrete support. For the construction of permanent support formwork is needed. Formwork or shuttering in concrete construction is used as a mould for a structure in which fresh concrete is poured only to harden subsequently. Types of formwork for concrete construction depends on formwork material and type of structural element. Formwork for construction of shaft insets is composed of iron centrings filled by timber or metal boards.

#### **Description of currently used system**

Currently used system of shuttering has a lot of disadvantages. Iron centrings need to be order in smelter and bend in assembly plants. It associates with significant time and financial effort. Furthermore, such elements are very heavy and their assemblage is complicated. Besides, this construction is disposable and has to be reprocessing. Again it means financial costs. There are important issues for shaft sinking companies. To solve these issues shuttering systems for civil engineering can be applied. These systems consist of panels with compact dimensions. A similar approach is used for tunnel engineering and a few producers of shuttering systems for civil engineering offer solutions for tunnel engineering also. Because of similarity between mining and tunnelling products dedicated for tunnelling can be especially useful. Shuttering systems for civil engineering are known as shuttering systems.

#### **Analysis of shuttering systems for civil engineering**

One of advantages of shuttering systems is primarily economic aspects – not only elements of system are reusable, but also because of applied solution system is relatively easy in assemblage and short processing time

featured its. What is more, elements are characterized by low weight, sometimes crane-free handling and intuitive application.

On the other hand, diversified and complicated shapes characterize shaft insets. Prevailing shuttering systems cannot be adapted to such diversified shapes. Shuttering system would have to be prepared for special order and it means financial effort as well as current system. Furthermore, it will be disposable again. In light of these issues, unification of shape of shaft insets in design phase can be a solution to this problem. Nevertheless, it is impossible. That is to say, intricate geological and mining conditions, different functions of shafts and moreover, investor's prescriptions cause that the shapes are different for each shafts.

#### **Usage of Styrofoam component**

To overcome this difficulty, it is necessary to adapt a prevailing shuttering system for civil engineering to each diversified shapes of shaft insets. This method is based on Styrofoam component of formwork. From Styrofoam blocks with suitable dimensions for shaft insets will be cut. Styrofoam blocks are tractable, especially when high-temperature cutting tools are used. Construction will be supported by shoring tower, produced by mentioned companies. This solution requires Styrofoam which is characterized by proper durability.

A fresh concrete load the construction, which mould them. The higher layer of liquid concrete, the bigger loads. Height of liquid layer depends on rate of pouring the concrete mixture or in other words, it depends on increase of concrete mixture column. Based on real values, pouring 17 m<sup>3</sup> concrete mixture per hour was assumed and it is 102 m<sup>3</sup> per six-hours shift. Based on Polish Standard increase of durability in time was computed – started from moment of poured concrete mixture to the day 28. The concrete has self-supporting ability in the finish of six-hour shift. Another key thing to remember is that chemical admixtures can be used, for instance, hardening accelerating admixtures. From this I calculated height of liquid layer after poured 102 m<sup>3</sup> concrete mixture. Thanks to Autodesk Inventor application I get 2.8 meters of concrete layer. For this height I computed pressure, results from concrete column, on formwork construction. In this way I obtain 67.2 kPa. Let me assume that Styrofoam composite will be compressed only. Next, I have to find Styrofoam which is characterized by applicable properties. Product which complies with requirements is a rigid extruded polystyrene (XPS) board. It is lightweight and has excellent structural strength, high compressive strength in particular (200 kPa and more). The proposed method might minimize financial costs of shaft insets: the main, relatively expensive core of construction, I mean shoring towers and elements of shuttering system, is reusable. Over and above the core can be leased from producer. Secondly, assemblage and adaptation of Styrofoam component will be comparatively low labour-intensive. The solution has a possible limitation, namely for only one shaft project it will be more expensive than commonly used method of shuttering, yet the solution can be successfully used for a bigger number of applications. To put it another way, frequentative usage let shaft sinking companies make use of reusable construction. Each further project increases cost-effectiveness.

#### **Conclusions**

Summing up the results from the pilot study that has been undertaken, it can be concluded that phase of shaft insets performance plays a vital role in shaft project. It has been demonstrated that currently used method has many disadvantages. This study has shown that solution borrowed from civil engineering can be applied and the method is an effective way to improve profitability and productivity. The originality of solution lies in the fact that it uses achievements of civil engineering.

The proposed method can be used in practice, however further study will be required. Several other questions remain to be resolved. In my future research I intend to concentrate on relationship between shape of shaft insets and values of loads. More calculations will be needed to verify whether durability of Styrofoam component is enough. Clearly, further research will be needed to validate that Styrofoam will be compressed predominantly, so shear forces, tensile forces and bending moments can be omitted. On the basis of the promising ideas presented in this paper, work on the remaining issues is continuing and will be presented in future papers, most notably in author's graduate work.

**D. KAYKOV, I. KOPREV**

*University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski"*

## **POSSIBILITIES OF AUTOMATED QUALITY MANAGEMENT IN OPEN-PIT MINING**

### **Introduction**

The problem of rational exploitation of natural resources has always been important and topical. At present, the dynamically changing conditions are constantly imposing new requirements for the mining industry. It is well-known that the valuable material in the extracted minerals is gradually decreasing due to the depleting rich deposits. This leads to the increasing volume of the extracted mineral resources. As a result, the modern mining organization has to cope with the constant pressure of natural factors, economic changes, ecological requirements, etc. In order to

achieve its goals, the mining organization needs to find a rational solution of the problem with resources. This requires the constant management of the quality of the final product.

#### **Aim and objective**

The aim of this research is to explore some possibilities for automated quality management of mineral resources in open-pit mining.

In order to achieve this aim, the following objective had to be accomplished: to analyze the systems of quality management functioning in open-pit mines and the possibilities for their automation.

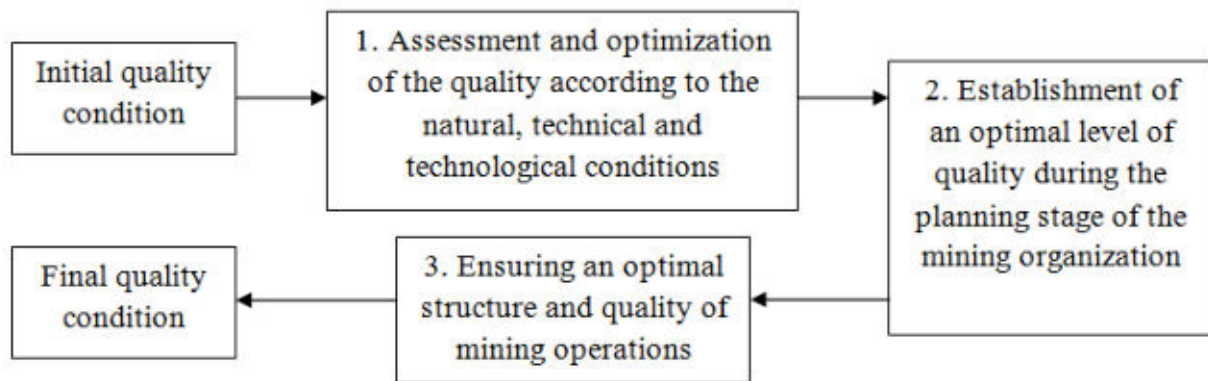
#### **Open-pit mining quality management**

Quality is a fundamental category used in many fields of science. Generally, quality applies to an attribute or to certain characteristics of an object. In open-pit mining quality is regarded as the quality of unextracted mineral resources, the quality of extracted mineral resources and the quality of mining operations. In addition, quality corresponds to the properties of the mineral which are related to its exploitation properties and the customers' requirements for the final product [3]. It is considered that in modern market economy the quality of the product is an important factor which determines the competitiveness of each organization [1]. In the mining industry it is also very common that the requirements of the customers (power plants, beneficiation plants, metallurgic plants, etc.) determine the nature of the whole process of mining.

There are three main types of characteristics of the extracted mineral depending on the customers' requirements – properties valuable to the client, insignificant properties and properties related to impurities. Although these properties are various for the different types of mineral resources, the most commonly used index is the content of a specific chemical element or chemical compound in the ore. Some mineral resources are evaluated by using other specialized indexes for their quality such as calorific value (for coals), mechanical properties (for industrial minerals), etc [3]. Therefore, an important aspect of quality management of mineral resources is the determination of a margin for the different properties of the ore. Hence the quality management requires the stability of the indexes of quality.

The nature of the extraction process cannot increase the quality of the naturally formed mineral in a specific volume of extracted ore. However, the quality of the final product can be modified by different technological operations which include the alteration of the volume of the extracted ore. It is often required to use selective or bulk mining in order to achieve the desirable quality of the product. However, using selective or bulk mining affects the productivity of the extraction process. Another established method of achieving the desired quality is by applying ore blending at a later stage of the whole process. In order to achieve the desired indexes of the quality of the product, it is obligatory that the mining process is organized rationally. This is the reason why quality management should be considered as a whole with the quality of the major mining operations such as drilling, blasting, excavation, loading and haulage [1], [3]. Therefore, the effective quality management depends crucially on the planning, organization and the control of the mining operations due to their altering effect on the quality of the ore.

The whole system of quality management includes a great number of processes which could be grouped in several stages leading to the formation of the product quality. Each stage has a major objective which needs to be accomplished. Figure 1 represents the different objectives for the stages in open-pit mining which alter the product's quality [3]. (fig. 1).



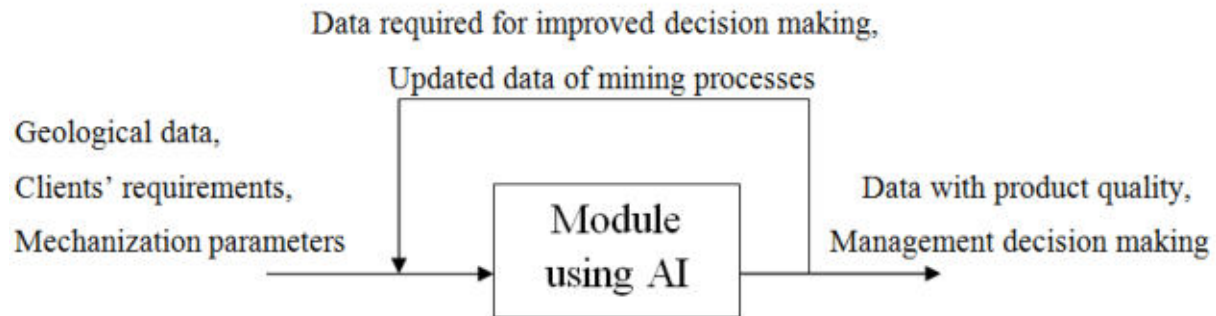
**Figure 1. Scheme of the quality management system**

#### **Concept of the automated quality management**

In order to apply the quality management system efficiently, the usage of specialized software is obligatory. CADMin has been developed for this purpose and the system utilizes a number of modules which provide automated solutions for different problems, some of which refer to quality management. For example, the software provides solutions for the average quality index, which are limited by certain conditions defined by the user, operational planning of the excavator's work parameters, operational dispatcher planning for the coordinated work with excavators and transport, etc. The software's methods are based on solutions of optimization problems as well as the use of the Monte Carlo method. The following optimization problem can serve as an example:  $\sigma_c^2 \rightarrow \min$ , given that  $c_{\min} < c < c_{\max}$ ,  $q_{\min} < q < q_{\max}$ ,  $Q_{\min} < Q < Q_{\max}$ , where  $c$  is the valuable ore content,  $q$  is the excavator's productivity per shift, and  $Q$  is the mass of the excavated material [4].

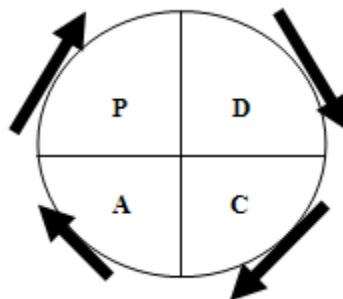
In addition, different types of research have been conducted which examine the usage of artificial neural networks for analyzing data in the mining industry and for predicting geological data [5]. We suppose that the usage of artificial neural networks and their capability of predicting geological data, which is related to some ore properties and the quality of the product, may be beneficent for an automated quality management system.

The software used to this moment in the systems of quality management requires the active participation of a person for management decision making. In order to minimize the subjective element in decision making it is necessary to consider the possibilities for using artificial intelligence (AI) in the system by including a module based on machine learning algorithms. A system with a feedback loop is used to describe the concept of such a system [2]. For now, the automated quality management system with a module which implements machine learning is still only a “black box”. However, certain characteristics of its functions can be pointed out, based on the input and output information (fig. 2).



**Figure 2. Simplified model of an automated quality management system with a module using AI**

The input of the system includes the data from the mining face, the parameters of the mechanization, data from previous learning cycles, etc. The machine learning module could use the methods of analysis of the currently used software or use only the processed data from the same software. The output of the system includes the processed data with the quality of the production, based on the clients' requirements, work parameters of the mechanization, as well as the management decisions, which would give the opportunity of improving planning, the execution of mining operations in real-time, etc. The feedback loop is important for the system, because it provides the updated data from the mining operations and the data from previous decisions, which will improve future decision making. The well-known Deming cycle (PDCA) and its main stages (plan, do, check, act) could be used as a model of the constant development and improvement of the automated quality management system (fig. 3).



**Fig. 3 Deming cycle (PDCA)**

### Conclusions

The use of a constantly improving module, which implements machine learning and corresponds with the proven software methods for finding solutions of optimization problems, provides the possibility for the better automation of the quality management system by improving operational planning and the management of mining operations in real-time.

### References

1. Georgiev, D., I. Koprev. Quality and quantity management of complex ore in open pit mines. Проблемы недропользователя, Санкт – Петербург 2016.
2. Lerner, A. Cybernetics principles. Sofia, 1970.
3. Konstantinov, G. Quality management of production in open pit mines, Sofia, 1997.
4. Mazhdrakov M., D. Benov, G. Trapov. CADMin. Automated planning of the development of mining in open-pit mines, Sofia, 2013.
5. Hristov, G. Neural Networks in analyzing data from mining industry. Sofia, 2015.

UWE LEHMANN<sup>1</sup>

<sup>1</sup> *Sächsisches Landesamt für Umwelt, Landwirtschaft und Geologie*  
GERD HAGENGUTH<sup>2</sup>, HEINZ SCHLECHT<sup>2</sup>

<sup>2</sup> *RMKS Rhein Main Kies und Splitt GmbH & Co. KG*

CHRISTIAN LEHMANN<sup>3</sup>

<sup>3</sup> *K+S Kali GmbH*

## OPTIMIZATION OF PLACER GOLD EXTRACTION IN A GRAVEL PLANT

Since millennia, mining of placer gold has been a part of the human history. Extracting gold as a by-product in gravel and sand (subsequently: “gravel-sand”) plants in contrast is a much more recent idea. Especially the huge worldwide increased need for construction materials in the last decades led to the opening of vast open-cast mines, where often millions of tons gravel-sand per year are produced, processed and sold. Most of these sediments contain various heavy minerals and among others high-valued gold. It is also commonly known since long time, that already the normal processing in such plants leads at certain places to an enrichment of heavy minerals “by oneself”. Hobby gold miners know this fact and visit such places less or more regularly for gold panning. By this manual approach only a small amount of gold passing through a gravel-sand plant can be won. To put the production on a well-based fundament with higher yields, an implementation in industrial scale is needed.

In the last years in Germany especially Schiffers (2009) systematically investigated different methods of gold extraction in gravel-sand plants under semi-industrial conditions (greater laboratory scale). Because of the great economic relevance and therefore traded as a secret, it is almost unknown to what extent these findings have been applied to and further developed in the extractive industry.

Independently of these circumstances the present paper describes some selected results of experiments made with sluices operating under industrial conditions in a gravel plant. The so-called “Kieswerk Meißenheim” plant is located near the Rhine river in southwestern Germany and produces gravel-rich and sand-poor sediments of quarternary age (Neuenburg and Breisgau formation) of the Rhine. The gravel is excavated from depths of up to 100 metres by a floater dredge with a grab at an artificial lake. Five samples within a time frame of about six months and two further samples two years later yielded gold contents of the gravel between 1.1 and 4.5 ppb respectively. The grain size distribution of the placer gold particles is characterized by a maximum between 60 - 140 µm (50 % of particles) with less than 10 % being greater than 300 µm. The average thickness of the flake-like particles is about 10 µm.

For elimination of bigger clasts of the gravel-sands at the one hand and the very fine-grained particles at the other hand a first processing step takes place already at the dredge by different sieving methods. One product is a fluid mainly consisting of fine sand < 1mm, where gold is enriched in the magnitude up to 25 ppb. The water-sand fluid is channeled by a pump and feeds a primary sluice box with a sling-type mat at the bottom, where gold and other heavy minerals are slowly accumulating. After a certain time the mat has to be cleaned, so that the extracted heavy mineral concentrate can be further concentrated.

One of the challenges is to optimize the step at the primary sluice. In practice this means to extract as much gold as possible in the shortest time as possible with lowest summary of (investive and operating) costs. One step for solving this challenge is to determine the maximum concentration of gold, which the mat at the bottom of the sluice can hold back under certain conditions within a multidimensional space of different parameters. While in laboratory scale this is apparently a relatively simple task, it is hardly realizable under the sometimes steady or suddenly changing circumstances of a producing gravel plant. Beside technical and man-made reasons, especially the varying gold contents of the extracted gravel-sand make it practically impossible to set up a strict correlation between the material feeding a sluice, the mass or concentration of gold caught at the bottom of the sluice as well as the mass or concentration of gold in the fluid leaving the sluice. Despite of these challenges, at least for a rough estimation of the producible amount of gold, a series of tests has been conducted. After using a relatively small (2.9 x 0.4 m) first test sluice a second bigger (7.0 x 0.5 m) sling-mat sluice still under “normal” operation conditions (manual cleaning) has tested. Finally a so-called belt-sluice (8.0 x 0.7 m) with a sling-type mat was implemented and its properties in relation to the capability of holding back gold particles have been investigated more in detail.

As expected, with a prolonged time of feeding the sluice, increasing amounts of gold as well as increased gold concentrations have been observed. An exact physical model of the enrichment process should comprise for instance the sinking of gold particles within the laminar flowing fluid, modeling of fluid turbulences in the border zone between fluid and slings of the mat, the behavior of gold particles within these turbulences and the interaction with other (lighter, differently shaped) mineral grains, the influence of constant as well as sudden vibrations caused by the plant operations and some other factors. Because of the lack of such a complicated comprehensive model instead a simple mathematical saturation function with only three static boundary conditions was used: i) the function curve starts at the point of origin, ii) the function curve rises continuously and iii) the function curve converges to a limit. The latter condition is a consequence of the expectation and observation, that at a certain stage a dynamic balance is reached, where the mat at the bottom of the sluice is finally saturated with heavy minerals

including gold, and new gold-bearing sand arriving at the upper end of the sluice remains unchanged at its lower end.

The form  $y = a \cdot x / (x + b)$  seems most suitable, with  $y$  = gold mass or gold concentration,  $x$  = time and the variables  $a$  and  $b$ . The  $a$ -value defines the limit of gold mass or gold concentration at infinite time. The  $b$ -value influences the steepness of the curve. Both variables can be determined by using at least two pairs of  $x, y$  different from zero and optimized by the method of smallest squares. Despite certain above-mentioned unavoidable variations of parameters, the calculated curves for the data of the test sluice, sling-mat sluice and belt-sluice respectively yielded limits for the final gold concentrations in the mats, that lie in the same magnitude of a few hundred ppm. Figure 1 shows data and calculation results for the belt-sluice.

### Belt-sluice: extracted gold over time

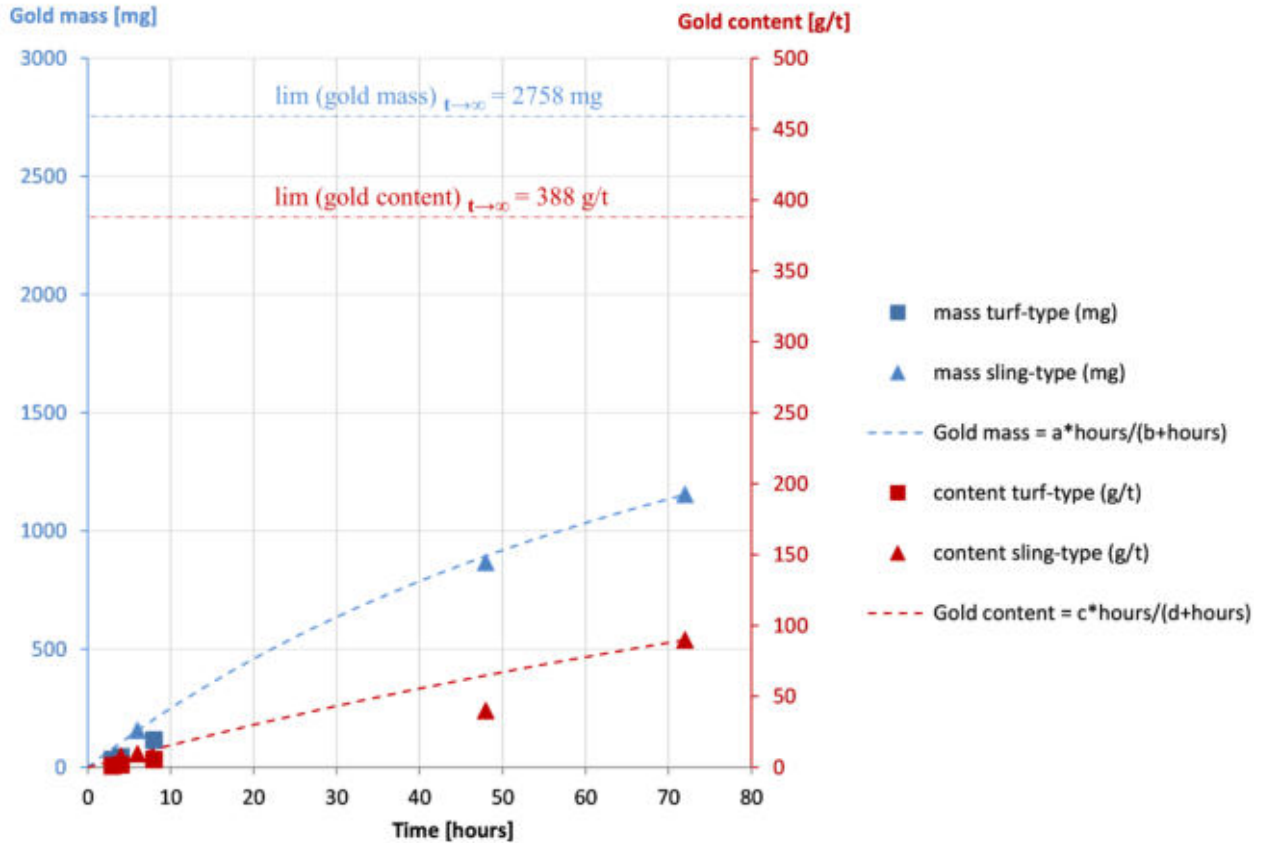


Fig. 1: Extracted gold masses and gold concentrations in relation to the time of sand-feeding to the beltsluice; the data for turf-type mat are only for comparison and have not been used for the calculation of curves.

The capability of a mat in an operated sluice to hold back gold particles is continuously decreasing with increasing time. Therefore from a mathematical point of view, the mat should be cleaned from the accumulated gold particles after preferably short times(see figure 2).

## **Belt-sluiice: extracted gold in dependency on cleaning cycles** **(investigated period: 72 hours)**

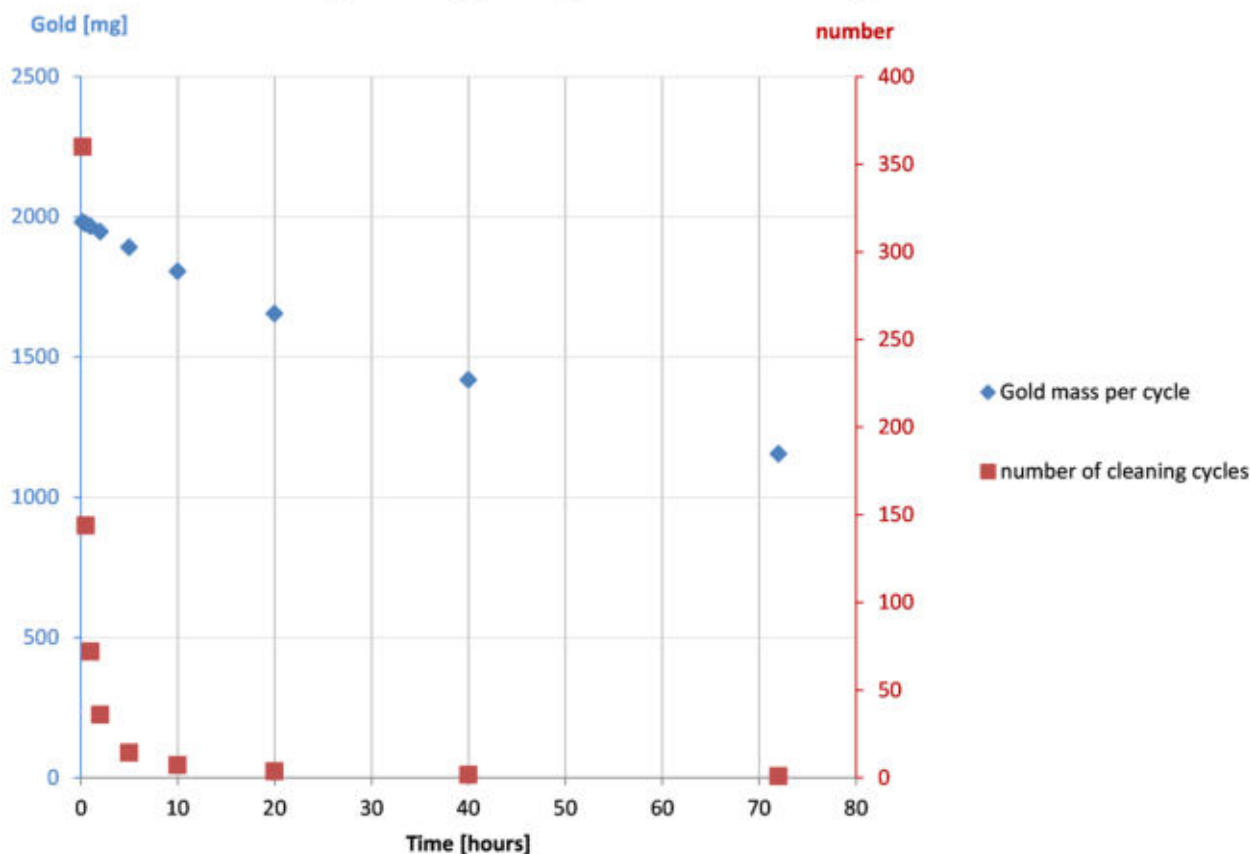


Fig. 2: Relation of recoverable gold to the number of cleaning cycles during 72 hours in the belt-sluiice.

Periodic manual steps, e.g. hand-made cleaning of mats in sluices, can't appropriately meet these requirements. In the "Kieswerk Meißenheim" pit a self-developed automatic cleaning system of the belt-sluiice allows for very short cleaning cycles. Feeding and cleaning of the sluiice once an hour has been recognized as the most economic version.

### **References:**

1. Schiffers, A. (2009): Technische und wirtschaftliche Aspekte der Goldaufbereitung in Kieswerken.-Schriftenreihe zur Aufbereitung und Veredlung, Bd. 31, Shaker, Aachen, 126 p.

**MIECZYŚLAW LUBRYKA**

*Association of Mining Engineers and Technicians Silesian University of Technology, Poland*

**JAN LUBRYKA**

*KOPEX Group, Poland*

**KRZYSZTOF KRAUZE**

*AGH University of Science and Technology- Poland*

## **THE COMPLEX FOR CRUSHING HARD ROCK IN COPPER MINES. MECHANICAL HARD ROCK CUTTING IN COPPER MINES- HEAD ARMED WITH MINI DISKS CUTTING TEST**

The aim of this project was to verify the methods, tools with handles and the cutting head for hard rock mining in copper mines, based on laboratory tests and selecting the most favorable solution. The consequence of this research was to develop a model of the new cutting head, the subsequent implementation and verification. We have made real tests / bench testing, on the basis of which we have developed guidelines and recommendations for the design of the new construction of cutting head for the mechanical mining of copper ore in the excavation high up to 1.8 m.



Today method of operation by explosive material, in domestic and global copper mining, are widely used. In the process of mining the important role is played by machines such as drilling cars, loader and haulage trucks. At present, knives tangential-rotary or disk tools are often used in the hard rock mining. Regardless of the tools used, typically encountered barriers make that mining economically unjustified. In case of tangential - rotary knives it is a low stability, especially in case of abrasive rock mining. Advantages of using disk tools are mainly due to their high durability. However, due to the directions of the forces of reaction caused by the impact of disk to the rock, it is appropriate having good solution for the bearing disk. Limitations of several methods of mining cutting tools make the choice of tools for cutting heads difficult or even extreme difficult, taking in to account working conditions, requires taking a number of empirical studies. In addition to a single tool, the whole cutting head is also important. First of all, the system of tools on its surface and the kinematic parameters. The aim of the research described in this paper was to determine the possibilities for efficient mining of hard rock type of dolomite and sandstone head reinforced with disk tools with symmetrical and asymmetrical blades. Applied disco developed in the study of hard rocks individual tools, where have been studied the disk utilities and knives tangential-rotating of different structure, geometry, method of attachment, materials and coatings, machining thermo-chemical treatment and the different parameters of kinematic and scale cutting [1].

Copper is present in the rock mass with significant mining resistance and high abrasion. Based on the study of individual tools and the analysis of the results the following conclusions are made[1]:

- The results of bench disk utilities and tangential - rotary knives allowed to determine the empirical relationships between measured values such as tangential force, longitudinal and transverse, and geometrical parameters of the tool cutting drums and mining process parameters such as the depth and scale of cut.
- In case of mining tools disk the greatest impact on the size of the tangential force and a longitudinal has diameter of the disk utility and depth of cut. Visual assessment of the consumption of individual disk utilities, as well as the durability of the bearing disks suggests that the best solution recommended for rock mining of hard disk utilities are a diameter of 140 mm or greater.
- The results of bench tests give grounds for extending the scope of research in the direction of disk utilities with a diameter of 140 mm. It is proposed to carry out tests involving disc blades with angles of 90 ° and 45 °.
- Durability (wear rate) of knives tangential rotary does not recommend these tools for the mining of hard and abrasive rocks.

Therefore, in the following order required it was to develop a structure head equipped with a disk tool, its implementation and testing bench.

#### PROJECT OF CUTTING HEAD

Cutting heads regardless of performance can be characterized by design, kinematic and energy parameters. These parameters have an impact on their work and the work of the whole cutting machine. In the analyzed case reinforced in cutting mini disks head, realizing the cutting process, is taken into account. It should be clear that the head has not been provided for the implementation of the loading process.

For the head design parameters are included [2]:

- diameter,
- cut width – how much cut per one ride,
- diameter of the hub,
- system utility,
- method of head fixing.

Kinematic parameters of the head are:

- cutting speed (speed of the head)
- feed speed cutting machine,
- direction of rotation of the head.

These parameters determine the construction of the cutting drum and its properties, a properly chosen guarantee the proper implementation of the cutting process. A special role is a group of parameters affecting mainly the cutting process, they are:

- the type of cutting tools,
- number of cutting line,
- pitch between the cut lines,
- graduation cat line,
- deployment of blades to each other (type of a cut).

In addition to these parameters material parameters of individual elements of the head and the torque of the head at its established speed is also important.

The figure no. 1 proposes a distribution of disks on the head for testing.

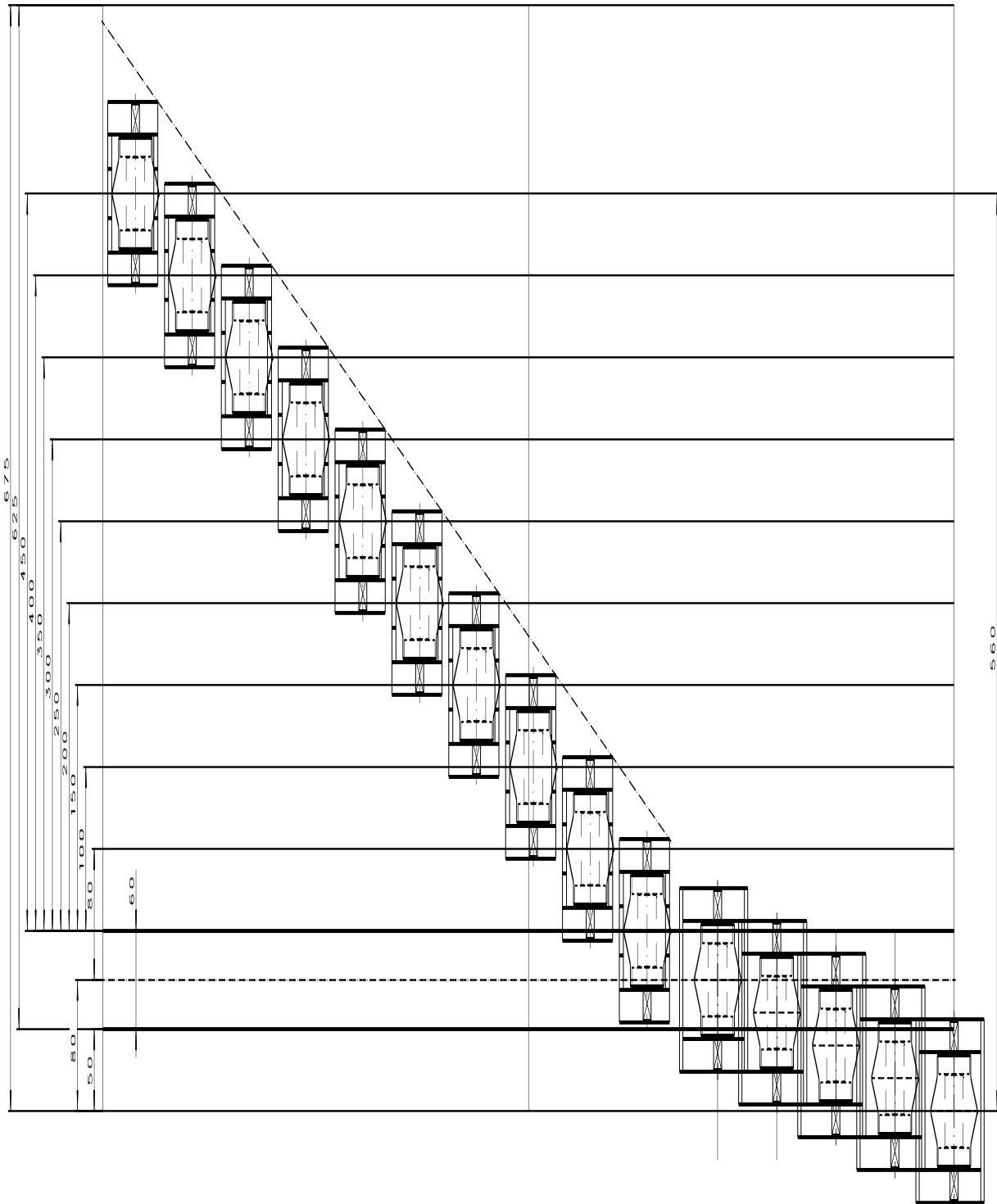


Fig. 1. Distribution of the disk on cutting head

The above mentioned design, kinematic and power parameters of the cutting drum, in the process of their selection, have to meet specific requirements. These requirements include obtaining founded:

- efficiency,
- durability and reliability,
- granulation ore and dust.
- values and load changes.

Whereas the low seam longwall and hard rock cutting, with high silica the welded head is proposed with the diameter of the cut about 1.2 m and 0.7 m cut width, turning at a speed of 44 rev / min and a feed speed of 1 m / min. Head, due to unfavorable properties of rocks that has to be cut, is designed to work without spraying.

The head model of research reinforcement proposed disk utilities which are no surfaced. Adopted disc diameter is 140 mm (on the basis of individual tools tests), and its width 68 mm and it stems from the way of bearing (bearing capacity of rolling bearings and shaft seal).



Fig. 2. Cutting head armed with asymmetrical disc (left) and symmetrical disco (right)

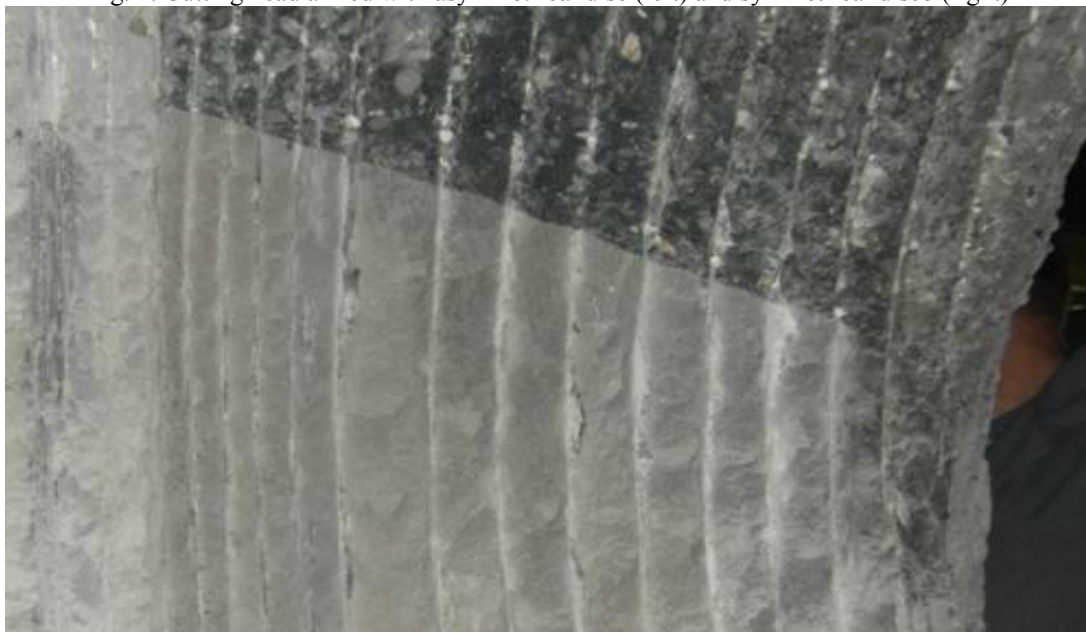


Fig. 3. Sample body after mining with use of discs

The research head armed with disk utilities symmetrical and asymmetrical with a diameter of  $\text{Ø}140$  allowed the preliminary identification of load and kinematic parameters of a new type of bodies, as well as verification of the design of bearing used disk utilities.

Head with disks extracting samples of sandstone and dolomite confirmed the advantages of using disk utilities to hard rock, as evidenced by the obtained values of the head drive power registered during the various trials.

The dominant component of the drag force mining head with disks is feed force (longitudinal). The value of this force as torque resistance mining head were mostly dependent on the speed of the feed samples, which directly determined the depth of cut. The increase in the feed rate of the sample, however, did not translate into a proportional increase in the forces of resistance mining authority.

There was no significant difference in the nature of mining process for mining a head reinforced in symmetrical or asymmetrical disk utilities.

During the study we observed loosening of the cover of disks. Unscrewing the lid resulted in blocking of the disk and its uneven and considerable consumption. Bearing caps have to be secured with a local weld or screw so that the attachment is certain to prevent blocking of disks in the holders. Analysis showed a favorable particle size granulation excavated by using disks. Analyzing the difference between the granulation excavated by individual disk

and the head with disks and the corresponding depth of cut, we can expect a larger particle size during underground tests with larger depths. Expected dust, harmful to human health has been assessed as low, but dust testing is required in mining conditions.

Visual analysis of disk usage and the state of bearing testifies in favor of the tested solutions. Observed disk holders surface wear is due to the incorrect positioning and needs to verify the head construction.

The proposed head solution with disk allows efficient cutting of hard rocks without using of irrigation. The results of these tests speak in favor of this solution and after introducing the given modifications, it is recommended to perform checks of the test bay and then a series of underground tests.

### Literature

1. Krauze K., Bołoz Ł., Stopka G., Wydro T.: Wykorzystanie nowych narzędzi skrawających do urabiania skał trudnourabialnych. W.: Mechanizacja, automatyzacja i robotyzacja w górnictwie, Red. Krauze K., Łędziny, 2014,
2. Krauze K.: „Urabianie skał kombajnami ścianowymi”. Wydawnictwo naukowe „Śląsk”, Katowice, 2000,
3. Krauze K., Bołoz Ł.: Organ do mechanicznego urabiania skał trudno urabialnych, CUPRUM – Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud, nr 4, 2015,
4. Lubryka J., Lubryka M. 2009: The study of control software system and visualization for special mining machine. International forum and contest of young scientists. Annals of the Mining Institute. The State Mining Institute in Saint Petersburg, 2009.
5. Lubryka J., Lubryka M. 2008: Opracowanie aplikacyjnego oprogramowania 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).
6. Lubryka M., Czechowski A., Lubryka J. 2008: the study of Control Software System and Visualization for Special Mining Machine. 21<sup>st</sup> World Mining Congress & Expo 2008.

**E. XHAFERRI\*, T.A. BIER**

*Insitut für Keramik, Glas- und Baustoff-technik, TU Bergakademie Freiberg, Leipziger, Germany*

## EVALUATION OF DIFFERENT CEMENTITIOUS SYSTEMS USING VARIOUS ACTIVATORS

### Abstract

Portland cement is the most widely used binder in the world; however its production is intensive in energy consumption and pollution generation. There are alternatives to this important construction material that can offer acceptable or even better properties at a lower cost as well as lower negative environmental impact. These alternatives can be waste materials or industrial byproducts as blast furnace slag, fly ash, etc. This research is focused on exploring various mixtures (systems) using chemical activation which will lead to the production of a green binder derived from industrial solid wastes.

**Key words:** Ground granulated blast furnace slag, Fly Ash, Cement, Activators

### 1. Introduction

More than 7% of the world's CO<sub>2</sub> emissions come from the production of ordinary Portland cement (OPC) and it leads to the search for more environmentally friendly alternatives to cement. Out of these alternative materials, alkali-activated slag and fly ash are not used as partial replacement to cement but as sole binders in the production of concrete. One of the economic ways is the alkali activation which will produce an environment friendly concrete [1][3]. Chemical activation improves the reactivity through altering the pH of the solution, where the hydration reaction will occur. Alkalis, however, show “selectivity” towards materials, meaning the same activator may have different effects on different materials. The aim of this work is to explore the possible ways to increase the hydraulic properties of slag and fly ash by activating them using various activators[2][4].

### 2. Experimental work

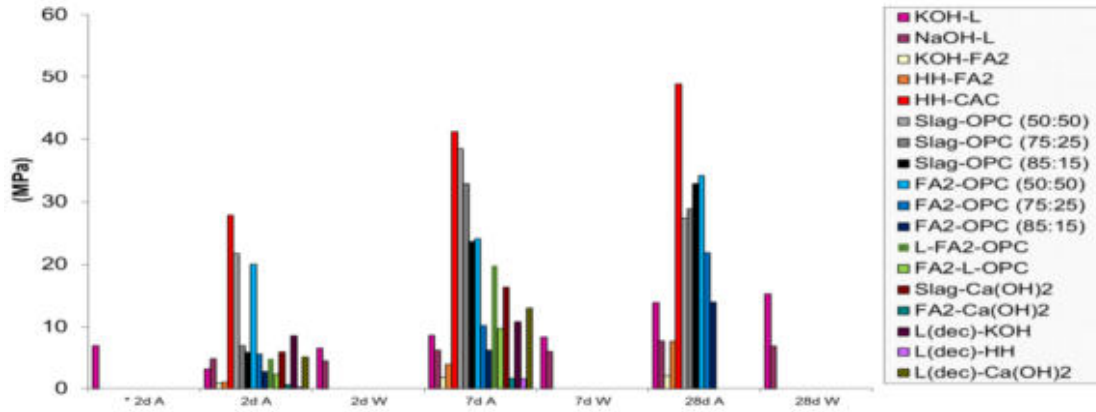
Ground granulated blast furnace slag (GGBFS) and fly ash were used as major raw and cementitious materials. Various types of activators are classified into three groups; alkaline, sulphate and combination of both were used with these powdered materials resulting in the different compositions. The waste materials used were Slag Lafarge (Slag L) and Fly ash (FA) while the activators used for both types of waste materials were Ca(OH)<sub>2</sub>, KOH, NaOH, CaSO<sub>4</sub> \* ½ H<sub>2</sub>O (α – HH), and Ordinary Portable Cement in ratio of 15, 25 and 50 percent.

Pastes were produced by using Hobart mixer for 90 seconds at low speed, followed by 30 seconds by hand mixing and in the end 90 seconds at high speed. Afterwards, the samples were casted into cylindrical molds having

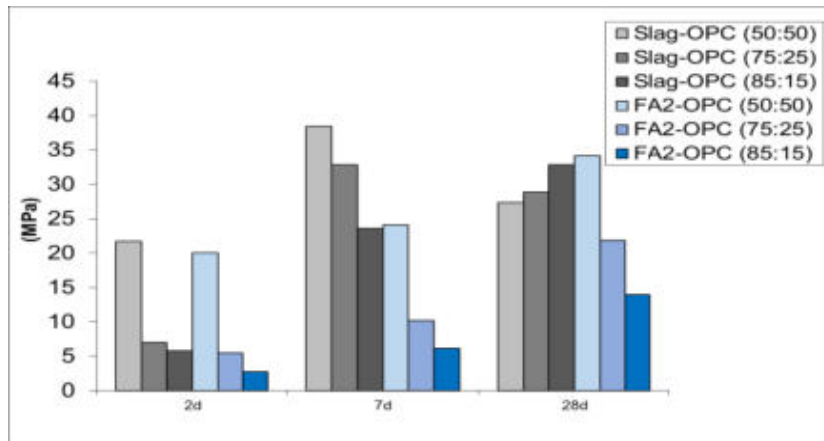
dimensions of 50 x 50cm which were then cured for 24 hours at 20 °C and at a relative humidity of 100 %. Subsequently, the compressive strengths of the hardened samples were measured at 2nd, 7th and 28th day.

### 3. Results and Conclusions

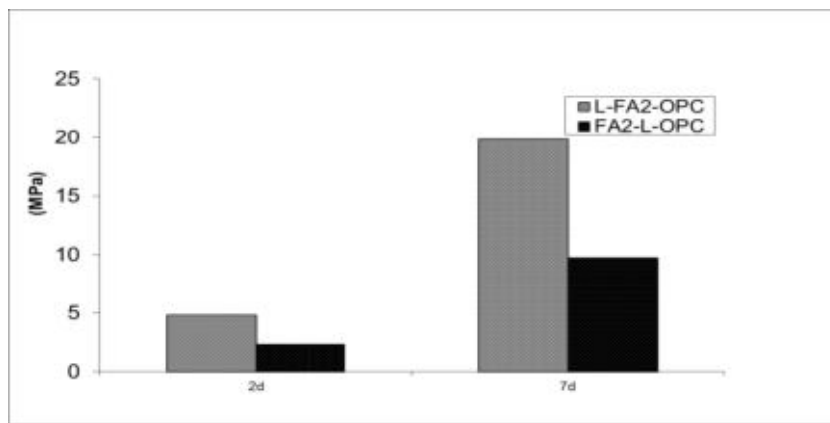
Figure 1, 2, 3 and 4 show the results of compressive strength test performed for different systems activated with various activators for different curing time and conditions.



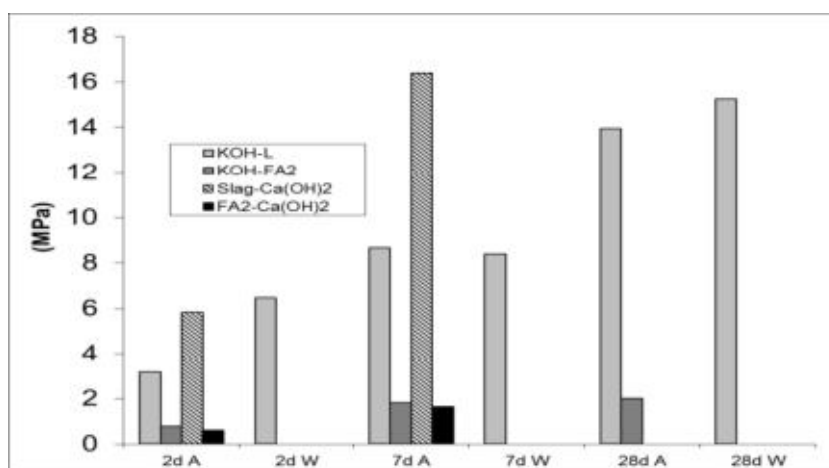
**Fig.1:** Comparison of 2nd, 7th and 28th day compressive strength for all systems



**Fig.2:** Comparison of 2nd, 7th and 28th day compressive strength of OPC-slag and OPC-FA systems



**Fig.3:** Comparison of systems L-FA2-OPC and FA2-L-OPC for 2 and 7 days



**Fig.4:** Compressive strength at 2nd, 7th and 28th day for systems with alkaline activators cured under different conditions

### Conclusions

Figure 1 clearly shows that HH-CAC paste has the highest compressive strength as compared to the other systems, followed by OPC-slag paste (50:50) and OPC-slag 75:25, which at 28th day age has a lower strength value as compared to that on the 7th day. It can be due to the products formed in slag-systems after 7 days of curing period and the microcracks. The influence of addition of OPC to the strength development of OPC-slag and OPC-fly ash pastes cured for 2, 7 and 28 days is shown in fig. 2. Better results are observed for the OPC-slag 85:15 and OPC-FA 50:50 systems.

Based on all the results, the chemical activation via different groups of activators works better on the ground granulated slag material compared to the fly ash. Increasing the amount of OPC leads to higher the compressive strength.

### References

1. Narender Reddy A., Anitha, D., & Venkata Tilak U. Performance of alkali-activated slag and alkali-activated slag + Fly Ash with various alkali activators
2. Fernandez-Jime'nez, A., Palomo, J. G., & Puertas, F. (1999). Alkali-activated slag mortars: Mechanical strength behavior. *Cement and Concrete Research*, 29, 1313–1321.
3. Roy D.M. (1999). Alkali-activated cements opportunities and challenges. *Cem Concr Res*;29:249-54
4. Puertas F, Fernandez-Jime'nez A. Mineralogical and microstructural characterization of alkali-activated fly ash/slag pastes. *Cem Concr Compos* 2003;25:287-92

**Н.Д. БАРСУК, Д.А. МОЗАЛЕВСКИЙ, И.В. КУПЕНКО, С.В. БОРЩЕВСКИЙ,  
С.Ю. МАКАРЕНКО, С.Н. МАШТАЛЕР**

*Донецкий национальный технический университет,  
Донбасская академия строительства и архитектуры*

## **ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ФИБРОБЕТОНА ДЛЯ ПОДЗЕМНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА**

Современные подходы к развитию строительной индустрии подразумевают разработку и совершенствование инновационных технологий и использование новых строительных материалов, что в конечном итоге обеспечивает повышение прочностных характеристик материалов, используемых в строительстве с одновременным снижением затрат на строительство.

Одним из перспективных направлений создания высокопрочной крепи подземных сооружений является использование модифицированных добавок в процессе приготовления бетонной смеси для получения фибробетона. То, что фибробетон - новый строительный материал, верно только отчасти. Его история насчитывает несколько тысячелетий. Еще древние египтяне заметили, что если в глину, предназначенную для постройки жилья, предварительно добавить солому, камыш или овечью шерсть, то стены приобретают повышенную прочность и меньше трескаются. Так появился саман - далекий предок современного фибробетона. Итак, фибробетон - это разновидность мелкозернистого бетона с добавлением фибры. В качестве фибры могут быть использованы стеклянные, синтетические или стальные волокна длиной от 5 до 150 мм и диаметром примерно от 0,2 мм до 1,0 мм. В результате получается фибровое армирование, которое и придает фибробетону уникальные в сравнении с обычным бетоном свойства.

Основной задачей при производстве фибробетона является равномерное распределение фибры по всему объему смеси. Для достижения этой цели производители используют специальное оборудование. В основе работы механизмов для производства сталефибробетона лежит электромагнит, который в процессе перемешивания равномерно «растягивает» фибру по всей массе смеси. Эти установки бывают разных размеров и мощности для приготовления фибробетона как в миксере, так и на большом растворо-бетонном узле. Для равномерного распределения в растворе стеклянной фибры используют так называемый метод пневмонабрызга. Он заключается в синхронном напылении под давлением мелкозернистой бетонной смеси и рубленого стекловолокна. Преимуществом этой технологии является возможность изготовления крупногабаритных изделий.

Существенный недостаток бетона - его низкая прочность на растяжение и изгиб. В фибробетоне же растягивающее напряжение принимают на себя волокна фибры, что повышает его сопротивление к растяжению при изгибе на 250%, а прочность при сжатии - на 25%. Фиброволокно обладает отличной гидратацией, контролируя равномерное распределение воды в структуре бетона. Таким образом, внутренние нагрузки снижаются, и, как следствие, трещиностойкость бетона возрастает в 2 раза. Свойства фибробетона напрямую зависят от материала, используемого в качестве фиброволокна [1].

Были проведены испытания, с целью выявления основных прочностных и деформационных характеристик бетона в раннем возрасте, а так же возможность улучшения данных характеристик посредством применения волокон фибры в качестве дисперсного армирования.

Использовался бетон с прогнозированной прочностью в возрасте 28 суток соответствующей классу В20. Водоцементное отношение бетонной смеси составило  $\frac{B}{Ц} = 0.6$ . Для ускорения твердения бетона применялась добавка комплексного действия MasterFix производства ООО «Корал, ГМБХ». Расход данной добавки составил 3.2л на 1м<sup>3</sup> бетонной смеси.

Использовались два вида фибры: базальтовая производства ЗАО "Группа компаний Пенетрон" и полипропиленовая - ПМТС "Спецснаб". Расход фибры на 1м<sup>3</sup> бетонной смеси определялся исходя её процентного содержания по массе цемента.

Испытание кубов и призм на сжатие проводилось с использованием универсальной испытательной машиной ГМС-50 расположенной в лаборатории кафедры «Сопротивление материалов» Донецкого национального технического университета» (Рис.1).



Рис.1 Испытание бетонных кубов на испытательной машине ГМС-50

При проведении кратковременных испытаний диапазон нагрузок составляет от 0 до 50т, длительных – до 25т. Для обеспечения равномерности передачи нагрузки на торец бетонного образца (ввиду возможной незначительной не параллельности противоположных граней) данная экспериментальная установка была дополнительно оборудована шарниром, устанавливаемым на образец сверху (рис.2). Размер штампов шарнира соответствует размерам торцевых граней образцов (100x100).



Рис.2 Общий вид шарнира.

Испытание образцов на сжатие производилось с учетом требований [1,2]. Для измерения продольных деформаций призм при сжатии использовались индикаторы часового типа с ценой деления 0.01мм (Рис.3). Индикаторы в количестве 4 штук (по одному на каждую грань призмы) устанавливались на металлическую рамку, фиксируемую на образце прижимными винтами. С противоположной грани образца также была закреплена аналогичная рамка с упорами. Для осуществления передачи перемещения верхней рамки относительно нижней на измерительные приборы использовались алюминиевые шпильки изогнутой формы. Мягкость материала шпилек обеспечивала сохранность приборов в момент разрушения образца. База измерения продольных деформаций составляла 250 мм.

Для измерения поперечных деформаций использовались индикаторы часового типа МИГ с ценой деления 0.001мм. Рамки для крепления приборов устанавливались на расстоянии 20мм от середины призмы в двух взаимно перпендикулярных направлениях. На каждое направление измерений приходилось по два индикатора. База измерения поперечных деформаций соответствовала поперечному сечению призмы, т.е. 100 мм.

Нагружение призм осуществлялось этапами. Величина приращения нагрузки на каждом этапе составляла 0.1 от предполагаемой призмной прочности. Центровка призм осуществлялась путем их нагружения до уровня 0.3Rb с последующей разгрузкой. При этом на каждом этапе нагружения фиксировались показания индикаторов. По приращениям вертикальных деформаций по каждой из граней определялось направление требуемого смещения призмы, что позволяло обеспечить её центральное сжатие. После выполнения центровки выполнялось поэтапное нагружение (с выдержкой при постоянной нагрузке) вплоть до разрушения образца. Картина разрушения всех образцов характеризовалась наличием диагональных трещин (Рис.4).



Рис. 3 Расположение рамок на образце призме.



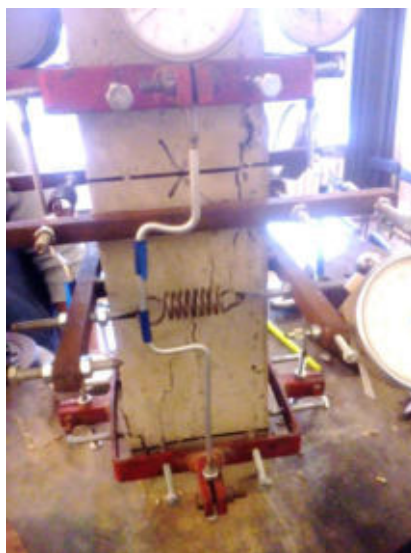


Рис. 4 Общий вид разрушенного образца.

На рис.5 представлены графики изменения кубиковой прочности бетона при сжатии с течением времени для различного процента содержания и вида фибры.

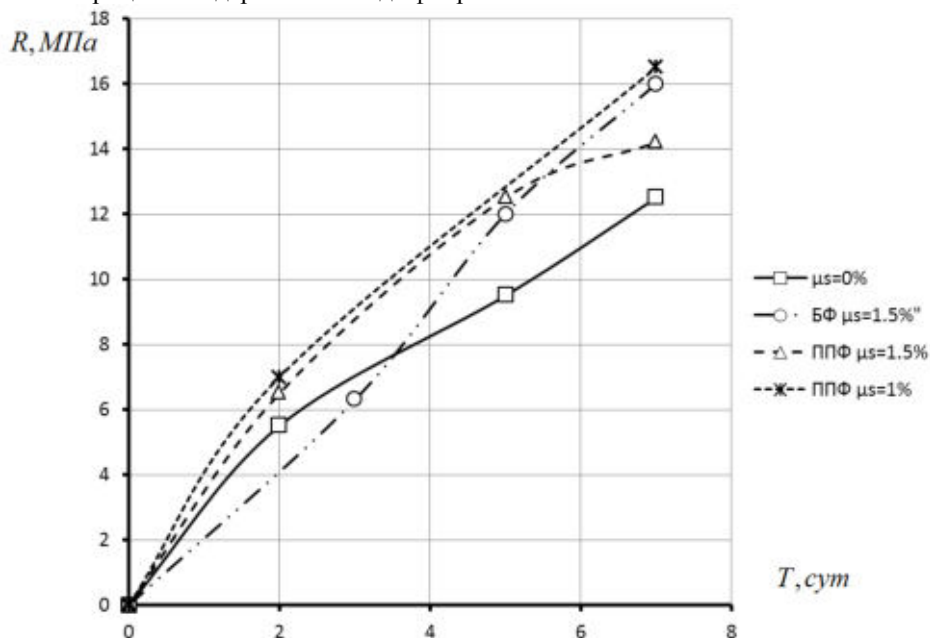


Рис. 5 Связь между возрастом бетона и кубиковой прочностью.

По итогам проведения экспериментальных исследований были получены значения кубиковой  $R$  и призмной  $R_b$  прочностей бетона при сжатии для составов, отличающихся процентным фибровых волокон (1.5% - базальтовой фибры, 1% и 1.5% - полипропиленовой фибры).

Данные о прочностных характеристиках всех рассмотренных составов представлены в табл. 1.

Таблица 1 Прочностные характеристики испытанных образцов.

№ серии образцов.	Тип фибры		Возраст, сут	R, МПа	R <sub>b</sub> , МПа
	Базальтовая фибра (БФ)	Полипропи-леновая фибра (ППФ)			
	Процент армирования, $\mu_s$				
Серия 1	0		2	5.5	5.5
			5	9.5	9.4
			7	12.5	11.5
			28	18	18
Серия 3	1.5		3	6.3	6

			5	12	11.4
			7	16	13.5
Серия 4		1.5	2	6.5	4.8
			5	12.5	9.6
			7	14.2	11.6
Серия 5		1	2	7	4.8
			5	***	***
			7	16.5	13.5

Введение фибрового волокна в качестве дисперсного армирования положительно сказалось на прочности бетона. Максимальный прирост прочности на всем временном диапазоне показали образцы, изготовленные с применением полипропиленовой фибры с процентом армирования равным 1%. Увеличение прочности на 2 суток составило 21%, на 7 суток 24%, что свидетельствует об эффективности применения данного материала. Увеличение содержания фибрового волокна до 1.5% не только не привело к увеличению прочности бетона, но и несколько снизило данный показатель. Кроме того в возрасте 7 суток наблюдалось некоторое запаздывание прироста прочности по сравнению с 1.5% составом.

Состав с 1.5% базальтовой фибры показал более заниженные показатели прочности в возрасте 2 суток по сравнению с неармированным бетоном, однако к 7 суткам прочность стала сопоставима с образцами с 1.5% содержание полипропиленовой фибры.

#### Литература

1. <http://lider-decor.kz/ru/articles/?id=704>
2. [http://nerudr.ru/staty/chto\\_takoe\\_fibroboton\\_v\\_chem\\_otlichie\\_ot\\_obychnogo\\_betona\\_video.php](http://nerudr.ru/staty/chto_takoe_fibroboton_v_chem_otlichie_ot_obychnogo_betona_video.php)
3. ГОСТ 10180-90 Бетоны. Методы определения прочности по контрольным образцам.
4. ГОСТ 24452-80 Бетоны. Методы определения призмочной прочности, модуля упругости и коэффициента Пуассона.

**И.В. КУПЕНКО, В.В. ГЛЕБКО, С.В. БОРЩЕВСКИЙ**  
*Донецкий национальный технический университет*

## МЕХАНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ТРЕЩИНОВАТЫХ АНИЗОТРОПНЫХ ПОРОД, ВМЕЩАЮЩИХ ВЕРТИКАЛЬНЫЙ СТВОЛ

**Цель.** Получить зависимости механических характеристик горных пород околоствольного массива с учетом особенностей их трещиноватости, анизотропности и параметров анкерной крепи ствола.

**Методы.** Используется метод определения механических характеристик пород на основе теорий многослойных анизотропных оболочек и деформируемости массивов трещиноватых горных пород.

**Результаты.** Получены зависимости для определения модулей упругости, модулей сдвига и коэффициентов Пуассона пород околоствольного массива с учетом характера их трещиноватости, анизотропности, параметров анкерной крепи ствола, которые необходимы для исследования параметров напряженно-деформированного состояния системы « крепь ствола – анкерно-породная оболочка – породный массив».

**Выводы.** Установленные зависимости при использовании разработанной ранее математической модели позволят определить параметры напряженно-деформированного состояния системы «крепь ствола – анкерно-породная оболочка – породный массив» с учетом характера слоистости, трещиноватости и анизотропности пород, вмещающих ствол, параметров анкерной крепи.

**Ключевые слова:** вертикальный ствол, массив пород, напряженно-деформированное состояние, модуль упругости, модуль сдвига, коэффициент Пуассона, анкерная крепь, слоистость горных пород, трещиноватость горных пород, анизотропность горных пород.

**Постановка проблемы.** В работе [1] приведена расчетная схема и, в общем виде, математическая модель для исследования параметров напряженно-деформированного состояния (НДС) системы «бетонная крепь ствола – анкерно-породная оболочка – породный массив», учитывающая геометрические параметры ствола, слоистость, анизотропность горных пород, действующие внешние нагрузки и граничные условия. При этом получены: вариационное уравнение смешанного типа относительно перемещения и функции усилий, система линейных алгебраических уравнений для определения неизвестных параметров, выражения для напряжений. Для использования этой математической модели, как отмечено в рекомендациях,

необходимо получить зависимости для определения механических характеристик массива пород ствола с учетом анизотропии, крепления анкерами и координатных функций. Эти зависимости получены в работе [2]. При этом также отмечено, что на механические характеристики (модули упругости и коэффициенты Пуассона), а, следовательно, на параметры НДС массива горных пород, вмещающих ствол, существенно влияет его трещиноватость. Структурная неоднородность массива приводит к тому, что прочностные и деформационные свойства пород по сути являются случайными величинами, колеблющимися около некоторых средних значений. Трещиноватость радикально изменяет физико-механические свойства массива пород. При этом значительно снижается его прочность и возрастает деформируемость под нагрузкой [3].

В данной работе приведены зависимости механических характеристик (модулей упругости, сдвига и коэффициентов Пуассона эквивалентной трансверсально изотропной сплошной среды) массивов трещиноватых горных пород.

**Формулирование цели работы и постановка задач.** Цель работы – Получить зависимости механических характеристик горных пород околоствольного массива с учетом особенностей их трещиноватости, анизотропности и параметров анкерной крепи ствола.

Основная задача – получить зависимости для определения модулей упругости, сдвига и коэффициента Пуассона для слоистого, анизотропного массива горных пород ствола с учетом характера трещиноватости и параметров анкерной крепи ствола.

**Методы.** Используется метод определения механических характеристик пород на основе теорий многослойных анизотропных оболочек и деформируемости массивов трещиноватых горных пород.

**Результаты.** Как отмечено в работе [1], величинами, характеризующими упругие свойства оболочки при растяжении (сжатии), изгибе и кручении, являются ее главные жесткости, которые зависят от упругих

параметров  $B_{jk}^i$ , которые, в свою очередь, зависят от механических характеристик  $i$ -го слоя оболочки (модулей упругости и коэффициентов Пуассона).

С учетом особенностей расчетной схемы [1], а также основных параметров анкерной крепи, запишем приведенные механические характеристики пород:

$$E_{x1}^1 = \frac{E_a d_a + (l_1' - d_a) E_b}{l_1'}; \quad E_{y1}^1 = \frac{E_a d_a + (S_1' - d_a) E_b}{S_1'}; \quad (1)$$

$$E_{x2}^1 = \frac{E_a d_a + (l_1' - d_a) \sum_{i=1}^k E_{nl2}^i / k}{l_1'}; \quad E_{y2}^1 = \frac{E_a d_a + (S_2' - d_a) \sum_{i=1}^k E_{nr2}^i / k}{S_2'}; \quad (2)$$

$$E_{x3}^1 = \sum_{i=1}^k E_{nl3}^i / k; \quad E_{y3}^1 = \sum_{i=1}^k E_{nr3}^i / k \quad (3)$$

для слоев ( $i = 2, j = 1, 2, 3$ )

$$E_{x1}^2 = \frac{E_a d_a + (l_2'' - d_a) E_b}{l_2''}; \quad E_{y1}^2 = \frac{E_a d_a + (S_2'' - d_a) E_b}{S_2''}; \quad (4)$$

$$E_{x2}^2 = \frac{E_a d_a + (l_2'' - d_a) \sum_{i=1}^k E_{nl2}^i / k}{l_2''}; \quad E_{y2}^2 = \frac{E_a d_a + (S_2'' - d_a) \sum_{i=1}^k E_{nr2}^i / k}{S_2''}; \quad (5)$$

$$E_{x3}^2 = \sum_{i=1}^k E_{nl3}^i / k; \quad E_{y3}^2 = \sum_{i=1}^k E_{nr3}^i / k, \quad (6)$$

для слоев ( $i = 3, j = 1, 2, 3$ )

$$E_{x1}^3 = \frac{E_a d_a + (l_3''' - d_a) E_b}{l_3'''}; \quad E_{y1}^3 = \frac{E_a d_a + (S_3''' - d_a) E_b}{S_3'''}; \quad (7)$$

$$E_{x2}^3 = \frac{E_a d_a + (l_3''' - d_a) \sum_{i=1}^k E_{nl2}^i / k}{l_3'''}; \quad E_{y2}^3 = \frac{E_a d_a + (S_3''' - d_a) \sum_{i=1}^k E_{nr2}^i / k}{S_3'''}; \quad (8)$$

$$E_{x3}^3 = \sum_{i=1}^k E_{nl3}^i / k; \quad E_{y3}^3 = \sum_{i=1}^k E_{nr3}^i / k. \quad (9)$$

где  $E_a, E_b, E_{n,j}^i$  – модули упругости анкера, бетона и пород, МПа;

$d_a$  – диаметр анкера, м;

$l_i^i, S_i^i$  – расстояния между анкерами в осевом и радиальном направлениях, м.

$$S_i = \frac{\pi(R_{i+1} - R_i)}{2} \cdot \alpha \quad (10)$$

где  $R_i, \alpha$  – радиусы слоев оболочки, м, угол между анкерами, град.

Модуль сдвига определяем согласно (11):

$$G_{xy}^i = \sum_{i=1}^k G_n^i / k \quad (11)$$

Коэффициенты Пуассона определяются аналогично модулям упругости (1)-(9).

Далее получим зависимости для приведенных модулей упругости горных пород, рассматривая наиболее распространенную систему произвольно расположенных зияющих трещин.

Если трещины расположены горизонтально, получим следующие выражения для механических характеристик:

$$E_{xmnj}^i = \frac{E_{xnj}^i}{1 + \eta_{xj}^i}; \quad E_{ymnj}^i = \frac{E_{ynj}^i}{1 + \eta_{yj}^i}; \quad (12)$$

$$G_{xymnj}^i = \frac{E_{xmnj}^i}{2(1 + \nu_{mnj}^i + \eta_{xj}^i)}; \quad (13)$$

$$\nu_{xmnj}^i = \nu_{xnj}^i; \quad \nu_{ymnj}^i = \nu_{ynj}^i, \quad (14)$$

где  $E_{xnj}^i, E_{ynj}^i, \nu_{xnj}^i, \nu_{ynj}^i$  – модули упругости и коэффициенты Пуассона для ненарушенного массива горных пород;

$$\eta_{xj}^i = \delta_{xj}^i / \xi h_{xj}^i; \quad \eta_{yj}^i = \delta_{yj}^i / \xi h_{yj}^i;$$

$\delta_{xj,yj}^i$  – ширина раскрытия трещин, м;

$h_{xj,yj}^i$  – расстояние между трещинами, м;

$\xi$  – безразмерная площадь скальных контактов.

Если систем трещин несколько ( $k$ ), они расположены под углами  $\beta$  к горизонту, то

$$E_{xmnj}^i = \frac{E_{xnj}^i}{1 + \sum_{m=1}^k \eta_{xm}^i (1 - \cos^4 \beta_m)}; \quad E_{ymnj}^i = \frac{E_{ynj}^i}{1 + \sum_{m=1}^k \eta_{ym}^i (1 - \sin^4 \beta_m)}; \quad (15)$$

$$G_{xymnj}^i = \frac{E_{xmnj}^i}{2 \left( 1 + \nu_{xmnj}^i + \sum_{m=1}^k \eta_{xm}^i \cos^2 \beta_m \right)}; \quad (16)$$

$$\nu_{xmnj}^i = \nu_{xnj}^i + \sum_{m=1}^k \eta_{xm}^i \cos^2 \beta_m \sin^2 \beta_m; \quad \nu_{ymnj}^i = \nu_{ynj}^i + \sum_{m=1}^k \eta_{ym}^i \cos^2 \beta_m \sin^2 \beta_m. \quad (17)$$

**Выводы и рекомендации.** Установленные зависимости механических характеристик пород околоствольного массива с учетом особенностей их трещиноватости, анизотропности и параметров анкерной крепи ствола позволяют исследовать НДС системы «крепь ствола – анкерно-породная оболочка – трещиноватый породный массив» с использованием разработанной ранее математической модели [1].

## Литература

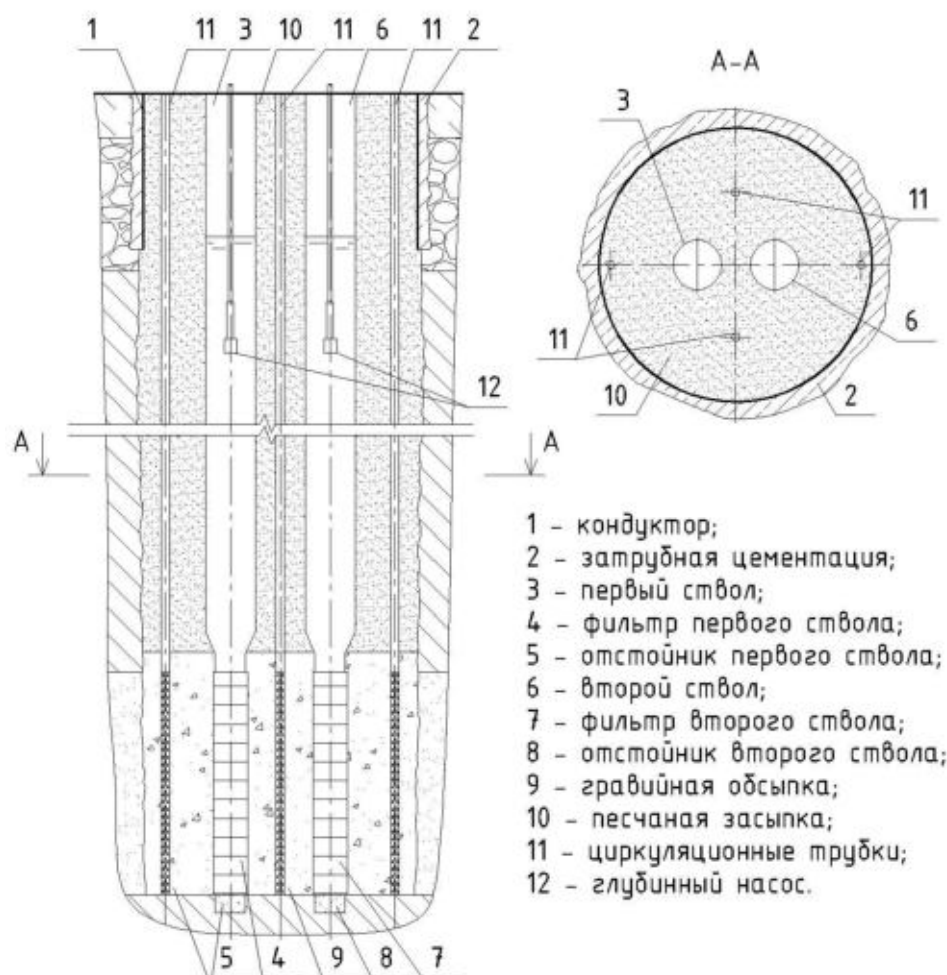
1. Купенко И.В., Марийчук И.Ф., Мозалевский Д.А. К вопросу о расчете анкерно-бетонной крепи вертикальных стволов / И.В. Купенко, И.Ф. Марийчук, Д.А. Мозалевский // Проблемы недропользования: междунар. форум-конкурс молодых ученых, 20-22 апреля 2016 г.: сборник науч. тр. Часть I. – Санкт-Петербург, 2016. – С. 137–139.
2. Амбарцумян. С.Н. Теория анизотропных оболочек/ С.Н. Амбарцумян. – М.: Физматлит, 1961. – 384 с.

А. Н. КУРЧ, А. Ю. КОЧЕРГИН  
Белорусский национальный технический университет

## КОНСТРУКЦИЯ ДВУСТВОЛЬНОЙ ВОДОЗАБОРНОЙ СКВАЖИНЫ С СИСТЕМОЙ ЗАТРУБНОЙ РЕАГЕНТНОЙ РЕГЕНЕРАЦИИ

В процессе эксплуатации производительность водозаборных скважин снижается в результате колюматационных процессов. Продолжительность стабильной работы высокодебитных скважин составляет 3-4 года, а срок службы редко превышает 18-20 лет, что существенно ниже нормативных сроков эксплуатации. На скважинных водозаборах для обеспечения бесперебойности подачи воды предусмотрено строительство резервных скважин, которые обычно сооружают в отдельных санитарных зонах строгого режима.

С целью увеличения долговечности водозаборов и снижения капитальных затрат на строительство резервных скважин в БНТУ предложено размещать рабочую и резервную скважины в одном буровом стволе в виде одной двуствольной конструкции, оснащенной системой затрубной реагентной регенерации (рис. 1).

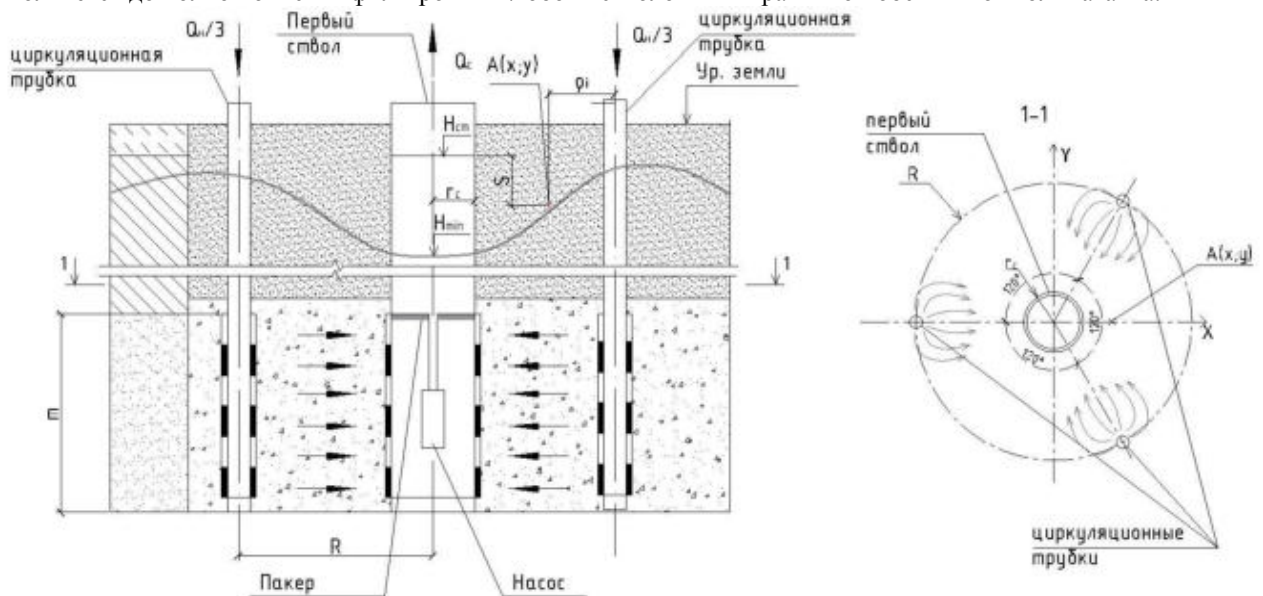


**Рисунок 1** – Конструкция двуствольной водозаборной скважины с системой затрубной реагентной регенерации

*Технологическая последовательность сооружения скважины.* Производят бурение ствола под кондуктор 1 ударно-канатным методом [1], выполняют затрубную цементацию 2 кондуктора 1 на всю его высоту до устья скважины. Затем опустив долото через кондуктор на забой, разбуривают цементную пробку в кондукторе, производят бурение ствола способом обратной промывки чистой водой. Далее опускают в скважину первый ствол 3 с фильтром 4 и отстойником 5, второй ствол 6 с фильтром 7 и отстойником 8. Затем симметрично вокруг каждого ствола монтируют циркуляционные трубки 11, имеющие перфорацию,

равную длине фильтров обоих стволов. Выполняют гравийную обсыпку 9. Скважину снабжают оголовком и оснащают два ствола отдельными глубинными насосами 12.

Конструкция скважины предполагает проведение циркуляционной реагентной регенерации фильтров обоих стволов, которая обеспечивает эффективное воздействие на кольматирующие отложения как изнутри, так и снаружи водоприемной поверхности. При регенерации фильтра 4 первого ствола 3 реагент подают в три циркуляционные трубки 11, которые размещены относительно него симметрично под углом  $120^{\circ}$ . Одновременно с помощью водоподъемного оборудования (например, эрлифта, насоса или гидроэлеватора [2]) из первого ствола 3 реагент вместе с продуктами растворения выкачивают назад в бак, откуда снова подают в те же циркуляционные трубки 11 и тем самым обеспечивают принудительную циркуляцию реагента. При регенерации фильтра 7 второго ствола 6 реагент подают в три симметрично расположенные циркуляционные трубки, а откачку производят из второго ствола 6. Регенерация выполняется до полной очистки фильтров 4 и 7 обоих стволов и их гравийной обсыпки от кольматанта.

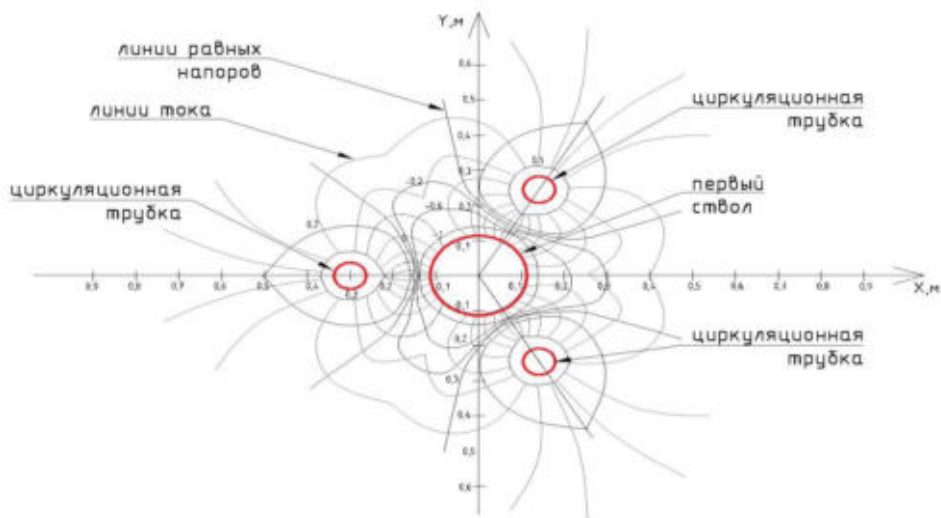


**Рисунок 2** - Расчетная схема гидродинамической промывки водозаборной скважины

Для описания квазиустановившегося движения в прифильтровой зоне ствола скважины при закачке-откачке реагента использовано выражение [3]:

$$S = \frac{Q}{4\pi km} \left( \ln \frac{2,25at}{r^2} - \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n \ln \frac{2,25at}{\rho_i^2} \right), \quad (1)$$

где  $S$  - изменение уровня в любой точке прифильтровой зоны;  $r$  - расстояние от откачной скважины радиусом  $r_c$  до точки, в которой определяется понижение;  $\rho_i$  - расстояние от  $i$ -ой закачной скважины (циркуляционной трубки) до точки, в которой определяется понижение;  $n$  - число закачных скважин (циркуляционных трубок);  $k$  - коэффициент фильтрации прифильтровой зоны;  $m$  - мощность пласта;  $t$  - время от начала работы системы;  $a$  - коэффициент пьезопроводности.



**Рисунок 3** – Гидродинамическая сетка фильтрации, построенная для случая регенерации фильтра первого ствола

Откачка из скважины начинается в момент времени  $t=0$  с расходом  $Q$ , с того же момента времени в каждую из трех циркуляционных трубок начинает поступать расход раствора  $Q/3$ . В части пласта, примыкающего к откачной скважине, формируется депрессия, а в части пласта, примыкающего к циркуляционным трубкам – репрессия. После перевода выражения (1) в декартовую систему координат выполнено построение гидродинамической сетки (рисунок 3) для одного из стволов, первого, например.

Гидродинамическая сетка показывает, что на периферийных участках зоны кольматации ширина поясов сетки, кривизна и длина линий тока, выходящих из циркуляционных трубок, наибольшая. Это указывает на то, что скорость вдоль этих линий меньше чем по главной линии тока. Периферийные сегменты зоны кольматации будут выщелачиваться медленнее, чем участки, лежащие между циркуляционными трубками и регенерируемым фильтром, так как скорость выщелачивания пропорциональна скорости фильтрации. Отсюда следует, что чем больше промывная система содержит циркуляционных трубок, тем лучше охват зоны кольматации потоками реагента и меньше время выщелачивания.

Применение конструкции двуствольной скважины позволяет:

- увеличить срок службы рабочей и резервной скважин за счет эффективной регенерации их фильтров, размещенных в одном буровом стволе вместе с закачными трубками, которые служат для обеспечения циркуляционно-реагентной обработки;
- осуществлять бесперебойную подачу воды потребителю, имея в каждом стволе отдельный электронасосный агрегат;
- уменьшить площади отчуждаемых под строительство земель, так как рабочая и резервная скважины сооружаются в одной санитарной зоне;
- обеспечить снижение капложений по сравнению с сооружением двух отдельно расположенных скважин (один павильон вместо двух, одна буровая площадка вместо двух, меньшая длина коммуникаций и т. д.).

#### Литература

1. Башкатов Д.Н. Бурение скважин на воду/Д.Н. Башкатов, В.Л. Роговой.-М.: Колос,1976.-с. 31-37.
2. Курч А.Н., Ивашечкин В.В. «Гидроэлеваторная установка для извлечения песчаных пробок из скважин». Проблемы недропользования: Сборник научных трудов [Конференция]. – Санкт-Петербург: Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 2015. – Т.1.-стр.232-(международный форум конкурс молодых ученых.22-24 апреля 2015 г.). – 110-113с.
3. Аренс, В.Ж. Геолого-гидрогеологические основы геотехнологических методов добычи полезных ископаемых / В. Ж. Аренс, А. М. Гайдин. – М: Недра, 1978. – 215 с.

**К. Н. ЛАБИНСКИЙ, Е.Е. ГОЛОВНЕВА**

*Донецкий национальный технический университет, Донецк, Украина*

## МОДЕЛИРОВАНИЕ РАСПРОСТРАНЕНИЯ УДАРНЫХ ВОЛН В ОГРАНИЧЕННЫХ ПРОСТРАНСТВАХ

Основную опасность при производстве подземных горных работ и проведении выработок представляют взрывы, возникающие в результате выделения метана, образования взрывчатой угольной пыли и ведения работ по выбросоопасным пластам. Именно эти названные факторы приводят к тяжелым аварийным ситуациям на шахтах. Основные поражающие факторы взрыва в условиях угольных шахт [1]: сейсмические волны, воздушные ударные волны; высокая температура во фронте горения; токсичные газы и низкое содержание кислорода в продуктах реакции. Радиус действия сейсмических волн, опасных для людей и подземных инженерных сооружений, сравнительно невелик и не превышает 100 м, что значительно меньше зон действия токсичных газов и ударных волн. Из поражающих факторов ударной волны следует выделить: избыточное давление, время его действия и скоростной напор газа, движущегося за фронтом волны. Ослабление ударной волны при движении ее вдоль горных выработок происходит за счет вовлечения в движение дополнительных масс воздуха, трения о стенки выработок, теплообмена и потерь энергии на сопряжениях и поворотах. Действующие в угольной промышленности нормативные документы требуют обязательного определения зоны воздействия для каждого поражающего фактора. Однако в настоящее время рассматривается зона воздействия только одного поражающего фактора – ударной волны. Поэтому весьма актуальны исследования в области распространения ударных волн по сети горных выработок.

**Состояние вопроса.** Классические работы советских ученых Н.Н. Семенова, Л.Д. Ландау, Я.Б. Зельдовича, Д.А. Франк-Каменецкого, К.И. Щелкина, Я. К. Трошина, Л.Н. Хитрина, Л.И. Седова, К.П. Станюковича, В.Н. Виллюнова и многих других, а также зарубежных исследователей Е. Гюгонно, В.

Деринга, Р. Льюиса, Г. Эльбе, Р. Куранта, Г. Тейлора, Ф. Вильямса и других в области физики взрыва послужили основой для выполнения работ прикладного характера, посвященных проблеме борьбы с взрывами газа и пыли в угольных шахтах.

Для решения задач о взрыве широкое распространение получили конечно-разностные методы, наиболее эффективный среди них метод явного типа, предложенный С.К. Годуновым [2], для расчета одномерных нестационарных течений со сложной структурой.

Существующие методы расчёта взрывобезопасных расстояний базируются на методике В.М. Плотникова, основанной на упрощенных аналитических соотношениях, допускающих ручной счет. Методика соответствует данным, представленным в СНиП 2.01.34-84 [3].

Исследования распространения ударных волн в каналах постоянного сечения представлены в работе Садовского М. А [4].

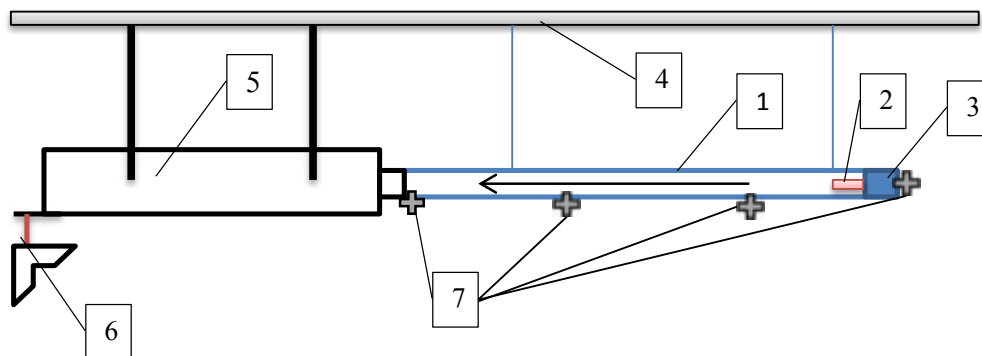
В последнее время большие достижения в моделировании распространения ударных волн взрыва в угольных шахтах были получены благодаря применению газодинамических методов и компьютерного моделирования Д.Ю. Палеевым, А.Ю. Крайновым, ЭЛ. Шрагером, И.М. Васениным, Лукашовым О.Ю. и А.В. Астаниным [5]. В работах проводились исследования распространения ударных волн взрыва по сети горных выработок с учетом различных факторов.

Однако моделирование процесса распространения ударных волн взрыва в горных выработках проведено недостаточно, особенно с применением лабораторных экспериментов по моделированию распространения ударных волн в ограниченных пространствах.

**Целью** исследования является проведенных лабораторных экспериментов по распространению ударных волн в ограниченных пространствах и моделирования этого процесса на основании полученных результатов.

**Материалы исследования.** Изучение распространения ударных волн проводились в ходе лабораторных испытаний на базе буровзрывной лаборатории кафедры СЗПСиГ ДонНТУ.

Для физического моделирования процесса распространения ударной волны в горной выработке были проведены испытания, с использованием пластиковых труб различной длины (от 50 до 1400 мм) и диаметра (45 мм, 110 мм, 160 мм). Взрывания проводились аммонитом 6ЖВ (взрывчатое вещество II класса, разрешенное к применению в данной лаборатории) перепатронированным в заряды различной массы (50 г, 75 г, 100 г). В качестве забойки использовалась гипсопесчанная смесь. Трубы подвешивались к металлической балке под куполом камеры, так чтобы сохранялось их горизонтальное положение. С одного конца трубы непосредственно после забойки располагался заряд ВВ. Другой конец трубы упирался в баллистический маятник, что позволяло определять импульс взрыва. Прохождение ударной волны по свободной части трубы фиксировалось введенными внутрь датчиками, соединенными с прибором измерения интервалов времени.



а)



б)





Рис.1 Схема и общий вид эксперимента: а) Схема размещения трубы в камере лаборатории 1-пластиковая труба; 2- заряд ВВ; 3- забойка; 4- балка для крепления баллистического маятника; 5- баллистический маятник; 6- карандаш и планшет для фиксирования отклонения маятника; 7- места закрепления датчиков. б) Общий вид перед взрыванием.

Планирование испытаний осуществлялось по методике реализации полного факторного эксперимента (ПФЭ)[6]. Целью проведенного эксперимента являлось получение адекватного описания функции отклика (скорости ударной волны) в заданной части факторного пространства (относительное расстояние и относительная энергия взрыва).

Планирование, проведение и обработка результатов ПФЭ проводились по обязательным этапам: кодирование факторов, составление план-матрицы эксперимента, рандомизация опытов, реализация плана эксперимента, проверка воспроизводимости опытов, проверка адекватности модели, оценка значимости коэффициентов регрессии.

В качестве основных факторов, влияющих на скорость распространения ударной волны, были приняты расстояние от середины заряда до середины базы и энергия взрыва.

Так как диаметры труб и их длина варьировались, то для универсализации расчетов результатов эксперимента было решено перейти к относительной величине расстояния  $R$ , которую вычисляем по формуле:

$$R = \frac{L_{cp}}{\Pi}$$

где  $L_{cp}$  – расстояние от середины заряда до середины базы, мм;

$\Pi$  – периметр сечения ограниченного пространства, мм, (в нашем окружность трубы).

Величина заряда и диаметр патронов также изменялись, соответственно получалась разная длина зарядов, поэтому по аналогии с фактором расстояния переходили в расчетах на относительную величину энергии, которую определяли по формуле:

$$Q = \sqrt[3]{\frac{m \cdot Q_v}{P_0}} / l_{зар}$$

где  $m$  – масса заряда, кг;

$Q_v$  - удельная энергия взрыва 4311000 Дж/кг;

$P_0$  - начальное атмосферное давление 99325 Па;

$l_{зар}$  – длина заряда, которая определяется в нашем случае для патронов по формуле:

$$l_{зар} = \frac{4 \cdot m}{\rho_0 \cdot \pi \cdot d^2}$$

где  $\rho_0$  – плотность патронирования, в нашем случае равна 1100 кг/м<sup>3</sup>;

$d$  – диаметр заряда, м.

Таблица 1. Расчет относительных величин расстояния и энергии взрыва.

Расстояние от середины заряда до середины базы $L_{cp}$ , мм	Диаметр трубы, мм	Относительное расстояние $R$	Масса заряда $m$ , кг	Длина заряда $l_{зар}$ , м.	Относительная энергия взрыва $Q$
500	45	3,54	0,050	0,062	20,8249
	110	1,45		0,049	26,3665
	160	0,99		0,04	32,5389
900	45	6,37	0,075	0,093	15,8924
	110	2,60		0,074	20,1137
	160	1,79		0,06	24,8318
1400	45	9,90	0,1	0,124	13,1189
	110	4,05		0,098	16,6035
	160	2,79		0,08	20,4982

Кодирование факторов производится для перевода натуральных факторов в безразмерные величины, чтобы в дальнейшем построить план-матрицу эксперимента.

Таблица 2. Кодирование факторов.

Интервал варьирования и уровень факторов	Относительное расстояние $\ln R$	Относительная энергия взрыва $\ln Q$
Нулевой уровень $X_i=0$	0,925	3,025
Интервал варьирования	0,925	0,455
Нижний уровень $X_i= - 1$	0	2,57

Верхний уровень $X_i = +1$	1,85	3,48
Кодовое обозначение	X1	X2

При определении интервала варьирования целесообразно описание процесса линейным уравнением, поэтому при кодировании факторов применялись натуральные логарифмы величин для перехода от полиномиальной зависимости (см. рис. 2) к линейной.

В таблицах 3 и 4 представлены план-матрицы ПФЭ и расчет коэффициентов регрессии для описания зависимостей скорости ударной волны (D) и относительной скорости ударной волны в махах (M) от исследуемых факторов  $X_1$  и  $X_2$ .

Таблица 3. План-матрица ПФЭ и коэффициенты регрессии для D.

опыт	X1	X2	X1*X2	Y	X1*Y	X2*Y	X1*X2*Y
1	-1	-1	1	2141	-2141	-2141	2141
2	1	-1	-1	1212	1212	-1212	-1212
3	-1	1	-1	1318	-1318	1318	-1318
4	1	1	1	2298	2298	2298	2298
$Y = B_0 + B_1 \cdot X_1 + B_2 \cdot X_2 + B_{12} \cdot X_1 \cdot X_2$				B0	B1	B2	B12
				<b>1742,25</b>	<b>12,75</b>	<b>65,75</b>	<b>477,25</b>

Таблица 4. План-матрица ПФЭ и коэффициенты регрессии для M.

опыт	X1	X2	X1*X2	Y	X1*Y	X2*Y	X1*X2*Y
1	-1	-1	1	6,2823	-6,282277	-6,282277	6,282277
2	1	-1	-1	3,5563	3,556338	-3,556338	-3,556338
3	-1	1	-1	3,8674	-3,867371	3,867371	-3,867371
4	1	1	1	6,7430	6,742958	6,742958	6,742958
$Y = B_0 + B_1 \cdot X_1 + B_2 \cdot X_2 + B_{12} \cdot X_1 \cdot X_2$				B0	B1	B2	B12
				<b>5,11224</b>	<b>0,03741</b>	<b>0,19293</b>	<b>1,40038</b>

В ходе реализации плана лабораторных экспериментов были получены следующие данные по скоростям ударных волн, которые приведены на рисунке 2. Параллельные опыты-взрывания предусматривались для проверки воспроизводимости опытов и проведения статистических оценок.

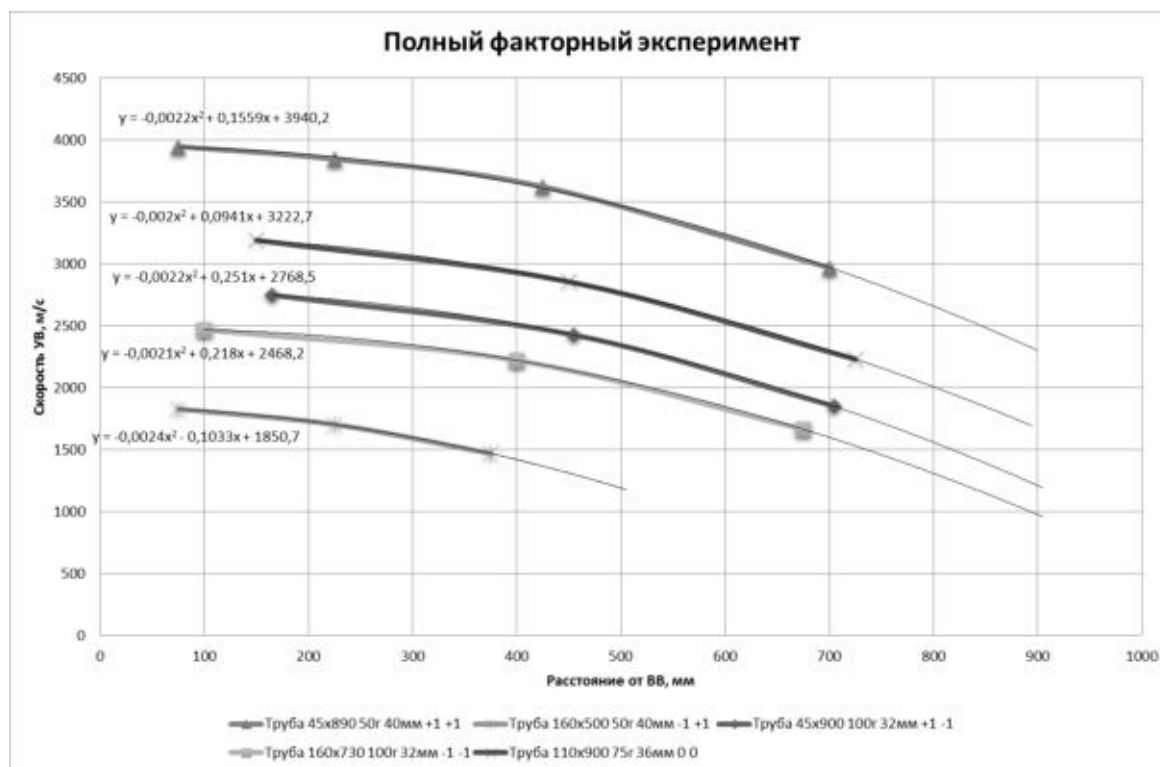


Рис.2. Полный факторный эксперимент.

По результатам вышеописанного факторного эксперимента после раскодирования факторов были получены зависимости скорости распространения ударной волны от относительного расстояния и относительной энергии взрыва в виде неполных квадратных уравнений:

$$D = 1134,07 \ln Q \ln R - 904,505 \ln Q - 3416,77 \ln R + 4465,38 \quad (1)$$

$$M = 3,32731 \ln Q \ln R - 2,65374 \ln Q - 10,0247 \ln R + 13,1024 \quad (2)$$

В качестве графической интерпретации результатов факторного эксперимента была построена по уравнению (1) гиперплоскость в трехмерном факторном пространстве.

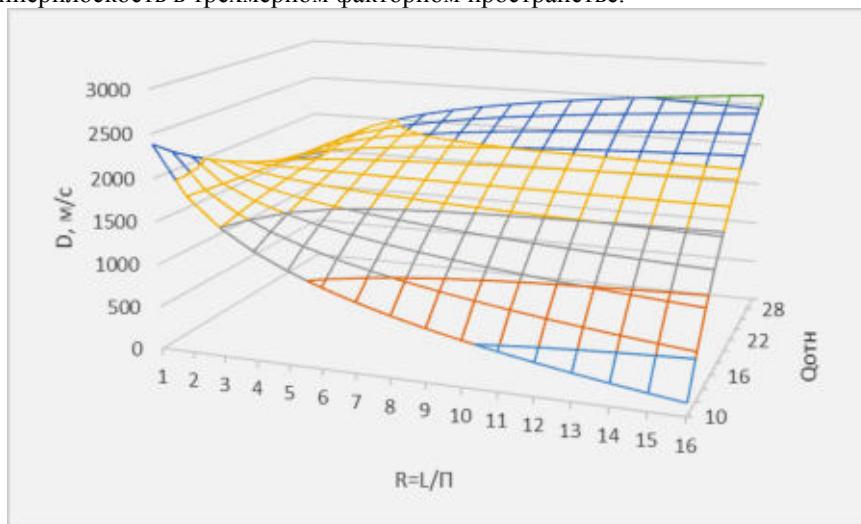


Рис. 3. Гиперплоскость в трехмерном факторном пространстве.

Проверка воспроизводимости опытов проверялась по критерию Кохрена, а адекватность полученной модели по критерию Фишера. Взрывания воспроизводимы, так как выполняется неравенство:

$$G = 0,6542 < G_{(0,05;4;1)} = 0,9065 \quad (3)$$

Полученная модель (1) адекватна, так как выполняется неравенство:

$$F = 3,4251 < F_{(0,05;4;1)} = 7,7086 \quad (4)$$

Проверка адекватности зависимости (1) помимо статистической проверки подтвердилась экспериментально, взрыванием в «нулевой точке». Теоретическое значение по полученной модели составило  $D = 1738,411$  м/с, а полученное экспериментально  $D_0 = 1708$  м/с.

Следовательно адекватность полученных зависимостей (1) и (2) доказана и статистическим и экспериментальным путем, поэтому можно эти зависимости рассматривать в качестве модели распространения ударных волн в ограниченном пространстве постоянного сечения. В дальнейшем модель будет использована при описании закона распространения ударной волны взрыва по горным выработкам.

#### Литература

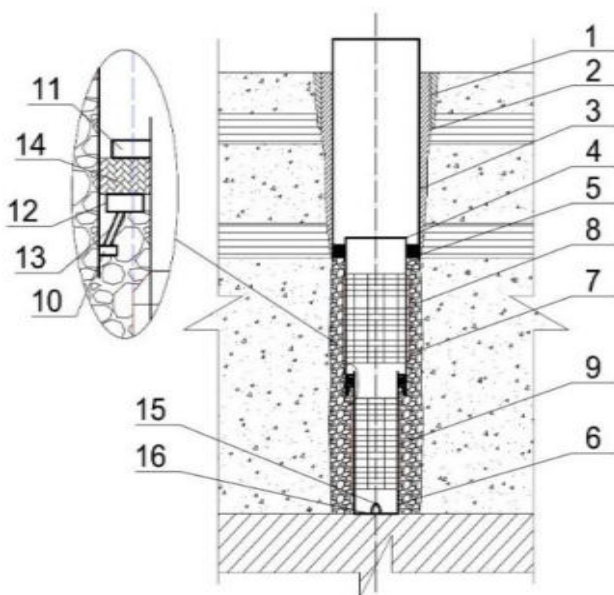
1. Шевцов Н.Р. Взрывозащита горных выработок. – Учебное пособие для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 280 с.
2. Годунов С.К. Численное решение многомерных задач газовой динамики. – М.: Наука, 1976. – 400с.
3. СНиП 2.01.54-84 (1998) Защитные сооружения гражданской обороны в подземных горных выработках. <http://sniprf.ru/>
4. Садовский М. А., Рябинин Ю. Н., Родионов В. Н. Исследование распространения ударных волн в каналах постоянного сечения. // Физика взрыва. Сб. № 2 – 1953 г. – С.57-76.
5. Математическое моделирование нестационарных процессов вентиляции сети выработок угольной шахты. [Васенин И.М.](#), [Шрагер Э.Р.](#), [Крайнов А.Ю.](#), [Палеев Д.Ю.](#), [Лукашов О.Ю.](#), [Костеренко В.Н.](#) // Компьютерные исследования и моделирование – 2011 – т. 3, № 2 - С. 155-163
6. Винарский М. С. Планирование эксперимента в технологических исследованиях. – Харьков: «Техника» - 1975. – 168с.

## НОВЫЕ КОНСТРУКЦИИ РЕМОНТОПРИГОДНЫХ ВОДОЗАБОРНЫХ СКВАЖИН

Основными причинами потери работоспособности водозаборных скважин является выход из строя фильтров в результате кольматационных процессов, коррозии и других причин. Успешность извлечения на поверхность пескующего фильтра и его замены невелика, так как существует серьезный риск разрыва фильтровой трубы при преодолении возросших сил трения, так как фильтр «срастается» с пластовой породой при минерализации осадков, выпадающих из воды. Буровые организации предпочитают перебурить скважину в той же санитарной зоне, нежели ее отремонтировать, переложив затраты на тампонаж, перебуривание и отчуждение дополнительной земли на владельца.

Практически единственной ремонтпригодной конструкцией для проведения извлечения фильтра является скважина с фильтром «впотаи» и гравийным сальником. Но и она в большинстве случаев является «неизвлекаемой» при значительных длинах фильтров. В БНТУ на кафедре «Гидротехническое и энергетическое строительство» проводятся работы по совершенствованию конструкций скважин.

### Водозаборная скважина с фильтром телескопической конструкции



1 – кондуктор; 2 – затрубная цементация; 3 – эксплуатационная колонна; 4 – надфильтровая труба; 5 – сальник; 6 – отстойник; 7 – гравийная засыпка; 8,9 – секции фильтровой колонны; 10 – внутренний фланец; 11 – наружный фланец; 12 – подвижное кольцо; 13 – упор подвижного кольца; 14 – кольцевой цилиндр из эластичного материала; 15 – захватная скоба; 16 – днище.

**Рисунок 1 – Водозаборная скважина с фильтром телескопической конструкции**

соответственно 29,4, 28,7 и 27,9 м<sup>3</sup>/ч\*м, а у скважин с фильтрами телескопической конструкции – 28,6, 27,7 и 27 м<sup>3</sup>/ч\*м, т.е. удельный дебит при переходе к новой конструкции уменьшится всего на 2,6-3,4%, что несущественно по сравнению с высокой успешностью проведения капитальных ремонтов.

### Водозаборная скважина с фильтром-картриджем

Здесь рабочая часть фильтра выполнена в виде наружного трубчатого фильтрового каркаса повышенной скважности, в который помещен сменный фильтровой картридж (рисунок 2).

В предлагаемой конструкции скважины фильтровая колонна выполнена из нескольких фильтровых секций, телескопически соединенных между собой (рисунок 1). Это позволяет снизить трение при извлечении, так как фильтр извлекается посекционно, начиная с нижней секции. Между секциями устанавливают сальник, например, в виде кольцевого цилиндра из эластичного материала. Наиболее подходящие соотношения диаметров верхней и нижней секций фильтровой колонны: 273/168, 219/114, 168/89 мм, при длине фильтровых секций не более 9-10 м [1].

Для сравнения дебитов скважины новой конструкции и типовой с фильтром, установленным впотай, воспользуемся известным выражением для расчета понижения уровня  $S$  в скважине и решим его относительно удельного дебита  $Q/S$  [2]:

$$Q/S = 2\pi T / \ln(R/r_0) \quad (1)$$

где  $Q$  – дебит скважины, м<sup>3</sup>/сут;  $S$  – понижение

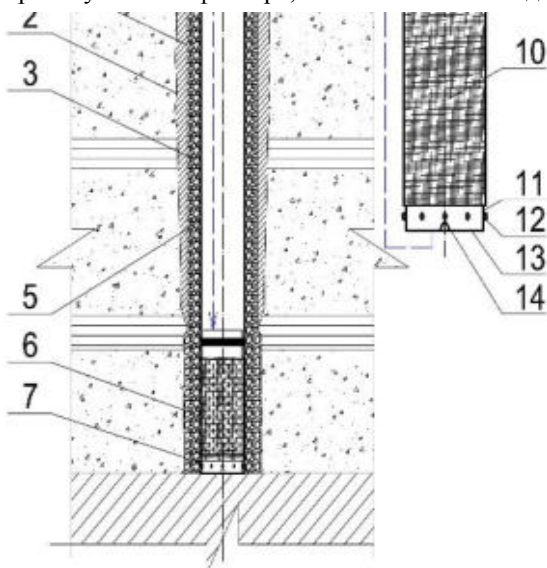
уровня, м;  $T$  – водопродовимость пласта м<sup>2</sup>/сут.;  $R$  – радиус влияния скважины, м;  $r_0$  – радиус скважины, м.

Предположим, что скважины пробурены в идентичных условиях, являются совершенными по степени и характеру вскрытия пласта, в одних будут установлены сплошные фильтры диаметром 273, 219 и 168 мм, в других – телескопические: 273/168, 219/114, 168/89 мм. Водопродовимость пласта 1000 м<sup>2</sup>/сут, радиус влияния – 1000 м.

Расчеты показывают, что удельный дебит скважин с фильтрами 273, 219 и 168 мм составит

соответственно 29,4, 28,7 и 27,9 м<sup>3</sup>/ч\*м, а у скважин с фильтрами телескопической конструкции – 28,6, 27,7 и 27 м<sup>3</sup>/ч\*м, т.е. удельный дебит при переходе к новой конструкции уменьшится всего на 2,6-3,4%, что несущественно по сравнению с высокой успешностью проведения капитальных ремонтов.

Принципиальное отличие данной конструкции от типовой с фильтром на сплошной колонне заключается в использовании специального сменного фильтрового картриджа, который помещается в рабочую часть фильтра, выполненного в виде трубчатого фильтрового каркаса повышенной скважности, и служит для поддержания стабильного удельного дебита скважины путем своевременного извлечения загрязненного картриджа, его регенерации и повторной установки в скважину. Картридж имеет трубчатый дырчатый каркас и наружную водоприемную поверхность, выполненную, например, из полиэтилен-холста. Закольматированный холст картриджа можно промыть или заменить.



1 – кондуктор; 2 – затрубная цементация; 3 – гравийная обсыпка; 4 – глиняный замок; 5 – эксплуатационная колонна; 6 – рабочая часть фильтра; 7 – отстойник; 8 – надфильтровая труба; 9 – сальник; 10 – фильтр; 11 – отстойник; 12 – центрирующие фонари; 13 – днище; 14 – захватная скоба.

**Рисунок 2 – Водозаборная скважина с фильтром-картриджем**

Утверждение о стабильности дебита такой скважины будет обосновано, если фильтровой картридж будет засоряться первым, и каждый раз, помывая его или устанавливая новый картридж, мы будем аккумулировать в нем отложения и предупреждать распространение кольматажа в наружном фильтре - каркасе и в гравийной обсыпке. Для подтверждения тезиса о том, что фильтровой картридж будет кольматироваться первым, рассмотрим зональность кольматационных процессов. По исследованиям В.С. Алексеева [3], в типовых скважинах наибольшую плотность и наихудшие фильтрационные свойства имеет слой, который прилегает к водоприемной поверхности фильтра, что обусловлено увеличением скоростей фильтрационного потока вблизи фильтра и лучшими условиями аэрации воды. Таким образом, где скорость больше, там больше выпадает кольматанта. Запишем формулу для определения действительной скорости фильтрации  $v$  как отношение расхода фильтрационного потока  $Q_\phi$  к площади отверстий  $S_{отв}$  фильтра.

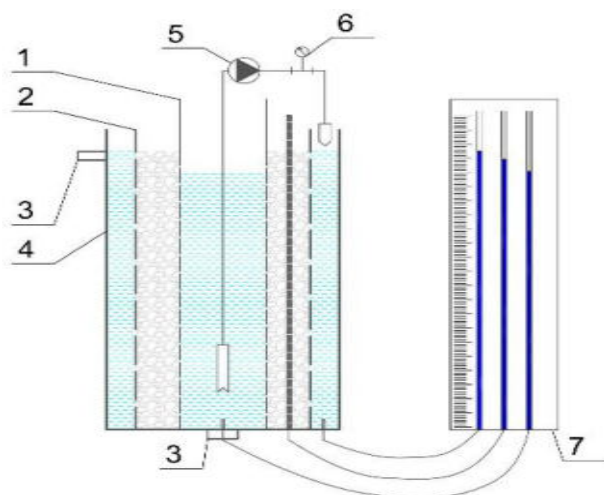
$$v = \frac{Q_\phi}{S_{отв}} \quad (2)$$

где  $S_{отв} = S_\phi \cdot n_{скв}$  – площадь отверстий фильтра, ( $S_\phi = 2\pi r l$  – площадь боковой поверхности фильтра,  $r$  – наружный радиус фильтра,  $l$  – длина фильтра;  $n_{скв}$  – скважность фильтра)  $m^2$ .

В предлагаемой новой конструкции водозаборной скважины с фильтром – картриджем площадь отверстий  $S_{отв}$  фильтрового картриджа меньше, чем площадь отверстий наружного трубчатого фильтрового каркаса, так как фильтровой картридж находится внутри наружного трубчатого фильтрового каркаса и имеет меньший радиус  $r$ . Поэтому скорость фильтрации  $v$  через фильтровой картридж согласно формуле (2) будет больше, чем скорость через наружный трубчатый фильтровой каркас. А согласно [3], кольматация начинается в зонах с повышенными скоростями фильтрации. Отсюда следует, что фильтровой картридж будет засоряться первым.

Для восстановления дебита скважины производят извлечение картриджа на поверхность, его промывку или замену на новый, после чего возвращают картридж на место и продолжают ее эксплуатацию. В конструкции не исключается возможность проведения профилактических регенераций трубчатого фильтрового каркаса известными методами. Беспрепятственное извлечение фильтрового картриджа на поверхность обеспечивается отсутствием горного давления внутри каркаса и контакта корпуса картриджа с обсыпным материалом.

Для сравнения потерь напора и удельных дебитов водозаборной скважины новой конструкции с фильтром-картриджем и скважины с обычным щелевым фильтром, был изготовлен испытательный стенд (рисунок 3). В нем были произведены измерения потерь напора отдельно в скважине с щелевым фильтром  $d160$  мм и с фильтром-картриджем  $d125$  мм, помещенным внутрь щелевого фильтрового каркаса  $d160$  мм (рисунок 4).



1 – щелевой фильтр  $d160$  мм (в него вставляется картридж  $d125$  мм, на схеме не показан); 2 – труба перфорированная  $d420$  мм (между 1 и 2 – обсыпка); 3 – сливной патрубок; 4 – бак  $d670$  мм; 5 – центробежный насос; 6 – счетчик воды; 7 – пьезометры

**Рисунок 3 – Схема стенда для гидравлических испытаний фильтров**

Как показали опыты при установке фильтра-картриджа внутрь щелевого фильтрового каркаса при одинаковой скважности обоих (скважность  $\approx 18\%$ ), потери напора возрастают в среднем на 1-7%, что несущественно. При экспериментальном определении дебитов скважин обеих конструкций значения отличались на 1-3% и в среднем составили 11,37 л/с\*м, что является весьма неплохим показателем для водозаборных скважин с фильтрами подобных конструкций.

**Выводы:**

Предложены новые конструкции ремонтпригодных водозаборных скважин с повышенными сроками службы: с фильтром телескопической конструкции; с фильтром-каркасом повышенной скважности на сплошной колонне, оснащенный внутренним фильтром-картриджем.

**Литература**

1. Магарян М.П., Ивашечкин, В.В. Расчет тяговых усилий при извлечении фильтров водозаборных скважин /Мелиорация №1(75) /Минск, 2016. – с.103-111.
2. Тесля, В.Г. Обоснование длины и диаметра фильтра при проектировании скважин на воду/ Водоснабжение и санитарная техника №10, ч.2, 2009. – стр.32-36.
3. Гаврилко В.М., Алексеев В.С. Фильтры буровых скважин. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 334 с.

**М.С. ПЛЕШКО, В.В. ГЛЕБКО, М.А. ЧУРИЛОВ**  
 ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет»

**К ВОПРОСУ ПРОЕКТИРОВАНИЯ БЕТОНОВ ДЛЯ КРЕПЛЕНИЯ  
 УЧАСТКОВ СТВОЛОВ, ИСПЫТЫВАЮЩИХ ДЕФОРМАЦИИ  
 РАСТЯЖЕНИЯ И ИЗГИБА**

В настоящее время основным типом крепи вертикальных стволов является монолитная бетонная крепь классов В15 - В25, толщиной 300 - 500 мм, позволяющая обеспечить устойчивость стволов в широком диапазоне горно-геологических условий.

Однако на определенных участках ствола, к которым можно отнести зоны влияния приствольных выработок и очистных работ, области залегания пластов слабых пород и др., в крепи могут развиваться растягивающие и изгибающие деформации, приводящие к разрушению бетона вследствие трещинообразования.

Анализ опыта строительства стволов показывает, что основным направлениям по увеличению несущей способности крепи на рассматриваемых участках является увеличение толщины крепи, применение



**Рисунок 4 –Общий вид сменного фильтрового картриджа ( $d125$  мм) и щелевого фильтра ( $d160$  мм)**

монолитного или сборного железобетона, что приводит к значительному росту стоимости и трудоемкости крепления и не всегда обеспечивает безремонтное поддержание ствола.

Современный уровень технологии бетона позволяет производить высокоэффективные бетоны, обладающие повышенными физико-механическими свойствами.

Установив в качестве приоритетного направления повышение сопротивления бетона растяжению при изгибе при высокой прочности на сжатие, можно выделить в качестве наиболее эффективного решения применение сталефибробетонов.

Сталефибробетон представляет собой дисперсно армированный стальной фиброй искусственный каменный материал, широко применяемый в различных областях строительства при производстве монолитных и сборных, бетонных и железобетонных конструкциях.

Авторами с целью определения оптимальных составов фибробетона выполнен комплекс испытаний материала на растяжение при изгибе.

Для получения фибробетона использовалась фибра VULKAN HAREX, изготавливаемая путем фрезерования заготовок (слябов) и представляющая собой пластину серповидного (треугольного) поперечного сечения, полого, закрученную вдоль продольной оси, с плоскими анкерными отгибами (зацепами) на обоих концах длиной до 2 мм. Длина фибры –  $32 \pm 2$  мм, ширина –  $3,0 \pm 1,2$  мм; скручивание относительно продольной оси –  $700 \pm 300$ .

Исследования производились при изменении процента фибрового армирования по объему в пределах  $\mu=0 - 2,0\%$  с шагом  $0,5\%$ .

На рис. 1 представлена полученная зависимость прочности сталефибробетона на растяжение при изгибе от процента фибрового армирования. Зависимость имеет гиперболический характер.

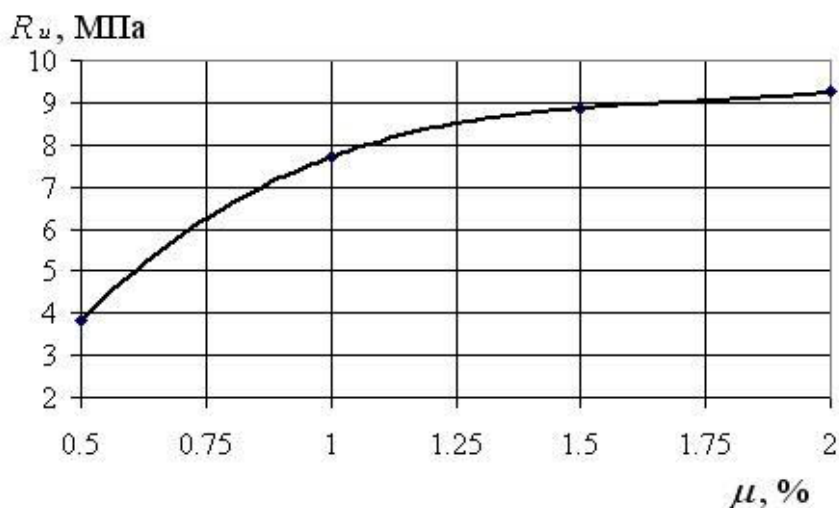


Рис. 1. Зависимость прочности сталефибробетона на растяжение при изгибе от  $\mu, \%$

В результате испытаний установлено, что включение стальной фибры в количестве  $0,5 - 2,0\%$  по объему в состав бетона позволяет увеличить прочность на растяжение при изгибе в  $1,06 - 2,56$  раз.

Сравнительный анализ затрат на возведение монолитного бетона и фибробетона показывает, что монолитная бетонная крепь толщиной 500 мм и крепь из фибробетона толщиной 300 мм при проценте армирования  $1,0\%$  имеют приблизительно одинаковую себестоимость.

В связи с этим выполним оценку эффективности перехода на сталефибробетонную крепь в различных породах.

Рассмотрим камеру загрузочных устройств ствола диаметром в свету 6,0 м. Отметка кровли сопряжения расположена на глубине 500 м. Высота камеры – 15 м, площадь поперечного сечения 36 м<sup>2</sup>.

По базовому варианту участок приствольной выработки закреплен монолитной бетонной крепью толщиной 500 мм, бетон класса В25.

Новый вариант крепления предусматривает возведение крепи из сталефибробетона толщиной 300 мм, полученного на основе бетона класса В25.

Модуль деформации пород участка изменяется в пределах  $E=5 - 30 \cdot 10^3$  МПа.

В результате численного моделирования камеры определим компоненты НДС крепи при базовом и новом варианте. Оценка прочности крепи произведем согласно рекомендациям [1].

Запас несущей способности крепи определялся из выражения

$$NS = \frac{R_{np}}{\sigma_{np}}, \quad (1)$$

$R_{пр}$  – принятая прочность пород;  
 $\sigma_{пр}$  – максимальные нормальные тангенциальные или эквивалентные напряжения в рассматриваемой зоне, принимаемые в зависимости от вида зоны.

Далее определяется коэффициент изменения несущей способности крепи из выражения

$$K_{NS} = \frac{NS_n}{NS_b}, \quad (2)$$

где  $NS_n$  – несущая способность крепи при новом варианте крепления;

$NS_b$  – несущая способность крепи при базовом варианте крепления.

При выполнении расчетов сравнивалось НДС крепи в трех характерных зонах участка камеры загрузочных устройств:

- 1 – боковая стенка камеры;
- 2 – противоположная камере стенка ствола;
- 3 – крепь ствола выше кровли камеры.

На рис. 2 представлены графики зависимости коэффициента  $K_{NS}$  от модуля деформации вмещающих пород в зонах 1 - 3 рассматриваемого участка.

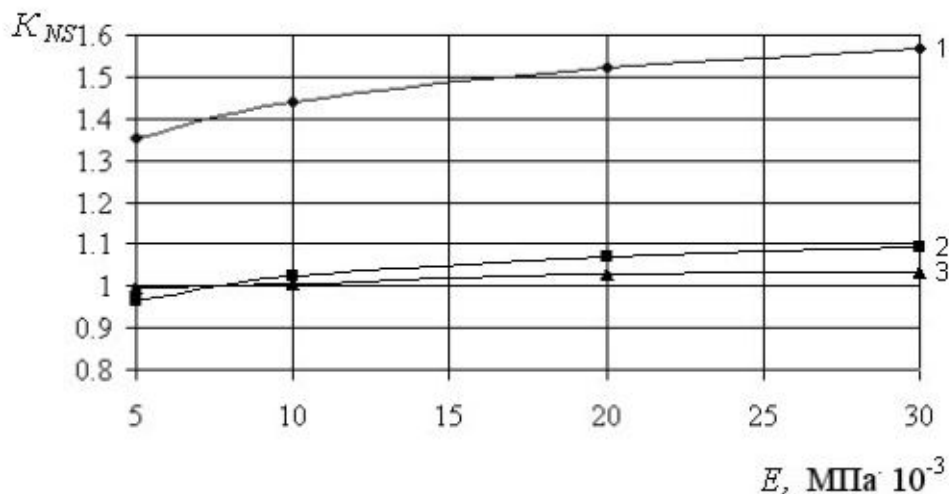


Рис. 2. Зависимость коэффициента  $K_{NS}$  от модуля деформации вмещающих пород в зонах 1, 2 и 3 участка камеры загрузочных устройств

Из графика видно, что применение сталефибробетона является конкурентоспособным способом увеличения несущей способности крепи по сравнению с увеличением толщины крепи, и окончательный выбор должен производиться по результатам технико-экономического сравнения.

#### Литература

1. Н.С. Булычев. Механика подземных сооружений. Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1994. – 382 с.
2. Баженов Ю.М. Технология бетона. Учебник для вузов / М.: Изд-во АСВ, 2003 – 500 с.

**Н.С. РЕМЕЗ, Т.А. ОСИПОВА, В.В. ВАПНИЧНАЯ**  
*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт имени Игоря Сикорского»*

## ВЛИЯНИЕ ГРУНТОВОГО ОСНОВАНИЯ ПОЛИГОНА ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ И ПЕРЕСЫПКИ НА ЕГО ОСАДКУ

В течение последних десятилетий скорость образования твердых бытовых отходов (ТБО) в мире постоянно увеличивалась и ежегодно возрастает на 3-6 %. В разных странах мира на одного жителя приходится от 250 до 1000 кг ТБО в год. Такая ситуация ставит перед учеными задачу по оценке и прогнозированию устойчивости полигонов ТБО в качестве основы сооружений. Закрытые санитарные полигоны используют в разных целях, в том числе как парки и рекреационные объекты, коммерческие и промышленные здания, такие как склады, офисные помещения, торговые центры, автомагистрали, надземные дороги, дороги на сваях или скоростные дороги, высотные здания [1], конные клубы, высокогорный крытый центр зимних видов спорта, детский парк развлечений и т.д. [2]. Есть также примеры построения на средневековых полигонах.



Эффективное использование полигона после закрытия требует долгосрочного планирования. Для вышеуказанных проектов были разработаны технические инженерные решения для строительства глубоких и поверхностных фундаментов, систем контроля миграции свалочного газа и систем защиты от загрязнений окружающей среды.

Для прогнозирования устойчивости полигона предлагается исследования его осадки с учетом напряженно-деформированного состояния подстилающего грунтового основания и пересыпки слоев отходов. Это позволит получить более точную оценку возможности использования полигона в качестве основания здания или конструкции с учетом типа подстилающего грунта.

Осадка является основным фактором при использовании закрытой свалки в качестве основания сооружения. Для прогнозирования осадки закрытого полигона ТБО было проведено математическое моделирование. Покрывающий и подстилающий слои описывались моделью Кулона-Мора. При этом тело полигона моделировалось слабым грунтом с учетом ползучести, использовалась модель Soft Soil Creep (SSC) [3].

Для численного решения задачи использовался метод конечных элементов. Расчетная область покрывалась треугольными элементами в количестве 178.

Расчет осадки проводился на примере полигона ТБО, расположенном в г. Борисполь, Киевской области. Полигон введен в эксплуатацию в 2003 году в соответствии с проектом на месте оработанного песчаного карьера, его площадь составляет 6,5 га. Полигон принимал исключительно ТБО в количестве около 85 тыс. тонн в год. Общее количество отходов оценивается в 0,723 млн. тонн, средняя глубина составляет 18-20 м.

Осадка определялась на участке полигона 50x50 м с учетом пошаговой нагрузки полигона отходами через 30 лет после его закрытия, так как примерно 90 % осадок происходит в течение первых пяти лет, и может продолжаться в течение 25-30 лет более медленными темпами [4].

На разных участках полигона в его основе находятся глина и песок. Было проведено моделирование для двух вариантов: с промежуточной пересыпкой песком через каждые 3 м отходов и без нее.

Деформированная расчетная область полигона с глинистым подстилающей слоем представлена на рис. 1. Из анализа численных расчетов следует, что максимальная вертикальная деформация составляет 2,27 м. Если подстилающий слой песок, то деформация значительно увеличивается и составляет 2,61 м.

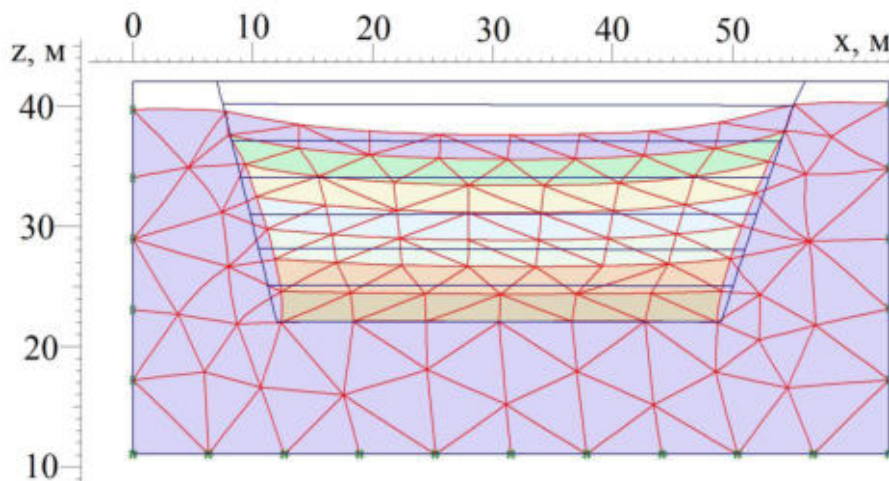


Рис. 1. Деформированная расчетная область полигона с глинистым подстилающей слоем

Для исследования влияния пересыпки на осадку полигона проводилось моделирование его деформированного состояния при пересыпании слоев отходов высотой 3 м слоями песка. Установлено, что на полигоне с пересыпкой наблюдаются значительно меньше деформации по сравнению с полигоном без пересыпки: на 32 % меньше на полигоне с глинистой основой, на 30 % - с песчаной. Так, если подстилающий слой - глина (рис. 2), то достигаются вертикальные деформации 1,55 м, если в основе песок (рис. 3) - 1,82 м. В процентном соотношении осадка к высоте полигона составляет 14,2 % и 15,26 % соответственно.

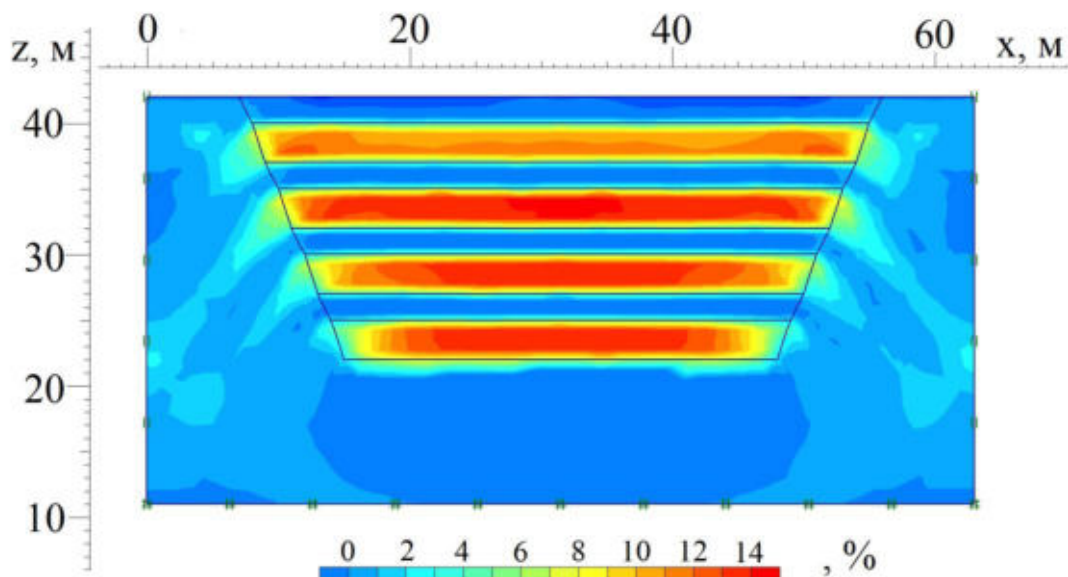


Рис. 2. Вертикальные смещения полигона с пересыпкой и с глинистым подстилающей слоем (в процентах)

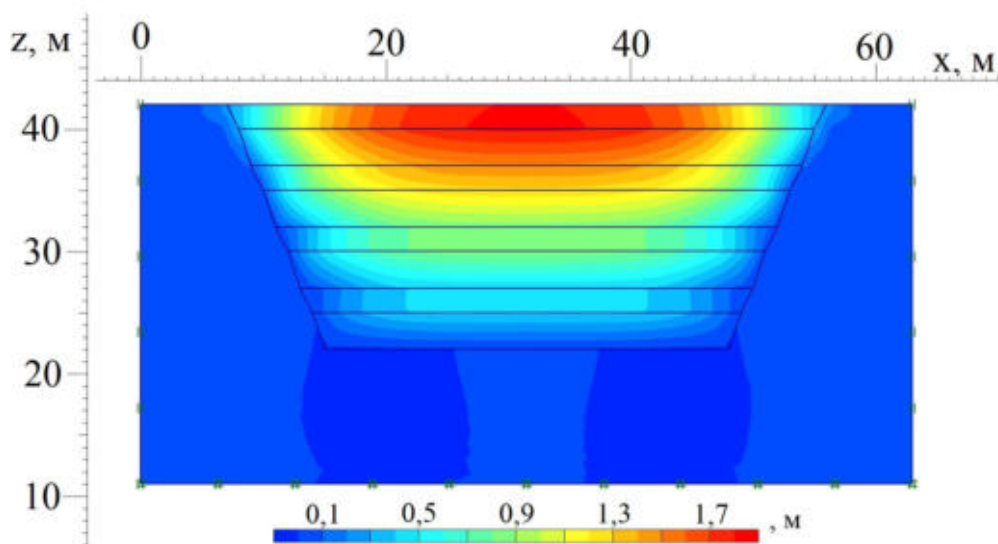


Рис. 3. Вертикальные деформации полигона с пересыпкой и с песчаным подстилающим слоем

**Выводы.** Исследовано влияние подстилающего грунта и пересыпки на осадку полигона ТБО для оценки возможности его использования в качестве основания сооружения. Проведено численное моделирование напряженно-деформированного состояния полигона и подстилающего грунта с использованием метода конечных элементов. Для тела полигона использовалась модель SSC, для грунтового основания и пересыпки – модель Кулона-Мора. Исследования проводились на примере полигона в г. Борисполь, Киевской области.

Установлено, что при одинаковых параметрах тела полигона, полигон с песчаным основанием подвергается большей осадке, чем полигон с глинистым основанием (на 13 %). Наблюдается значительное влияние пересыпки на величину деформаций. Так, для глинистого основания осадка увеличилась на 32 %, для песчаного основания – на 30 %. В результате проведенных исследований можно сделать вывод, что при предварительном планировании полигона необходимо предусмотреть пересыпку слоев ТБО и выбирать участки с более плотным грунтом для возможности использования его после закрытия в качестве основания сооружений. Если не было предварительного планирования и/или в основании лежит слабый грунт, необходимо применять различные методы уплотнения или использовать его с меньшими нагрузками (парки, рекреационные зоны, поля для гольфа).

## Литература

1. Bouazza, A. & Kavazanjian, E. (2001) Construction on former landfills. *Proceedings 2nd ANZ Conference on Environmental Geotechnics, Newcastle*, 467–482.
2. Stief, Klaus (2001) Long-Term Post-Closure Care of Landfills Requires Profitable Post-Closure Land-Use. *Proceedings. SARDINIA 2002 Eighth International Waste Management and Landfill Symposium, Vol. IV*, 325–330 (Oct. 2001, Cagliari, Sardinia, Italy).
3. Remez, N. S., Osipova, T.A., Kraychuk O.V., Kraychuk S.O. (2016) Simulation of the solid waste landfill settlement taking into account underlying soil. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*, 3/10 (81), 12–18.
4. O'Leary, Philip, and Patrick Walsh. (2003) Landfill Closure and Long-Term Care. *Waste Age* 34, no. 1, 7–44.

# МЕТАЛЛУРГИЯ. ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ

D. H. HOANG<sub>a,b,c</sub>, T. LEIBNERA, N. STERBIK, S. HASER<sub>d</sub>, M. RUDOLPH, U. A. PEUKERA

a) Institute of Mechanical Process Engineering and Mineral Processing, TU Bergakademie Freiberg, Germany

b) Department of Mineral Processing, Faculty of Mining, Hanoi University of Mining and Geology, Duc Thang, Bac Tu Liem, Hanoi, Vietnam

c) Department of Mineral Processing, Helmholtz-Zentrum Dresden-Rossendorf, Helmholtz Institute Freiberg for Resource Technology, Germany

d) Department of Mineralogy, TU Bergakademie Freiberg, Germany

## APPLICATION OF THE MINERAL LIBERATION ANALYZER IN MINERAL PROCESSING

### Abstract

The Mineral Liberation Analyzer combines an Scanning Electron Microscope (SEM) and multiple Energy Dispersive X-ray detectors with automated quantitative mineralogy software. SEM-based automated mineralogy tools are essential in measuring parameters, such as modal mineralogy, mineral locking, mineral association, theoretical grade - recovery and mineral liberation. Such quantitative information are fundamental to investigate the mineralogical characteristics of an ore and evaluate its mineral processing.

A carbonaceous apatite ore sample from Lao Cai deposit, Vietnam was used in this study. The petrographic, mineralogical and mineral liberation observations showed that the ore sample is quite complex, containing carbonate impurities (dolomite and calcite) and having very fine intergrowth texture. The fine intergrowth in complex apatite ores requires very fine grinding for liberation in flotation.

### 1. Introduction

In order to have mineralogical information, some tools were developed early such as the optical microscope and/or the semi-automated scanning electron microscope (SEM). However, using these tools alone is time consuming, costly and frequently produce semi-quantitative results from datasets that are too small to be statistically valid [1]. Automated scanning electron microscopy coupled with energy dispersive X-ray spectroscopy (auto SEM-EDX) like the Quantitative Evaluation of Minerals by SCANNing electron microscopy (QEMSCAN) or the Mineral Liberation Analyser (MLA) provides detailed characterisation of the ore.

A MLA instrument is an automated mineralogical characterization working based on image analysis of grayscale back-scattered electron (BSE) images coupled with chemical analysis of the different phases by EDX. This information can be used to determine both quantitative mineralogical data and mineral processing-relevant parameters. Samples for automated SEM-EDX are grain mounts (polished epoxy blocks) of 30 mm in diameter or sliced and polished parts of drill cores.

### 1.1 Measurement outcomes

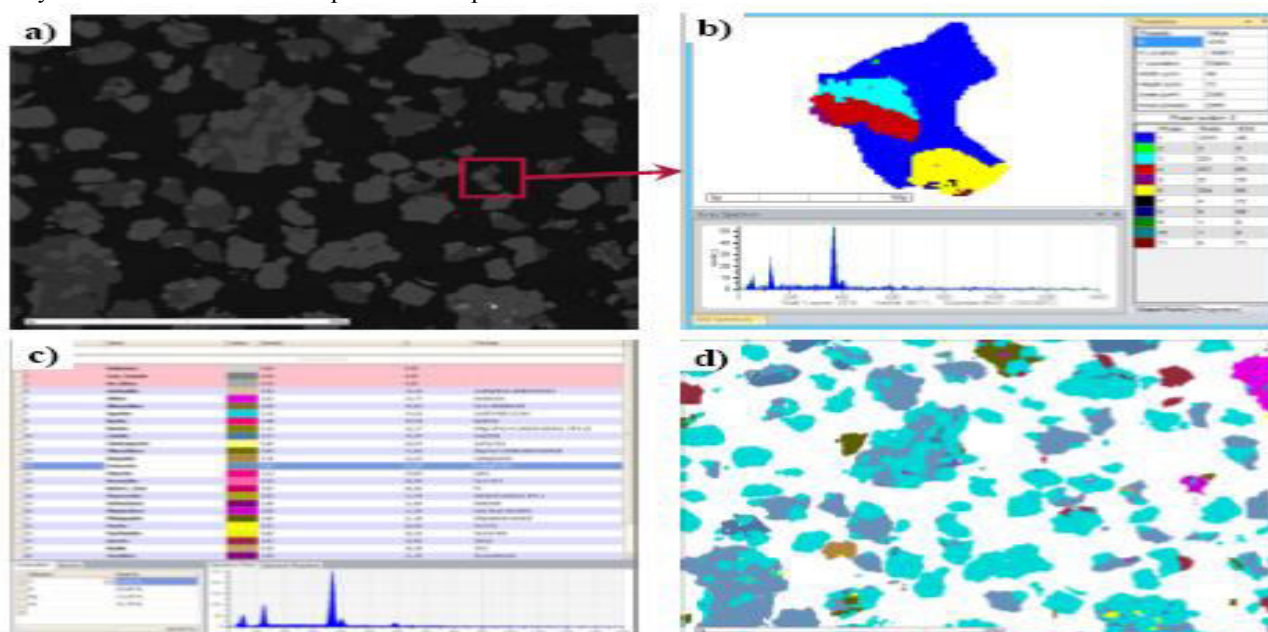
The various measurement outcomes of the MLA are: mineral reference, particle and grain properties, modal mineralogy, calculated assay, elemental distribution, elemental and mineral grade and recovery, particle and mineral grain size distribution, particle density distribution, mineral association and locking, phase specific surface area, mineral liberation by particle composition and free surface. More detailed information of the brief selections of

measurement outcomes and their definitions as well as benefits of the parameters can be found in FEI [2] and Sandmann [3].

### 1.2 Functional principle

The concept of liberation analysis using MLA is a BSE image which is false coloured based on the information from EDX measurement, BSE detector and the atomic number of the elements in the mineral. The main image analysis functions used particulation (with three steps are background removal, online de-agglomeration and clean-up) and segmentation of the image [4]. The particulation starts by removing the background of the BSE image (**Fig. 1a**). After background removal any potential touching particles in the image are separated by online de-agglomeration. Three shape factors including circular ratio, rectangular ratio and combined ratio determine if a particle is agglomerated respectively is touching another particle. The next step of the liberation analysis is to recognize all individual mineral phases and define their boundaries in a particle (**Figs. 1b**).

The different measurement modes are available in the MLA measurement software, were designed for specific application, such BSE, XBSE, XMOD, GXMAP, etc. The procedure with XBSE-STD collects reference X-ray spectra for each mineral phase present in the specimen [1-3]. The MLA system performs one X-ray analysis for each grey level region in a particle (**Fig. 1d**). The extended BSE measurement mode (XBSE) was applied in this study to define the mineral composition of a particle.



**Figure 1** How MLA works: a) BSE-image of the polished surface of a mount, b) X-Ray analysis for each phase, c) matching of X-Ray spectra with the Mineral Reference Library for classification, d) Particle classification and Processing of the false coloured image

## 2 Material and methods

### 2.1 Sample preparation

The apatite samples for this study originated from the Mo Coc deposit, Lao Cai, Vietnam and were provided by the Vietnam Apatite Limited Company. The reserve mass is considerably high and as a result is one of the largest in Lao Cai province. The rock is a sedimentary carbonaceous fluorapatite (apatite type 2) rich in carbonates (calcite and dolomite). The entire sample of about 150 kg was crushed at the Institute of Mechanical Process Engineering and Mineral Processing, TU Bergakademie Freiberg. The crushing was done in the steps jaw crusher-cone crusher-roller mill with gap widths of 50 mm, 15 mm and 2 mm, respectively.

After crushing to an upper particle size of approximately 2 mm the feed sample was used for milling tests. The batch milling tests were done in a laboratory ball mill in 8 minutes grinding time. The feed sample was sized into four size fractions by using wet screening on a 20; 32; 50  $\mu\text{m}$  sieves. Five samples, the feed sample, and the four different size classes, were used for mineral liberation analysis.

### 2.2 Mineral liberation analysis (MLA)

The procedures of sample preparation and a description of the exact analytical procedure is provided by Leißner [5]; Sandmann [4] and Leißner [6].

The material samples from milling tests were mounted in an epoxy block. Polished epoxy grain mounts of samples were prepared by mixing of 3 g aliquots of solid material, graphite and epoxy resin. Resulting sample blocks (30 mm in diameter) were ground and polished at the Sample Preparation Lab of the Helmholtz Institute Freiberg for Resource Technology. Before using the MLA, the polished epoxy blocks are carbon coated with a Leica (Baltec) MED 020 vacuum evaporator to ensure conductivity of the sample surface and avoid surface charging due to electron beam interactions.

The MLA comprises a FEI Quanta 650F SEM (FE-SEM) equipped with two Bruker Quantax X-Flash 5030 EDX detectors and FEI's MLA suite 3.1.4 for data acquisition was used for automated data acquisition and processing. Identification of mineral grains by MLA is based on backscattered electron (BSE) image segmentation and collection of EDX-spectra of the particles and grains distinguished in BSE-imaging mode. Collected EDX-spectra are then classified using a list of standard mineral spectra collected by the user. More detailed information on the functionality of the MLA system can be found in [1] and [7]. The MLA measurements were carried out at the Geometallurgy Laboratory at TU Bergakademie Freiberg and the Helmholtz Institute Freiberg.

### 3 Results and discussion

#### 3.1 Modal mineralogy

Modal analysis is the process by which the volumes of the individual minerals are obtained. Based on the volume (given as area-% as it is a two-dimensional method of measurement) and density of each mineral to the weight % is calculated by the software (**Table 1**). The main constituents of the feed sample are apatite (64 wt.-%), carbonate minerals (27 wt.-%), silicates (8 wt.-%) and 1 wt.-% other minerals. The results shows the 20-32  $\mu\text{m}$  size class containing highest amount of apatite, and low grade in coarse particle (>50  $\mu\text{m}$ ). The ore samples are high grade, however rich in carbonate which have similar physical properties like apatite.

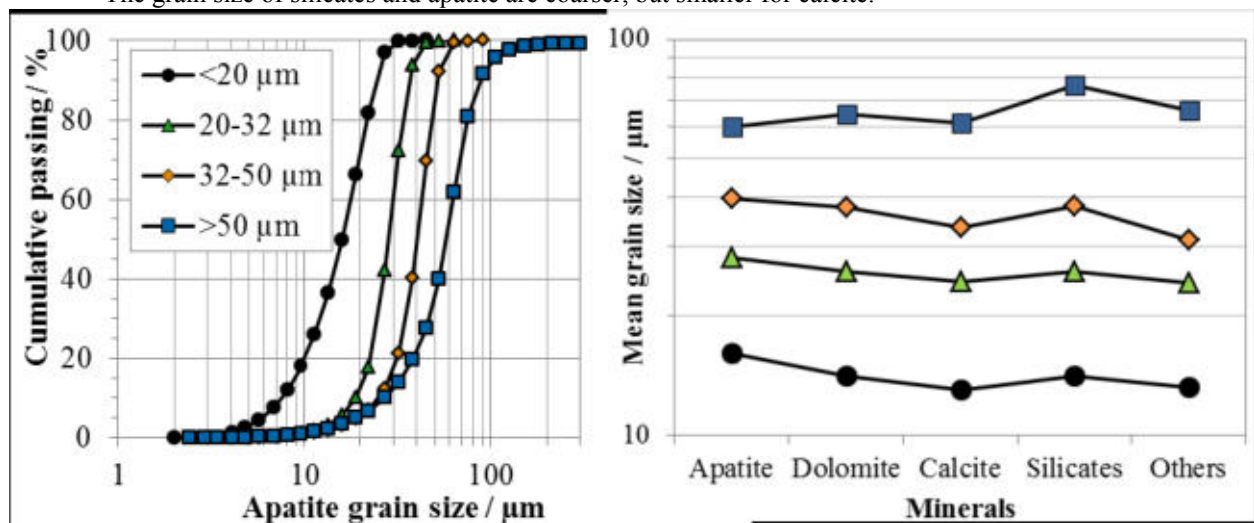
**Table 1** Modal mineralogy of feed sample and four size classes

Minerals	eed	20 $\mu\text{m}$	20-32 $\mu\text{m}$	32-50 $\mu\text{m}$	50 $\mu\text{m}$
Apatite	4.07	2.23	72.51	68.71	0.85
Dolomite	20.69	20.62	16.93	19.46	27.37
Calcite	6.11	8.38	4.09	3.88	6.84
Silicates	7.98	7.47	5.64	7.06	13.28
Others	1.16	1.3	0.82	0.89	1.66
<b>Total</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

#### 3.2 Mineral grain size distribution/ Particle size distribution

The results of particle size distribution and the mineral grain size for apatite, dolomite, calcite and silicates are show in **Fig. 2**.

The grain size of silicates and apatite are coarser, but smaller for calcite.

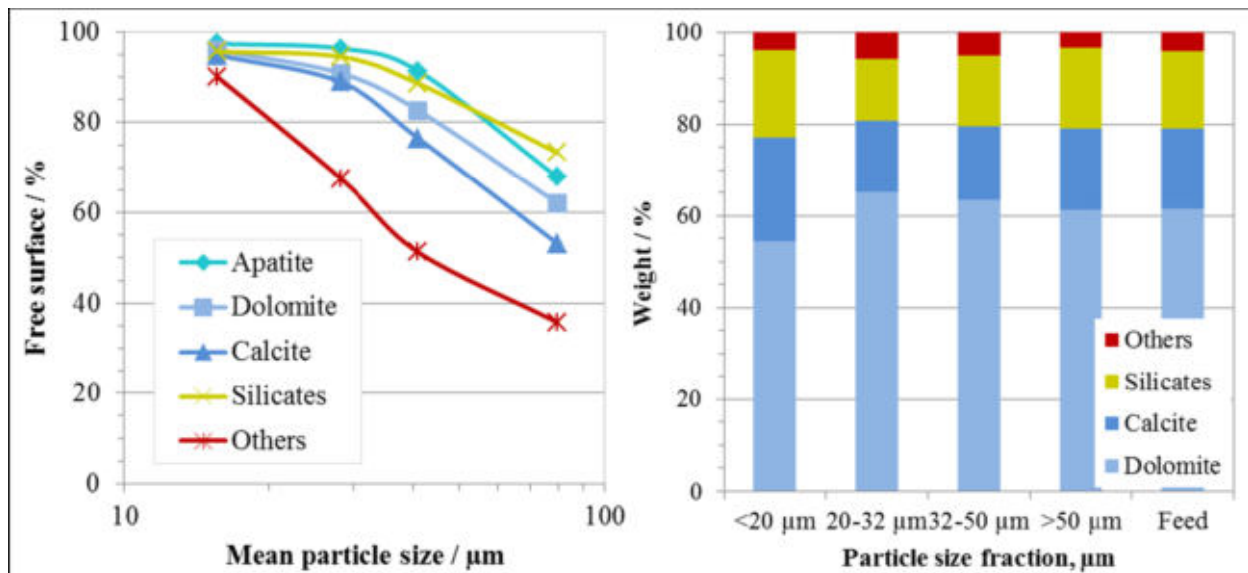


**Figure 2** Particle size distribution and mineral grain size distribution of four size fractions

#### 3.3 Mineral liberation

The mineral liberation by free surface for apatite, carbonate, silicates and others are shown in **Fig. 3**. The free surface decreases with increasing particle size, which shows why the sample should be ground so fine. However, high fine content strongly affects the flotation process.

The free surface of apatite and also gangue mineral are quite high. It is fundamental to get high separation efficiency in mineral beneficiation, this data also regarding to the reagent consumption for flotation process. The results are shown in **Fig. 4**. The main gangue which interlocked with apatite mineral is composed of carbonates (dolomite and calcite).



**Figure 3** Mineral liberation by free surface **Figure 4** Mineral association

#### 4 Conclusions

The ore characteristics observations from MLA show that the apatite ore has a very fine intergrowth texture. The fine disseminated complex apatite ore requires grinding to small particle sizes for sufficient liberation with respect to downstream flotation. The mineralogical characteristics of different size fractions are very useful for the design of the flotation process. Especially in very fine flotation the fine particles strongly affect the bubble-particle collision rate and thus negatively impacts the rheological properties of the slurry.

#### Acknowledgements

The authors would like to thank the MLA group at the Helmholtz Institute Freiberg for Resource Technology. We would like to acknowledge Nguyen Quoc Nghiep from the Vietnam Apatite Limited Company and Le Viet Ha, Pham Thanh Hai and Dr. Nguyen Hoang Son from the Department of Mineral Processing, Hanoi University of Mining and Geology for apatite ore sample provision and preparation for transport to Germany.

#### References

1. Fandrich, R., et al., *Modern SEM-based mineral liberation analysis*. International Journal of Mineral Processing, 2007. **84**(1-4): p. 310-320.
2. FEI Company, *MLA system User Training Course*. unpublished work, 2011a.
3. Sandmann, D., *Method Development in Automated Mineralogy*. 2015.
4. Sandmann, D. and J. Gutzmer, *Use of Mineral Liberation Analysis (MLA) in the Characterization of Lithium-Bearing Micaceous Minerals*. Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering, 2013. **01**(06): p. 285-292.
5. Leißner, T., H.H. Duong, and et al., *Investigation of mineral liberation by transgranular and intergranular fracture after milling*. International of Mineral Processing congress, 2016.
6. Leißner, T., D.H. Hoang, and et al., *A mineral liberation study of grain boundary fracture based on measurements of the surface exposure after milling*. International Journal of Mineral Processing, 2016. **156**: p. 3-13.
7. Gu, Y., *Automated Scanning Electron Microscope Based Mineral Liberation Analysis: An Introduction to JKMRC/FEI Mineral Liberation Analyser*. Journal of Minerals & Minerals Characterization & Engineering, 2003. **2**(1): p. 33-41.

**SEGL JAKOB, CHRISTIAN EDTMAIER, GERHARD LIEDL, ROBERT POSPICAL**  
Vienna University of Technology, Vienna

## PREPARATION OF THE DIAMOND-METAL INTERFACE IN ALDIAMOND MMCS

#### Abstract

Diamond-MMCs are an emerging material class in the fields of thermal management and tribology. A pivotal aspect that needs to be fulfilled in order to surpass the currently used materials in these sections is a strong bonding at the diamond-metal interface. The investigation of the said interface however is quite challenging since classic materialographic preparation methods fail due to the extreme hardness of diamond. Therefore an alternative

preparation method by laser-cutting was investigated. In order to see if the presented method is applicable for the preparation of the diamond-metal interface, Al-diamond MMCs with different amounts of interfacial reaction products were fabricated, prepared by this method and investigated by electron microscopy.

## 1. Introduction

Metal matrix composites (MMCs) with diamonds as inclusion material are an emerging material class in the working fields of thermal management [1], where the extraordinary high intrinsic thermal conductivity of the diamond is exploited, and tribology [2], where the exceptional hardness and wear resistance of the diamonds are used. In both cases a strong bonding between the metal matrix and the diamond inclusion is the key to fully utilize the unique properties of the diamonds, in order to render the resulting MMCs superior properties to materials, which are currently used in the respective fields of application. This bonding can be improved by numerous ways, which all address the establishment of an intermediate interfacial layer between the diamond inclusion and the metal matrix [2, 3]. However as it is the case for almost every newly emerging material, proper characterization methods to investigate this diamond-metal interface are missing. The preparation of this interface is especially challenging, since classic materialographic preparation methods by grinding and polishing fail, due to the extreme hardness of the diamonds, especially when incorporated into a soft matrix, as it is the case for MMCs in the thermal management section. Hence new methods need to be found in order to enable a full investigation of this emerging material class and take them one step closer to their breakthrough in their respective fields of applications. A method currently used by many groups for Al-MMCs is the electrochemical etching method developed by Molina et al. [4], where the metal matrix is selectively removed by electrochemical means, leaving only the diamond surface with the attached reaction products untouched. A major drawback of this method however is that the actual interfacial structure between the metal and the diamond cannot be observed and only the interfacial reaction products at the prepared surfaces are visible.

In order to see if the method presented in this work is applicable for the investigation of the diamond-metal interface, Al-diamond MMCs were prepared using different processing conditions, which result in different amounts of interfacial Al<sub>4</sub>C<sub>3</sub> formed during the production process, as it was already shown in [5], and investigated using the featured method.

## 2. Experimental

### 2.1 Preparation of the MMCs

Samples were produced by gas pressure assisted liquid metal infiltration of mesh 70/80 diamonds of nominal quality SDB1125 (*ServSix GmbH, Karlstein, Germany*) with 3N Aluminum. The diamond particles were used in as-received condition and were tap-packed into a graphite mold, which was then inserted into a crucible system. A solid Aluminum block was placed on top of the crucible system, which was inserted into an autoclave. The device was subsequently evacuated to a final pressure of about 0.3 mbar. Afterwards the heating was started with a rate of 18 K/min until the final infiltration temperature of 1170 K was reached. After reaching the infiltration temperature an Argon-gas pressure of 35 bar was applied. It can be supposed that the contact between metal and diamond is established as soon as the pressure has been applied. Therefore the contact time was taken as soon as the Argon was let in. After contact times of 1 and 10 minutes respectively, the heating was turned off and the samples were furnace cooled to room temperature within 30 minutes. The diamond volume fraction was determined by densitometry to be  $64 \pm 1$  vol.-pct. These rather high amounts of diamonds are typical for diamond MMCs in the field of thermal management.

### 2.2 Preparation of the interface by laser-cutting

The laser device used for the cutting of the MMCs was a fs-laser system, obtained from *Femtolasers Produktions GmbH*, which comprises a Ti:Sapphire laser-oscillator-amplifier system. The significant process parameters are given in Table 1. The sample was mounted onto the rotational axis of a spinning disc and the laser was focused onto the sample. A traversing device with a steady drive was used in order to cut the samples through. In order to protect the freshly cut surface from oxidation and to remove the erosion material a protective He-gas flow of 60 l/min was established during the cutting process. After initial experiments to determine the ablation rates and ideal focus depth, in order to minimize graphitization of the diamonds during cutting, (not shown), the samples were cut and the generated surfaces were then investigated using a FEI Company Quanta 200 electron microscope.

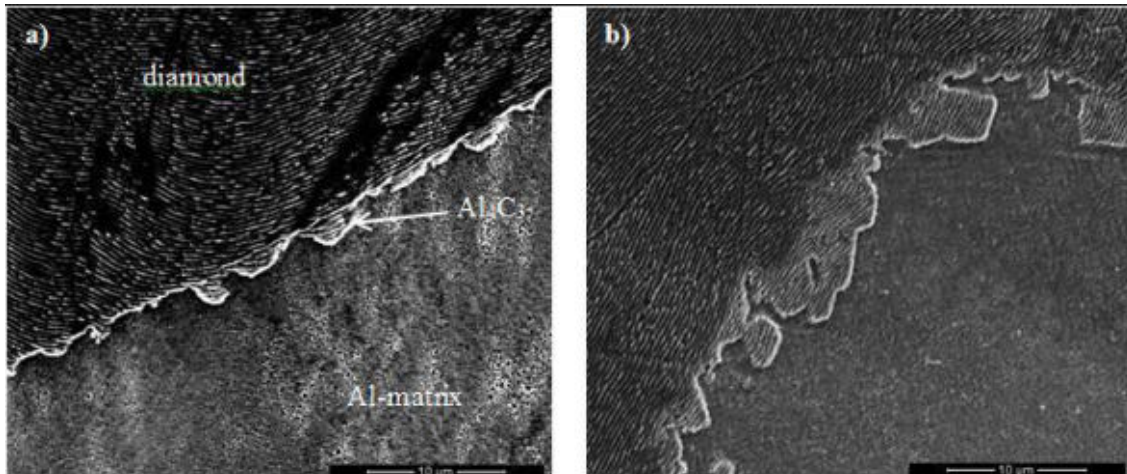
**Table 1:** Process parameters of the used laser-system

<b>Pulse duration [fs]:</b>	30
<b>Pulse energy [mJ]:</b>	0.8
<b>Repetition rate [kHz]:</b>	1
<b>Central wavelength [nm]:</b>	800

## 3. Results & Discussion

The surfaces of the two MMCs prepared by laser-cutting are shown in Figure 1. It can be seen, that the diamonds displayed in Figure 1, show a lamellar structure, which is a common feature in laser-cut surfaces and is called Laser Induced Periodic Surface Structures (LIPSS). Images taken with back scattered electrons (not shown), as well as EDX-investigations (not shown) suggest that the intermediate phase formed is indeed Al<sub>4</sub>C<sub>3</sub>. Hence layer like structure of diamond-Al<sub>4</sub>C<sub>3</sub>-Al-matrix can be clearly seen for both samples. A distinct increase in the Al<sub>4</sub>C<sub>3</sub> layer thickness upon increasing the contact time from 1 to 10 min is visible in Figure 1, which corresponds with the

results of former work [5]. A clear layer like structure can be seen and therefore this method appears to also be suited for the characterization of MMCs with coated diamonds.



**Figure 1:** SE-images showing the microstructures of Al-MMCs produced with 1 (a) and 10 min (b) contact time, prepared by laser-cutting

#### 4. Summary

It could be shown, that the presented method is capable of generating microstructures for the investigation of the interface between the diamond inclusion and the metal matrix. The laser cut surfaces show nice clean interfaces between the diamond and the metal matrix, after initial optimization of the process parameters. These surfaces allow not only the investigation of interlayers generated during the reaction, but furthermore can be utilized to study the interaction of diamond pre-coatings with the metal matrix. An additional feature of a clean cut surface is an easy determination of the layer thicknesses, which cannot be done for this material class with any other method. Therefore the preparation of diamond-metal interfaces by laser cutting holds huge potential for MMCs with diamonds as inclusion materials.

#### References

1. Zweben, C., *Thermal materials solve power electronics challenges*. Power Electronics Technology, 2006: p. 40-47.
2. Larsson, P., et al., *Wear of a new type of diamond composite*. International Journal of Refractory Metals and Hard Materials, 1999. **17**(6): p. 453-460.
3. Monachon, C., et al., *Qualitative link between work of adhesion and thermal conductance of metal/diamond interfaces*. Journal of Applied Physics, 2014. **115**(12): p. 123509.
4. Monje, I.E., E. Louis, and J.M. Molina, *Aluminum/diamond composites: A preparative method to characterize reactivity and selectivity at the interface*. Scripta Materialia, 2012. **66**(10): p. 789-792.
5. Segl, J., C. Edtmaier, and E. Rosenberg. *Influence of processing parameters on the thermal conductivity behavior in Al-diamond MMCs*. in *WorldPM2016 Congress and Exhibition*. 2016. Hamburg.

**MONIKA KAROŃ, MARCIN ADAMIAK**  
*Silesian University of Technology, Gliwice, Poland*

## LASER MICROTTEXTURING OF TOOL STEEL SURFACE

**Abstract:** In this paper basic information about laser surface texturing of tool steel are presented. To obtain net of dimples on a tool steel surface, the diode-pumped solid-state picosecond laser with a 355nm operating wavelength was used. As the investigated material tool steel ASP 2023 type was used. Different dimple diameters with the same distance between them were obtained as a result.

**Introduction:** Tool steel alloys are the most common steel alloys in almost all area of technologies. This type of steel contain carbon concentration between 0,5% to 1,5% and the total chemical composition depends on the steel purpose. There are six groups of tool steel dedicated for different purposes which possess different properties and method of producing. Material used in this paper is in a group of high speed steel which is characterized by very high wear resistance and hardenability. Among the methods of tool life increase the surface treatments with laser source are getting more and more attention. First principles of stimulated light emission were described in 1916 by Albert Einstein. In 1960 based on his theory first working laser was built. Fast developing area of laser application caused strong interest of engineers. Nowadays, laser processing are well known in almost all area of technologies and is applied for every kind of material. The most popular are: welding, cutting, drilling, machining, texturing and general tooling. The main aim of laser surface micromachining is to develop surface area with changed properties



applicable in a particular purpose. Lasers used to this kind of treatment are constantly being improved and the time of laser pulses is shortened, which results in improved quality of micromachining[1-5].

This paper investigates the influence of laser microtexturing parameters on surface made by picosecond pulsed laser with the aim to increase surface area of tested material.

**Material and experiment:** Heat treated tool steel ASP 2023 with chemical element concentration in wt %: C- 1,28, Cr- 4,2, Mo- 0,5, W-6,4, V- 3,1, Fe- rest, was used. The steel bars were cut into rectangular blocks in dimension (l)3cm x (w)2cm x (h)0,6 cm each. Surface of samples were mechanically grinded to achieve similar roughness than previously prepared material were subjected to laser texturing. The experiment was accomplished by A-355ps Laser Micromachining system with a 355nm wavelength diode-pumped solid-state picosecond laser.

- Wavelength: 355nm
- Pulse length: 6ps (nominal)
- Pulse Frequency: 1-400Hz
- Beam diameter: 1,5 mm
- Average Power: 48μm
- M<sup>2</sup> parameter:<1,2

Microtexturing process was carried out using different parameters such as repetition rate and marking speed. Four number of passes types was used, 1, 5, 10 and 20 times. Diameter of obtained marks were measured. Metallographic analysis was carried out at the light microscopy.

**Results and discussion:** Microtexturing of tool steel was carried out by 355nm laser working at 4Hz frequency. Obtained dimples are in a range of 30-45μm in diameter, the distance between them was 200μm. Figure 1 shows dimples distribution on material surface.

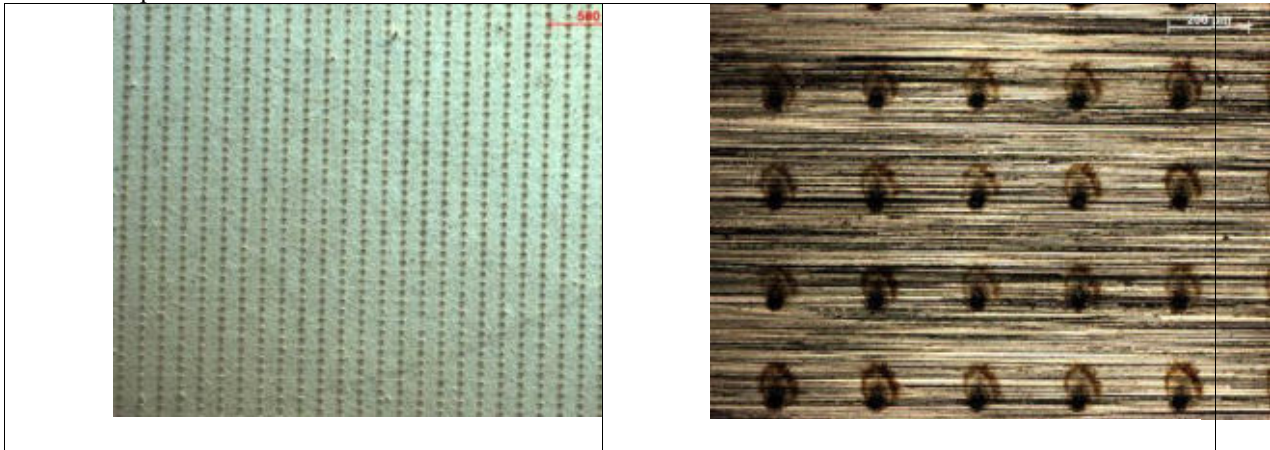


Fig.1. Image of dimples distribution: a) single pulse, magnification 50x b) 20 pulses in one place, LM, 100x

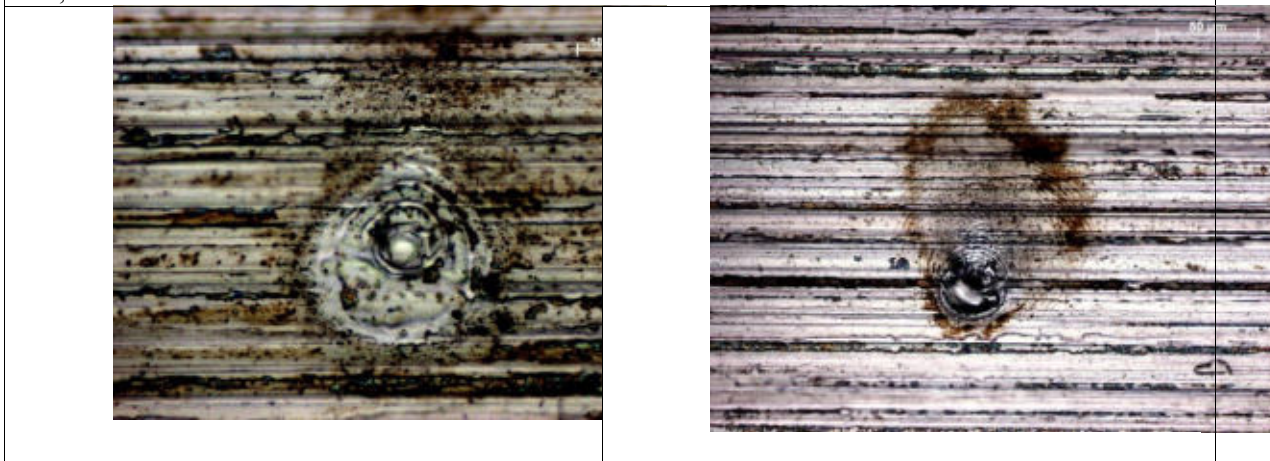


Fig. 2. Image of single dimple after different number of pulses in the same place: a) 5 pulses, LM, 1000x, b) 20 pulses, LM 500x

The diameters of dimples obtained after single pulse are the smallest and is in the range of 30-35μm. Diameter measurement results are similar after 5 pulses, the biggest change is well observed after 20 pulses in one place and is in the range of 35-40μm. The average diameter were measured in 20 differently located dimples. Figure 2 shows single dimples after 5 and 20 laser pulses on material surface. The depth of obtained dimples were measured using Laser Confocal Microscopy, figure 3 shows the results. After single pass depth of dimples was in range 1,1μm and increase with every number of pass, after 20 passes depth was equal to 3,7μm.

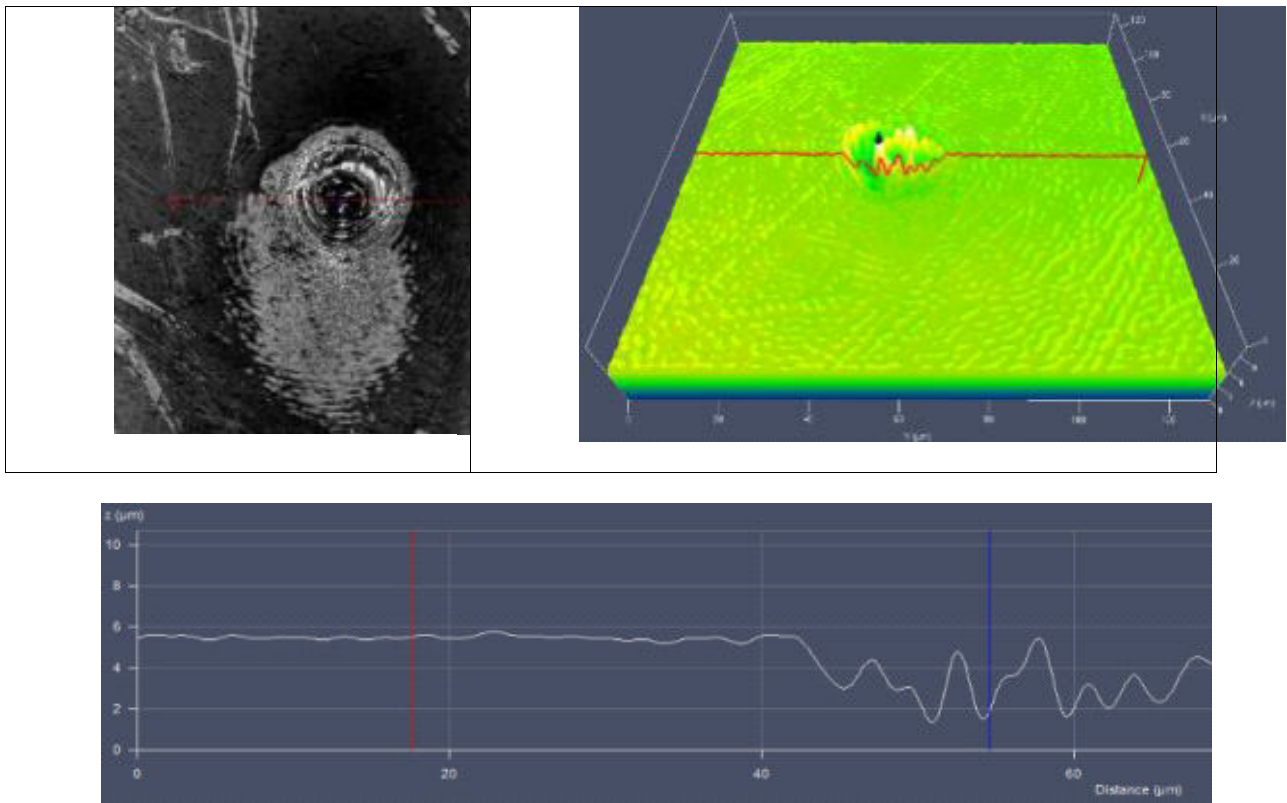


Fig. 3. Topography of single dimple after 20 passes obtain by confocal microscopy. Nie ma tam wykresu z profilem przez srodek?

**Conclusion:** According to the assumption there is observed influence of laser parameters changes on the size and shape of the dimples created by laser surface texturing. Microscopic observations showed that increasing the frequency of the laser beam and increasing the number of passes of the laser beam on the track increases the size of created microtextures. Furthermore it was proved that increase of number of passes of the laser beam increase the depth of microtextures.

#### References:

1. I. Etsion; Improving tribological performance of mechanical components by laser surface texturing; Tribology Letters, Vol. 17, No. 4, November 2004
2. A.A. Voevodin , J.S. Zabinski; Laser surface texturing for adaptive solid lubrication; Wear 261 (2006) 1285–1292
3. Avanish Kr. Dubey, Vinod Yadava; Journal of materials processing technology 195 (2008) 15–26
4. J. Meijer; Laser beam machining (LBM), state of the art and new opportunities; Journal of Materials Processing Technology 149 (2004) 2–17
5. P. Andersson, J. Koskinen, S. Varjus, Y. Gerbig, H. Haefke, S. Georgiou, B. Zhmudd, W. Buss; Microlubrication effect by laser-textured steel surfaces; Wear 262 (2007) 369–379

**HAO MA, KRISTIAN E. WATERS**

*Department Of Mining And Materials Engineering, McGill University, 3610 University, Montreal, Quebec, Canada, H3A 0C5*

## THE COMPARISON BETWEEN TRADITIONAL SOLVENT EXTRACTION (SX) AND EMULSION LIQUID MEMBRANE (ELM) TECHNIQUE-PART 1

### Abstract

In this paper, a series of comparison tests between traditional solvent extraction method and emulsion liquid membrane technique has been performed. These comparison tests usually include but are not limited to morphology and droplet size test; pH variation test; transport kinetics test; loading capacity test; stripping efficiency test; cost estimation test, etc. These tests can be used as effective tools to obtain quantitative process parameters for researchers and process designers. Here only morphology and size test and pH variation test were introduced.

### 1. Introduction

Traditional solvent extraction (SX) method has been widely used for heavy metal extraction in industry for the past several decades <sup>[1]</sup>. It generally works by dissolving an metal extractant into the organic solvent (such as kerosene), once the organic phase was mixed with the aqueous phase that containing the metal ions, these metal ions will be extracted into the organic phase by the extractant. A newly emerged emulsion liquid membrane (ELM) technique was developed by Li in 1968 and has been researched ever since <sup>[2]</sup>. The difference between SX and ELM method is that ELM method incorporates an organic phase containing finely dispersed aqueous droplets (usually acid such as H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>), in which stripping process occurs after metal ions are extracted into the organic phase. Thus, ELM is said to combine extraction and stripping process in one single step <sup>[3-6]</sup>. However, almost all the researchers perform tests only using SX or ELM method thus very little information exists for comparing these two methods. A series of comparison tests need to be performed for researchers and process designers to familiarize with these two processes. These results obtained from these tests may also reveal a good way for process optimization in the future work.

## 2. Experimental

### 2.1 Materials

Kerosene (reagent grade) purchased from Sigma-Aldrich was selected to be the organic solvent for both SX and ELM method. Cyanex 301 sample was provided by Cytec Canada, and used as the nickel extractant without further purification. The same amount of Cyanex 301 was dissolved into the same volume of kerosene for both SX and ELM method as the oil matrix. For ELM method, Sorbitan monooleate (Span-80, Sigma-Aldrich) was used as the surfactant to stabilize the water in oil emulsion. Sulfuric acid (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Fisher Scientific) was selected to be the internal stripping liquor. The treated NiSO<sub>4</sub> solution was made by dissolving a calculated amount of nickel sulphate into distilled water. A general comparison of components between SX and ELM method is listed in Table 1:

Table 1 A comparison of components between SX and ELM method

Term	SX	ELM
Components	Organic solvent (kerosene)	
	Metal extractant (7.2 wt% Cyanex 301)	
	N/A	Surfactant (2 wt% SPAN 80)
	N/A	Stripping liquor (0.5 mol/L H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> )

### 2.2 Comparison tests.

#### 2.2.1 Droplet morphology and size test

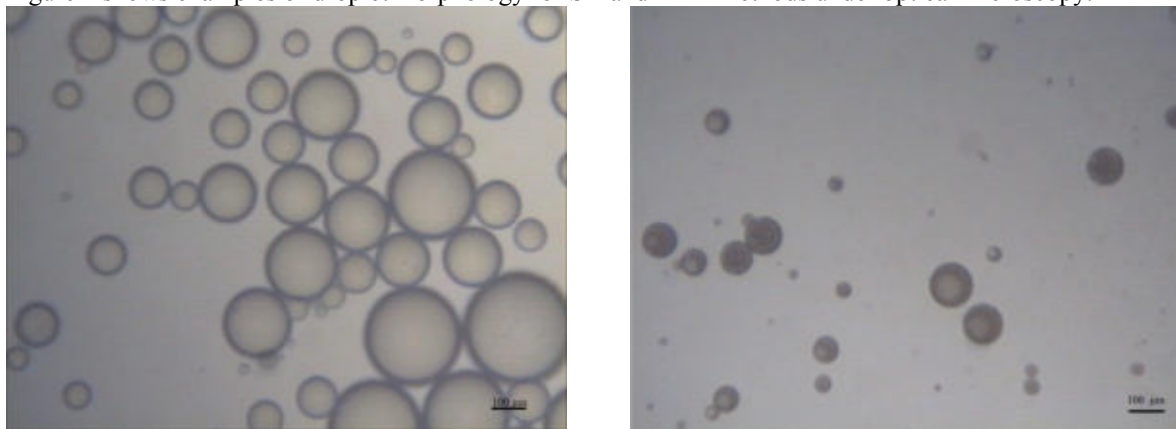
With the help of mechanical stirrer and oil in water surfactant (TWEEN 20), the oil phase can be stabilized as oil in water emulsion droplets for SX method and water in oil in water emulsion droplets for ELM method in the aqueous phase. The droplet morphology test was performed by examining these formed droplets using the optical microscope, the droplet size was analysed by ImageJ software.

#### 2.2.2 pH variation test

A comparison of the pH variation curves of the feed phase was made between SX and ELM method after contacting the organic phase with NiSO<sub>4</sub> solution of different initial pH, the aqueous pH was taken on every minute basis. This test was to explore the chemistry property of the test and reveal the effect of the leakage of internal stripping liquor to the feed phase pH.

## 3. Results and Discussion

Figure 1 shows examples of droplet morphology for SX and ELM methods under optical microscopy:



(a) (b)  
Figure 1 The morphology of droplets for SX (a) and ELM (b) under optical microscopy

The biggest difference from Figure 1 can be seen that for ELM, the oil droplets contain few finely dispersed acid droplets. The droplet sizes for SX and ELM methods are calculated using ten photos, the result showed that the average droplet sizes for SX and ELM are 73 and 102 µm respectively.

Figure 2 shows the pH variation curves after mixing NiSO<sub>4</sub> solution at different initial pH of 2, 4 and 6 with organics from SX (a) and the ELM (b) method. It can be clearly seen that the reaction is a pH decrease process and most decrease occurred within the first few minutes for both (a) and (b), which also means that this is a fairly fast chemical reaction with the majority of the reactions occurring within the first few minutes. It is also noticeable that (b) always resulting a lower pH than (a), which can be explained by leakage of internal H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> droplets from the ELMs into the feed phase during stirring. The percentage of leakage can also be determined by comparing the difference in the feed phase pH between SX and ELM method. It can also be seen that (a) always brings a slight higher extraction rate than (b) at all pH ranges, while pH 4 brings the best extraction rate.

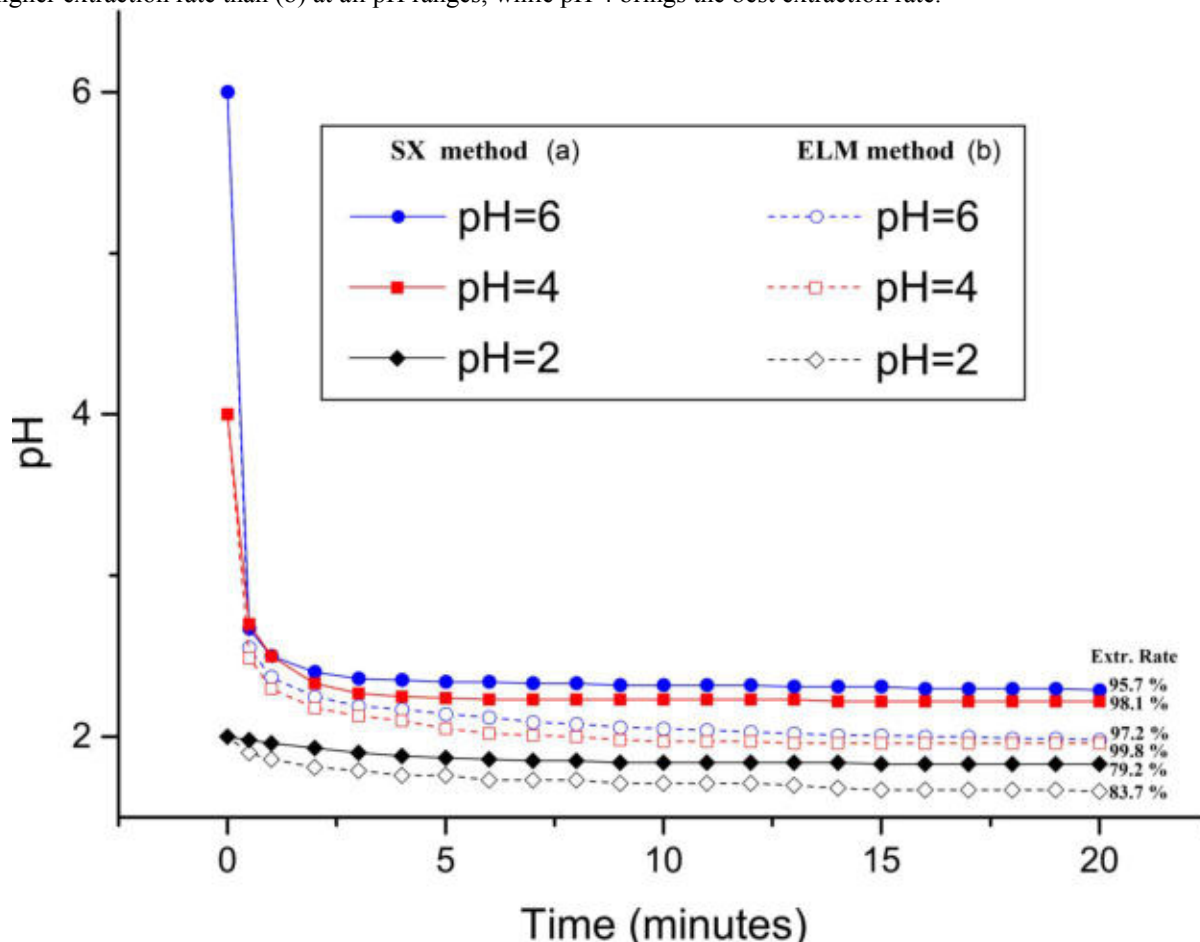


Figure 2 pH variation curve after mixing NiSO<sub>4</sub> solution at different initial pH of 2, 4 and 6 with oil matrix from SX (a) and the ELM (b) method; initial nickel ion concentration of 300 ppm.

## 5. Conclusion

A series of comparison tests between SX and ELM method have been performed. Droplet morphology and size tests showed the droplets from ELM method usually contain smaller internal stripping acid droplets. The pH variation tests showed that the process is a pH decrease process with an exchange of hydrogen ions by nickel ions. While NiSO<sub>4</sub> solution pH 4 brings the highest extraction rate. The breakage of internal H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> stripping liquid into the environment is inevitable thus needs to be considered during the future tests.

## Acknowledgements

This project is financially supported by Vale Base Metals, SGS Canada Inc., Shell Canada Ltd., XPS Consulting and Testwork Services, COREM, Barrick Gold Corporation, Teck Resources Limited and ChemIQA, as well as Natural Sciences and Engineering Research Council of Canada (NSERC) through a Collaborative Research & Development Grant (CRDPJ-445682-12). Cytec Canada is acknowledged for generously providing Cyanex 301 samples.

## References

1. Fu, F. and Wang, Q. (2011). "Removal of heavy metal ions from wastewaters: A review." *Journal of Environmental Management* 92(3): 407-418.
2. Li, N. N. (1971). "Separation of hydrocarbons by liquid membrane permeation." *Industrial & Engineering Chemistry Process Design and Development* 10(2): 215-221
3. Valenzuela, F., Fonseca, C., Basualto, C., Correa, O., Tapia, C. and Sapag, J. (2005). "Removal of copper ions from a waste mine water by a liquid emulsion membrane method." *Minerals Engineering* 18(1): 33-40.

4. Draxler, J. and Marr, R. (1986). "Emulsion liquid membranes part I: Phenomenon and industrial application." *Chemical Engineering and Processing: Process Intensification* 20(6): 319-329.
5. Draxler, J., Fürst, W. and Marr, R. (1988). "Separation of metal species by emulsion liquid membranes". *Journal of Membrane Science* 38(3): 281-293.
6. Garti, N. (1997). "Double emulsions — scope, limitations and new achievements." *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects* 123/124: 233-246.

**MARK R. LEPAGE, KRISTIAN E. WATERS**

*Department Of Mining And Materials Engineering, McGill University, 3610 University,  
Montreal, Quebec, Canada, H3A 0C5*

## MEASURING FLOTATION WATER OVERFLOW USING AN IN-SITU CONDUCTIVITY SENSOR

### Abstract

The water overflow rate of the froth zone gives indication to various properties of the froth including the amount of entrained material and the mobility of the froth. The measurement of water overflow in real time would provide operators an additional tool to monitor, and in turn, control the flotation process. Conductivity can be used to measure water in dispersions and thus was investigated for use in measuring water overflow rate. For a laboratory flotation column, a relationship was developed between the input air rate and measured relative conductivity of the froth to predict the water overflow rate for the frother PPG 425.

### 1. Introduction

The froth zone has two main roles in froth flotation: the upgrading (cleaning) of the concentrate from entrained gangue mineral, and to provide a transport medium from the pulp to the concentrate launder [1, 2]. The cleaning of the concentrate occurs as a result of the drainage of water from the froth that contains gangue material [3]. From this, the water overflow collected with the concentrate can be directly related to the level of entrained gangue material [4, 5, 6]. The effectiveness of the transport to the concentrate launder through the froth zone is also affected by the water recovery. A large water content (suggesting a large water overflow) indicates a more stable froth, and a more mobile froth [7]. These concepts show that the water overflow and water content of the froth can, to some extent, be used to control the flotation response. The use of real-time water overflow measurements would be useful to operators to monitor and control the flotation process.

### 2. Theory

Conductivity,  $\kappa$  ( $\text{mS cm}^{-1}$ ), is an intensive property describing a solution's ability to conduct an electrical current. In a two-phase dispersion (water – continuous phase, air – dispersed phase), the relative conductivity,  $K$ , is defined as:

$$K = \frac{\kappa_{\text{effective}}}{\kappa_{\text{continuous}}} \quad \text{Equation 1}$$

where  $\kappa_{\text{effective}}$  is the effective conductivity of the dispersion (both water and air), and  $\kappa_{\text{continuous}}$  is the continuous phase conductivity (just that of water). This relative conductivity can be in turn, related to the amount of dispersed phase in the dispersion, *i.e.* the water content [8-14]. There are numerous models to describe this relationship, and care must be taken to choose to appropriate model for the conditions of the dispersion being measured. Lemlich [8] derived the following relationship for dispersions of low water content (akin to the froth zone):

$$\varepsilon_l = 3K \quad \text{Equation 2}$$

where  $\varepsilon_l$  is the water content of the dispersion. Lemlich's model will be applied to relate the measured relative conductivity to water content in the froth zone.

### 3. Experimental

Experiments were conducted to relate the water overflow of a two-phase (water-air) system to the relative conductivity measurements taken of a section of the froth zone.

#### 3.1 Materials

The frother used in the study was polypropylene glycol (PPG) 425 (Sigma-Aldrich, United States). The frother concentration during the tests was varied in 5 ppm intervals from 10 – 30 ppm. Montreal tap water was used as the solution water.

#### 3.2 Apparatus

Tests were conducted using a 10.2 cm internal diameter column, 4.6 m high. The column was equipped with a temperature transmitter and gas flow rate meter connected to a computer, using the data collection software *iFix*. A conductivity sensor was constructed using three 10.2 cm diameter stainless steel rings threaded flush to the

walls of PVC pipe. The electrodes were 1 cm wide, spaced 2 cm apart, oppositely charged, to create a geometric cell constant of 40.5 cm. The conductivity sensor was attached to a Yokogawa EXA DC 402 supplied by a 120V 60 Hz AC, with a resistivity range of 0.00 kΩ - 999 MΩ. The conductivity sensor was fitted to the top of the column, flush with the column wall. Tests were conducted at two different froth depths: 21.6 cm and 31.6 cm. Gas flow rates varied from 1.0 - 2.0 cm s<sup>-1</sup> in 0.2 cm s<sup>-1</sup> intervals. Water overflow rate was measured using a graduated cylinder and stopwatch technique.

#### 4. Results and Discussion

Figure 1.a. shows the relationship of water overflow rate (cm s<sup>-1</sup>) (normalized by the column cross sectional area (cm<sup>2</sup>)) and relative conductivity at different input gas velocities (cm s<sup>-1</sup>). The different water overflow rates (and thus different relative conductivities) were produced by varying the frother concentration for a given air rate. The results from Figure 1.a. show that there exists a relationship between the water overflow rate and the relative conductivity for a given air rate. Note that the concentration of frother has no effect on this relationship. The effect of froth depth was also investigated by conducting experiments at two different froth depths and was also shown to have no effect on this relationship. The effect of gas rate on the water overflow rate is more apparent when looked at from a theoretical approach. Taking a water overflow rate,  $Q_{wo}$  (cm<sup>3</sup> s<sup>-1</sup>), the magnitude of this flow is relative to the water content,  $\epsilon_l$ , and volumetric rate of the froth overflowing,  $Q_{froth}$  (cm<sup>3</sup> s<sup>-1</sup>):

$$Q_{wo} = Q_{froth} \epsilon_l \quad \text{Equation 3}$$

The volumetric rate of the froth overflowing is driven by the input gas rate,  $Q_g$  (cm<sup>3</sup> s<sup>-1</sup>), and the stability of the froth. The stability of the froth is represented by the factor  $\varphi$  termed the *drainage factor*:

$$Q_{froth} = Q_g \varphi \quad \text{Equation 4}$$

Equation 4 implies that with a perfectly stable froth ( $\varphi = 1$ ), all the input gas to the system will transfer to the volumetric rate of the overflowing froth (indicating no froth bubbles bursting, signifying a perfectly stable froth). Substituting Equation 4 into Equation 3, and using Lemlich's model (Equation 2) for relating water content to relative conductivity, K, the following relationship can be made:

$$Q_{wo} = Q_g \varphi 3K \quad \text{Equation 5}$$

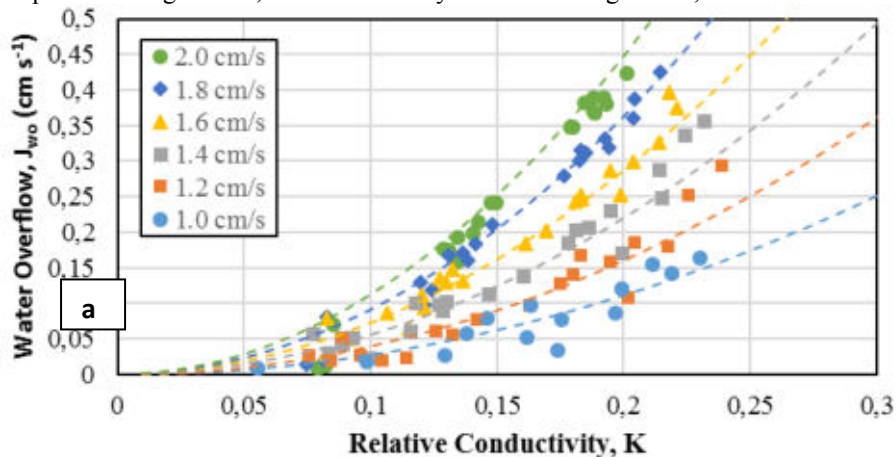
The problem then becomes in defining the drainage factor,  $\varphi$ . An empirical relationship (adjusted R<sup>2</sup> value of 0.767) was determined by calculating the drainage factor for each data point in terms of relative conductivity and input gas velocity,  $J_g$  (cm s<sup>-1</sup>), defined below:

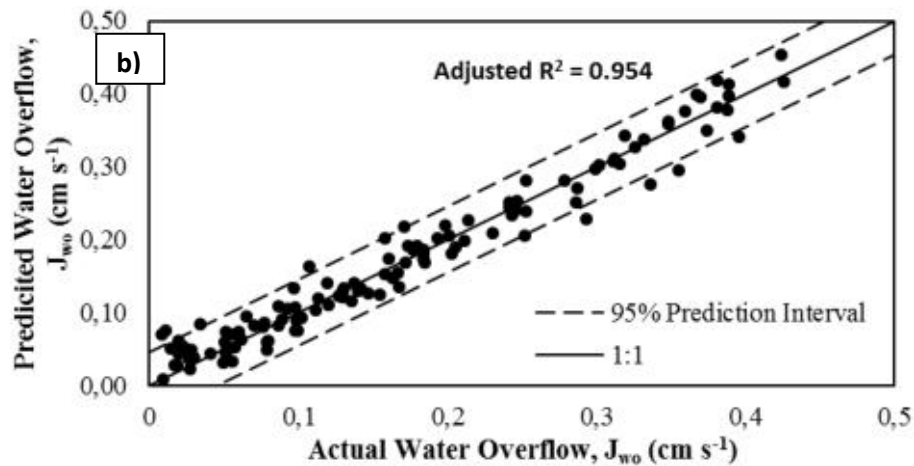
$$\varphi = 0.931 K J_g \quad \text{Equation 6}$$

Converting the volumetric flow rates to flux rates in Equation 5 (by dividing the flow rate by the cross-sectional area), and substituting in Equation 6, an empirical model was developed relating the water overflow rate to the input gas rate and the measured relative conductivity:

$$J_{wo} = 0.931 J_g^2 3K^2 \quad \text{Equation 7}$$

This model is plotted in Figure 1.a., and its accuracy is shown in Figure 1.b, and:





**Figure 1** – a) Relationship of water overflow rate to relative conductivity under different air rates and PPG 425 concentrations and; b) Predicted vs actual water overflow rates from the model in Equation 7.

### 5. Conclusion

Through this study, an empirical model relating the water overflow in a two-phase frother system to the input gas rate and relative conductivity was made:

$$J_{wo} = 0.931 J_g^2 3K^2 \quad \text{Equation 7}$$

A drainage factor was introduced to quantify the drainage and stability of the froth that increased with increasing relative conductivity and input gas rate. A conductivity sensor capable of measuring live water overflow of a flotation process could provide information regarding the performance of the flotation process, mainly, the stability of the froth, and thus recovery of the concentrate material, and the amount of entrained gangue material, and thus grade of the concentrate material. Future work will include investigating this relationship using different frothers, and the introduction of particles to see their effects on this relationship. Confirmation of Lemlich's model of relative conductivity to water content will also be investigated.

### Acknowledgements

The authors would like to acknowledge the National Sciences and Engineering Research Council of Canada (NSERC) and Vale Base Metals, Teck Resources Limited, XPS Consulting and Technical Services, Shell Canada, Barrick Gold, SGS Canada Inc., COREM and ChemQA for funding this work through the Collaborative Research and Development (CRD) program (CRDPJ 445682-12).

### References

1. R. Crosbie, K. Runge, J. McMaster, T. Rivett and R. Peaker, "The impact of the froth zone on metallurgical performance in a 3m3 RCS flotation cell," in *Flotation 09*, Cape Town, 2009.
2. M. Massinaei, M. Kohaldoozan, M. Noaparast, M. Oliazadeh, J. Yianatos, R. Shamsadini and M. Yarahmadi, "Froth zone characterization of an industrial flotation column in rougher circuit," *Minerals Engineering*, vol. 22, pp. 272-278, 2009.
3. J. S. Laskowski, "Frothers and Frothing," in *Frothing in Flotation II*, Amsterdam, Gordon and Breach Science Publishers, 1998, pp. 1-50.
4. W. J. Traher, "A rational interpretation of the role of particle size in flotation," *International Journal of Mineral Processing*, vol. 8, no. 4, pp. 289-327, 1981.
5. S. J. Neethling and J. J. Cilliers, "The entrainment factor in froth flotation: Model for particle size and other operating parameter effects," *International Journal of Mineral Processing*, vol. 93, pp. 141-148, 2009.
6. O. N. Savassi, D. J. Alexander, J. P. Franzidis and E. V. Manlapig, "An empirical model for entrainment in industrial flotation plants," *Minerals Engineering*, vol. 11, no. 3, pp. 243-256, 1998.
7. V. E. Ross, "Mechanisms Operating Flotation Froths," in *Froth in Flotation II*, Amsterdam, Gordon and Breach Science Publishers, 1998, pp. 109-144.
8. K. Malysa, "Water Contents and Distribution in Flotation Froths," in *Frothing in Flotation II*, Amsterdam, Gordon and Breach Science Publishers, 1998, pp. 109-144.
9. J. C. Maxwell, *A Treatise of Electricity and Magnetism*, London: Oxford University Press, 1892.
10. S. Banisi, J. A. Finch and A. R. Laplante, "Electrical Conductivity of Dispersions: A Review," *Minerals Engineering*, vol. 6, no. 4, pp. 369-385, 1993.
11. R. Lemlich, "A Theory for the Limiting Conductivity of Polyhedral Foam at Low Density," *Journal of Colloid and Interface Science*, vol. 64, no. 1, pp. 107-110, 1978.
12. R. Lemlich, "Semitheoretical Equation To Relate Conductivity to Volumetric Foam Density," *Industrial & Engineering Chemistry Process Design and Development*, vol. 24, pp. 689-687, 1985.
13. A. Uribe-Salas, C. O. Gomez and J. A. Finch, "A conductivity technique for gas and solids holdup determination in three-phase reactors," *Chemical Engineering Science*, vol. 49, no. 1, pp. 1-10, 1994.
14. D. A. G. Bruggeman, "Berechnung verschiedener physikalischer Konstanten von heterogenen," *Annalen der Physik*, vol. 416, no. 7, pp. 636-664, 1935

## THE APPLICABILITY OF HIGH MANGANESE STEELS OF TRIPLEX TYPE IN THE SUPPORT OF MINING EXCAVATIONS

### Abstract

The paper presents the possibility of using high-manganese steel in the mining industry, for example, the support mining excavations, elements of mining machines. This article is a review of the literature on modern steel. Describes the structure and mechanical properties steels of TRIPLEX type. First of all, attention was paid to constant high manganese steels about the structure of multiphase TRIPLEX steels, which are characterized by high strength properties, high ductility, and high deformability technology. Attention was drawn to the unique properties, as well as the mechanisms in steel.

**Key words:** support mining excavations, elements of mining machines, high manganese steel, mechanical properties

### Introduction

Mining excavations is called space in land or in the rock mass resulting from mining operations [1]. To support these excavations are used in the support of mining excavations, which are designed to ensure their stability over a set period of time, maintain the required cross-sectional dimensions, job security of people and machines. Depending on the type of support and the use can be made of classification for [1-3]:

- type and system of support,
- basic design features and way of working,
- the material used per support,
- the type and the way cooperation with rock mass.

The diverse geological structure of the rock mass contributes to the application of different types of support. Due to the quick assembly, durability, possibility of multiple use, and high pressure resistance of the rock metal support are considered to be the most economical in operation. To the requirements of the mining supports are e.g.: strength, stability, and ease of replacement, corrosion resistance, ease of transport [1-6].

High manganese steels of TRIPLEX type have a very good combination of mechanical properties and plasticity, therefore, can be used among other things in the mining industry for example as a material for supports of mining excavations, elements of mining machines.

### High manganese steels of TRIPLEX type

High manganese steel for good have already found their place in the field of scientific research high-strength steels, while retaining high plastic properties. In recent years developed many new types of steel having a high manganese content ( $\geq 8\%$ ), which most often are classified into three groups depending on the chemical composition and structural mechanisms decisive for obtaining optimal mechanical properties designated as TRIP, TWIP and TRIPLEX. They are a perspective material when it comes to the use wherever in addition to high strength of the material is desired as high plasticity (Fig. 1) [6-10].

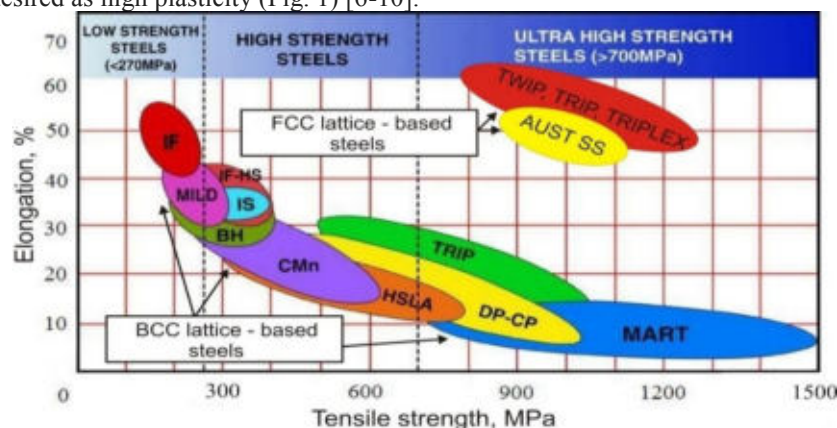


Fig. 1. Schematic representation of the mechanical properties of steel [6]

High manganese steels of TRIPLEX type have a high manganese content (18 - 35%), aluminum (8 - 12%) and carbon (0.5 - 2%) (Tab. 1), are characterized by a good combination of strength and plastic properties, and also at low density (below  $7 \text{ g/cm}^3$ ). They are included in structural steel high strength. Among the high manganese steel they have a high yield strength (0.8-1.2 GPa) and elongation and the tensile strength value are between values of tensile strength TWIP and TRIP steels. The addition of aluminum (8 - 12%) reduces the density and consequently the weight of the article relative to the conventional steels. Unfortunately, it affects the increase in corrosion



resistance and oxidation. On the strengthening of the steel solutions they affect additions of silicon and aluminum, and carbon stabilized austenite. Manganese is a major alloying element, which provides austenitic structure. In contrast, addition of carbon of 0.5 - 2% reduces the weldability and the problem of the welded steel connections [8-11].

Tab. 1. Examples of chemical compositions of steels TRIPLEX, wt%

Mn	Al	C	other elements	References
24	12	1,2	-	[7]
28	8,6	0,7	-	[7]
23,83	10,76	0,98	0,2 Si; 0,048 Nb; 0,019 Ti	[11]
27	12	0,9	-	[8]

High manganese steels of TRIPLEX type have a three-phase structure consisting of austenite  $\gamma$ -Fe (Mn, Al, C), ferrite  $\alpha$ -Fe (Mn, Al) and precipitates  $\kappa$ - carbide (Fe, Mn)<sub>3</sub>AlC (Fig. 2). The mechanical properties are formed during the cold plastic deformation, which may occur during the martensitic transformation of austenite to martensite  $\alpha$  or  $\epsilon'$ , mechanical twinning and dislocation glide. Mechanical properties to a large extent determined by the occurrence of  $\kappa$ - carbide (Fe, Mn)<sub>3</sub>AlC, its location, size, and morphology.  $\kappa$ - carbides can cause the occurrence of embrittlement of steel during plastic deformation at room temperature when the grain boundaries are formed on a large separation. Constantly dispersion precipitates of nanoparticles carbide in the austenitic matrix  $\kappa$  exhibit superior strength. The specific energy absorption value of about 0.4 J/mm<sup>3</sup> is characteristic for these type of steel. Effect of SIP (Band Shear Induced Plasticity) is the primary strengthening mechanism of high manganese steel TRIPLEX (EBU ~ 100 mJ/m<sup>2</sup>) consisting in the formation of shear bands in the austenite, which intersect each other. Shear bands with evenly distributed carbides, which show coherence matrix, hinder the movement of dislocations. The result of this effect is the high rate of strain hardening [8-11].

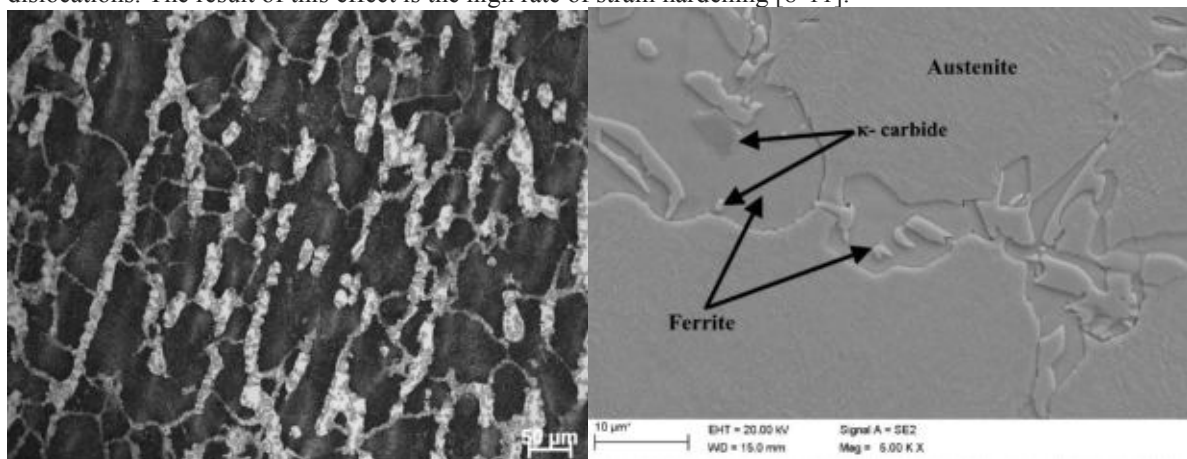


Fig. 2. The microstructure of high manganese X105MnAlSi24-11 steel (a) LM (b) SEM

### Summary

Optimum selection of support of excavations is to take the technical parameters of the support, as well as the economic aspect. The design of the enclosure must provide the functionality and safety of the excavation work, while maintaining the economic viability of the entire project. Important is the choice of an appropriate material for the housing mine workings because of its durability, reusability or assembly speed. The material that meets these requirements is high manganese steel of TRIPLEX type. This type of steel characterized by high strength properties, high ductility, and high deformability technology, may find application in the mining industry.

### References

1. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011r. Prawo geologiczne i górnictwo (Dz.U. 2011 nr 163 poz. 981 ze zmianami)
2. Strzałowski P.: Górnictwo ogólne. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice, 2015
3. Chudek M., Duży S., Dyduch G., Bączek A.: Problemy nośności stalowej obudowy odrzwionej wyrobisk korytarzowych użytkowanych w długim okresie. Górnictwo i Geoinżynieria, 2007
4. Strona internetowa: [www.czek.eu](http://www.czek.eu)
5. Rułka K., Kowalski E., Skrzyński K.: Researches over employment of steel with higher durability parameters for steel casings production of V type. Research reports: Mining and Environment, 2/2004, 5-17
6. Ozgowicz W., Kurc-Lisiecka A., Grajcar A.: Environmental and Industrial Corrosion - Practical and Theoretical Aspects. Chapter 4: [Corrosion Behaviour of Cold-Deformed Austenitic Alloys](#)
7. Mazancová E., Schindler I., Filuš F., Cagala M.: 2011. K-carbides precipitation in two high manganese alloys. 15th International Research/Expert Conference "Trends in the Development of Machinery and Associated Technology", 2011, 169-172.

8. Frommeyer G., Bruex U.: Microstructures and mechanical properties of high-strength Fe-Mn-Al-C light-weight TRIPLEX steels. „Steel Research International” 77/2006, 627.
9. Eipper K., Frommeyer G., Fussnegger W., Gerick A., Kleineathoefer W.: High-strength DUPLEX/TRIPLEX steel for lightweight construction and use thereof. United States Patent Application Publication US 2007/0125454 A1
10. Sohn S. S., Song H., Suh B. C., Suh J. C., Kwak J. H., Lee B. J., Kim N. J., Lee S.: Novel ultra-high-strength (ferrite + austenite) duplex lightweight steels achieved by fine dislocation substructures (Taylor lattices), grain refinement, and partial recrystallization. *Acta Materialia* 96/2015, 301-310.
11. Sozańska-Jędrasik L., Mazurkiewicz J., Borek W.: The phase composition of newly developed high manganese steel of TRIPLEX type. SEMDOK 2017, 22<sup>nd</sup> International Seminar of Ph. D. Students, 106-112

**VLADIMIR VLADIMIROVICH ZHUKOV<sup>A,\*</sup>, ARTO LAARI<sup>A</sup>, TUOMAS KOIRANEN<sup>A</sup>,**  
*A) Lappeenranta University Of Technology, LUT School Of Engineering Science, Lappeenranta, Finland*  
**YURY VASIL'ELVICH SHARIKOV<sup>B</sup>**  
*B) Saint-Petersburg Mining University, Laboratory of Automation of Technological Processes and Production, Saint-Petersburg, Russia*

## A MECHANISTIC KINETIC MODEL FOR DIRECT ZINC PRESSURE LEACHING

### Abstract

In the current study, a numerical mechanistic kinetic model for direct leaching of zinc from iron containing sphalerite concentrate is presented. The model is based on the well-known shrinking-core model approach. However, in order to consider possible chemical changes that might take place in the liquid phase the model is solved numerically. This also makes it possible to separate and quantify different factors that might limit the leaching process. It is suggested that the most probable leaching mechanism is a combination of the acid attack and electrochemical reaction mechanisms. At first, zinc sulphide reacts with hydrogen ions at the surface of particles liberating zinc ions and forming hydrogen sulphide. Then in the next step, hydrogen sulphide is oxidized by ferric ions or molecular oxygen according to an electrochemical reaction mechanism. The estimated reaction orders for the oxidants are close to 0.5 which supports the electrochemical mechanism. The mechanism of sphalerite leaching also involves simultaneous surface reactions and internal diffusion of oxidants. The obtained results show that the rate of the leaching process is mainly limited by the surface reactions. However, internal diffusion might decrease the leaching rate in some cases up to 50 % at higher sphalerite conversions. It is also demonstrated in the study that new information can be obtained about the kinetics of sphalerite leaching, the parameters affecting the leaching rate and the uncertainties involved in the model predictions.

**Keywords:** direct pressure sphalerite leaching; kinetic modeling; parameter estimation

Direct oxidative leaching of zinc sulphide concentrates in an acidic environment is a complex process. It involves reactions between ZnS and the oxidizing agents at the reacting surface of the concentrate particles, decrease of the active surface area of the particles as the reaction proceeds, intraparticle diffusion of oxidants in the pores of the particles, gas-liquid and liquid-solid mass transfer which might limit the access of reactants to the reactive surface, and changes in ferrous and ferric ion concentrations in the liquid phase as iron is dissolved from the particles together with zinc. Due to the complexity of the process, the reaction mechanisms and the rate limiting factors are not yet fully understood and there exists some controversy in literature about the prevailing reaction mechanism. However, in order to design leaching reactors in a reliable way it is essential to have deep understanding how the process conditions affect the leaching rate.

Xie et al. (2007) used the shrinking-core model to explain their results obtained at 120-150 °C and 0.8-1.4 MPa of oxygen. According to the authors the leaching process appears to be limited by surface chemical reaction rate. The apparent activation energy was found to be 55.04 kJ/mol. Harvey et al. (1993) also studied sphalerite leaching at temperatures 130-210 °C. It was found in their studies that the reaction follows the shrinking-core model and is controlled by chemical reaction rate. The reaction mechanism was postulated to be of electrochemical nature with dissolved oxygen as the oxidant. The reaction order for oxygen was found to be 0.5.

Zhukov et al. (2017) present the full model description. Due to the strict limitation of article pages, not all reactions and equations can be shown and the main kinetic equation for ferrous iron in the liquid bulk can be written as:

$$\frac{dc_{Fe^{2+}}}{dt} = \frac{m_{f,Fe}}{m_{f,Zn}} \frac{M_{Zn}}{M_{Fe}} (r_1 + r_2) A_i n + 2 r_2 A_i n - r_3 \quad (1)$$

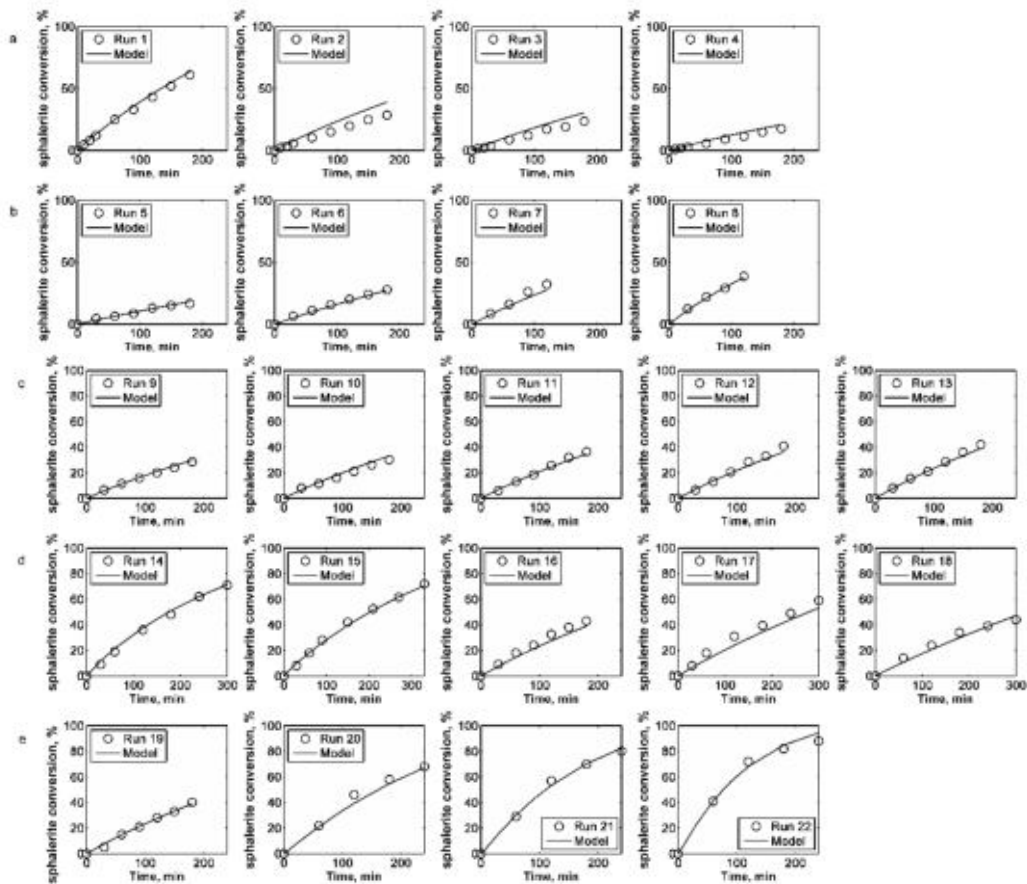
In the current work the experimental data presented by Xie et al. (2007) is used for the development of the sphalerite leaching model. The data covers a wide range of operational conditions and forms a good basis to develop

kinetic models and to study parameter values, parameter reliability and the effect of uncertainty in the model predictions.

In the parameter estimation the coefficient of determination is 97.54 % which is just slightly lower than for the general power law model. Comparison of the measured and predicted conversions for zinc is presented in Fig. 1. The predicted values are in very good agreement with the experimental data. The estimated parameter values are presented in Table 1.

**Table 1** Estimated parameter values and their standard error for the electrochemical mechanism. Coefficient of determination is 97.6 %

parameter	value	parameter	value
$k_{1,mean}$	$3.07 \times 10^{-3}$	$n_2$	-
$k_{2,mean}$	$29.1 \times 10^{-3}$	$n_4$	0.259
$E_1$ , kJ/mol	59.7	$D_e$ , m <sup>2</sup> /s	$1.88 \times 10^{-11}$
$E_2$ , kJ/mol	144.0		



**Fig.1** Comparison of the measured and predicted conversions of sphalerite in direct zinc pressure leaching. The solid lines represent the predicted values by the model, the circles represent experimental data. Each row of the subfigure shows the effect of different variables: a – particle size (runs 1-4), b – temperature (runs 5-8), c – pressure (runs 9-13), d – acid concentration (runs 14-18), e – initial ferrous ion concentration (runs 19-22).

### Conclusions

The objective of this work was to develop a mathematical model for direct zinc concentrate pressure leaching to study in details the effect of different rate-limiting steps to the kinetics of the leaching process. For this purpose a numerical shrinking core model was developed. The parameters of the model were estimated and fitted to experimental results from literature for pressure oxidation of high iron sphalerite. Two reactions, oxidation by molecular oxygen and oxidation by ferric iron, were considered. A probable reaction mechanism is suggested where the leaching starts by acid attack mechanism to produce hydrogen sulphide. In the next step, hydrogen sulphide is

oxidized by molecular oxygen and ferric ions according to an electrochemical reaction. It was found that this electrochemical mechanism explains well the experimentally observed one-half reaction orders for the oxidants. It is also possible to show in the current study in details how internal diffusion affects the leaching rate. The obtained parameters show that the reaction is mainly controlled by surface reactions. However, internal diffusion can decrease the leaching rate by up to 50 % at high zinc conversions, high temperatures and ferric ion concentrations. The obtained parameter values for sulphuric acid reaction order and activation energy are in close agreement with the values presented by Xie et al. (2007).

It is concluded that by using advanced statistical mathematical methods new information about the kinetics of sphalerite leaching, the parameters affecting the leaching rate and the uncertainties involved in the model predictions can be obtained.

### References

1. Xie, K.-Q., Yang, X.-W., Wang, J.-K., Yan, J.-F., Shen, Q.-F., 2007. Kinetic study on pressure leaching of high iron sphalerite concentrate. *Trans. Nonferrous Met. Soc. China*, 17, 187-194.
2. Harvey, T.J., Yen, W.T., Paterson, J.G., 1993. A kinetic investigation into the pressure oxidation of sphalerite from a complex concentrate. *Minerals Engineering*, 6(8-10), 949-967.
3. Zhukov, V.V., Laari, A., Lampinen, M., Koironen, T., 2017. A mechanistic kinetic model for direct pressure leaching of iron containing sphalerite concentrate. *Chemical Engineering Research and Design*, 118, 131-141.

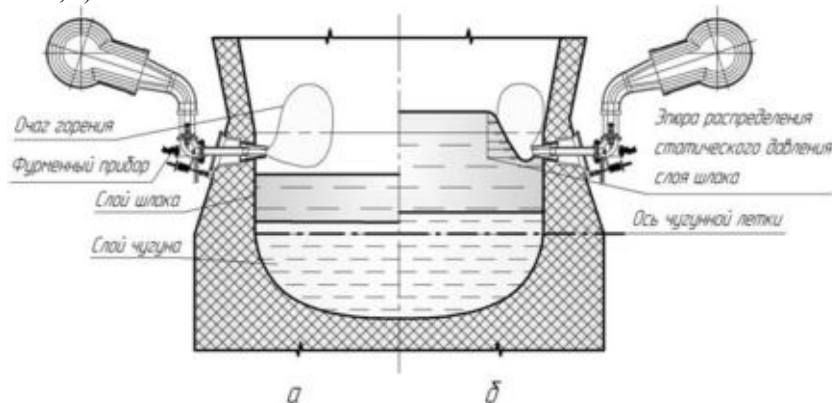
**А.М. БЛИНОВ**

*ГОУ ВПО ЛНР Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск*

## РАЦИОНАЛЬНЫЙ РЕЖИМ ВЫПУСКОВ ПРОДУКТОВ ПЛАВКИ ИЗ ГОРНА ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Важную роль в современной доменной плавке играет организация работы горна, которая в значительной мере зависит от следующих факторов: дренажных условий в нем, вязкости расплавов, порозности коксовой насадки и размера центральной малоактивной зоны в нижней части доменной печи, режима выпусков продуктов плавки, диаметра и длины канала чугунной летки.

При нормальном ходе доменной печи уровень расплава в горне перед выпуском находится ниже оси воздушных фурм (рис. 1, а).



а – нормальный ход; б – переполнение продуктами плавки

Рисунок 1 Расположение слоев чугуна и шлака в горне доменной печи

При недостаточном количестве выпусков продуктов плавки происходит переполнение горна, уровень шлака поднимается выше оси воздушных фурм и происходит деформация очагов горения (рис. 1, б). Их ось смещается к стенкам горна, что приводит к развитию периферийного хода. Расположение фурменного очага в пространстве печи зависит от динамического давления дутья, которому противодействует радиальное давление материала, а при переполнении горна – и статическое давление слоя шлака. При увеличении размеров зоны горения и, соответственно, увеличении площади ее поверхности динамическое давление уменьшается, чем достигается равновесие сил.

При раскрытии очага горения происходит снижение динамического давления, так как оно распространяется на большую площадь. Соответственно, динамическое давление на поверхности зоны горения можно найти, умножив динамическое давление дутья в фурме на соотношение площадей сечения канала фурмы и площади поверхности очага.

Известно, что длительная работа с периферийным потоком газов приводит к устойчивому загромождению осевой части печи и формированию центральной малоактивной зоны, а впоследствии – к

образованию «тотермана». При образовании центральной малоактивной зоны вследствие увеличения количества остаточного шлака уменьшается полезный объем горна. Данное явление связано с тем, что «тотерман», находясь в центре металлоприемника, препятствует прохождению шлака с диаметрально противоположной стороны от чугунной летки через коксовую насадку.

Данный вид расстройтва хода доменной печи наблюдался на Алчевском металлургическом комбинате. В октябре 2013 года на ДП №5 объемом 1719 м<sup>3</sup> было отмечено снижение среднесуточной производительности агрегата с 3352,7 т/сут (сентябрь) до 3032,02 т/сут (октябрь). Более детальное, посуточное рассмотрение параметров работы агрегата показало, что с 10 октября количество выпусков продуктов плавки было снижено с 14–15 до 12–13 в сутки, а 11 октября произошло падение производства.

Для исследования этой проблемы на основании показателей работы печи и технологической инструкции по доменному производству ПАО «АМК» ТИ 229-Д-031-17-2008 был проведен посуточный пофакторный анализ, который показал, что уровень производства должен был быть в среднем на 107 т/сут больше. Наиболее вероятно, что это расхождение связано с переполнением горна из-за сокращения количества выпусков продуктов плавки. С 18 октября начался рост производительности, и постепенно она вышла на прежний уровень. Из пофакторного анализа видно, что для восстановления прежнего уровня производства технологический персонал применил ряд стандартных решений. Было снижено содержание кремния в чугуне с 0,72% до 0,6%, повышена температура дутья с 1029° С до 1067° С, повышено содержание кислорода в дутье с 23,37% до 23,54%. Эти действия позволили уже в ноябре вернуться к прежним показателям в работе.

В марте 2014 года ДП №5 ПАО «АМК» опять снизила производительность. Количество выпусков продуктов плавки оставалось на прежнем уровне 12–13 в сутки. К этому времени на печи образовался перекоп уровня засыпи, вызванный загромождением горна из-за систематического его переполнения. В этом периоде печь не брала дутье, постоянно происходили подвисания шихты. В мае 2014 года печь работала неровно. Перекоп уровня засыпи устранить не удалось. Это свидетельствует об образовании центральной малоактивной зоны («тотермана») и, как следствие, развитии частичного периферийного хода. В таком режиме печь проработала вплоть до остановки в августе 2014 года. Впоследствии, при капитальном ремонте печи (осень-зима 2014 года) в ее горне был обнаружен плавающий «тотерман», который имел колоколообразную форму с диаметром основания 7,8 метров, высотой 1,8 метра, массой 560 тонн. Он находился на уровне воздушных фурм (по отчетам подрядной строительной организации Донбасс-Днепро-Строй).

Анализ работы печи показал, что для нормальной работы агрегата 12 выпусков продуктов плавки в сутки недостаточно из-за переполнения горна и последующих расстройств хода плавки. Для предотвращения загромождения металлоприемника произведен расчет необходимого количества опорожнений горна по методике А.М. Новохатского.

В соответствии с выполненным расчетом определено, что для устранения периферийного хода, ликвидации образования «тотермана» и создания технологических условий для форсировки данной печи до 4000 т/сут необходимо иметь 15 выпусков чугуна и шлака с режимом 51 минута набор и 45 минут опорожнение.

#### **Выводы:**

1. В ходе проведенных теоретических исследований установлено, что при недостаточном количестве выпусков продуктов плавки и деформации очагов горения происходит развитие периферийного хода и уменьшение производительности доменной печи. Длительная работа в таком режиме приводит к образованию центральной малоактивной зоны, и как следствие, «тотермана».

2. Проведен анализ работы ДП №5 ПАО «АМК» в период с октября 2013 г. по май 2014 г. Установлено, что из-за уменьшения количества выпусков продуктов плавки с 14–15 до 12–13 в сутки произошло снижение среднесуточной производительности агрегата с 3352,7 т/сут до 3032,02 т/сут. Несмотря на ряд предпринятых технологических мер, с января 2014 года производительность печи постоянно снижалась. Окружное распределение температур и показания уровнемеров свидетельствовали об образовании «тотермана».

3. Данные теоретические и практические исследования подтверждены при капитальном ремонте ДП № 5 ПАО «АМК», в горне которой был обнаружен «тотерман» колоколообразной формы с диаметром основания 7,8 м, высотой 1,8 м, массой 560 т.

4. Проведенный технологический расчет показал, что для устранения периферийного хода, ликвидации образования «тотермана» и нормализации хода ДП №5 необходимо иметь 15 выпусков чугуна и шлака с режимом 51 минута набор и 45 минут опорожнение.

## ИССЛЕДОВАНИЕ КОНТАКТНОЙ ЛИНИИ ПОЛОСЫ С ВАЛКОМ ПРИ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКЕ ПОЛОС С НАТЯЖЕНИЕМ

При холодной прокатке полос с натяжением деформация радиального упругого сжатия валков приобретает значения, соизмеримые с абсолютным обжатием полосы, в результате чего происходит существенное искажение контактной линии металла с инструментом и её описание уравнением окружности становится некорректным. Установлено, что с уменьшением толщины полосы и с увеличением контактных нормальных напряжений линия контакта металла с инструментом при холодной прокатке с натяжением приобретает форму сложной кривой.

*At the cold rolling of strips deformation with tension of radial elastic roll compression acquires values comparable with absolute reduction of a strip. As a result a substantial distortion of metal contact line with tool takes place and description of this line by means of circumference equation becomes incorrect. It was established that with decrease of a strip thickness and increase of contact normal stresses the metal contact line with tool acquires the form of an intricate curve at the cold rolling.*

**Ключевые слова:** ХОЛОДНАЯ ПРОКАТКА, ТОНКАЯ ПОЛОСА, НАТЯЖЕНИЕ, ЛИНИЯ КОНТАКТА, УПРУГИЕ ДЕФОРМАЦИИ

**Постановка проблемы.** При холодной прокатке тонких и особо тонких полос деформация радиального упругого сжатия валков приобретает значения, соизмеримые с абсолютным обжатием полосы, в результате чего происходит существенное искажение контактной линии металла с инструментом и её описание уравнением окружности становится некорректным. Установлено, что с уменьшением толщины полосы и с увеличением контактных нормальных напряжений линия контакта металла с инструментом при холодной прокатке приобретает форму сложной кривой, в том числе форму кривой с отрицательной кривизной. В связи с этим контактная линия металла с инструментом при холодной прокатке тонких полос вместо дуги, описанной уравнением окружности, приобретает форму более сложной кривой [1-3]. Определенное влияние на длину и форму контактной линии полосы с валком оказывают и упругие деформации полосы [3].

Контактная линия металла с инструментом оказывает большое влияние на длину очага деформации [3] и на характер изменения обжатия по длине очага, а через них на все параметры процесса холодной прокатки тонких и особо тонких полос [2, 3, 5]. Поэтому получение данных о линии контакта полосы с валком при холодной прокатке с натяжением и установление закономерности её формирования являются актуальной задачей.

**Постановка задачи.** Целью работы является расширение представлений о контактной линии полосы с валком при холодной прокатке полос с натяжением.

**Изложение основных материалов исследования.** Для более детального рассмотрения механизма влияния заднего, переднего, а также совместного влияния заднего и переднего натяжения на длину очага деформации при прокатке с натяжением было проведено исследование контактной линии полосы с валком, на основании аналитического решения, в основу которого положено решение задачи Буссинеска, известной в теории упругости [3]. Для реализации поставленной цели исходили из понимания, что контакт полосы с валком при холодной прокатке является упруго-пластическим и иллюстрируется схемой (без учета влияния внеконтактной деформации полосы, приведенной на рис. 1 [5].

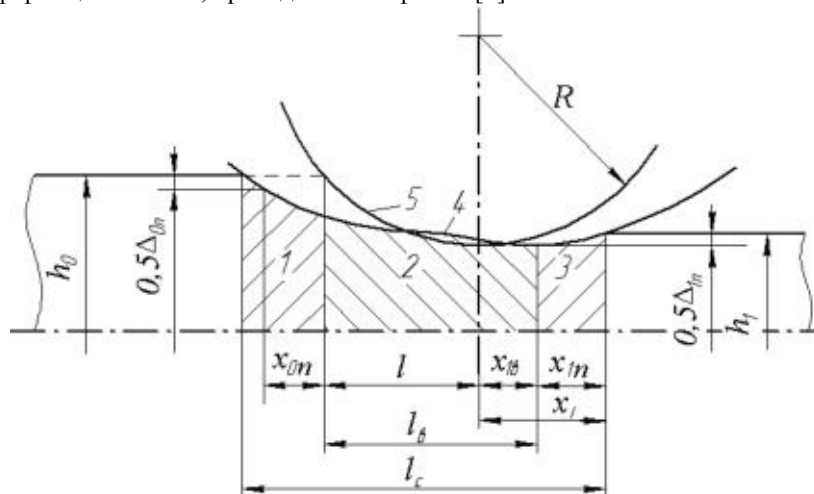


Рис. 1 – Схема упруго-пластического очага деформации при холодной прокатке полос

В соответствии с принятой схемой (рис. 1) при упруго-пластическом контакте полосы с валками, область металла, находящегося между валками, состоит из двух зон упругого (1, 3) и одной зоны пластического контакта. В зоне 1, протяженностью  $x_{0n}$ , происходит упругое сжатие полосы на величину  $\Delta_{0n}$ , а в зоне 3, протяженностью  $x_{1n}$ , - упругое восстановление последней на величину  $\Delta_{1n}$ . Протяженность зоны пластического контакта равна  $l_6$ . Она соответствует пластическому обжатию полосы, т.е. уменьшению её толщины с  $h_0 - \Delta_{0n}$  до  $h_1 - \Delta_{1n}$  (где  $h_0, h_1$  – толщина полосы на входе и выходе из очага деформации). Цифрой 4 отмечена фактическая кривая контакта полосы с валком в процессе прокатки, построенная с учетом неравномерного упругого радиального сжатия последнего. Для сравнения на этой схеме буквой  $l$  обозначена протяженность контакта, а цифрой 5 кривая контакта металла с валком при прокатке жестко-пластической полосы в идеально жестких валках.

Уравнение, описывающее изменение толщины полосы в очаге деформации имеет следующий вид [3]:

$$\begin{aligned} \frac{h(x)}{2} = & \frac{h_0}{2} - \frac{l_c^2}{2R} \cdot \left[ 2 \left( 1 - \frac{x_1}{l_c} \right) \frac{x}{l_c} - \left( \frac{x}{l_c} \right)^2 \right] - 3\theta_B p_{cp} l_c \left\{ \frac{1}{\eta^2} \left[ \frac{\eta^3}{3} \ln \left| \frac{\eta l_c}{x - l_c} \right| - \left( \frac{x}{l_c} \right)^2 \left( \frac{1}{3} \frac{x}{l_c} + \eta \right) \times \right. \right. \\ & \times \ln \left| \frac{x}{x - \eta l_c} \right| - \frac{5}{6} \eta^2 \frac{x}{l_c} + \frac{1}{3} \eta \left( \frac{x}{l_c} \right)^2 \left. \right] + \frac{1}{(1-\eta)^2} \left\{ \left( \frac{2}{3} - \eta \right) \ln \left| \frac{x}{l_c} - 1 \right| + \frac{1}{3} \eta^3 \ln \left| \frac{x - \eta l_c}{\eta l_c} \right| + \right. \\ & \left. \left. + \frac{x}{l_c} \left[ \frac{1}{3} \left( \frac{x}{l_c} \right)^2 - \eta \frac{x}{l_c} + 2\eta - 1 \right] \ln \left| \frac{x - l_c}{x - \eta l_c} \right| + \frac{1}{6} \frac{x}{l_c} \left( 5\eta^2 - 6\eta + 1 + 2 \frac{x}{l_c} - 2\eta \frac{x}{l_c} \right) \right\} \right\}, \end{aligned} \quad (1)$$

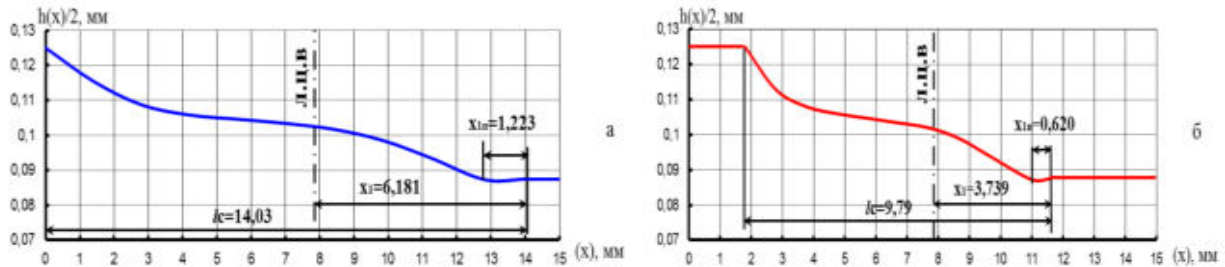
где  $l_c, p_{cp}$  - длина очага деформации и среднее контактное нормальное напряжение, рассчитанное с учетом влияния упругих деформаций валков и полосы;  $\theta_B, \eta$  – упругая постоянная материала рабочих валков и коэффициент, характеризующий положение максимума эпюры нормальных контактных напряжений;  $x$  – текущая координата ( $0 \leq x \leq l_c$ ).

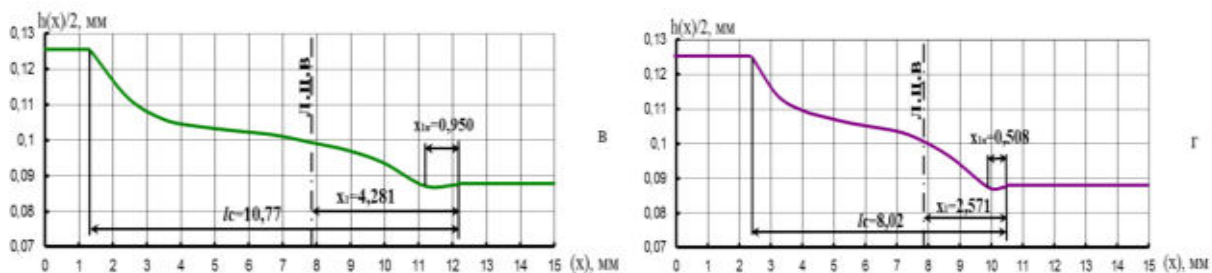
Данные о характере изменения толщины полосы в очаге деформации при прокатке без натяжения и с различным натяжением (линии контакта полосы с валком) получали, выполняя расчеты  $h(x)$  в десяти сечениях очага. Моделировали условия холодной прокатки полос из предварительно наклепанной ( $\epsilon_{np}=0,9$ ) (рис. 2) стали 08кп [ $\sigma_{Tc}=230+34,6(100\epsilon_{\Sigma})^{0,6}$ ] с частными относительными обжатиями 0,3 для следующих исходных данных:  $R=300$  мм;  $f=0,04$ ;  $h_0=0,25$  мм;  $E_B=E_n=2,2 \cdot 10^5$  Н/мм<sup>2</sup>;  $\nu_B=\nu_n=0,3$ .

Рассматривали процесс прокатки полос без натяжения (рис. 2, а), с одним большим передним натяжением (рис. 2, б), с одним большим задним натяжением (рис. 2, в), и с двумя одинаковыми натяжениями (рис. 2, г). Построение линии контакта производилось в привязке к линии соединяющей центры валков (л.ц.в на рис. 2), для удобства анализа полученных данных.

Из рис. 2, видно, что при прокатке с одним передним и задним и передним и задним натяжением, общая протяженность очага деформации ( $l_c$ ) уменьшается (рис. 2) в сравнении со случаем прокатки без натяжения. Приращение длины очага деформации за линией, соединяющей центры валков, определяемое упругим сжатием последних и упругим восстановлением полосы имеет наибольшую протяженность при деформации тонких предварительно наклепанных полос  $x_1=2,571 \dots 6,181$  мм (рис. 2).

При прокатке с передним натяжением (рис. 2, б) за счет наибольшего уменьшения протяженности зоны опережения происходит более существенное уменьшение приращения очага деформации за линией соединяющей центры валков  $x_1$ , по сравнению случая прокатке с одним задним натяжением (рис. 2, в), когда максимум эпюры контактных напряжений смещается в сторону выхода полосы из валков. При прокатке с задним и передним натяжением (рис. 2, г)  $x_1$  снижается в 1,5...2,2 раза.





а – прокатка без натяжения;

б – прокатка с относительным передним натяжением  $q_1/\beta\sigma_{T1}=0,5$ ;

в – прокатка с относительным задним натяжением  $q_0/\beta\sigma_{T0}=0,5$ ;

г – прокатка с передним и задним натяжением  $q_1/\beta\sigma_{T1}=q_0/\beta\sigma_{T0}=0,5$

Рис. 2 – Линия упруго-пластического контакта полосы с валком при холодной прокатке полос толщиной 0,25 мм из стали 08кп ( $\epsilon_{пр}=0,9$ ;  $\epsilon=0,3$ )

**Выводы.** В ходе выполнения работы расширили представления о контактной линии полосы с валком при холодной прокатке полос с натяжением. Полученные количественные данные о влиянии натяжения на длину очага деформации при холодной прокатке говорят о том, что при прокатке с одним или преобладающим передним натяжением, в результате смещения максимума эпюры контактных нормальных напряжений, в сторону сечения входа металла в валки, уменьшения участков упругого контакта полосы с валком и снижения величины среднего контактного нормального напряжения, длина очага деформации уменьшается. Противоположный характер изменения длины очага деформации наблюдается при прокатке с одним или преобладающим задним натяжением – максимум эпюры контактных нормальных напряжений смещается в сторону выхода металла из валков, в результате чего длина очага деформации уменьшается не со значительной интенсивностью. При прокатке с двумя одинаковыми относительными натяжениями длина очага деформации наименьшая.

#### Литература

1. Крейндин Н. Н. Расчет обжатий при прокатке цветных металлов / Н. Н. Крейндин – М.: Металлургиздат, 1963. – 407 с.
2. Полухин В. П. Математическое моделирование и расчет на ЭВМ листовых прокатных станов / В. П. Полухин – М.: Металлургия, 1972. – 512 с.
3. Василев Я. Д. Инженерные модели и алгоритмы расчета параметров холодной прокатки / Я. Д. Василев – М.: Металлургия, 1995. – 368 с.
4. Безухов Н. И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести / Н. И. Безухов – М.: Высшая школа, 1968. – 512 с.
5. Василев Я. Д. Теория продольной прокатки. Учебник / Я. Д. Василев, А. А. Минаев. – Донецк: УНИТЕХ, 2010. – 456 с.

**Н.А. ГАСАНОВА**

*Азербайджанский Государственный Университет Нефти И Промышленности*

## ВЛИЯНИЕ МЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ НА ПОКАЗАТЕЛИ КАЧЕСТВА ДЕТАЛЕЙ НЕФТЕПРОМЫСЛОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

В статье рассматривается повышение качества пластмассовых деталей. Проведен анализ изготовления пластмассовых деталей нефтепромышленного оборудования, позволивший установить закономерность изменения усадки пластмассовых деталей от режимов их изготовления. Определены изменения качества готовых деталей в зависимости от давления литья, а также установлена закономерность изменения усадки, плотности, шероховатости, твердости, разрушающего напряжения при растяжении от режимов литья.

Характер протекания физико-химических процессов (формирование структуры и свойств пластмасс) зависит в основном, от технологических параметров процесса изготовления конкретных деталей. К основным технологическим параметрам при литье терморезактивных материалов под давлением относятся: температура цилиндра  $T_c$ , скорость нагревания и охлаждения, температура формы  $T_f$ , давление на расплав  $P$ , время выдержки в форме под давлением  $t$ , время выдержки расплава без давления  $t_0$ . Варьирование и управление этими параметрами в зависимости от марки материалов приводит к существенному изменению качества ( $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_p$ ,  $\sigma_{из}$ ,  $Q$ ,  $R_z$ ) изготавливаемых, особенно, сопрягаемых деталей [1, 2]. Например, из основных режимных параметров давление при литье деталей из термопластичных пластмасс необходимо для заполнения формующей полости пресс-формы отливаемым материалом, его



уплотнения, а также для нормального протекания релаксационных процессов при охлаждении в форме, т.е. главным режимным параметром является давление на расплав. Установлено, что числовое значение оптимального давления на отливку зависит от марки материала, объема деталей и их толщины и конфигурации. В практике давление варьировалось в интервале от 66 МПа до 114 МПа [3].

Исходя из вышеизложенного, для изучения влияния давления на расплав нами проводилось исследование этого влияния на качество пластмассовых деталей. На рис. 1 показаны кривые зависимости усадки  $S_b$ , плотности  $\rho$  и шероховатости поверхности  $R_a$  материала АБС-пластика от давления на расплав в цилиндре. Из анализа кривых зависимостей видно, что с увеличением давления на расплав плотность материала  $\rho$  увеличивается, усадка  $S_b$  уменьшается, а шероховатость поверхности  $R_a$  сильно падает.

Следует отметить, что эти показатели необходимо учитывать при использовании данного материала в конструкциях нагруженных деталей, работающих в различных атмосферных условиях, в элементах нефтепромыслового оборудования.

Из кривых зависимости твердости и разрушающего напряжения при растяжении деталей из материала АБС-пластика от давления видно, что с повышением давления на расплав от 60 МПа до 115 МПа твердость образцов увеличивается и достигает своего максимального значения. Такая же закономерность наблюдается и при изучении характера разрушающего напряжения при растяжении, т.е. при давлении на расплав 65 МПа  $\sigma_p = 86$  МПа, а при давлении 105 МПа  $\sigma_p = 43,1$  МПа, с увеличением плотности  $\rho$  прочность начинает уменьшаться.

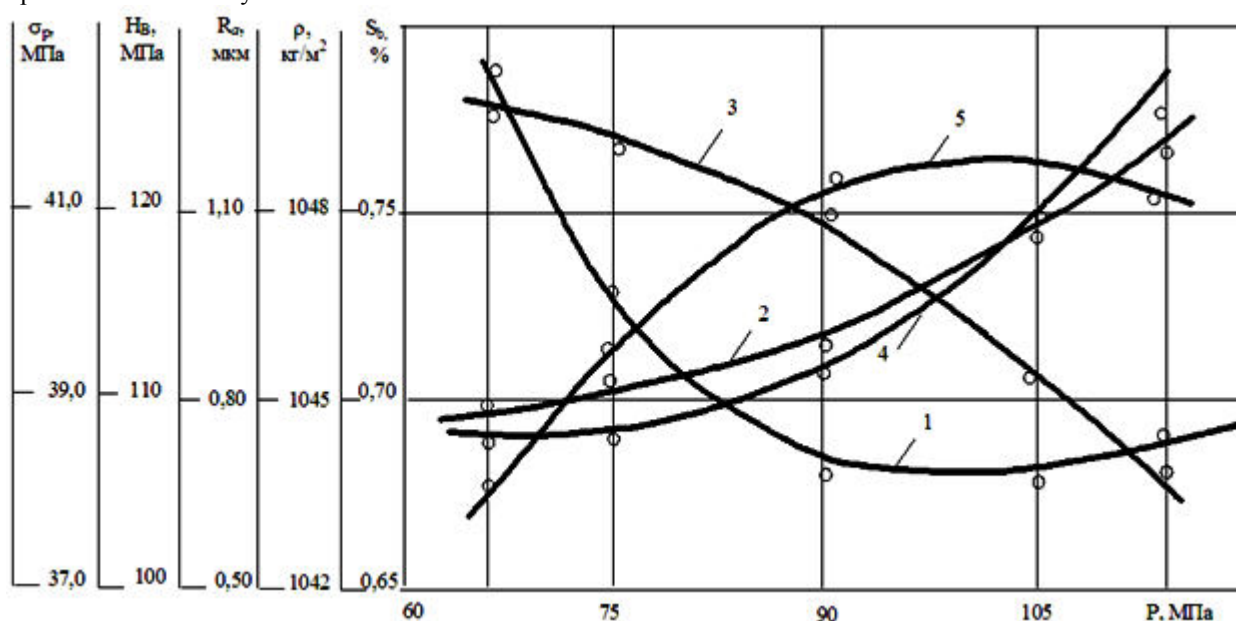


Рис.1. Зависимость усадки (1), плотности (2), шероховатости поверхности (3), твердости (4), разрушающего напряжения при растяжении (5) деталей из АБС-пластика от давления

Это подтверждает, что при больших давлениях в цилиндре материал расплава быстро заполняет полость пресс-формы, вследствие чего не успевает формироваться равномерное внутреннее напряжение при остывании, в пресс-форме происходит затверждение материала по сечениям (от краев к центру), что способствует увеличению твердости и разрушающего напряжения деталей.

#### Литература

1. Керимов Д.А., Курбанова С.К. Основы конструирования пластмассовых деталей и пресс-форм. Баку: Изд-во «Елм», 1997, 504 с.
2. Бронфельд Г.Б., Михайлов А.В. Моделирование процесса управления качеством изделий из пластмасс. – В кн.: Качество пластмасс и надежность изготавливаемых из них изделий.–Л.: ЛДНТП, 1976
3. Гасанова Н.А. Определение механических показателей пластмассовых деталей нефтепромыслового оборудования. Научно-технический журнал «Оборудование и технологии для нефтегазового комплекса, №2, ВНИИЭНГ, Москва, 2014, стр.55-57

## ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА РЯДОВЫХ УГЛЕЙ МЕТОДОМ ВИБРАЦИОННОЙ ПНЕВМАТИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ

На современном этапе развития интеграционных промышленных взаимоотношений на уровне обеспечивающих производств наблюдается рост популярности «сухих» методов обогащения и улучшения качества различных сыпучих первичных и вторичных сырьевых ресурсов. Применение метода вибрационной пневматической сепарации на основе модуля КПО-50 (рис. 1) позволяет создавать малогабаритные, компактные и мобильные обогатительные установки с круглогодичным циклом работы. Эти установки имеют возможность оперативного управления и регулирования основных технологических параметров процесса. Преимуществом применения данных установок является положительный фактор независимости от водных ресурсов и отсутствие потребности в коммуникационных сооружениях для складирования влажных продуктов.

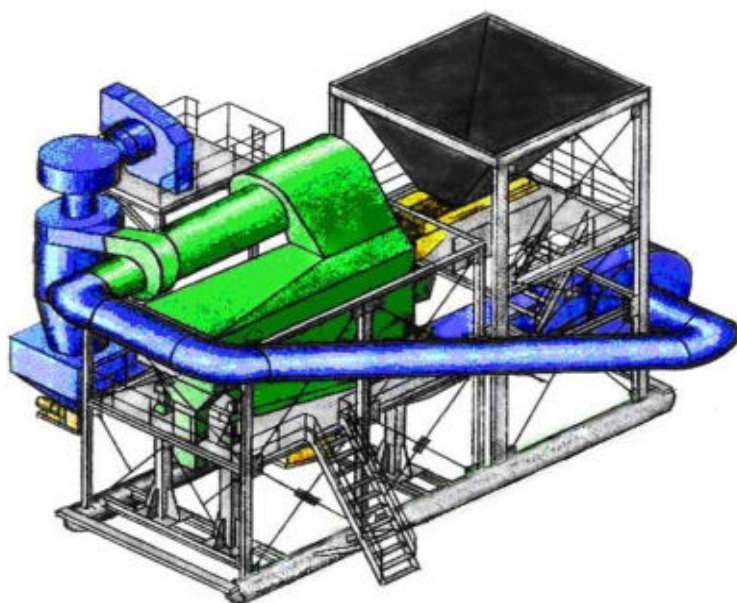


Рисунок 1. Обогатительный комплекс КПО-50 на основе вибрационного пневматического сепаратора СВП-5,5х1.

Использование сухого метода обогащения с применением вибрационной пневматической сепарации может широко применяться при предварительной переработке горной массы угледобывающих предприятий с целью снижения зольности рядового угля, а также при вторичной утилизации путем извлечения горючей углеродсодержащей массы из породных терриконов.

В 1960-70-х годах метод сухой сепарации был признан технически и экономически наиболее целесообразным для обогащения каменных и бурых углей Северного и Южного Урала, Дальнего Востока, Печерского бассейна, Кузбасса, Подмосковского бассейна. В этот период эксплуатировались 13 обогатительных фабрик и 10 обогатительных установок, которые ежегодно перерабатывали более 30 млн. тонн углей или около 8% всех обогащаемых углей СССР [1, 2].

Метод вибрационной пневматической сепарации позволяет разделять материал, находящийся на перфорированной рабочей поверхности под действием восходящего потока воздуха и вибраций. При этом происходят разрыхление и расслаивание постели материала по крупности и плотности частиц. Процесс расслоения наблюдается по всей площади рабочей поверхности. Разделение на продукты осуществляется путем перемещения образовавшихся слоев постели материала на рабочей поверхности в одном или нескольких направлениях (сепараторы прямоточные, веерные, противоточные) [3].

При обогащении углей на вибрационных пневматических сепараторах с одновременным воздействием восходящего потока и вибрационного перемещения на постель сегрегация материала особенно заметна в уплотненных слабо взвешенных слоях постели при низких расходах воздуха. В этих случаях в верхних слоях постели концентрируются более крупные зерна. Процесс расслоения постели по плотности зерен имеет малую эффективность.

Усиление эффекта сегрегации достигается использованием рациональных режимов встряхивания постели и регулированием расхода воздуха [4].

Важнейшими условиями эффективного расслоения постели являются стабильность и равномерность распределения воздушного потока по всей площади рабочей поверхности сепаратора. Минимальное сопротивление рабочей поверхности воздушному потоку должно быть не ниже 25% сопротивления постели при непрерывной подаче воздуха и 10% при пульсирующем режиме подачи воздуха, способствующего ее выравниванию.

Наибольший эффект при обогащении с использованием вибрационно-пневматических сепараторов обеспечивает шкала крупности материала 1:5. Максимальная крупность обогащаемого питания не должна превышать 75 мм.

Характер воздействия подвижной рабочей поверхности и воздушного потока на постель из частиц обогащаемого материала, транспортирование материала и способ разделения и разгрузки продуктов, а, следовательно, и результаты обогащения зависят от типа и конструкции применяемого сепаратора.

С использованием теоретических основ вибрационно-пневматической сепарации была разработана конструкция машины и изготовлен сепаратор типа СВП-5,5х1 (г. Донецк, г. Луганск). Конструкция сепаратора приведена на рис. 2.

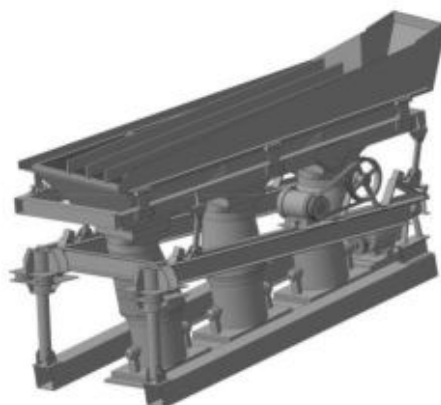


Рисунок 2. Вибрационный пневматический сепаратор СВП-5,5х1.

В конструкции применена пульсирующая подача воздуха под деку вентилятором через воздуховод. Запыленный воздух удаляется через вытяжной зонт. Конструктивно дека выполнена с возможностью изменения углов ее наклона в поперечном и продольном направлениях. На деке сепаратора расположены направляющие - рифли, изготовленные из стальных полос разной высоты. Материал из загрузочного устройства поступает на деку сепаратора, где с помощью питателя распределяется, образуя постель.

Дека совершает возвратно-поступательные движения (качания), постель по инерции подбрасывается вверх в направлении, перпендикулярном к плоскости опор. В результате материал постели разрыхляется и приобретает «текучесть». Благодаря наклону деки в поперечном направлении и поступательному движению постели слой легких частиц, располагающийся выше направляющих, постепенно «сползает» вниз, под углом к оси сепаратора и разгружается вдоль его борта в передней части деки. Нижние слои постели, находящиеся между направляющими, продвигаются вдоль них. Разгрузка продуктов происходит по периметру сепаратора.

Таблица 1. Основные технические характеристики сепаратора СВП-5,5х1

Наименование параметра и размерность	Величина
1. Рабочая площадь разделения, м <sup>2</sup>	6,7
2. Производительность по исходному материалу, т/ч,	50
4. Крупность обогащаемого материала, мм	до 75
5. Рабочая влага материала, %	до 8
6. Насыпная плотность материала, т/м <sup>3</sup>	до 2,8
7. Погрешность разделения (при максимальной производительности)	0,25
8. Диапазон регулируемой частоты качания деки, с <sup>-1</sup>	3,0-6,7

На базе сепаратора СВП-5,5х1 смонтирована модульная установка МОК-СВП, работающая с момента запуска в 2009г. по снижению зольности рядового угля и доизвлечению горючей массы из терриконов. Результаты работы модульной установки на рядовом угле приведены в табл. 2.

Таблица 2. Результаты работы модульной установки на рядовом каменном угле

Качественные характеристики разделения	Продукты обогащения			
	Концентрат		Отходы	
	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %
Показатели продуктов разделения	30,7	19,8	69,3	73,1
Извлечение горючей массы, %	56,3			

Извлечение минеральной массы, %	89,5
Эффективность E, %	45,8
Селективность S <sub>G</sub> , %	11,0

#### Литература

1. Берг Р.О. Технология гравитационного обогащения. [Монография] – М.: Недра, 1990. – 574 с.
2. Анохин В.Д. и др. Вибрационные сепараторы: [монография]; В.Д. Анохин, Д.А. Плинс, В.Н. Монахов. М.: Недра, 1991. – 156 с.
3. Е.Е. Гарковенко и др. Применение вибрационной техники с бигармоническим режимом колебаний при обогащении углей / Гарковенко Е.Е., Назимко Е.И., Букин С.Л., Корчевский А.Н. // Уголь Украины 2011 №5(653). С. 41-45.
4. O.I. Nazymko et al. Simulation of the Coal and Rock Particle Interaction Kinetics During the Dry Separation / Nazymko O.I., Garkovenko E.E., Corchevsky A.N., Nazymko V.V., Rozanov Y.A., Martyanov S.V. // Proceedings of XVI ICCP. - USA. - 2010. - p. 581-586.

**А.С. ЛАНТУХ, В.С. ЦЫБУЛЬКО, С.В. ЖУРАВЛЕВА**  
*Национальная Металлургическая Академия Украины (Украина)*

## ОСОБЕННОСТИ ВОЛНООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ПРОДУВКЕ КИСЛОРОДНО-КОНВЕРТЕРНОЙ ВАННЫ

*Получили развитие представления о гидродинамике кислородно-конвертерной ванны. С помощью холодного моделирования получены данные об особенностях волнообразования и предельных режимах, которые оказывают влияние на продолжительность работы футеровки конвертера, а также на выносы и выбросы.*

*Representations of hydrodynamics BOF bath have been developed. By using of "cold" modeling the datas, about features of wave formation and limit modes, that affect duration of BOF life, as well as take-out and emissions have been achieved.*

**Ключевые слова:** ВОЛНООБРАЗОВАНИЕ, ГИДРОДИНАМИКА, КОНВЕРТЕР, ХОЛОДНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ

**Постановка проблемы.** Металлургический комплекс Украины является ведущим «драйвером» национальной экономики, несмотря на текущий экономический кризис, ведь именно он играет ключевую роль в наполнении сводного бюджета и платежного баланса, обеспечивает жизнедеятельность многих регионов и городов страны. По прогнозам одной из крупнейших металлургических компаний «Метинвест» в 2017 году потребление стальной продукции в Украине увеличится в среднем на 7% до 4,6 млн. тонн. Видимое потребление стали произойдет за счет «пробуждения» машиностроительной отрасли и строительства.

Около 70% стали выплавляется в кислородных конвертерах [1]. Современный уровень развития кислородно-конвертерного способа производства, подтверждает его преимущества: высокую производительность, относительную экологическую чистоту, низкие удельные капитальные вложения и расходы по переделу, гибкость и многовариантность технологии, возможность производства высококачественной стали широкого сортамента из чугуна различного химического состава. Вместе с тем, для достижения высоких технико-экономических показателей, необходима оптимизация технологических и конструктивных составляющих процесса производства. В настоящее время на отечественных и иностранных предприятиях конструкцию кислородных фурм разрабатывают с учетом расположения кислородных струй, средней выносливости фурмы и ее пропускной способности. Мало кто обращает внимание на поведение металлической ванны в конвертере, а именно волнообразование. Знание о гидродинамике ванны конвертера и в том числе волнообразование имеют большое значение для развития теоретических и практических положений.

**Постановка задачи.** Целью работы является расширение представлений о гидродинамике кислородно-конвертерной ванны и особенностях волнообразования с помощью холодного моделирования. А также определение граничных режимов, которые являются определяющим фактором для увеличения продолжительности работы футеровки конвертера и снижения количества выбросов.

**Изложение основных материалов исследования.** Оптимизируя конструктивные и режимные параметры дутьевых устройств, разные исследователи исходят из: необходимости обеспечения минимальных выносов металла из конвертера, пылевыведения, окисленности металла после продувки; максимальной интенсивности перемешивания ванны, поглощение кислорода дутья, выхода жидкой стали; предотвращения выбросов шлако-газо-металлической эмульсии, улучшения тепловой работы конвертера, оптимальных параметров конечного шлака и процесса шлакообразования, а также предельного уровня вспенивания ванны и минимизации числа сопел в головке фурмы [2-3]. Постоянная волновая активность

влияет на продолжительность работы футеровки, механизм вращения конвертера, станин для поддержки кожуха, на тепло- и массообменные процессы в металлической ванне, а также на количество и интенсивность выбросов.

При исследовании явлений, протекающих в конвертерной ванне, часто используют метод приближенного моделирования. В таких моделях легче соблюсти подобия основных факторов и сил. Наиболее широко при «холодном» моделировании гидродинамики конвертерной ванны исследователи применяют тождество на модели и образце чисел подобия Архимеда и Фруда (1):

$$Ar = \rho_{\Gamma} \omega_{\Gamma}^2 / (\rho_{ж} g d_c), \quad Fr = \omega_{\Gamma}^2 / (g d_c). \quad (1)$$

где  $\omega_{\Gamma}$  – скорость истечения газа, м/с;  $\rho_{\Gamma}$  и  $\rho_{ж}$  – плотность газа и жидкости, кг/м<sup>3</sup>;  $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $d_c$  – диаметр сопла, м.

Однако критерий Архимеда, определяющий соотношение сил выталкивания жидкости и сил инерции, не учитывает противодействие силам инерции газа всей массы ванны, а также влияние на гидродинамику процесса окисления углерода, а критерий Фруда – не учитывает соотношение плотности газа и жидкости на модели и образце [4].

В работах [5-7] показано, что при моделировании гидродинамики ванны необходимо исходить из соблюдения тождества на модели и образце числа Ньютона (2):

$$Ne = m_{\Gamma} \omega_{\Gamma} / F, \quad (2)$$

где  $m_{\Gamma}$  – масса газа, кг/с;  $F$  – вес жидкой ванны, Н.

Уравнение (2) характеризует соотношение общей динамической силы дутья, как суммы импульсов всех струй и противодействующей ей силы - веса ванны.

Исследование процессов волнообразования проводили на модели 60-т конвертера ДМЗ им. Петровского, выполненной в масштабе 1:10. В качестве моделирующей жидкости использовалась вода, моделирующий газ – кислород. Для соблюдения тождества числа Ньютона и безразмерного импульса на образце и модели было рассчитано масштаб импульса струи ( $Mi$ ) на образце и модели.

$$Mi = M\rho \cdot M_L^3 \quad (3)$$

Кислородные фурмы были пересчитаны с учетом геометрических размеров модели и изготовленные на токарном станке из эбонита, а в дальнейшем на 3Д принтере с ABSпластика. После расчетов было установлено, что безразмерный импульс тождественный на модели и образце при давлении дутья от 0,5 до 1,5 атм. Было рассчитано параметры наконечников кислородных фурм. Все опыты, снятые на высокоскоростную видеокамеру с частотой записи 400 кадров/с. Полученные данные анализировались по следующим параметрам: высота волны; длина волны; визуальное поведение ванны; пульсация реакционных зон.

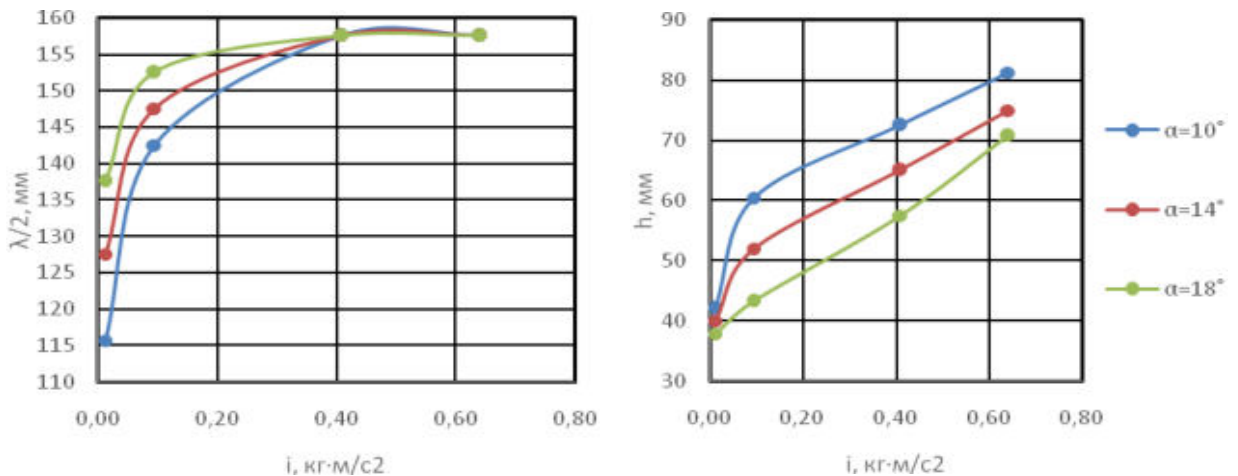


Рис. 1 – Зависимость половины длины волны ( $\lambda/2$ ) и ее высоты ( $h$ ) от импульса ( $i$ ), при продувке фурмой с 3-мя соплами Лавалья на высоте 30 калибров

В результате исследований были получены зависимости половины длины волны и высоты от импульса при продувке фурмами с тремя (рис. 1), четырьмя и пятью (рис. 2) соплами. Высоту расположения фурмы меняли от 30 до 40 калибров.

Установлено, что с ростом давления дутья половина длины волны и ее высота увеличивается, независимо, от конструкции наконечника кислородной фурмы. При увеличении угла наклона основных сопел Лавалья к вертикальной оси, растет половина длины волны, а ее высота уменьшается. Также установлено, что при увеличении давления дутья до определенного уровня ( $i = 0,4 \text{ кг} \cdot \text{м} / \text{с}^2$ ) устанавливаются предельные режимы, при которых конвертерная ванна достигает максимальной высоты и длины волны (рис 3). Эти режимы влияют на устойчивость футеровки и количество выбросов конвертера.

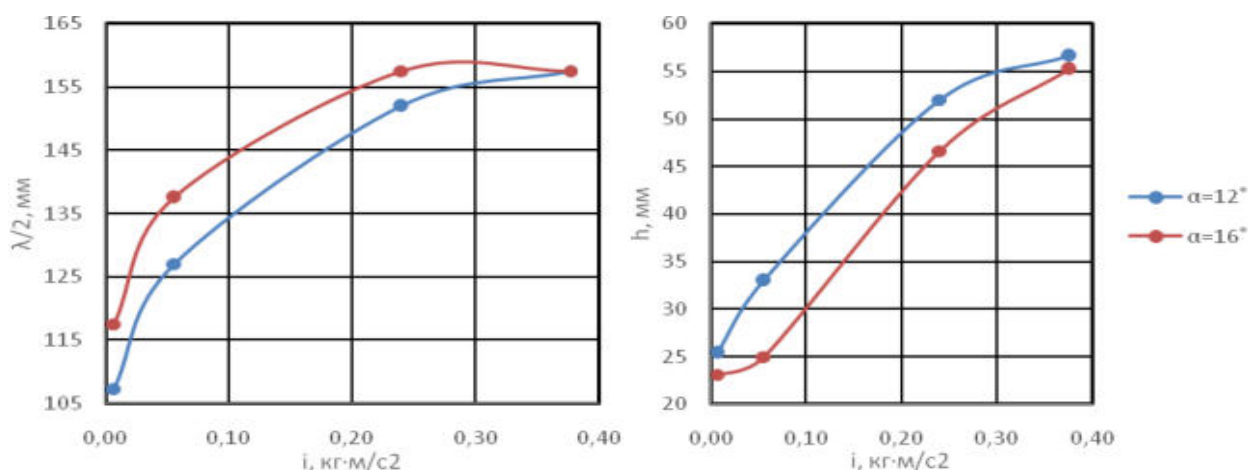


Рис. 2 – Зависимость половины длины волны ( $\lambda/2$ ) и ее высоты ( $h$ ) от импульса ( $i$ ), при продувке фурмой с 5-ю соплами Лавала на высоте 40 калибров

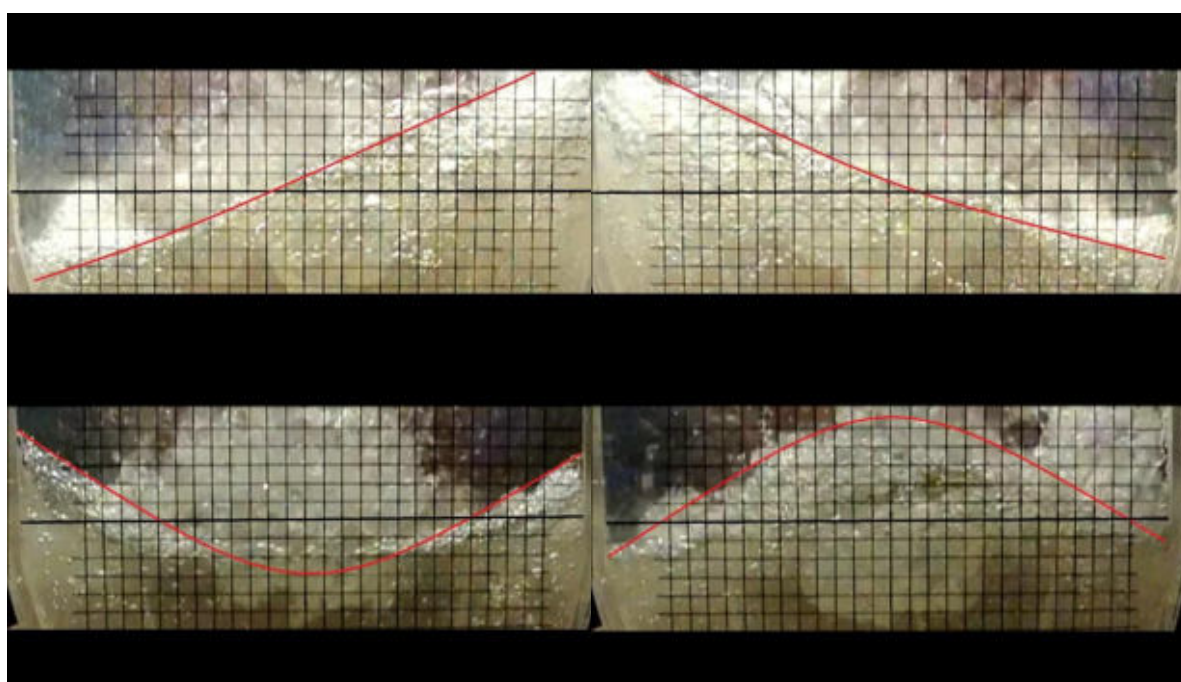


Рис. 3 – Граничные режимы взаимодействия кислородных струй с конвертерной ванной

**Выводы.** В ходе выполнения работы расширили представления о гидродинамике конвертерной ванны, особенностях волнообразования. На основе холодного моделирования установлено, что с ростом давления дутья возрастает длина и высота волны, а при увеличении угла наклона основных сопел Лавала длина волны увеличивается, а ее высота - уменьшается. Установлены граничные режимы, которые непосредственно оказывают влияние на износостойкость футеровки конвертера и выбросы.

#### Литература

1. Анализ конвертерных технологий в Украине [Текст] / Зражевский А.Д., Кравец С.Н., Охотский В.Б., //Металлургическая и горнорудная промышленность.– 2015.– №2. – С. 16-20.
2. Сущенко А.В. Совершенствование и оптимизация дутьевых режимов и устройств кислородных конвертеров/ А.В. Сущенко [Текст] // Вісник ПДТУ.–2009.– Вип. 19. – С. 36-41.
3. К вопросу моделирования гидродинамики конвертерной ванны при донной продувке [Текст]/ В.И. Баптизманский, Ю.Н. Борисов, А.М. Лонский, В.И. Трубавин // Черная металлургия. – 1988. – №8. – С. 24-27.
4. Явойский В. И. Теория продувки сталеплавильной ванны / В. И. Явойский, Г. А. Дорофеев, Н. Л. Повх. – М.: Металлургия, 1974. – 496 с.
5. Баптизманский В. И. Теория кислородно-конвертерного процесса / В. И. Баптизманский. – М.: Металлургия, 1975. – 376 с.
6. Баптизманский В. И. Физико-химические основы кислородно-конвертерного процесса / В. И. Баптизманский, В. Б. Охотский. – Киев-Донецк: Вища школа, 1984. – 183 с.

**А.В. ПАЛТО**

*ГОУ ВПО ЛНР Донбасский государственный технический университет (г. Алчевск)*

## УТИЛИЗАЦИЯ КОЛОШНИКОВОЙ ПЫЛИ

Ежегодно в черной металлургии образуется огромное количество железосодержащих отходов, которые накапливаются в отвалах и шламоотстойниках. Эти отходы содержат в основном оксиды железа, а так же другие примеси.

В основном железосодержащие отходы используют в качестве добавок в аглошихту, однако существует проблема сложности их спекания на агломерационной машине. Труднокомкуемые частицы колошниковой пыли и шламов ухудшают гранулометрический состав подготовленной шихты, что приводит к ухудшению газопроницаемости слоя и к снижению производительности машин. Кроме того, при спекании отходов увеличивается вынос пыли из агломерируемого слоя, что является неприемлемым для экологии.

Агломерат, полученный с добавлением железосодержащих отходов, отличается пониженными прочностными показателями. Данное явление затрудняет его переработку в доменном переделе, так как его применение приводит к снижению газопроницаемости столба шихтовых материалов в доменной печи.

В настоящее время для переработки всех накопленных отходов в аглопроизводстве необходимо довести их содержание в шихте до 40 – 50%. Такое повышение невозможно без значительного снижения производительности машин и снижения качества агломерата. Поэтому необходима разработка нового способа переработки железосодержащих отходов, вне аглоцеха.

Целью данной научной работы является выявление условий, при которых возможна эффективная утилизация колошниковой пыли, удовлетворяющая требованиям, предъявляемых доменным производством к такому виду материалов.

В условия лаборатории кафедры Металлургии черных металлов Донбасского государственного технического университета были проведены опытные спекания смесей угольной шихты с колошниковой пылью с целью оценить возможность получения железуглерода из подобной шихты. Данный способ основывается на спекании металлургических отходов с коксующейся угольной смесью, получив при этом единый топливно-рудный материал. Спекание осуществлялось при температуре 1000 °С в течении 30 минут.



а)

б)

Рисунок 1 – Образцы, полученные при спекании смеси углей и колошниковой пыли в условиях лаборатории каф. МЧМ ДонГТУ

а – 60% колошниковой пыли и 40% угольной шихты

б - 40% колошниковой пыли и 60% угольной шихты

Таблица 1 - Механическая прочность спеков из разных смесей

	Неспрессованный	Спрессованный
40% колошниковой пыли 60% угольной шихты	2200 кг / кусок (77 кг/см <sup>2</sup> )	2800 кг / кусок (100 кг/см <sup>2</sup> )
60% колошниковой пыли 40% угольной шихты	180 кг / кусок (6,3 кг/см <sup>2</sup> )	100 кг / кусок (3,5 кг/см <sup>2</sup> )

80% колошниковой пыли 20% угольной шихты	Материал рассыпался
---	---------------------

На основании проведенных исследований получены спеченные брикеты, которые можно использовать в качестве дополнительной шихты в доменном производстве, что экономически выгодно при дефиците шихты. Железо в брикете полностью восстановлено, что даст возможность улучшить технико-экономические показатели доменной плавки.

Сложностью внедрения данной технологии окускования материала является необходимость разработки и изготовления нового агрегата для получения спеченных брикетов. Поэтому была проверена возможность получать железоуглерод в условиях коксохимического производства. Для этого проводились спекания в ящиках, непосредственно в камерах коксовой батареи. Был получен железоуглерод в виде кокса (рис. 2). Данные спекания подтвердили возможность получать окускованный железосодержащий материал в агрегатах коксохимического производства. В условиях низкой загруженности предприятий Донбасса производство железоуглерода в коксовых печах является очень актуальным, так как эти агрегаты имеют разрушающуюся при остывании динасовую футеровку и не могут быть остановлены.



Рисунок 2 - Образец опытного спекания 10% колошниковой пыли и 90% угольной смеси в коксовой батарее Алчевского коксо-химического завода

Таблица 2 – Характеристика полученных спеков колошниковой пыли и угольной смеси в коксовой батарее

Состав шихты для спекания	Ac	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	Реакц. способ.	Горячая прочность
90% угольной шихты и 10% колошн. пыли	35,8	6,69	1,36	35,1	14,7	38,6	0,21	56,1	23,5
100% угольной шихты	16,9	3,41	1,09	49,5	23	19,4	0,23	60,1	38,5

**Я. А. РОМАНЧУК**

*ГОУ ВПО ЛНР «Донбасский государственный технический университет» г. Алчевск, ЛНР*

## **ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПЕРЕМЕШИВАНИЯ МЕТАЛЛА СО ШЛАКОМ**

*Приведены результаты экспериментальных исследований физического моделирования процесса перемешивания металла со шлаком в ходе продувки металла. Получена зависимость изменения площади раскрытия зеркала металла от расхода моделируемого газа.*

**Ключевые слова:** *шлак, сталь, физическая модель, агрегат ковша-печь, окисление, инертный газ.*

Динамика перемешивания металла со шлаком в процессе его продувки аргоном представляется крайне важным технологическим этапом, определяющим выбор критериев оптимизации параметров продувки для различных стадий внепечной обработки. Достаточно очевидно, что интенсивность перемешивания зависит от расхода вдуваемого аргона, а также от количества продувочных узлов. Вместе с тем, повышение расхода вдуваемого газа приводит к интенсификации разбрызгивания металла на границе шлак-металл и, как следствие, к его интенсивному вторичному окислению. Кроме того, интенсивное движение циркуляционных потоков вдоль стенок ковша может приводить к повышенному износу рабочего



слоя футеровки. Физическое моделирование [1] осуществлялось на модели, как показано на рисунке 1. Положение двух продувочных узлов в днище ковша определялось углом, который измерялся в горизонтальной плоскости относительно вертикальной оси ковша. Учитывая специфику работы агрегата ковш-печь, заключающуюся в расположении трех электродов в центральной части зеркала шлака, для исследований были выбраны углы в  $100^\circ$  как наиболее характерные [2].

В качестве жидкостей, моделирующих расплав, стали и шлака, применяли соответственно воду и машинное масло, имеющие различную вязкость при разной температуре. Для продувки использовали сжатый воздух.

Продувка осуществлялась через две продувочные пробки, установленные на разном расстоянии от центра ковша, по конструкции сталеразливочного ковша емкостью 300т который применяется на современных металлургических предприятиях. Расход газа варьировался от 0,1 до 0,8 л/мин. Выбор машинного масла для имитации шлака на поверхности металла объясняется определенной совокупностью свойства масла, в т.ч. его диспергирования при контакте с водой. В частности, машинное масло обеспечивает низкое межфазное натяжение между машинным маслом и водой, что соответствует поведению жидкого шлака на поверхности стали.



Рисунок 1. Физическая модель сталеразливочного ковша

В начальный момент времени (сразу после старта продувки) образуется узкая газожидкостная струя, состоящая из мелких пузырьков преимущественно сферической формы, которые, достигая границы раздела вода–масло, увлекают за собой жидкость и образуют в слое масла небольшой конус, а часть пузырьков выходят на поверхность раздела жидкой фазы.

Далее по ходу продувки струя газожидкостного потока расширяется, число небольших пузырьков в ней растет, при этом увеличивается и размер конуса жидкости в слое масла. В результате чего на поверхности масла происходит выход большего числа пузырьков и образуется пятно.

Затем при дальнейшей продувке число пузырьков, достигающих поверхности увеличивается, они становятся больше по размерам, и пятно увеличивается в размерах как показано на рисунке 2.

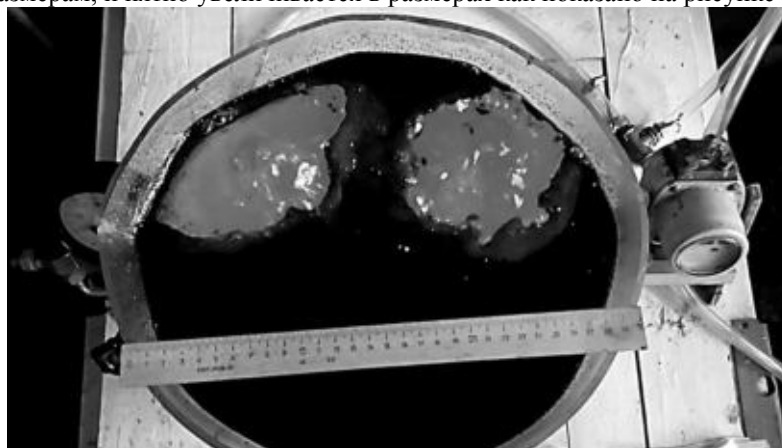


Рисунок 2. Увеличение пятна раскрытия зеркала металла

Далее большие пузырьки на поверхности начинают лопаться, образуя более мелкие, а к ним присоединяются пузырьки, вновь доставляемые газожидкостным потоком. Тем самым количество пузырьков, образующих пятно на поверхности масла, растет, расширяя его размеры. Соответственно это способствует развитию газлифтного эффекта, что приводит к увеличению доли воды в слое масла.

По ходу продувки — это явление усиливается, в результате чего в слое масла образуются малоскоростные горизонтально направленные потоки, расходящиеся к стенкам сосуда, и увлекающие с собой некоторую часть газовых пузырьков [3].

При увеличении расхода вдвухаемого газа (0,4–0,8 л/мин) описанные выше процессы протекают более интенсивно, а образующийся жидкостный конус имеет изначально больший размер. Характерной особенностью продувки жидкости газом следует отметить разбрызгивание ее некоторой части, которая вылетает за пределы слоя масла. Периферийные расходящиеся газожидкостные потоки, проникая в слой масла, перемещаются горизонтально к стенкам сосуда, а затем направляются вниз к границе раздела вода–масло, где увлекают за собой порцию масла, которая внедряется в водный объем как показано на рисунке 3.

Такое сильное вовлечение в перемешивание масла, имитирующего шлак, видимо, следует объяснять высокой скоростью движения потоков жидкости в подобласти, расположенной вблизи пятна, то есть при движении потоков жидкости происходит отрыв некоторых объемов масла и вовлечение их в объем воды.

При продувке через два продувочных узла оголение «металла» в зоне выхода вдвухаемого газа происходило при расходе газа 0,1 л/мин. Объединение зон выхода газа в одно общее пятно наблюдали при продувке с расходом 0,3–0,6 л/мин. В остальных случаях на поверхности масла образовывались две отдельно расположенных зоны выхода газа.

Ширина пятна  $L_n$  (мм) в зависимости от расхода воздуха  $v$  (л/мин) адекватно (коэффициент парной корреляции 0,95) описывается следующим уравнением линейной регрессии:

$$L_n = -5,99 + 230,45 v.$$

При прохождении циркуляционного потока вдоль зеркала жидкости в ковше большая часть (примерно 92–95%) находящихся в нем газовых пузырьков всплывает на поверхность, образуя в этом месте разрыв шлакового покрытия. Так, когда газожидкостная струя находится на небольшом расстоянии от поверхности «металла», она расширяется, двигаясь преимущественно вверх.

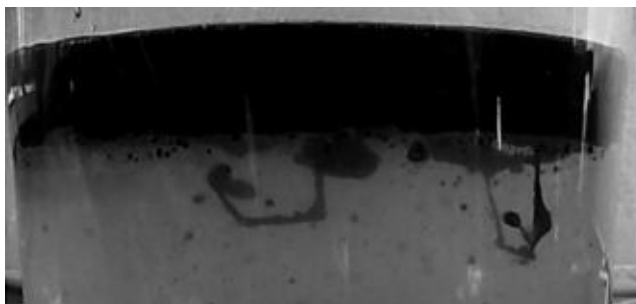


Рисунок 3. Увлечение порции моделирующего шлака в газожидкостный поток

Этот динамично изменяющийся поток смещает верхний слой «шлака» к стенкам сосуда, тем самым формируя зону выхода газа. В случае если восходящая струя имеет достаточно высокий энергетический потенциал, она поднимает струю «металла» выше уровня «шлака».

Полученные изображения зоны оголения зеркала металла обрабатывались на компьютере с помощью специализированного графического редактора, позволяющего рассчитать площадь оголенной части «металла».

#### **ЗАКЛЮЧЕНИЕ**

В ходе исследований, выполненных на холодной физической модели, установлено, что вдвухание инертного газа в металл оказывает существенное влияние на поведение шлакового слоя, что находится в прямой взаимосвязи с динамикой вторичного окисления стали и вовлечения шлаковой фазы в металлическую ванну. Использование в ковше двух продувочных устройств, расположенных на определенном удалении друг от друга, приводит в движение части шлака у стенки ковша, что может служить причиной повышенного износа огнеупоров в зоне шлакового пояса. Вместе с тем наличие двух продувочных фурм способствует увеличению вероятности захвата частиц шлака металлом и перемещения их вглубь металла в ковше. Это явление обуславливается интенсивным перемешиванием области жидкости, расположенной между продувочными узлами.

#### **Библиографический список**

1. Теория оптимального эксперимента (планирование регрессионных экспериментов) [текст] / В. В. Федоров // М.: Наука, 1971. – 211 с.
2. Гизатулин, Р. А. Внепечные и ковшовые процессы обработки стали: [текст] Монография / Р.А. Гизатулин; – Новокузнецк: СибГИУ, 2007. – 260 с.
3. Кравченко, В. М. Исследование перемешивания расплава инертным газом в сталеразливочных ковшах большей емкости. [текст] / Кравченко В. М., Романчук Я. А.// - Металлургия - 2011

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ ПРИ  
РАЗРАБОТКЕ 9 РУДНОЙ ЗОНЫ МР «ЛУННОЕ»**

9-я рудная зона золотосеребряного месторождения «Лунное» Магаданской области характеризуется неустойчивыми рудами и вмещающими породами. С 2015-го года применяется система разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды. На 9 р.з. приходится более половины объема добычи руды ГОК «Лунное»

Руда 9-й рудной зоны МР «Лунное» представлена сульфид-карбонат-кварцевым составом, а также в северо-восточном фланге локализована руда с наличием органического углерода. Вмещающими породами являются андезиты и алевролиты с прослоями углисто-глинистых сланцев, которые в виде засорения присутствуют в товарной руде. Критерием определения границы зоны локализации углистых руд является содержание органического углерода выше 0.2%.

Наличие органического углерода по всяческому и лежащему бокам 9-й рудной зоны негативно влияет на извлечение при переработке на ЗИФ ГОК «Лунное» при смешивании с кварц-карбонатной рудой в процессе выпуска из камеры. Производится раздельное складирование руды двух видов, для дальнейшей переработки кварцевой руды на ЗИФ «Лунное» и углистой руды на Омсукчанской ЗИФ. Отсутствие методики расчета товарной руды двух видов создает трудности при оперативном планировании и подготовки среднесрочного плана с учетом распределения объемов добычи между кварц-карбонатной и углистой рудой из камер в зоне алевролитов.

Исходя из опыта работы прошлых периодов было определено, что 60% от общего объема добычи с 9-й рудной зоны - руды не содержат органического углерода, и пригодны для переработки на ЗИФ «Лунное». Данная оценка была выполнена от 01.02.2016г и являлась укрупненной – не учитывает в процессе выпуска рудной массы попадание части объемов кварцевой руды в углистую из конкретной камеры, расположенной в зоне алевролитов с прослоями углисто-глинистых сланцев. Также не учитывает распределение объемов добычи между кварцевой и углистой рудой из камеры в зоне алевролитов.

Учет при подготовке среднесрочного плана попадания части объемов кварцевой руды в углистую в процессе выпуска из конкретной камеры, возможен после подготовки методики расчета товарной руды для камер расположенных в зоне алевролитов с прослоями углисто-глинистых сланцев.

Разработка методики расчета возможна на основе результатов физического моделирования выпуска рудной массы при системах с обрушением.

Основным критерием моделирования является геометрическое подобие и подбор материалов. Геометрическое подобие, обеспечено за счет того, что все размеры пространства, занятого изучаемой системой в модели, и размеры ее отдельных элементов были строго изменены в определенное число раз по сравнению с размерами пространства, занятого системой в натуре. В качестве материалов использованы дробленые кварц-карбонатные, углистые руды и вмещающие породы. Моделирование проводилось с максимальным приближением модели к условиям природы.

Сборка модели производилась из акрилового стекла в масштабе 1:100. Моделирование выпуска было произведено на примере двух камер: камеры 3бис г. 600 м. по рудному телу 1а. Мощность рудного тела 11-13 м. Высота подэтажа 15 м. и камеры 3бис г. 600 м. по рудному телу 1. Мощность рудного тела 3-5 м. Высота подэтажа 15 м. Обе камеры расположены в зоне алевролитов с содержанием органического углерода.

**Моделирование камеры 3бис рудного тела 1а:**

Для подбора необходимой фракции произведено дробление руды и вмещающих пород. После дробления произведен отсев необходимой фракции (согласно масштаба моделирования) для заполнения модели. Для максимального приближения к реальным условиям выпуска заполнение модели произведено рудой с 9-й рудной зоны с содержанием углерода (черная) и кварцевая (белая). Для визуализации выпуска через каждые 5 см (5 м. с учетом масштаба) модель заполнялась небольшим слоем крашеной фракции. Физическая модель представлена на рис. 1-2. На рис. 3 изображена цифровая блочная модель в формате Datamine, на котором изображены руды двух типов.

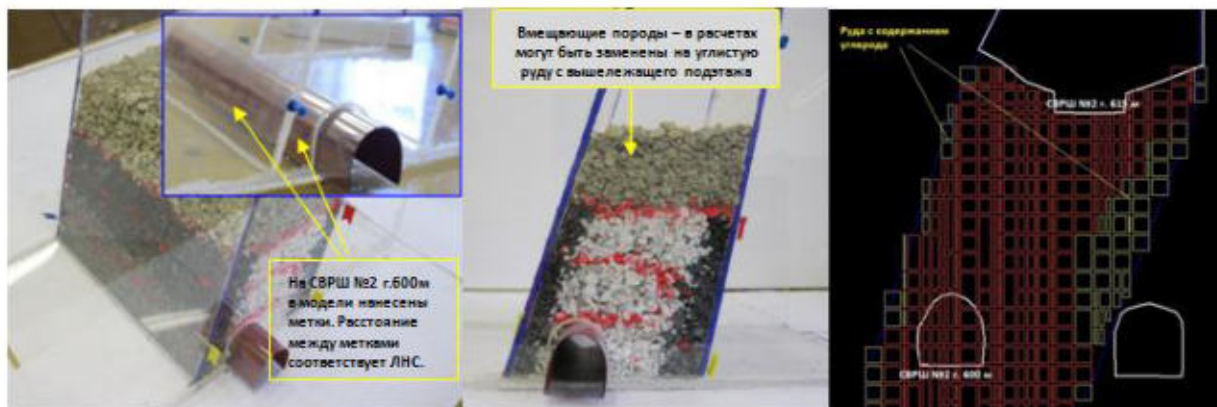


Рис. 1

Рис. 2

Рис. 3

В процессе выпуска формируется фигура разрыхления, чаще напоминающая форму эллипсоида вращения, рассеянного вдоль вертикальной оси торцевой стенкой массива. По результатам моделирования было определено, что на высоте подэтажа 15 м. малая полуось эллипсоида составляет 5.5-6 см, что с учетом масштаба соответствует 5.5-6 м. Таким образом, с одной выработки выпуск кварц-карбонатной руды возможен при мощности рудного тела до 11м. Процесс выпуска представлен на рис. 4-5.

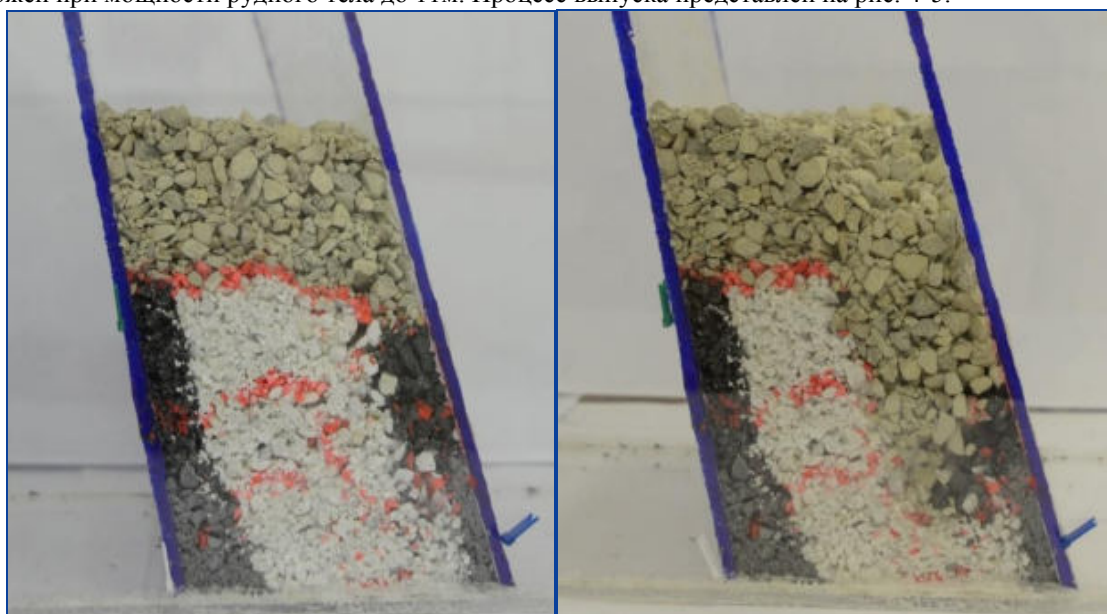


Рис. 4 выпуск 1-го веера

Рис. 5 сформированный эллипсоид выпуска

Выпуск руды производился по веерно, каждая доза взвешивалась на весах, после чего кварц-карбонатная, углистая руда и порода сортировались и взвешивались каждая по отдельности. По результатам наблюдений, средняя масса дозы составила 10г. Что соответствует объему 4.2 см<sup>3</sup>, с учетом масштаба средняя доза составила 4.2 м<sup>3</sup> – что соответствует объему ковша ПДМ ST – 1030.

#### Моделирование камеры 3бис рудного тела 1:

Выпуск горной массы производился поэтапно: первым этапом было выпущено четыре веера вышележащего подэтажа, далее четыре веера нижележащего. В процессе выпуска, по каждой дозе каждого веера была произведена сортировка и взвешивание исходных материалов, все данные были зафиксированы для последующей обработки и анализа. Выпуск руды по каждому вееру был остановлен при достижении доли породы (разубоживания) свыше 50% по массе. Результаты моделирования представлены на рис. 6-11.

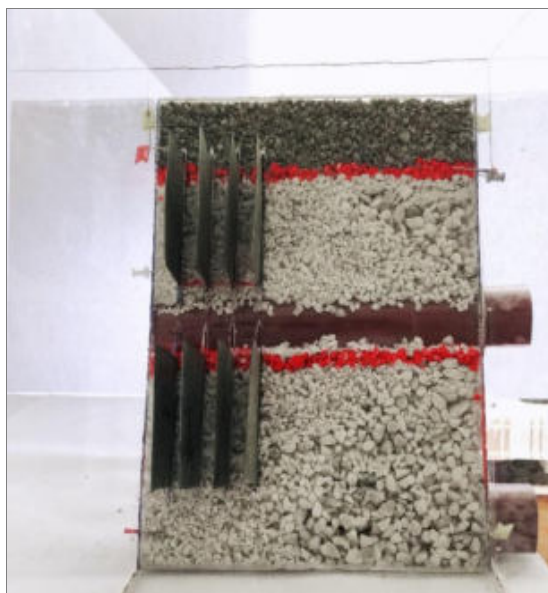


Рис. 6 Вид модели сбоку



Рис. 7 Вид в точке выпуска



Рис. 8

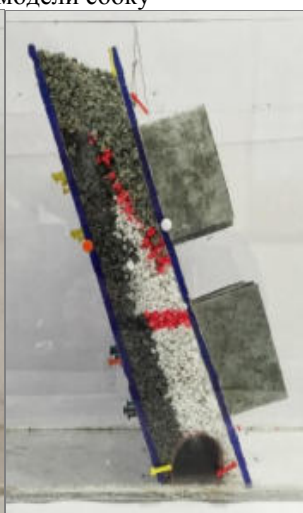


Рис. 9



Рис. 10

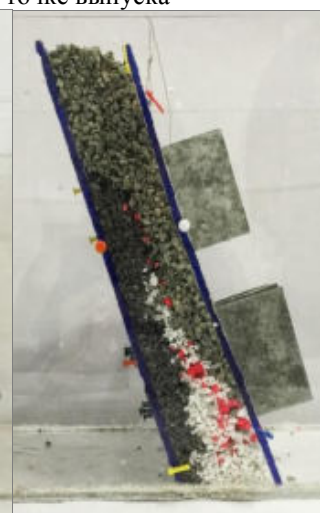


Рис. 11

В процессе выпуска налегающая сверху порода по всеяческому контакту стремительно отсекает руду находящуюся в лежащем боку, часть из которой переходит в потери в связи с невозможностью дальнейшей выемки. В данном случае это углистая руда вышележащего горизонта. После окончания выпуска часть руды с всеячего и лежащего контакта остается в «мертвой зоне». В дальнейшем эта руда (в основном с всеячего контакта) приходит на нижележащий горизонт. По мере выпуска вееров наблюдается тенденция снижения доли кварцевой руды и увеличения доли руды с содержанием углерода. Доля временно неактивных запасов (предполагаемых потерь) углистой руды составила 90%, кварцевой - 27%. Место заложения нарезной выработки (выработка выпуска), впоследствии играет значимую роль на полноту выемки запасов. Идеальным вариантом для данных условий является проходка выработки на контакте с углистой рудой ближе к всеяческому боку.

По данным физического моделирования было произведено сравнение с результатами фактической добычи, которое показало высокую сходимость. На вышележащем подэтаже расхождение с фактом составило 25%, на нижележащем подэтаже 7%. Полученные результаты моделирования, параметры диаметра фигуры выпуска и факт добычи свидетельствуют о том, что объемы добытой руды из камер расположенных в зоне алевролитов с мощностью рудного тела до 6м целесообразно полностью складировать на рудном складе углистой руды для дальнейшей переработки на Омсукчанской ЗИФ.

**Выводы и предложения:**

1. Разработана методика раздельного складирования руд при системе с обрушением и торцевым выпуском руды, определяющая основные аспекты взаимодействия служб на стадии планирования, управления выпуском и складировании руды.

2. Разработана методика физического моделирования выпуска руды на эквивалентных материалах применительно к условиям 9-й рудной зоны месторождения Лунное и действующей системы горного планирования в Компании.

3. Подготовлена модель физического моделирования выпуска руды. Методика определения параметров фигуры выпуска адаптирована к условиям 9-й рудной зоны. Моделирование проведено на примере конкретных камер с учетом различной морфологии рудного тела. По результатам моделирования выпуска руды из камер расположенных в зоне алевролитов предложено:

- на рудных телах мощностью свыше 6м и залеганием углистой руды в лежащем боку залежи выпуск кварц-карбонатной руды до примешивания углистой возможен до 45% от общего объема в веере (данные моделирования будут уточнены при сравнении с фактом добычи). Остальной объем руды целесообразно перерабатывать на Омсукчанской ЗИФ;

- Трассировку выработки выпуска при отработке рудных тел мощностью более 6м следует закладывать со сдвигом к центру на величину ширины буро-доставочного штрека от висячего бока рудного тела;

- Рудные тела мощностью до 6м включительно целесообразно полностью складировать на рудном складе штольни №3. Разделение кварц-карбонатной руды от углистой невозможно, так как параметры фигуры выпуска уже в первой дозе выпуска предполагают примешивание углистых руд к кварц-карбонатной. Переработку осуществлять на Омсукчанской ЗИФ.

- Трассировку выработок выпуска при отработке рудных теле мощностью 6м и менее необходимо закладывать на контакте с углистой рудой ближе к висячему боку залежи в кварц-карбонатной руде.

4. Разработана методика расчета товарной руды с учетом результатов оптимизации в модуле MSO по двум бортовым содержаниям– для условий ЗИФ ГОК «Лунное» и для условий Омсукчанской ЗИФ, которая учитывает особенности морфологии рудного тела и распределения в нем кварц-карбонатной руды и углеродсодержащего вещества. Определены параметры системы разработки для условий отработки 9-й рудной зоны.

5. Экономический эффект от исключения примешивания углеродсодержащего вещества составил от 2 до 10 млн. рублей по выемочной единице со средними параметрами запланированными в ССП. Корректное планирование объемов добычи кварц-карбонатной и углистой руды и распределение объемов переработки на ЗИФ ГОК «Лунное» и Омсукчанской ЗИФ позволит повысить экономическую эффективность на 37% для северо-восточного фланга рудной зоны.

**Д. Г. ФИЛИППЕНКО**

*ГОУ ВПО ЛНР Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск*

## **ПРЯМОЕ ПОЛУЧЕНИЕ ЖЕЛЕЗА**

Применение технологий по производству железа прямого восстановления (или губчатого железа) по-прежнему, как и несколько десятилетий назад, считается одним из самых перспективных направлений для эффективного развития мировой металлургии.

Под процессами прямого восстановления железа понимают такие процессы, которые дают возможность получать непосредственно из руды металлическое железо, минуя доменную печь. Способы прямого получения железа позволяют вести процесс не расходуя металлургический кокс, заменяя его другими видами топлива.

Известно, что использование железа прямого восстановления при выплавке стали (в основном, в электродуговых печах) позволяет производить наиболее высококачественный, экономически выгодный (с относительно низкой энергоемкостью) и экологически чистый металл без примесей серы и фосфора, пригодный для удовлетворения самых высоких требований таких отраслей-потребителей, как машиностроение (авиа-, судостроение и т. д.).

В лабораторных условиях были проведены опытные восстановления измельченной гематитовой руды твердым углеродом. Измельчение материалов и увеличение площади поверхности контакта при тщательном смешении окислов железа и частиц угля приводят к значительному ускорению реакций прямого восстановления железа. Стехеометрически рассчитано, что на восстановление 1 кг  $Fe_2O_3$ , необходимо 225 г углерода. Определено, что при сравнительно низкой температуре, а именно 1100°C, можно получать губчатое железо. Данный процесс протекает без образования жидкой фазы.

Проведенные лабораторные исследования при температурах: 900°C, 1000°C, 1100°C, 1200°C, 1300°C показали, что для получения более качественного губчатого железа, восстановленного твердым углеродом, оптимальная температура составляет 1100°C. При этой температуре у губчатого железа самая большая степень металлизации и прочность, а вес материала соответствует расчетному, что показывает на полное выделение кислорода из гематита.



Рисунок 1 – Образцы, полученные при восстановлении гематитовой руды

- а – губчатое железо, полученное при 900°С;
- б – губчатое железо, полученное при 1000°С;
- в – губчатое железо, полученное при 1100°С.

В ходе эксперимента было определено время протекания процесса восстановления гематитовой руды. Для этого нагрев производился в печи, в которую был опущен тигель, прикрепленный к аналитическим весам, что позволило вести постоянный контроль изменения массы навески.

Таблица 1 – Восстановление гематитовой руды твердым углеродом

Время, мин	Температура, °С	Вес шихты, г
0	30	5,55
5	230	5,47
15	375	5,38
20	460	5,24
30	570	5,00
45	720	4,78
55	780	4,67
1ч 5	830	4,45

1ч 15	885	4,25
1ч 30	935	4,05
1ч 45	970	3,87
2ч	990	3,52
2ч 15	1025	3,77
2ч 30	1050	4,00
2ч 45	1065	4,11
3ч	1077	4,16
3ч 15	1090	4,16
3ч 30	1100	4,10
3ч 45	1100	4,10

Процесс протекает 2 часа, после чего происходит вторичное окисление железа. Исходя из этого, следует, что данный процесс необходимо проводить в плотно изолированных от окружающей среды агрегатах, а полученное губчатое железо требует немедленного дальнейшего переплава в электродуговой или индукционной печи. Металлизация полученного восстановленного железа составила 94,6 %.

Данная технология производства металла позволит отказаться от агломерационного, доменного и конвертерного производства, тем самым снизить себестоимость металла, а так же позволит снизить сырьевые и энергетические расходы на фоне роста мировых цен на кокс и металлолом.



Рисунок 2 – Переплавленное губчатое железо

## **ОБОРУДОВАНИЕ, ТРАНСПОРТНОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОИЗВОДСТВ МИНЕРАЛЬНО- СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА**

**B. ENG. LUCAS ALEXANDER BALTZ**

*Technical University of applied Sciences Georg Agricola, Bochum, Germany*

### **RELOCATION OF AN EXTRACTING PLANT AND DESIGN OF THE EXPLOITATION IN THE NEW AREA OF APPLICATION, GRAVEL AND SAND MINE**

The aim of this paper was to find a convenient procedure to relocate the extracting plant in a gravel and sand mine and also to plan the exploitation in the new area of application.

Because of placing the materials preparation plant right on the deposit the suction dredger needs to be replaced due to the progress of exploitation to continue extracting. This also includes the relocation of the conveyor, bucket wheel and the pipeline (connecting the dredger with the bucket wheel).



Especially options of relocating the suction dredger were worked out in this paper. The effort regarding costs, needed time, work to be performed by subcontractor and possible may occurring problems were determined on an individual basis and conclusive compared with one another.

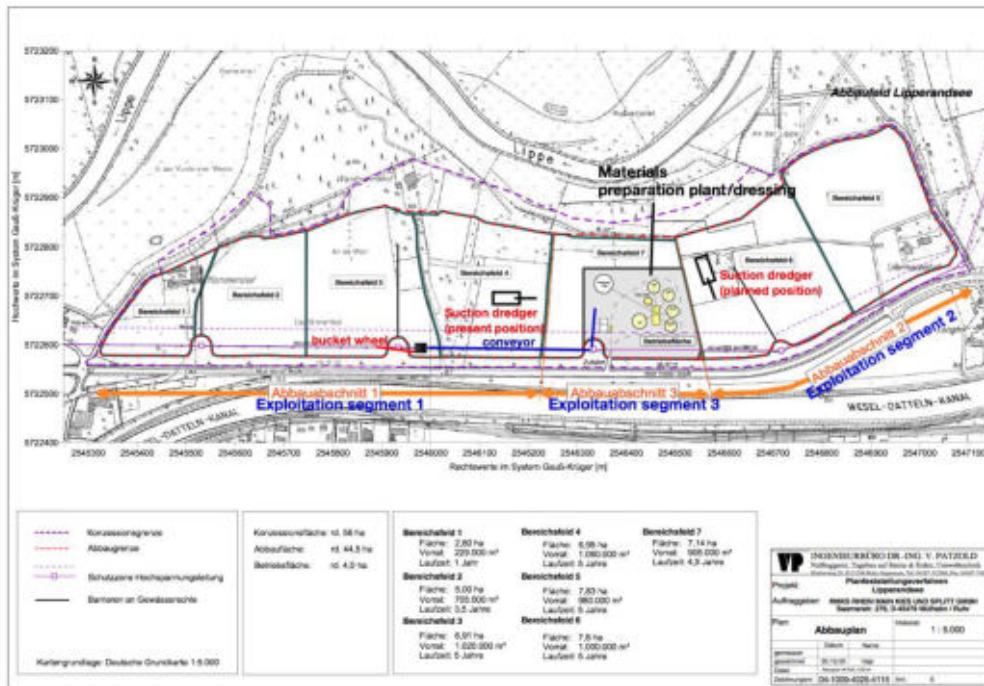


Figure: Exploitation scheme [1]

For the relocation of the dredger, which is 40 m long, 6 m wide and weighs about 90 t, five different options came up to look after.

Looking on the figure, which includes the three segments of exploitation, the section above the materials preparation plant comes to mind concerning the measurements of the dredger and the needed space.

Four of the possible options relate to this part of the deposit.

The first one is to engage a subcontractor to build a channel up to 1 m (because of the draft) under the ground-water level (GWL) so that the dredger could just swim its way through the channel to the planned position (figure) without any effort.

The second one is also about building a channel but this time just up to 1 m above the ground-water level. In this case the dredger would have to exploit the last meter for reaching the water level plus the needed space for its draft to reach the planned position.

The third option is that the dredger builds the whole channel by itself. Only the vegetation gets cleared and the topsoil skimmed by a subcontractor.

The fourth option is to build two ramps over this part. The key for this one is to build the ramps with the slightest slopes as possible because of the high weight of the suction dredger. It would need to get pulled out of the water up to the top of the first ramp, which is almost in the middle of this section. Linked to this would be a platform where the dredger could fully park (so at least 40 m) and after that another ramp going right down again to the ground-water level and the planned position to continue exploitation. This option failed after a few calculations because there is not enough space to build slopes that slight so no danger for the dredger could occur. The dredger is already working for many years so the external finishes probably would not last to get pulled up.

The last option presented in this paper is to haul out the dredger from the present position with the use of two cranes. A flatbed truck would transport it to the planned position to be on the east side of the dressing where the cranes then would let down the dredger into a pre-build pit back in the water.

The relocation of the rest of the extracting plant depends on the choice of the options through which the suction dredger would be relocated.

Regarding the ones using a channel or ramps the bucket wheel and the conveyor would need to be placed right on the west side of the materials preparation plant first so the material which would arise can still get properly conveyed to the dressing.

After the suction dredger is successfully relocated to the planned position on the east side the bucket wheel would be placed north-northeast of the dressing. The conveyor would be positioned in the section over the materials preparation plant (if this part would be used for the relocation it would get backfilled) and because of the dredger would extract southbound the pipes are just behind facing north right to the bucket wheel.

The easiest way to relocate the bucket wheel is to break it down in three parts. Each part then is light enough to get carried by a wheeled loader. The same procedure works for the pipeline and the conveyor.

To plan the further exploitation in the new area of application it is necessary to know at which exact point the suction dredger needs to start extracting again.

In the figure one this point is already shown with the “planned position”. This is because a few meters east a water pipeline is located. To prevent moving this pipeline to soon the best new starting position is the one with the extraction southbound.

Furthermore has to be planned how steep the talus can be so it stays stable during the progress of exploitation.

Table: Matrix of Results

	Flatbedtruck transport	Channel under the GWL	Channel above GWL	Channel operated by suction dredger
Soil mass to move	+	++	--	--
Overall cost for the commission work	--	+	-	++
Time exposure	-	-	--	+
Stoppage in production	+	++	-	--
Loss of sales through a downtime	++	++	-	--
Sliding of slopes	++	++	-	-
Further potential issues	--	++	+	+
<b>RESULT</b>	<b>--</b>	<b>++</b>	<b>--</b>	<b>--</b>

For the company very favourable (++), favourable (+), unfavourable (-), very unfavourable (--)

The table shows besides the results, costs, time exposure and needed soil mass to move some other may occurring problems and how they would effect the options.

The presented results show the most favourable procedure to relocate the suction dredger and the rest of the extracting plant for the owning company of the mine with an appropriate plan for the new starting point to continue the exploitation of the gravel and sand.

#### Source:

1. Ingenieurbüro Dr.-Ing. V. Patzold für RMKS Rhein Main Kies und Splitt GmbH & Co. KG, Projekt: Planfeststellungsverfahren Lipperandsee, *Abbauplan*, Holm-Seppensen, 2005

**ARTURO BRAVO<sup>1,2</sup>; OSCAR JEREZ<sup>1</sup>; URSULA KELM<sup>1</sup>; MAURO POBLETE<sup>3</sup>**

<sup>1</sup> *Institute of Applied Economic Geology (Instituto de Geología Económica Aplicada, GEA), University of Concepción, Concepción, Chile*

<sup>2</sup> *Now Institut für Mineralogie, TU Bergakademie Freiberg, Freiberg, Germany*

<sup>3</sup> *Faculty of Engineering, Universidad Católica de la Santísima Concepción, Concepción, Chile*

## LEONHARDITE-LAUMONTITE TRANSITION EFFECTS IN ANDESITES AND VOLCANOCLASTIC ROCKS FROM CENTRAL CHILE

### Abstract

Understanding the mineralogy of rocks in detail is extremely important when evaluating the aggregate's quality for its use in civil projects. There are mineral and organic particles that may compromise the structural integrity of concrete such as the well-known expandable clays, water-soluble sulphates, silicate aggregates, organic impurities, among many others, despite them being regulated. Moreover, Chilean regulations for concrete, do not contemplate the particular effects caused by the reversible transition of Leonhardite-Laumontite because previous to this study, its hindering properties had not been documented in Chile. Its ample distribution in deposits throughout the country, where laumontite bearing rocks are widespread associated with very low grade metamorphic or hydrothermally altered volcanic or subvolcanic rocks, some of which host major ore deposits, makes its incorporation to regulations, relevant and urgent. This research work is under review by “Clay Minerals” for publication.

The theoretical base that fundament the effects in concrete caused by this transition, is strongly backed up in literature. The effects of reversible hydration of leonhardite to laumontite and its concomitant expansion of the crystal lattice are known since the 1950s. Its deleterious effects on concrete stability, particularly in humid and saline environments have been documented by the cement industry and civil engineering publications.

14 Drill Cores were analyzed at the Institute of Applied Economic Geology (GEA in Spanish) of the University of Concepción. The samples come from the Coya-Machali Formation, in the Río de Tinguiririca valley at around 60 km east of San Fernando and are constituted of very low grade metamorphic, altered, andesites and volcanoclastic rocks from Central Chile that showed detachments of shotcrete in a tunnel exposed to periodic water flow, with expandable clay phases. These are presumed to be responsible for the observed failure. However, abundant laumontite detected in the cores is considered the cause for such detachments due to the expansion and contraction of its lattice in response to hydration and drying.

Samples are re-evaluated by conveying a macroscopic and microscopic analysis, in first instance, with the purpose of back up the previous descriptions made at the Institute of Applied Economic Geology (GEA). The investigation combines a mineralogical study of a laumontite rich rock, sequenced by optical microscopy, semi-quantitative X-ray diffraction, automated mineralogy, and the determination of free and confined expansion pressures by modified standard oedometer tests, as well as monitoring of rock disintegration in water and ethylene glycol. For the studied rocks, semi quantitative X-ray diffraction proved to be the most suitable mineralogical analysis. Although automated mineralogy allows the observation of laumontite distribution and its directionality in the rock, it is not possible to differentiate very fine grained groundmass laumontite from feldspar compositions. To test expansion pressure, standard soil oedometer tests can be adapted for use with finely crushed rock aggregate. Due to the small size of the zeolite channels in laumontite, ethylene glycol exposure will not reveal the presence of this expandable phase; In contrast, submerging the rock in water for several days will reveal the instability of the rock, specially when overburden is added at the end of the experiment. It is recommended to include laumontite in the “mineral check list” when expansion and long term humid stability are relevant in processing, or when laumontite rock may be incorporated as aggregate in concrete that will be submerged or exposed to high humidity.

**MAX HESSE**

*Institute of Mineral Processing Machines, TU Bergakademie Freiberg, Germany*

## INFLUENCING PARAMETERS OF THE SELECTIVE COMMINATION OF ORES AT IMPACT LOAD

### 1 Introduction to Selective Comminution

Selective comminution (SC) is a property of a comminution system and leads either to a preferred crack propagation in one component (then called preferential breakage) or to a preferred crack propagation along the grain boundaries (then called interfacial breakage). SC results from different comminution behavior of different components in the feed material. For mechanical comminution, the preferential breakage seems to be the most important case of SC. Hereby only SC generates the difference in the particle size as a sorting parameter.

SC is beneficial for the treatment of primary raw materials, especially if it is utilized in the pre-concentration process. Pre-concentration processes are applied in mineral processing to relieve subsequent processes and to achieve a higher efficiency. SC is also a promising method for the treatment of low-grade ores and waste dumps, because it is particularly cost-efficient as a combination of a comminution and a classification step. With SC, various components such as valuable minerals from waste, ore from surrounding rock and different ore varieties within a deposit, can be separated.

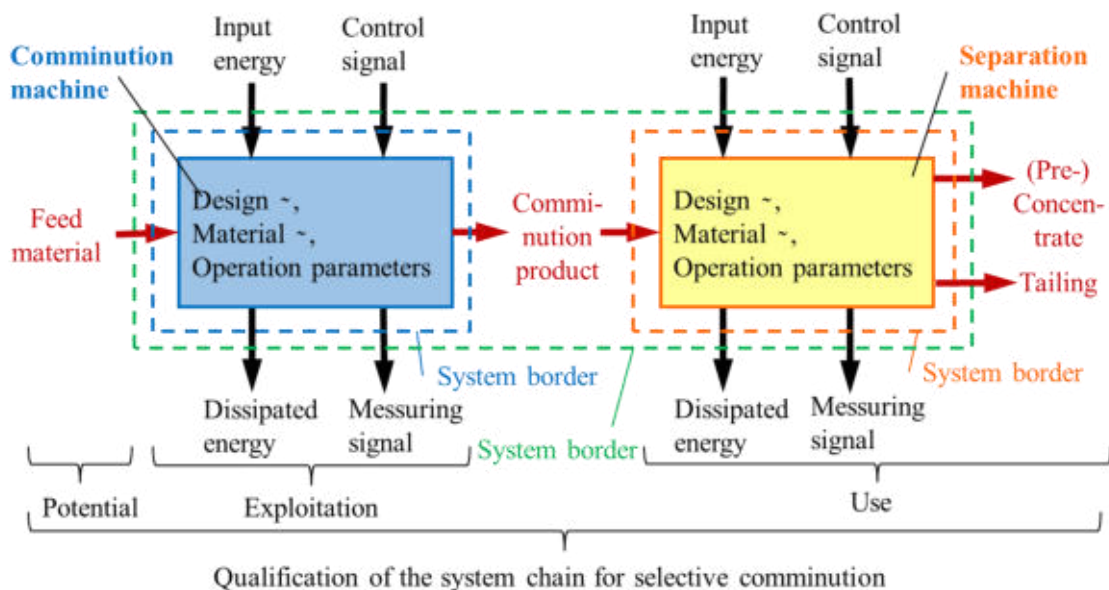


Fig. 1 System chain of SC in a sorting process.

SC as an element of a sorting process which depends on three system parts: the feed material, the comminution machine and the separation machine, see Fig. 1. The feed material defines the potential for SC. The comminution machine has to exploit this potential. The extent of the mechanical exploitation can be influenced by the machine design, material and operational parameters. These parameters have to be adjusted to the material potential for SC. After SC, the components are still together in one product, see Fig. 1. So ultimately, a separation machine is needed to separate the respective components. In the frequently case of preferential breakage, a simple screening machine can be used. Similar to SC, the quality of using the exploited potential in the sorting process can be also influenced by the design, material and operational parameters of the separation machine. The material potential for SC, the extent of exploitation and the quality of using the exploited potential gives the qualification of the whole system chain for the SC.

Different parameters can be used to evaluate SC. One option is the SZ-Index. The components which shall be separated by SC are subsequently named material V and G (also index V and G). Depending on the application of SC different terms can be used, for example V=valuable mineral and G=gangue. The selectivity  $S_p$  of the materials V and G is described by the difference of the cumulative passing distribution  $Q_3$  of both components and is given, for example with (1.1) for the comminution product (index P) [1]. The mesh size (or particle size)  $d$  is used as logarithmic values. The parameter  $g$  moves from the smallest fraction 1 to the biggest fraction  $n$ .

$$S_p = \frac{\left( \int_{g=1}^n Q_{3,V,P}(\lg d_g) dd_g - \int_{g=1}^n Q_{3,G,P}(\lg d_g) dd_g \right)}{\lg d_{g=n} - \lg d_{g=1}} \quad (1.1)$$

For evaluating the selectivity of a comminution process, it should be noted that even the feed material (index A) can contain a selectivity, visible by differences in the cumulative passing distributions of V and G. SC takes place only with a change in selectivity from the feed material and the product, (1.2) [1]. A quantification of the SC is given by the SZ-Index, (1.2).

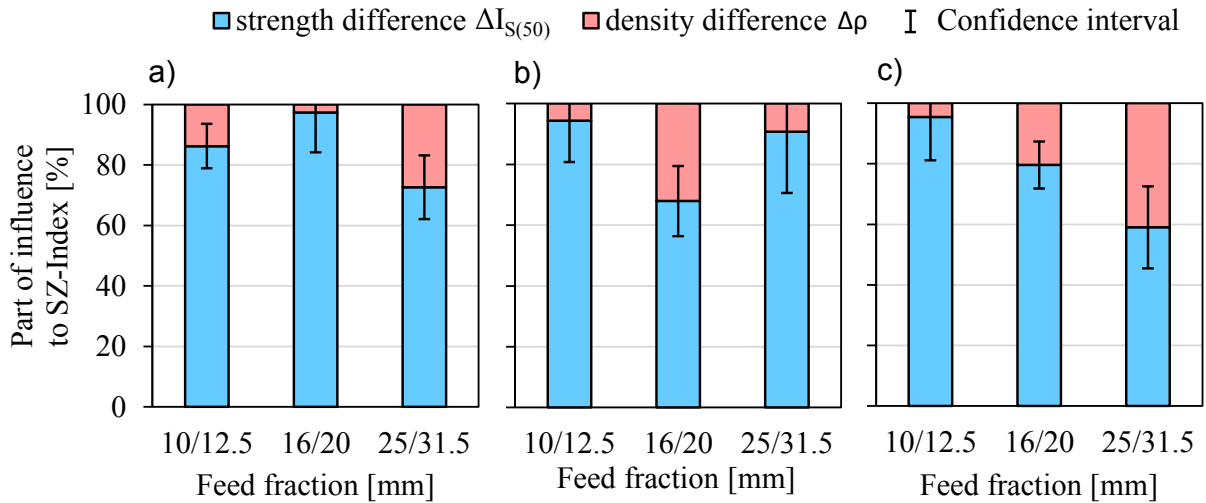
$$SZ = S_p - S_A \quad (1.2)$$

## 2 Experimental

The aim of the investigation is to determine, how significant the influences of different material and comminution machine parameters are to SC. The SZ-Index is used to quantify the SC. Often in industry, impact load is used as applied load to exploit SC. Important influencing parameters for impact comminution are the particle mass  $m_p$  and the impact velocity  $v_p$ . The particle mass results from the density  $\rho$  and the feed particle size  $d_f$ . The density difference  $\Delta\rho$  and the strength differences  $\Delta I_{S(50)}$  between the components in one ore are used as the potential for SC.  $I_{S(50)}$  is the Point-Load-Index from the Point-Load-Test. The material parameters  $d_f$ ,  $\Delta\rho$  and  $\Delta I_{S(50)}$  and the operating parameter  $v_p$  of the comminution machine are investigated. To set the selectivity in the feed material to zero, the feed fraction for the components have to be the same in one parameter setting. Three different ores are selected to realize various density difference  $\Delta\rho$  and strength differences  $\Delta\sigma$ . A Fluorite-Barite ore, with gneiss and quartz as gangue, is the first selection [2]. The ore is mined from Marienberg in Erzgebirge in Germany. The second selection is a lead-zinc ore with dolomite as host rock [3]. This ore is mined from Pomorzany, near Krakow in Poland. Galena, sphalerite and pyrite were set as valuable component, respectively. And finally, a copper-molybdenum porphyry ore, with mainly quartz and feldspar as gangue, constitutes the third selection for our investigations [4]. The product particle size  $d_p$  is the sorting parameter for the subsequent separation of the valuable and the gangue component by screening.

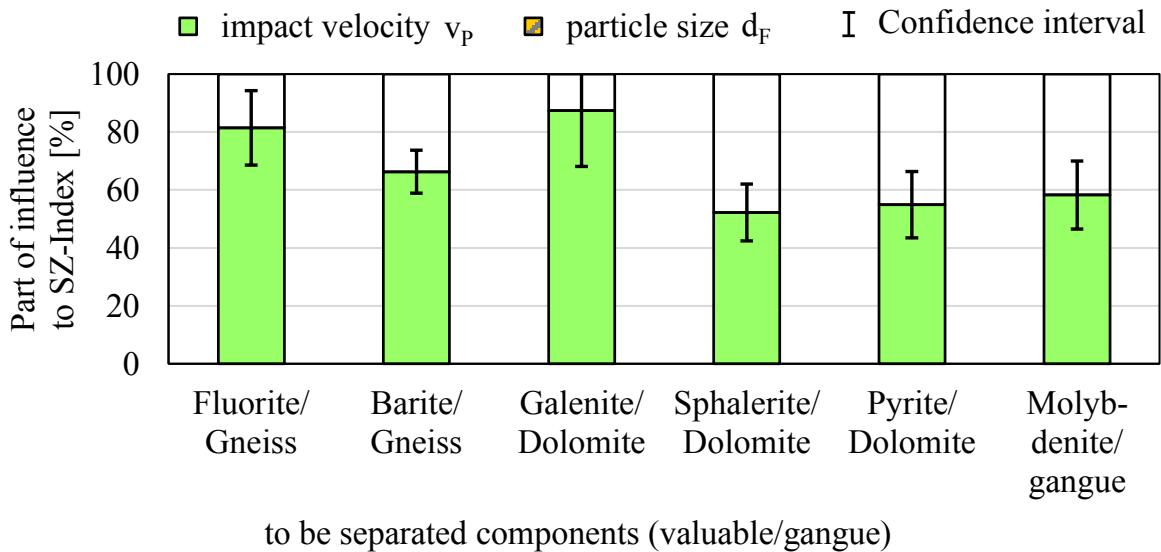
## 3 Results

At first, the influence of the differences  $\Delta\rho$  and  $\Delta I_{S(50)}$  of various components on the SZ-Index is evaluated.  $\Delta\rho$  and  $\Delta I_{S(50)}$  depends on the ore and represents the potential for SC. If only  $\Delta\rho$  and  $\Delta I_{S(50)}$  are used to influence SC, both together give 100% influence. Fig. 2 shows their portion for different feed fractions and impact velocities. For all parameter settings,  $\Delta I_{S(50)}$  dominates the influence on the SZ-Index. The consideration to use SC in beneficiation can be focused on the strength properties.



**Fig.2: Density difference  $\Delta\rho$  and strength difference  $\Delta I_{S(50)}$  and their part of influence on the SZ-Index for a separation of one valuable component from the gangue; the calculations considers data for the Fluorite-Barite ore and the lead-zinc-ore at different feed fractions and impact velocities a)  $v_p = 20$  m/s; b)  $v_p = 40$  m/s; c)  $v_p = 50$  m/s.**

As next, the influence of the feed particle size  $d_F$  as feed fraction and the impact velocity  $v_p$  on the SZ-Index is evaluated. The material parameter  $d_F$  can easily be influenced by a pre-comminution as well as  $v_p$  by the choice of the rotor diameter and rotational speed. For a given ore,  $\Delta\rho$  and  $\Delta I_{S(50)}$  are constant and have no influence to the SZ-Index. If both  $d_F$  and  $v_p$  are used to influence SC, both together contribute 100% influence. Fig. 3 shows their portion for different ores with different combinations of valuable and gangue component. For all parameter settings, the influence of  $v_p$  to the SZ-Index is equal or higher than the influence of  $d_F$ . The maximization of the SC should start with adopting  $v_p$  and can be continued with adopting  $d_F$ .



**Fig. 3: Impact velocity  $v_p$  und particle size  $d_F$  and their influence to the SZ-Index for the separation of one valuable component from the gangue; for the Fluorite-Barite ore, the lead-zinc-ore and the copper-molybdenum porphyry.**

#### Literature

1. Hesse, M.; Lieberwirth, H.: Selective comminution to increase efficiency in the beneficiation of mineral resources. In: Трушко, В.Л.; et al.: Проблемы Недропользования, Международный Форум-Конкурс Молодых Ученых, Национальный Минерално-Сырьевой Университет <<Горный>> (National Mineral Resources University), St. Petersburg (Russland), 2015, S. 32-34
2. Hesse, M., & Lieberwirth, H.: Selektive Zerkleinerung zur Fluorit/Baryt-Anreicherung bei der Aufbereitung von Bergbauhalden. Chemie-Ingenieur-Technik, 86. Jahrgang, 2014, Nr. 6, S. 797-805

3. Hesse, M.; Lieberwirth, H.: Selective comminution for pre-concentration at mineral processing. In: Waschki, U.: Modern Processes and Future Development, Volume 1, Düsseldorf: GDMB Verlag GmbH, 2015, S. 203-212

4. Kölbel, F.; Hoffman, S.: Selektive Zerkleinerung von Erzen. Projektarbeit, Institut für Aufbereitungsmaschinen, Technische Universität Bergakademie Freiberg, 2012

This work is financially supported by the European Union (European Social Fund) and the Saxonian Government (Grant No. 100270113) and part of the Project InnoCrush - Dynamic methods of mechanical excavation and comminution for high selective production chains in Critical Raw Materials in Saxony

Ш.А. АГАЕВА

Азербайджанский Государственный Университет Нефти и Промышленности

## ВЛИЯНИЕ КОЛЕБАНИЯ УСАДКИ ВНУТРЕННИХ РАЗМЕРОВ НА КАЧЕСТВО ДЕТАЛЕЙ НЕФТЕПРОМЫСЛОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

В данной статье рассматривается влияние колебания усадки внутренних размеров на качество деталей нефтепромыслового оборудования. Определена величина усадки для материалов 03-010-02, Э1-330-02 и А1-аминопласт и выведенные результаты дают возможность использования в производственных условиях при их изготовлении.

Качество пластмассовых деталей нефтепромыслового оборудования и ее роль при эксплуатации всегда являлись актуальными проблемами, которые требуют теоретического и экспериментального исследования. При этом для аналитического определения времени отверждения, которое является основным режимным параметром, на стандартных образцах и технологических деталях экспериментально нами определены влияния времени выдержки на качество изготовления пластмассовых изделий из материалов 03-010-02, Э1-330-02 и А1-аминопласт.

На рис.1 приведены кривые зависимости усадки и прочности при сжатии материала от времени выдержки из вышеуказанных материалов.

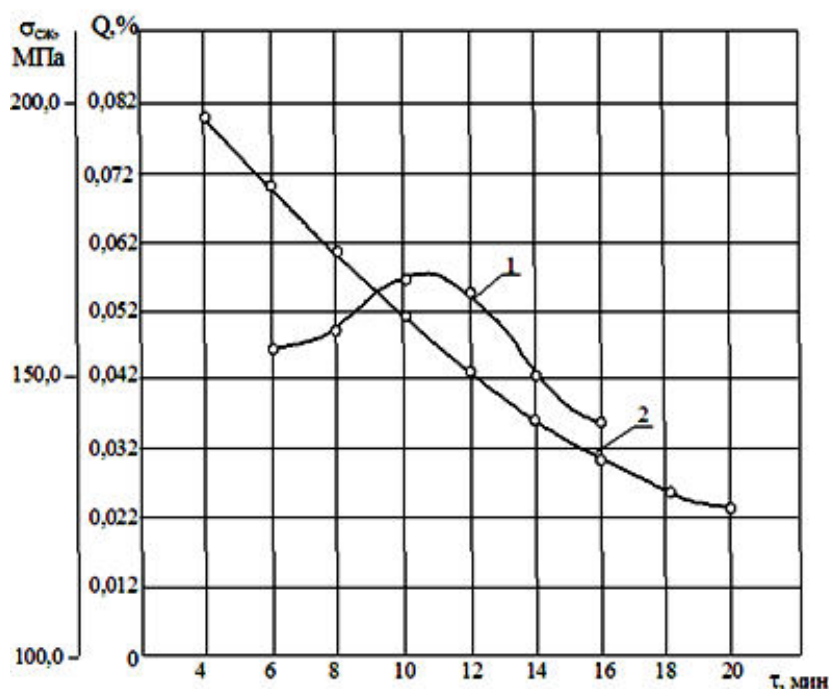


Рис.1. Кривые зависимости усадки и прочности при сжатии материала 03-010-02 от времени выдержки:

1 – прочность при сжатии; 2 – расчетная усадка.

Величина усадки для материала 03-010-02 при  $\tau=0,4$  мин/мм составляет 0,82%,  $\tau = 0,6 \div 1,6$  мин/мм, соответственно для материала Э1-330-02 – 0,70%, для материала А1 – 0,25%; повышается также и механическая прочность (см. рис.1). Материал 03-010-02 приобретает наибольшую прочность при выдержке в пресс-форме  $\tau=1,2$  мин/мм ( $\sigma_{сж}=196,2$  МПа) на каждый миллиметр толщины. Это дает основание считать, что при выдержке больше 1 мин/мм процесс отверждения полностью заканчивается, когда деталь находится в пресс-форме и в результате чего механическая прочность увеличивается.

На рис.2 указаны кривые зависимости пределов колебаний размеров образцов указанных материалов от времени выдержки.

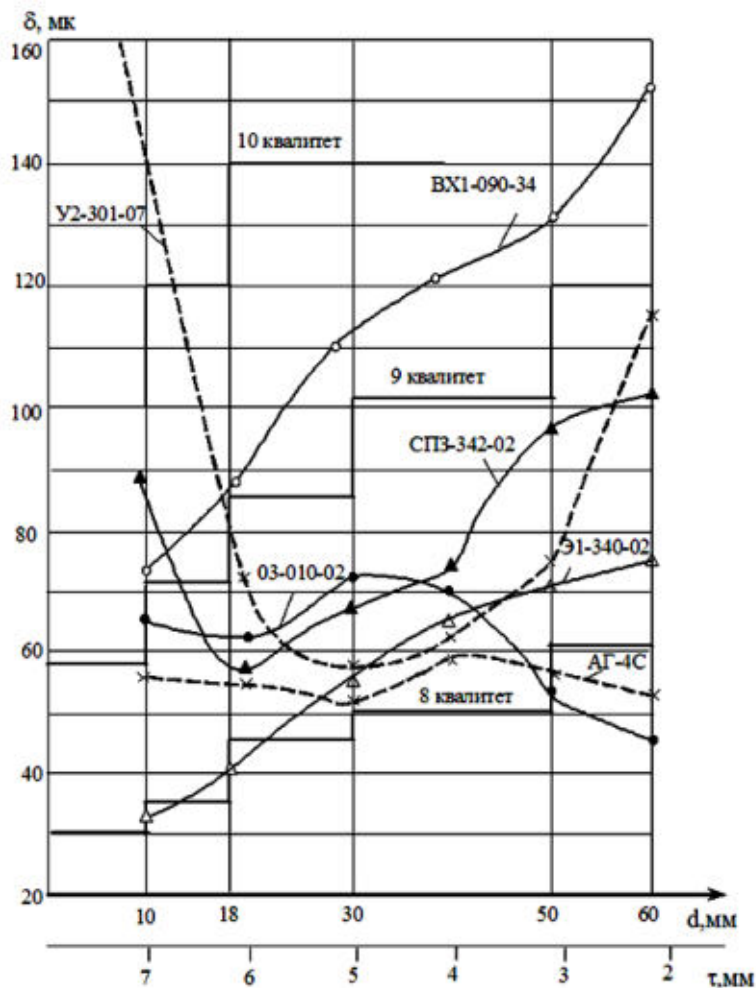


Рис.2. Сравнение точности внутренних размеров из материалов 03-010-02, Э2-330-02, ВХ1-090-34, СПЗ-342-02, У2-301-07, АГ-4С в зависимости от времени выдержки с номерами квалитетов по СТ СЭВ 144-75 по размеру  $\phi 29,6$  мм

Из рисунка видно, что с увеличением времени выдержки пределы колебаний размеров образцов уменьшаются, т.е. номера квалитетов снижаются. Например, при  $\tau=0,4$  мин/мм предел колебаний размера образцов из 03-010-02 составляет 72 мк, что соответствует 5-му номеру квалитетов для размеров свыше 6 до 10 мм, при  $\tau=10$  мин/мм и  $\tau=0,4$  мин/мм соответственно – 38 мк (6÷7 номера квалитетов). А также из рис.2 видно, что минимальный предел колебания размеров образцов из материала Э1-330-02 получается в пределах 6÷8 мк, т.е. высокая точность, которая соответствует 5÷6 номерам квалитетов, а максимальный предел колебаний размеров (50÷30 мк), т.е. соответствует 8÷9 номера квалитетов при  $\tau=0,4\div0,6$  мин/мм. Это связано с тем, что время необходимое для отверждения материалов в пресс-форме недостаточно.

На рис.3 указаны влияние времени выдержки на усадку внутренних размеров. Здесь во всех сечениях размеров (кроме сечения по размеру 19,8 мм) с увеличением времени выдержки усадка равномерно уменьшается.

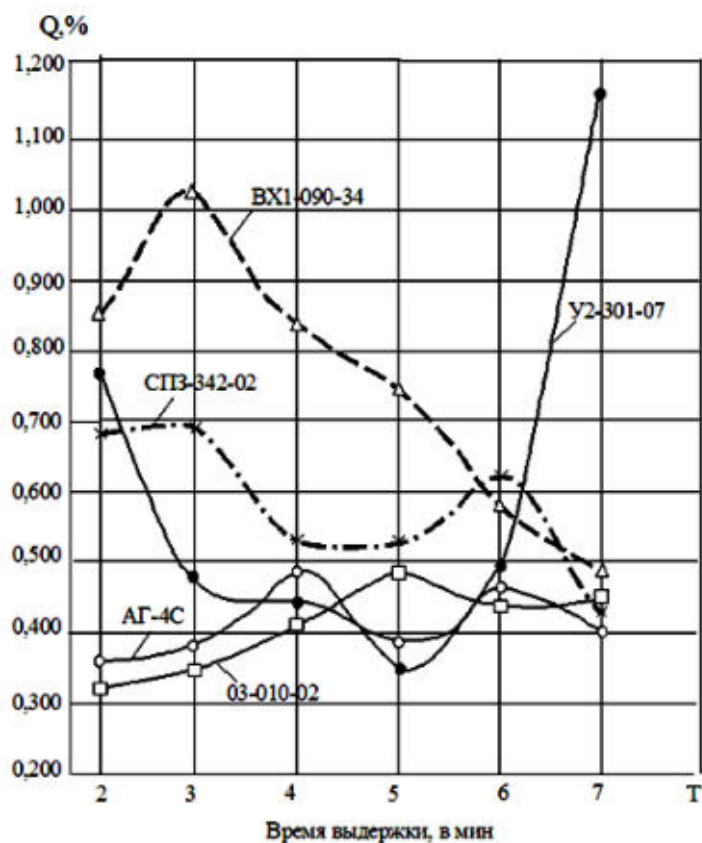


Рис.3. Кривые зависимости колебания усадки внутренних размеров из разных пресс-материалов

В сечении по размеру 20,2 мм кривые усадки располагаются более плавными, чем в сечении по размеру 10,2 мм, а в аналогичных сечениях по размерам 9,6 мм и 19,8 мм примерно такое же распределение кривых усадок. Видимо это происходит за счет значительного уменьшения размеров в сечениях 10,2 мм и 9,6 мм. Видимо, здесь в отличие от других геометрических размеров происходит деформация прямоугольных отверстий (см. рис.4), благодаря чему возникают в сечениях силы, в скрытой форме противодействующие на усадку в сечениях 20,2 мм и 19,8 мм. Если проанализировать кривые рис.3, то видно, что при  $\tau = 0,4$  мин/мм в указанных сечениях размеров деталей из неподогретого материала в среднем получается разная величина усадки. Например, у размера  $\phi 15,02$  мм – 0,99%, размера 10,2 мм – 0,87%. Для материала 03-010-02 при размере 9,6 мм – 0,99%, при размере 9,8 мм – 0,49% из материала Э1-340-02. Этот результат показывает, что в сложных конструкциях деталей внутренние и геометрические размеры существенно влияют на величину усадки при формировании деталей в пресс-форме. Резюмируя полученных результатов, следует отметить, что из всех технологических факторов, непосредственно влияющих на производительность изготовления пластмассовых деталей, наиболее важным является время выдержки в форме и от его величины в основном зависит стоимость изготовления изделий.

Таким образом, проведенными нами исследования позволяют правильно определить время выдержки в зависимости от толщины деталей для получения необходимого качества при помощи математических моделей [1]. При их составлении учитываются реакции отверждения [1]. Это дает возможность для каждого конкретного материала определить время отверждения, которое можно рекомендовать их для практических использований [2]. Экспериментальные исследования проведены по критериям качества – усадки, прочности и точности. Они подтверждают, что наилучшим временем изготовления является для материала 03-010-02 –  $0,5 \div 0,7$  мин/мм, а для BX1-090-34 –  $0,8 \div 1$  мин/мм. Это полностью совпадает с результатами, полученными в работах авторами [3].

#### Литература

1. Курбанова С.К. Канд. диссертация «Разработка методологии обеспечения качества гладких и резьбовых пластмассовых деталей нефтепромыслового оборудования. Баку, 1999
2. Керимов Д.А., Курбанова С.К. Основные факторы, влияющие на точность изготовления деталей при прессовании. Материалы докладов 47-й юбилейной учебно-методической и научно технической конференции, III часть. Баку, 2000
3. Керимов Д.А., Курбанова С.К. Основы конструирования пластмассовых и пресс-форм Баку, Элм, 1997.



## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ИСКОПАЕМЫХ ПУТЕМ МОДЕРНИЗАЦИИ ЭЛЕМЕНТОВ ГОРНО-ТРАНСПОРТНОГО КОМПЛЕКСА

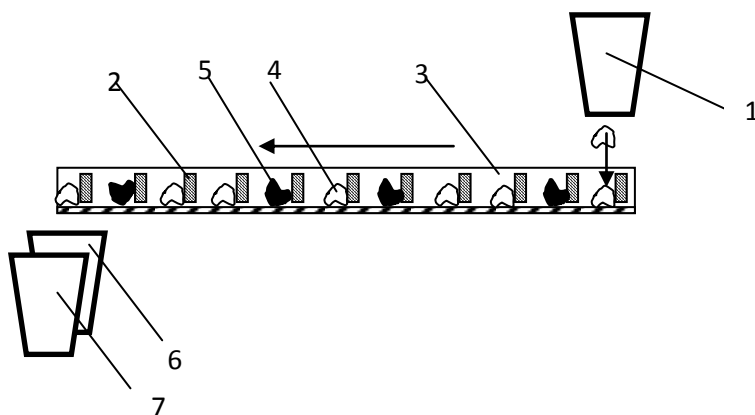
В последние годы наблюдается тенденция снижения качества добываемого угля за счёт увеличения зольности и степени измельчения горной массы, поэтому реализация эффективных методов сухого обогащения мелких классов угля в условиях шахт особенно актуальна [1-2]. Уголь является одним из важнейших видов топливно-энергетического сырья. Доля угля в мировом энергетическом балансе составляет около 25%.

Среди методов сухого обогащения горной массы, которая состоит из компонентов, имеющих различные коэффициенты трения, следует отметить методы сухого обогащения по трению. Процесс обогащения топливно-энергетических полезных ископаемых заключается в следующем (рис. 1). Горную массу подают в загрузочный бункер 1, из которого она поступает по кускам (с помощью шнекового питателя) на рештак скребкового конвейера 3 между скребками 2. Скребок расположен под углом  $\alpha$ , который близок к углу трения ценного материала (угля) по скребку 2. В следствие превышения сил реакции  $fmg \cdot \sin \alpha$  от взаимодействия кусков ценного компонента 4 и кусков породы 5 со скребком 3 над силами трения  $fmg \cdot \cos \alpha \cdot f$ , при условии  $f \leq \operatorname{tg} \alpha$ , происходит движение кусков с меньшим значением коэффициента трения  $f$  относительно скребков 3. Разделенные по ширине рештака куски породы 5 и ценного компонента 4 при выгрузке попадают в разгрузочные бункеры ценного компонента и породы.

Рис. 1. Схема способа обогащения топливно-энергетических полезных ископаемых:

1 – загрузочный бункер горной массы; 2 - скребок; 3 – рештак скребкового конвейера; 4 - куски ценного компонента; 5 – куски породы; 6, 7 – разгрузочные бункеры ценного компонента и породы.

Для создания методики расчёта, которая позволяет определить геометрические параметры системы



обогащения топливно-энергетических полезных ископаемых, необходимо рассмотреть механику контактного взаимодействия среды и рабочих органов (скребков).

Рассмотрим контактное взаимодействие горной массы с рабочими органами скребкового конвейера модернизированного. Под действием скребка, ценный материал движется по жёлобу с помощью скребков (рис. 2).

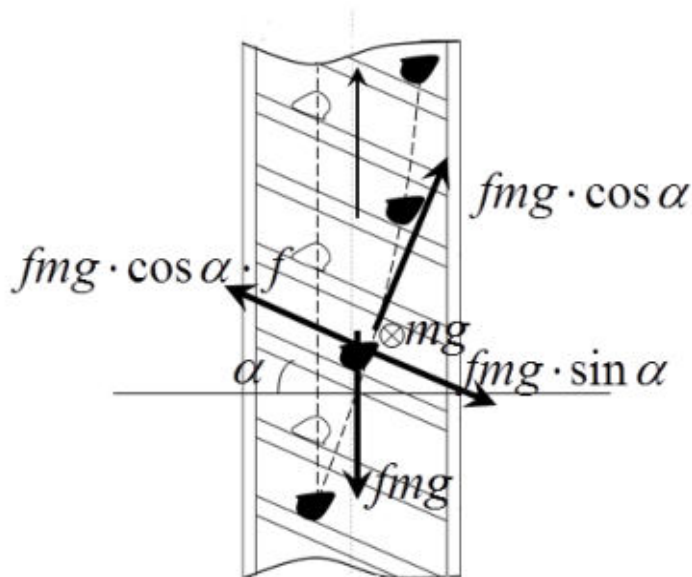


Рис. 2. Схема действия сил

Кусок под действием силы  $F = mg$  тяжести действует на жёлоб, что в свою очередь вызывает нормальную и касательную составляющую реакцию (силу трения). Сопротивление, которое возникает в результате перемещения данного тела по поверхности другого под действием внешних сил, приводит к возникновению силы трения. В данном случае скребок расположен под углом наклона  $\alpha$ , который приближен к углу трения ценного материала по скребку, что приводит к сложному движению материала и возникновению пары сил трения: сила трения относительно скребка  $F_{тр.скр.} = mgf \cos \alpha$  и сила трения относительно желоба  $F_{тр.ж.} = mgf$ . При взаимодействии скребка с куском материала возникает нормальная составляющая реакции  $N = fmg \cos \alpha$ . Поскольку, действует несколько сил, то равнодействующая сила находится по правилу сложения векторов. Модуль равнодействующей силы находится по теореме косинусов:

$$R = \sqrt{F_{тр.ж.}^2 + N^2 - 2F_{тр.ж.} N \cos \alpha} = \sqrt{(mgf)^2 + (fmg \cos \alpha)^2 - 2mgf \cdot fmg \cos \alpha \cos \alpha} \quad (1)$$

Для обеспечения процесса разделения двух компонентов равнодействующая сила должна превышать силу трения:

$$F_{тр.ж.} \leq R \quad (2)$$

Используя уравнение (1) для неравенства (2) получим условие процесса обогащения по трению:

$$\alpha \geq \arctg(f) \quad (3)$$

На рис. 3 видно, как меняется угол поворота скребка  $\alpha$  от коэффициента трения. На рисунке отмечено три области которые характеризуют процесс обогащения по трению при разном угле наклона скребка: в первой – отсутствие относительного перемещения ценного компонента и породы, во второй – будет происходить только движение ценного компонента, в третий – будет происходить движение, как ценного компонента, так и породы.

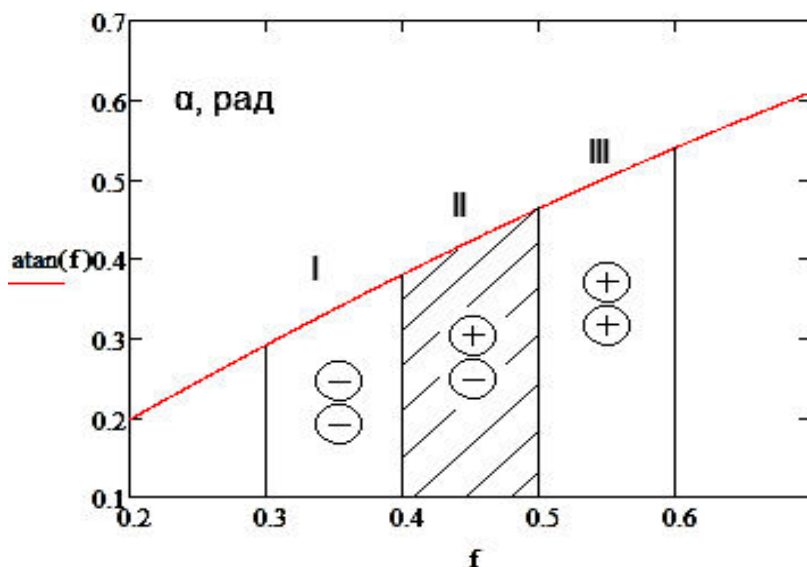


Рис. 3. График движения ценного компонента и породы.

Авторами были проведены экспериментальные исследования для обогащения ценного компонента (каменного угля) с помощью скребкового конвейера. Ниже схематически изображена схема экспериментальной установки (рис. 4), которая работает следующим образом. Персональный компьютер 1 подает сигнал к микроконтроллеру 2 - ArduinoNanoATmega328, который в свою очередь отправляет его к драйверу 3 - ТВ6560, обеспечивающих питание и управление шаговыми двигателям 4 - 17HS8401. Оси шаговых двигателей вращаются в одну сторону, что обеспечивает движение зубчатого ремня 5, что в свою очередь обеспечивает поступательное движение штока 7, который закреплен в подшипниках 6. К концу штока с помощью шайб 9 прикреплен скребок 10, под соответствующим углом  $\alpha$ . Скребок движется по металлической пластине, на которой расположены куски угля 13 и породы 12. При движении штока происходит движение ценного компонента и породы, поскольку коэффициент трения ценного компонента меньше коэффициент трения породы  $f_s < f_n$ , наблюдается движение ценного компонента относительно скребка.

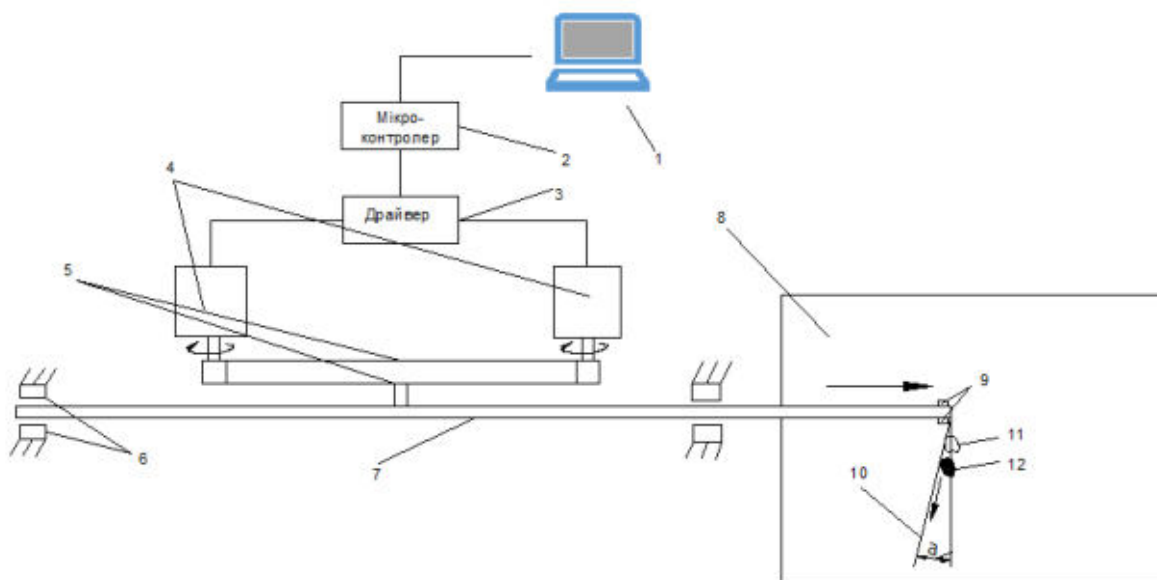


Рис. 4. Схема экспериментальной установки

Выводы: был разработан новый способ обогащения топливно-энергетических полезных ископаемых путем модернизации элементов горно-транспортных комплексов, который по сравнению с традиционным (влажным) обеспечивает уменьшение потерь энергии и материалов. Модернизация конструкции скребкового конвейера с целью обогащения угля возможна путем изменения угла скребка к направлению движения горной массы.

Установлено условие процесса обогащения по трению. Так для устойчивого процесса обогащения по трению угол наклона скребка должен находиться между значениями углов трения ценного компонента и породы.

Проведённые экспериментальные исследования подтвердили возможность процесса сухого разделения двух компонентов трением путем действия наклоненного под углом трения скребком конвейера. Разница между теоретическими и экспериментальными значениями составила 5-7 %, что подтверждает правомерность полученных теоретических закономерностей.

#### Литература

1. Зайченко С.В. Моделирование избирательного дробления по трению / С.В. Зайченко, А.Н. Соколовский // Научный вестник московского государственного горного университета. – 2013. - Вып. 8. – С. 88-90.
2. Зайченко С.В. Обогащение горной массы по прочности / С.В. Зайченко, А.С. Коцур // Научный вестник московского государственного горного университета. – 2013. - Вып. 9. – С. 53-56.

**А.В.КВИЩУК, С.В. ЗАЙЧЕНКО, С.П. ШЕВЧУК, О.А. ВОВК**

*Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт» имени Игоря Сикорского*

## **КИНЕМАТИКА МЕХАНИЗМА КОЛЬЦЕВОГО ТЮБИНГОУКЛАДЧИКА С МИНИМИЗАЦИЕЙ НАГРУЗОК ЗАХВАТА**

Из года в год население нашей планеты растет, транспортных средств становится все больше и недостаток свободного пространства становится все более остро. Для сохранения мобильности людей и грузов новые объекты инфраструктуры неизбежно уходят под землю, а это требует более интенсивного освоения городского подземного пространства. При строительстве тоннелей и коллекторов различного назначения возможны два основных способа проведения работ – открытый и закрытый. Наиболее перспективными считаются закрытые методы строительства, требуют минимального разреза земной поверхности, с помощью проходческих щитовых комплексов. Одной из главных задач при строительстве тоннелей является сооружение обработки тоннеля. Для обработки тоннелей используют сборные чугунные или железобетонные элементы. В литературе оборудованию и технологии возведения сборной обработки тоннелей уделяется много внимания особенностям конструкции строительного оборудования, представляющие собой сложные мехатронные системы [1, 2]. Для механизации возведения сборной тоннельной обработки, возводимого под защитой хвостовой части оболочки щита, применяют специальные устройства – укладчики. Механизмы, предназначенные для составления тюбинговой обработки называются тюбингоукладчиками, а для железобетонной обработки – блокоукладчиками. По конструктивным признакам укладчики делятся на четыре группы: рычажные, кольцевые, дуговые и стреловые [3]. Для монтажа сборной крепления укладочные механизмы должны обладать тремя степенями подвижности, обеспечивающие перемещение монтируемого элемента обработки по радиальном направлении в поперечном сечении тоннеля, кольцевом и продольном вдоль оси тоннеля. Такой набор перемещений монтируемого элемента осуществляется рычажными укладчиками, рабочий орган которых вращается в плоскости поперечного сечения тоннеля и смещается по оси тоннеля [4].

Проходческий щит (рис. 1) для горизонтальных выработок вынимает грунт с помощью планшайбы и выстраивает обработки внутри хвостовой обшивки, используя цементные блоки с болтовым соединением [5]. Щит включает роторный экскаватор 2 с шарошками 1, плиты, шандорные плиты, упорные цилиндры, герметичную перегородку 3, систему гипербарической камеры, артикуляционное соединения, цилиндры тяги, винтовой конвейер 6 и укладчик блоков обработки 7. Проходческий щит продвигается вперед, выталкивая последнее кольцо с помощью цилиндров тяги. Вслед за каждым метром продвижения комбайна собирается кольцо из блоков с помощью укладчика блоков, расположенного на задней части щита комбайна. Блоки выгружаются с помощью мостового крана, который переносит блоки вперед и размещает их в накопитель для блоков обработки. Накопитель продвигает блоки в зону построения для захвата их укладчиком [3].

Тюбингоукладчик проходческого щита WIRTHTB 576 расположен так, что главная часть укладчика находится внутри хвостовой обшивки. Он состоит из большого стального кольца, на которое крепится болтами к обойме. Кольцо укладчика содержится в положении и вращается на 8 колесах. Внешняя окружность кольца проходит по этим колесам. Движение по кругу задается гидравлическим электродвигателем, который приводит в действие кольцо укладчика с помощью зубчатой шестерни и зубчатого колеса, которое находится на внешней стороне кольца укладчика. Вращения укладчика ограничивается до 200 градусов в любом направлении с помощью бесконтактных переключателей. Устройство обоймы может выдвигаться радиально с помощью двух гидравлических цилиндров. Головка

укладчика (рис. 2) монтируется на обойме и опирается на две направляющие штанги. Гидравлический цилиндр 1 заставляет крышку головки укладчика 6 закрываться и открываться путем воздействия на крейцкопфер, который в свою очередь действует на фиксатор. В результате жесткого крепления цилиндра к вилке его шток перемещаясь с трением по поверхности крейцкопфера интенсивно разрушает контактные поверхности, что снижает надежность работы механизма запириания. Для повышения надежности работы тьюбингоукладчика необходимо изменить кинематику работы механизма запириания и провести силовой анализ механизма с измененной системой привода фиксатора.

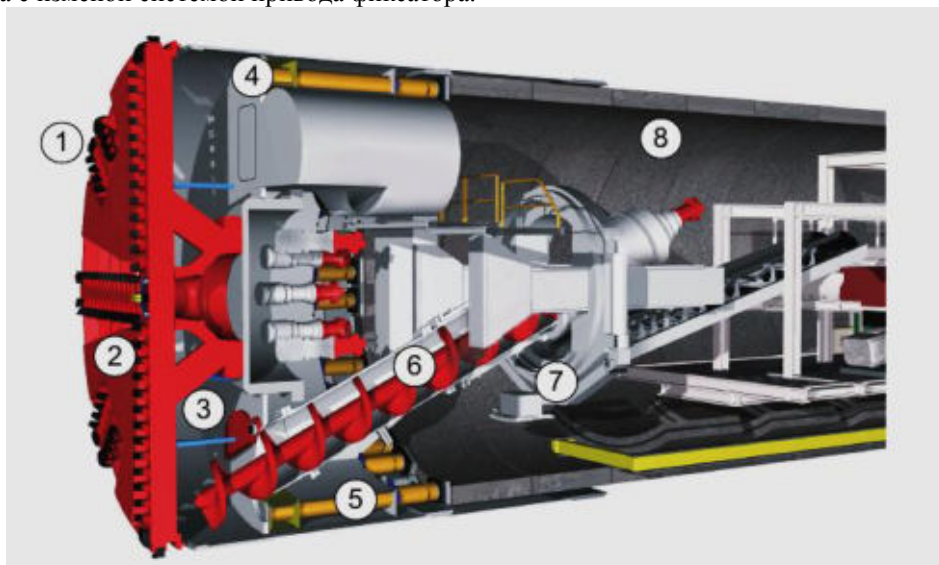


Рисунок 1 – Устройство проходческого щита

1 – шарошки, 2 – роторный экскаватор, 3 – герметичная перегородка, 4 – гидравлический домкрат, 5 – цилиндры тяги, 6 – винтовой конвейер, 7 – укладчик блоков обработки, 8 – установленный тьюбинг

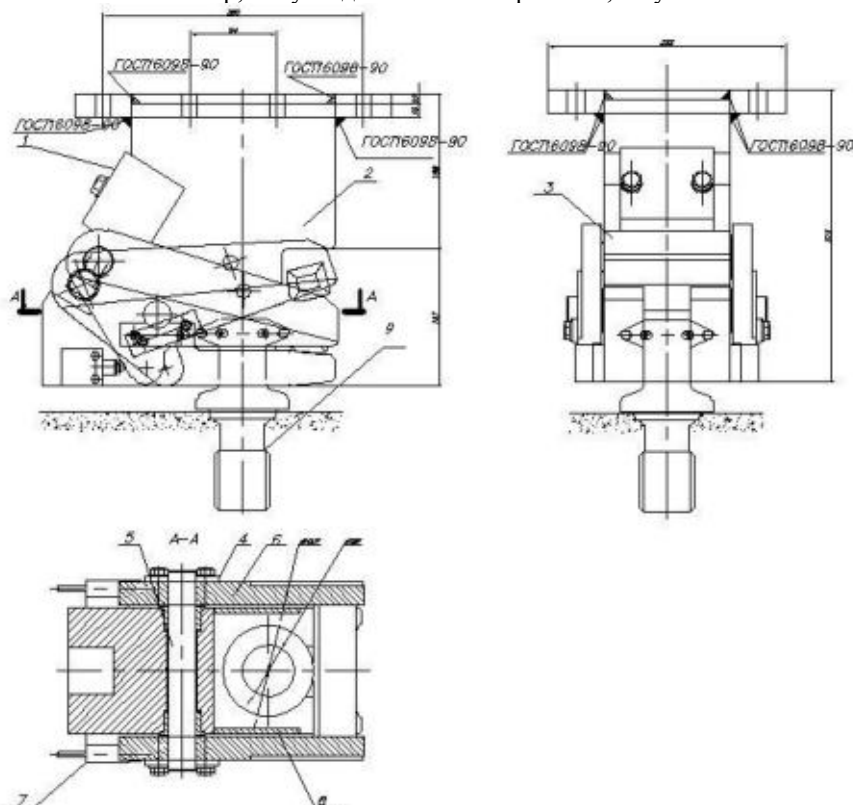


Рисунок 2 – Конструкция головки укладчика

1 – гидроцилиндр, 2 – вилка, 3 –крейцкопфер, 4 – стопорна пластина, 5 – шарнирный стержень, 6 – крышка головки укладчика, 7 –микровыключатель монтажной пластины, 8 – боковина, 9 – подъемная бобина

Проведенные исследования и математические расчеты ставили целью расчет и создание конструкции тьюбингоукладчика, которая позволяет повысить надежность его работы путем модернизации системы привода головки.

На рисунке 3 показана измененная, путем шарнирного закрепления цилиндра, кинематическая схема работы тубингоукладчика. Вся конструкция неподвижно закреплена на вилке с помощью двух шарниров и представляет собой трехзвенный механизм. Действие усилия  $T_1$  на крышку головки укладчика с плечом  $L_1$  приведет к повороту. На крышку головки укладчика в свою очередь действует усилия  $T_2$  и  $N$  от бобины тубинга на плече  $L_2$ .

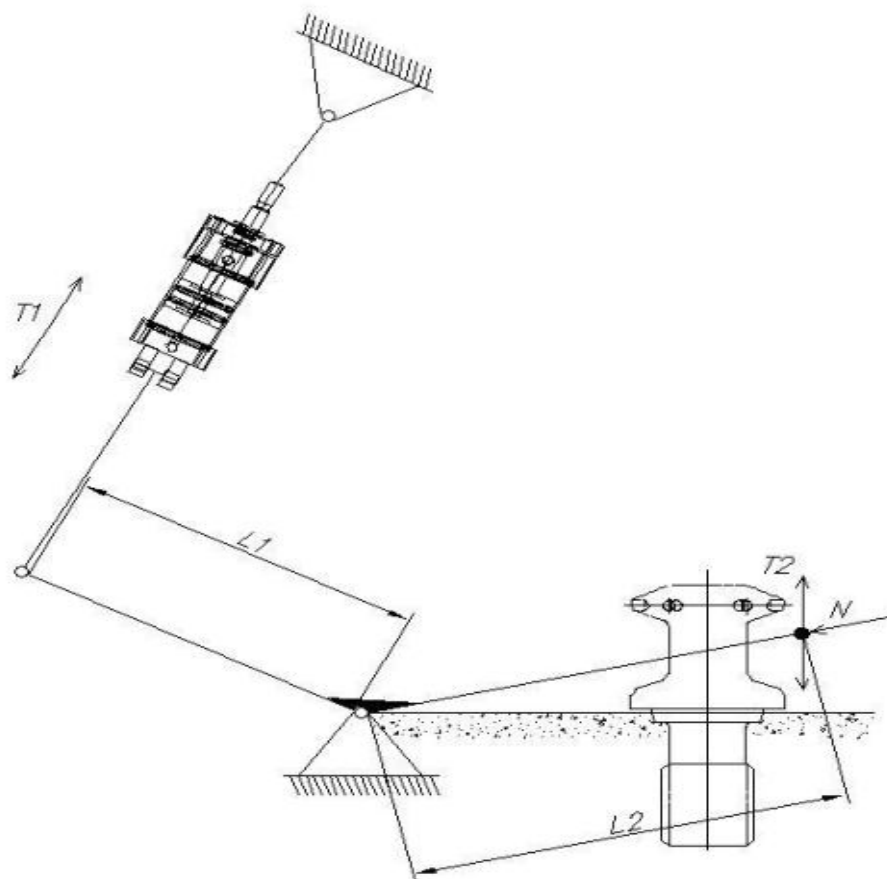


Рисунок 3 – Кинематическая схема тубингоукладчика

Зная массу геометрические параметры и массу тубинга возможно определить силы  $T_1$  и  $T_2$  возникающие в момент захвата (масса тубинга  $m_{\text{туб}} = 2325$  кг, угол подъема плеча  $L_2 \alpha = 13^\circ$ , сила  $N = 23250$  Н, плечи  $L_1 = 85$  мм,  $L_2 = 145$  мм):

$$T_2 = N \cdot \operatorname{tg} \alpha = 23250 \cdot 0.23 = 5347.5 \text{ Н} \quad (2)$$

Определив силу  $T_2$ , можем теперь найти силу  $T_1$ .

$$T_1 = \frac{T_2}{\frac{L_1}{L_2}} = \frac{5347.5}{0.59} = 9063.5 \text{ Н} \quad (2)$$

Определив усилия  $T_1$  и  $T_2$ , можем выполнить расчет основных параметров гидроцилиндра и сделать его выбор. Для этого определим диаметр штока  $d$  из расчета на продольную устойчивость, с учетом того, что максимальный возможный ход поршня гидроцилиндра  $L_{\text{max}} = 50$  мм, коэффициент, учитывающий конструктивные особенности гидроцилиндра  $k = 1$ , модуль упругости  $E = 2 \cdot 10^5$  МПа.

$$d_1 = \sqrt[4]{\frac{K^2 \cdot L_{\text{max}}^2 \cdot 64 \cdot N}{\pi^2 \cdot E}} = \sqrt[4]{\frac{1^2 \cdot 0.05^2 \cdot 64 \cdot 23250}{\pi^2 \cdot 2 \cdot 10^{11}}} = 0.027 \text{ м} = 27 \text{ мм}. \quad (3)$$

Исходя из того, что нам известно диаметр штока  $d_1 = 27$  мм, рабочее давление

$P = 25$  МПа = 24,6 МПа,  $F_{\text{шт}} = 23250$  Н, возможно рассчитать диаметр поршня  $D$  из формулы для определения усилия штока (1).

$$F_{шт} = \pi \cdot \frac{D^2 - d^2}{4} \cdot P$$

$$\pi \cdot \left( \frac{D^2 - 27^2}{4} \right) \cdot 246 = 23250 \text{ Н}$$

4

Найдем площадь поршня:

$$S = \frac{\pi \cdot D^2}{4} = \frac{3.14 \cdot 849}{4} = 666.4 \text{ мм}^2 \quad (5)$$

Зная все основные параметры, можем определить усилие поршня:

$$F_{порш} = S \cdot P = 666.4 \cdot 246 = 163934 \text{ Н} \quad (5)$$

Выбираем ближайшее значение диаметров поршня и штока гидроцилиндра согласно ГОСТ 6540–68: D = 32 мм; d = 28 мм.

Таблица 4.1 – Основные технические характеристики рассчитанного гидроцилиндра

Усилие на поршне $F_{порш}$ , Н	Усилие на шток $F_{шт}$ , Н	Диаметр поршня D, мм	Диаметр штока d, мм	Рабочее давление P, МПа	Ход поршня $L_{max}$ , мм
163934	23250	32	28	25	500

Исходя из этих данных и экономической целесообразности, выбираем в каталоге гидроцилиндр ГЦ 50.25.500.735.0025.

При проведении анализа роботывыявлены недостатки тюбингоукладчика проходческого щита WIRTH TB576, которые решены путемизменения кинематики привода головки, расчетом, выбором и заменой гидроцилиндра з шарниром. Данная модернизация тюбингоукладчика приведет к продлению срока службы деталей и тюбингоукладчика вцелом, что в свою очередь повысит надёжность и уменьшит эксплуатационные расходы.

#### Литература

1. ЛысиковБ.А., РозенвассерГ.Р, Шаталов В.Ф. Строительство метрополитена и подземных сооружений на подрабатываемых территориях. Донецк: Норд–Пресс, 2003. 286 с.
2. Самойлов В.П., Малицкий В.С. Новейшая японская техника щитовой проходки тоннелей. Москва: Империиум Пресс, 2004. 232 с.
3. В.В. Филипов Тоннели сооруженияемые щитовым и специальными способами. Москва: Рготупс, 2004. 212 с.
4. М.Е. Гибшман, В.И. Попов Проектирование транспортных сооружений. 2 изд. Москва: Транспорт, 1988. 286 с.
5. В.А. Бреннер, Ал.В. Поляков, Ан. В. Поляков Горное машиностроение. Москва: Горная книга, 2009. 200 с.

**Е.С. ВЛАСЕВИЧ, Я.С. ЧЕРЕВАКО\***

*Белорусский национальный технический университет, г. Минск*

## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ОЧИСТНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЛИЙНЫХ РУД

Объект исследования – очистные комбайны и забойные скребковые конвейеры.

Цель – повышение эффективности приводов исполнительных органов, увеличение производительности очистных комбайнов при подземной разработке калийных месторождений, повышение надёжности эксплуатации забойных скребковых конвейеров, увеличение их производительности, а также снижение энергозатрат на транспортирование руды от очистного комбайна к пунктам перегрузки на магистральный конвейер в условиях подземной разработки калийных месторождений.

Актуальность темы определяется Республиканской программой по существенному увеличению объемов производства калийных удобрений для нужд сельского хозяйства нашей республики и поставки на экспорт. Актуальность темы определяется Республиканской программой по существенному увеличению объемов производства калийных удобрений для нужд сельского хозяйства нашей республики и ежегодной поставки на экспорт в объеме свыше 8 млн. т. Значительный объем горных работ, а также необходимость

больших энергозатрат на добычу и переработку горных пород требуют применения в технологических процессах современных высокопроизводительных и эффективных машин и оборудования.

В работе проведен обширный патентно-информационный обзор и анализ очистных комплексов для подземной разработки угольных и калийных месторождений. Рассмотрены принципиальные схемы очистных комбайнов, а также различные конструкции скребковых конвейеров.

Несмотря на значительный процент импортной техники и оборудования, эксплуатирующихся на горных предприятиях, белорусские машиностроители совместно с научными, проектными организациями и конструкторскими бюро интенсивно развивают как по объему, так и по ассортименту производство отечественных технологических машин. Рудники и солеобогатительные фабрики ОАО «Беларуськалий» обеспечиваются технологическим оборудованием, произведенным в ЗАО СИПР «Солигорский институт проблем ресурсосбережения с Опытным производством», а также ЗАО «Нива» и Литейно-механический завод «Универсал».

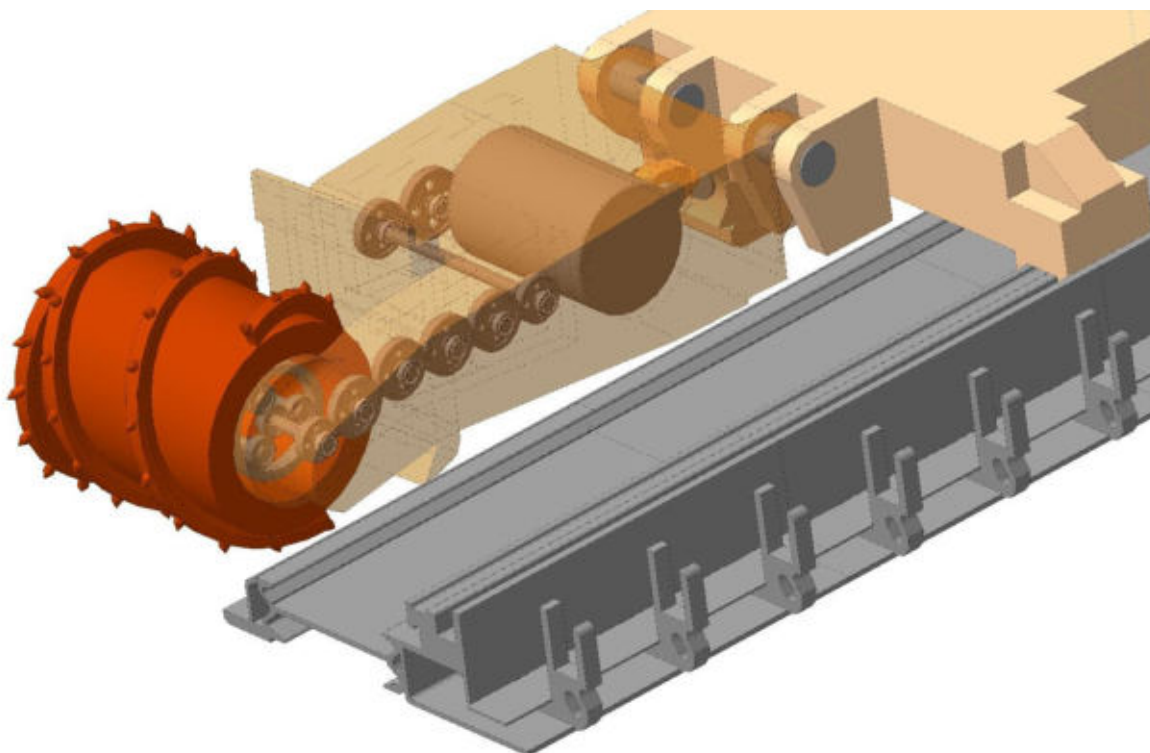
**Очистной комбайн** применяется для выемки полезного ископаемого по технологической схеме длинными столбами с использованием лавокомплекса. Основной исполнительный орган очистного комбайна – шнек-фреза с горизонтальной осью вращения. Современные комбайны оснащены системами управления и контроля, позволяющими выбирать скорости подачи, обеспечивающие близкое к оптимальному использование мощности двигателей привода шнек-фрез. Нагрузки этого механизма и механизмов подачи зависят от сопротивления подаче исполнительного органа на забой, которое в свою очередь связано с силами сопротивления резанию на исполнительном органе. Расчет усилия подачи очистного комбайна с исполнительным органом в виде шнек-фрезы базируется на общепринятых зависимостях сил, действующих на резцы, от прочности породы и основных геометрических и кинематических параметров процесса резания. В качестве основных режимных параметров, влияющих на величину сил сопротивления резанию и подаче исполнительного органа, принята угловая скорость вращения шнек-фрезы и скорость подачи комбайна на забой.

Устойчивая работа очистного комбайна осуществляется в том случае, если на всех опорах (завальных и забойных) будут положительные реакции. При кратковременных повышении нагрузки, вплоть до опрокида электродвигателя, на завальных опорах могут возникать отрицательные реакции (отрывные усилия). Реакции в опорах формируются от усилий шнекового исполнительного органа в совокупности с массой комбайна и усилием подачи [1]. Безопасность выполнения очистных работ может быть обеспечена за счет устойчивого положения комбайна на ставе скребкового конвейера. В данной работе выполнены расчеты по определению коэффициентов запаса устойчивости для пяти типов очистных комбайнов, которые широко применяются на рудниках ОАО «Беларуськалий» при добыче руды валовым и селективным способами [2]. Результаты показывают, что на рекомендуемых режимах работы комбайнов обеспечивается запас устойчивости в пределах 1,78–2,65.

Авторами предложено модернизировать конструкцию рукояти очистного комбайна. Применение поворотной рукояти с изгибом в средней части позволяет увеличилось пространство в области погрузки через борт на забойный конвейер. Разработанная конструкция очистного комбайна с Г-образной рукоятью исполнительного органа обеспечивает существенное (до 7 %) увеличение производительности погрузки полезного ископаемого на забойный конвейер и снижение удельных затрат энергии на работу машины.

В процессе выполнения научной работы получены и обоснованы основные параметры по проектируемым изделиям, позволившие разработать основные комплекты конструкторской документации на очистные комбайны для валовой и селективной технологий разработки пластов полезного ископаемого. Чертежи выполнены с использованием современного графического пакета «Компас-10 3D» и электронных библиотек по основным параметрам стандартных изделий, а также методикам расчета.





**Рисунок. Вид на исполнительный орган очистного комбайна и забойный скребковый конвейер спереди от завальной стороны очистного забоя (3D-модель)**

**Забойный скребковый конвейер.** С целью повышения эффективности работы и надежности при эксплуатации забойных скребковых конвейеров авторами предложены три принципиально новые схемы модернизации забойных скребковых конвейеров.

Первая схема. Одним из наиболее неэффективных процессов в работе очистного комплекса является погрузка отбитой горной массы на забойный скребковый конвейер. После рабочего хода комбайн движется в обратном направлении с рабочим органом (органами) у почвы, осуществляя зачистной ход: погрузка отбитой горной породы происходит с помощью лопаток шнек-фрезы, которые, вовлекая в движение отбитую массу в направлении от забоя к конвейеру.

Практически все современные забойные конвейеры оснащены пассивными зачистными лемехами, не позволяющими уменьшить размеры мертвой зоны между шнеком и желобом конвейера. Если у ранее применявшихся конвейеров без лемеха зазор между шнеком и бортом конвейера принимался минимально возможным (40-70 мм) из конструктивных соображений, то у конвейеров с лемехом это расстояние в 3-4 раза больше, вследствие чего в приконвейерной зоне образуется достаточно большой по размерам поперечного сечения сплошной навал разрушенного материала. Образующаяся буферная зона под воздействием лопастей в зоне работы шнека приводится в движение, сопровождающееся уплотнением материала, его дополнительным измельчением и обратной циркуляцией в зону работы шнека. Авторами предлагается заменить естественный трамплин из породы на наклонную плоскость в виде погрузочного сошника, чтобы процесс погрузки начал происходить в начальный момент времени. Сошник создается удлинением лыжи комбайна по направлению к режущему органу и имеет некоторый угол в продольном и поперечном направлениях.

Вторым перспективным вариантом модернизации процесса транспортирования руды из лавы на штрековые конвейеры, является замена процесса перемещения волочением полезного ископаемого, находящегося в желобе конвейера, на транспортировку переносом. Перенос предлагается осуществлять следующим образом: на скребках конвейера закрепить горизонтальные пластины, с заранее рассчитанной площадью, на которые будет загребаться порода.

Третье техническое предложение состоит в оборудовании тяговых цепей роликами, которые при перекачивании по желобу существенно уменьшают скольжение цепей со скребками и пластинами по нему и боковинам, тем самым, уменьшая силы трения, влияющие на производительность комплекса в целом и поможет уменьшить энергоемкость процесса транспортирования породы и продлить ресурс основных элементов забойного скребкового конвейера, а также в рациональном диаметре приводных звездочек, обеспечивающем существенное снижение износа звеньев тяговых цепей.

Два последних предложения, в общем, известны и применяются на скребковых и пластинчатых конвейерах, однако особые условия эксплуатации забойных конвейеров в лаве в составе очистного комплекса и постоянной передвижки с искривлением трассы требуют оригинальных технических решений.

Таким образом, представленные выше технические и технологические разработки обеспечивают повышение эксплуатационных показателей очистных комплексов.

#### Литература

1. Очистные комбайны: [справочник] / В. И. Морозов, В. И. Чуденков, Н. В. Сурина; под общ. ред. В. И. Морозова. – М.: Изд-во МГГУ, 2006. – 650 с.
2. Горные машины для калийных рудников / А. Б. Морев, А.Д. Смычник, Г.В. Казаченко. – Минск: Интегралполиграф, 2009. – С. 236-273.

\* – Работа выполнена под руководством старшего преподавателя Г.А. Басалая

**КОРЧАГИН А.М.**

*Золотоизвлекательная фабрика кучного выщелачивания, ЗАО «Золото Северного Урала»*

## ПРИМЕНЕНИЕ КОМПЛЕКСОНА ОЭДФК В ПРОЦЕССЕ СИС

На многих предприятиях, в том числе и в «Золоте Северного Урала» существует проблема, связанная с отложением солей жёсткости (Кальций). В нашем случае большое количество солей жёсткости образуется в процессе орошения окисленных руд растворами цианида натрия.

Соли жесткости, отлагаясь на твердых поверхностях, отрицательно влияют на протекание процессов переработки продуктивных растворов на следующих этапах:

- Первая, и самая важная проблема – отложение осадка на активированном угле в сорбционных колоннах. Осадок откладывается на поверхности и в порах угля, тем самым снижается сорбционная емкость и степень насыщаемости угля. Увеличивается нагрузка на УДЭР, увеличивается расход кислоты для регенерации угля.

- Вторая проблема связана с отложением осадка пластин теплообменника, вследствие чего уменьшается пропускная способность теплообменника и КПД снижается.

- Третья проблема – снижение фильтрационной способности осветлительных и осадительных фильтров. Требуется регенерация полотен кислотой, что в условиях участка кучного выщелачивания не рекомендуется, так как контакт кислоты и цианосодержащих растворов приводит к образованию паров синильной кислоты.

- Четвёртая проблема вызвана отложением осадка на трубках капельного орошения, что в свою очередь снижает пропускную способность трубок до полной забивки отверстий. Требуется замена трубок.

Снизить отрицательные воздействия солей жесткости возможно применением комплексона - оксиэтилендифосфоновой кислоты (ОЭДФК), что приведёт к сокращению времени отработки штабеля на 18%

Цель эксперимента:

- Выявить влияние солей жесткости, выпадающих на поверхность активированного угля, на сорбционную емкость угля;
- Снизить выпадение кальциевого осадка за счет добавления в продуктивный раствор (ПР) комплексона - оксиэтилендифосфоновая кислота (ОЭДФК).

Условия проведения эксперимента:

- 4 навески активированного угля массой по 100 граммов поместить в металлические колбы, представляющие собой уменьшенную копию сорбционных колонн. В нижней части колонны подвод ПР, в верхней части - слив обезметалленного раствора;

- Подготовить 2 типа продуктивных растворов:
  1. продуктивный раствор штабеля КВ;
  2. тот же раствор с добавлением комплексона;
- Принять расход комплексона 1 мг/л;
- Время контакта растворов с углём в эксперименте соответствует времени контакта в промышленных условиях;

- В процессе эксперимента один раз в сутки определяется объём раствора и содержание в нём золота. По окончании эксперимента проводится анализ содержания золота и кальция в угле;

- По результатам опробования определяется эффект от добавления комплексона.

Схема процесса движения растворов показана на рисунке 1.1

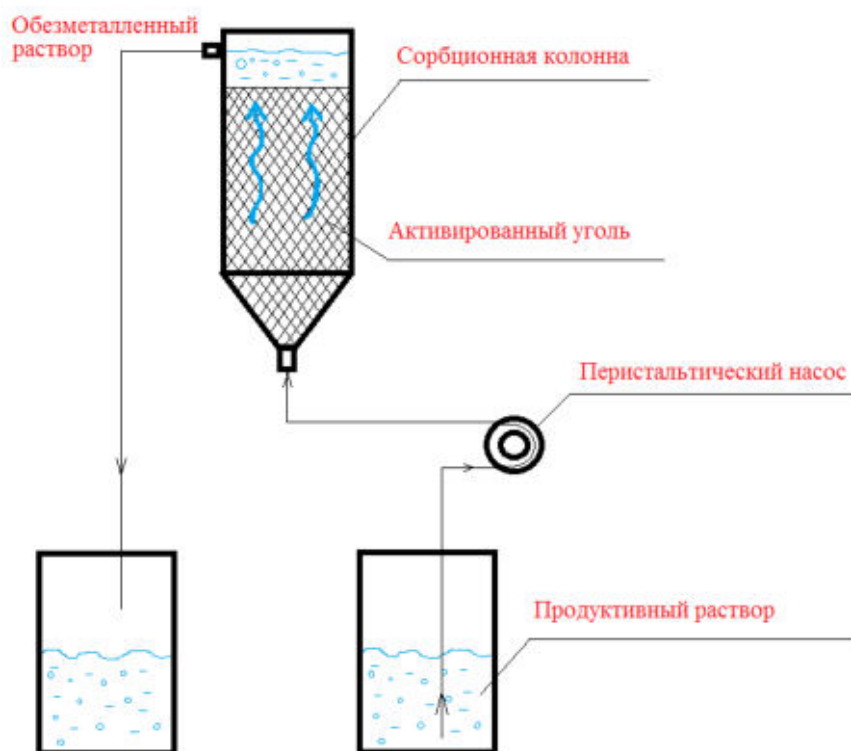


Рисунок 1.1 Схема процесса движения растворов.

На рисунке 1.2 представлен стенд, который был собран для проведения эксперимента. На стенде установлены 4 сорбционные колонны, ёмкости с продуктивными растворами, насос, который подаёт продуктивные растворы в сорбционные колонны и ёмкости для слива обезметалленных растворов.



Рисунок 1.2 Фотография со стендом.

На рисунке 1.3 представлен график зависимости массы сорбируемого золота от массы золота в ПР. Красным и синим цветами представлены результаты растворов с применением комплексона, зелёным и жёлтым результаты без добавления. При одинаковых условиях подачи осаждение золота в случае добавления комплексона больше на 18%, чем в обычном режиме.

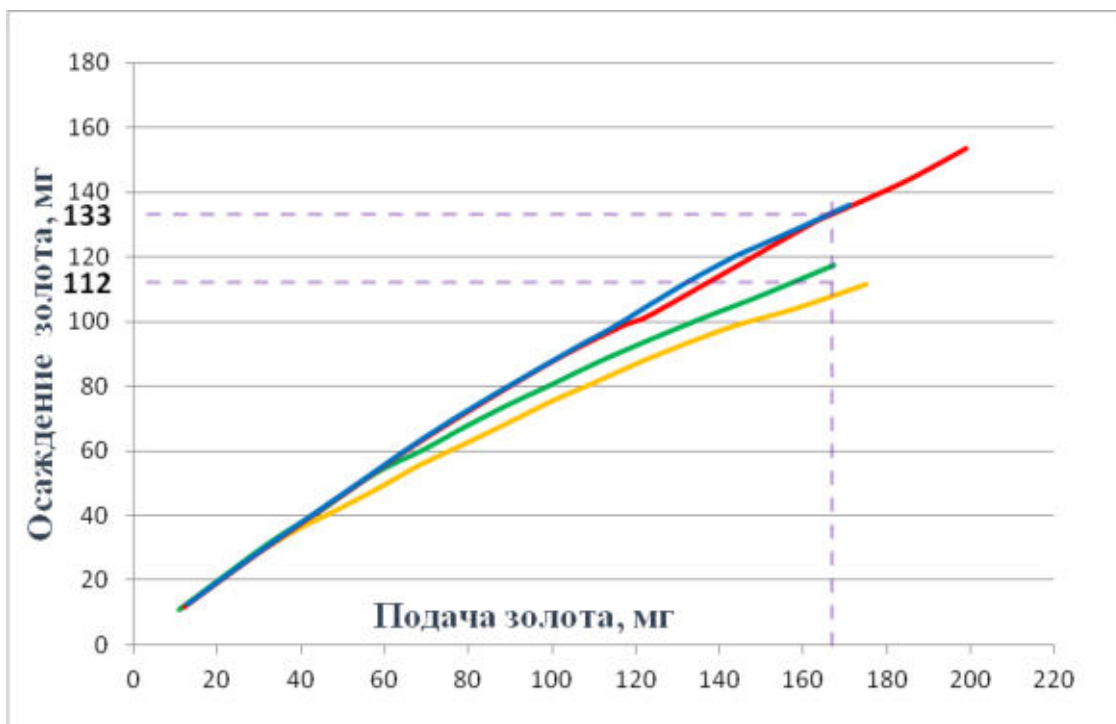


Рисунок 1.3 График зависимости массы сорбируемого золота от массы золота в ПР.

На рисунке 1.4 представлена диаграмма анализа содержания золота и кальция в насыщенном угле.

На первом и втором столбцах показан анализ насыщенного угля без подачи комплексона, на третьем и четвертом соответственно с подачей комплексона. Синим цветом представлено содержание кальция в угле, желтым – содержание золота. Следовательно, применение комплексона позволило снизить содержание кальция на 26% и увеличить содержание золота на 50%

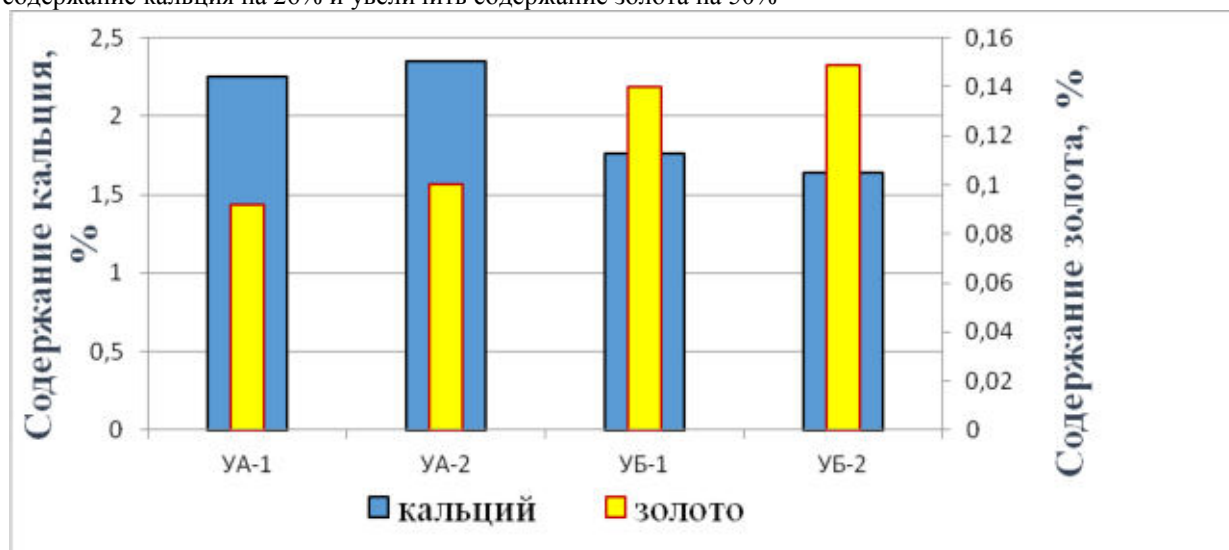


Рисунок 1.4 Диаграмма анализа содержания золота и кальция в насыщенном угле.

Исходя из полученных результатов можно сделать вывод, что увеличение осаждения золота на уголь на 18% приведёт к сокращению времени переработки растворов и ускорению извлечения драгоценных металлов из штабеля кучного выщелачивания соответственно на 18%. Полное извлечение руды методом кучного выщелачивания продолжается в среднем 4 года (48 месяцев).

В 2017 г заканчивается отсыпка свежей руды. Окончание отработки штабеля ожидается в 2021 г. С применением комплексона отработка штабеля сократится с 48 до 39 месяцев.

Ниже представлена таблица с экономическим эффектом от добавления комплексона.

Параметр	Показатель применения комплексона за 48 месяцев	Показатель после применения комплексона за 39 месяцев
Объём ПР, млн. м <sup>3</sup>	11,2	9,2

Стоимость переработки, руб/м <sup>3</sup>	41	41
Затраты, млн. руб	459,2	377,2
Затраты на комплексон, млн. руб	0	3,2
Экономия, млн. руб		78,8

Комплексон ОЭДФК дешевле других комплексонов и не требует больших затрат, а его применение позволяет значительно экономить затраты на производство и бесценное время.

**А.В. ЛЕКОМЦЕВ, П.Ю. ИЛЮШИН**

*Пермский национальный исследовательский политехнический университет*

## **РАЗРАБОТКА И ПРОМЫШЛЕННОЕ ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПОДГОТОВКИ СКВАЖИННОЙ ПРОДУКЦИИ С ПОМОЩЬЮ МОБИЛЬНОЙ УСТАНОВКИ**

Ежегодно на установках подготовки нефти производственных компаний полного цикла проводятся опытно-промышленные работы и внедрение новых технологий по повышению качества нефти и сточной воды. В связи с этим проведение всевозможных испытаний без вмешательства и нарушения основного процесса на стендовом оборудовании является актуальной задачей. Применение знаний об эффективных технологиях промысловой подготовки нефти и воды и конструкторских решений в области нефтяного машиностроения позволили разработать мобильный комплекс для моделирования процессов подготовки скважинной продукции. В качестве основы были приняты технические наработки установок промысловой подготовки нефти. С привлечением конструкторского бюро разработаны основные технические решения, произведены необходимые технологические и гидравлические расчеты, на основании которых была принята концепция создания мобильной установки подготовки скважинной продукции (МУПСП).

Сравнение предложенного технического решения с уровнем техники, известным из научно-технической и патентной документации не выявило средство, которому присущи все указанные признаки, что определяет новизну разрабатываемого устройства.

Разработанная установка представляет собой мобильный промышленный образец установки подготовки нефти и воды в масштабе 1:100, позволяющий проводить опытно-промышленные испытания (ОПИ) включенного в его технологический процесс оборудования или новой технологии согласно нормативно-правовой документации в области нефтяной и газовой промышленности. Установка, выполненная в сборном рамном корпусе на двух платформах, состоит из 4 технологических блоков: основной блок (Блок 1) позволяет осуществлять процесс подготовки нефти и воды методом отстаивания водонефтяной эмульсии (ВНЭ) в трех технологических аппаратах специальной конструкции с применением системы нагрева ВНЭ (Блок 2), подачей химических реагентов (Блок 3) и пресной воды (Блок 4) (рисунок 1). Производительность установки составляет  $0,1 \div 2 \text{ м}^3/\text{ч}$ ; давление в точке подключения не должно превышать 1,0 МПа; температура перекачиваемой жидкости  $+5 \div +70^\circ\text{C}$ , потребляемая мощность – 80 кВт.

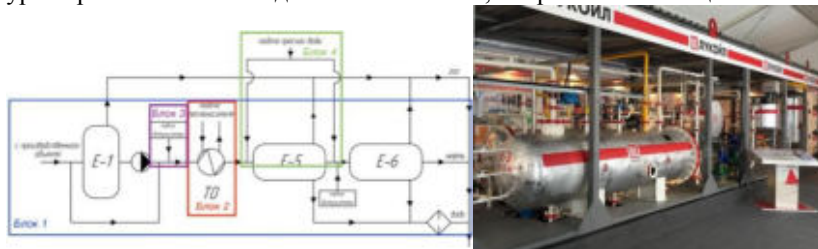


Рис. 1 – Технологическая схема и внешний вид мобильной установки

При проведении опытно-промышленных испытаний подключение мобильной установки осуществляется к трубопроводной обвязке действующего объекта с помощью гибких рукавов и быстроразъемных соединений для параллельной работы с производственным процессом промысловой подготовки площадного объекта. Производится ее калибровка, т.е. обеспечение параметров работы установки (расход, давление, температура), при которых показатели качества (содержание воды в нефти, хлорорганических солей и т.д.) выходящего продукта из МУПСП и объекта подготовки соответствовали. После установления сходимости в анализе проб проводится изменение технологических режимов работы МУПСП, внутренней оснащённости ее аппаратов или внедрением нового оборудования в технологический процесс согласно программе ОПИ, оценивается эффективность смены режимов при сравнении с

«калибровочными» пробами. По результатам анализа и обобщения проб формируются рекомендации об оптимальных режимах или эффективности использования испытываемых технических средств и принимается решение по их масштабированию на производственный объект.

В период с 31.11.2015 по 24.12.2015 г. на УПСВ «Рассвет» ООО «ЛУКОЙЛ-ПЕРМЬ» проведены опытно-промышленные испытания (ОПИ) мобильной установки подготовки скважинной продукции для достижения качества подготовки нефти сточной воды до требований СТП 07-03.4-15-001-09.

Испытания установки проводились в два этапа:

Проверка МУПСП на герметичность и прочность;

Моделирование процессов подготовки сточной воды:

- установка сетчатого фильтрующего элемента с размером ячеек 0,9 мм в фильтр тонкой очистки Ф-2;
- установка сетчатого фильтрующего элемента с размером ячеек 0,125 мм в фильтр тонкой очистки Ф-2;
- ступенчатый нагрев пластовой воды до 26-30°C;
- моделирование отстоя воды в резервуаре РВС-3000.

Перед каждым этапом моделирования проводилась калибровка МУПСП под существующий режим объекта, которая заключалась в определении режима работы установки по соответствию проб нефти и сточной воды после прохождения МУПСП и на откачке продукции с объекта подготовки.

В МУПСП смоделированы отстойник О-1/1 – 200 м<sup>3</sup> и аппарат глубокой очистки воды (АГОВ) – 100 м<sup>3</sup> путем пересчета расхода сточной воды через технологические емкости МУПСП Е-5 и Е-6 при условии равенства времени нахождения жидкости в емкостях МУПСП и на действующем объекте.

Расход МУПСП выбирался исходя из соотношения рабочих объемов (объемов аппаратов, заполненных водой) О-1/1 и АГОВ УПСВ «Рассвет» и емкостей Е-5, Е-6 МУПСП, а также расходов воды на насосах кустовой насосной станции (БКНС 505, 506). Результаты анализа проб по качеству воды показывают, что плановая закачка на БКНС – 145,7 м<sup>3</sup>/ч соответствует расходу через МУПСП при расходе 1,46÷1,47 м<sup>3</sup>/ч. Направление ввода жидкости в Е-5, Е-6 выбрано по аналогии с действующей технологической схемой на УПСВ «Рассвет» - через днища аппаратов (по оси).

#### **Испытания сетчатых фильтрующих элементов с размером ячеек 0,9 и 0,125 мм**

При испытании сетчатых фильтрующих элементов с размером ячейки 0,9 мм межочистной период работы фильтра составил 72 ч. В процессе работы МУПСП с данным типом фильтрующего элемента отобрано 13 проб (рисунок 2). Из графиков видно, что результаты анализа проб режимов №9, 10 выходят за границы требований СТП. В этот период входящая в МУПСП продукция отличалась низким качеством: ТВЧ – более 102 мг/л; нефтепродукты – более 243 мг/л. По режимам №11, 12 видно, что на фильтр Ф-2 еще в течение 4-х часов имеется влияние от предыдущих режимов №9, 10. Этот факт подтверждается ухудшенными показателями качества воды после Ф-2. Восстановление фильтра наблюдается после 5-го часа работы МУПСП.

Результаты анализа проб №16 свидетельствуют о полном засорении сетки фильтра Ф-2 через 72 ч. после ее установки. При демонтаже фильтра на поверхностях сетки обнаружены отложения нефтепродуктов (н/пр) и ТВЧ. Толщина отложений на внутренней поверхности сетки – 3...6 мм, на внешней поверхности – 2...3 мм. При использовании фильтрующего элемента (режимы 4-7) наблюдается улучшение показателей качества воды, подготовленной по действующей технологической схеме. Нагрев скважинной продукции в сочетании с фильтром обеспечивает устойчивые показатели качества воды на уровне: содержание ТВЧ – 10-16 мг/л; н/пр – 12-19 мг/л (режимы 12-13). Требования СТП по качеству воды выполняются при входящей продукции: ТВЧ – до 102 мг/л, н/пр – до 220 мг/л.

После установки в фильтр тонкой очистки воды Ф-2 сетка микронной из кислотостойкой нержавеющей стали с размером ячейки 0,125 мм улучшения качества сточной воды не обнаружено, межочистной период составил 3-4 ч.

#### **Моделирование нагрева входящей в МУПСП продукции**

При нагреве поступающей в МУПСП воды до 26-30 °С (пробы №8, 9) снижается содержание нефтепродуктов, несмотря на поступления в МУПСП продукции низкого качества: ТВЧ – более 102 мг/л; нефтепродукты – более 243 мг/л (проба №9). Влияние нагрева на содержание ТВЧ незначительно, что подтверждается результатами пробы №9 (рисунок 2).

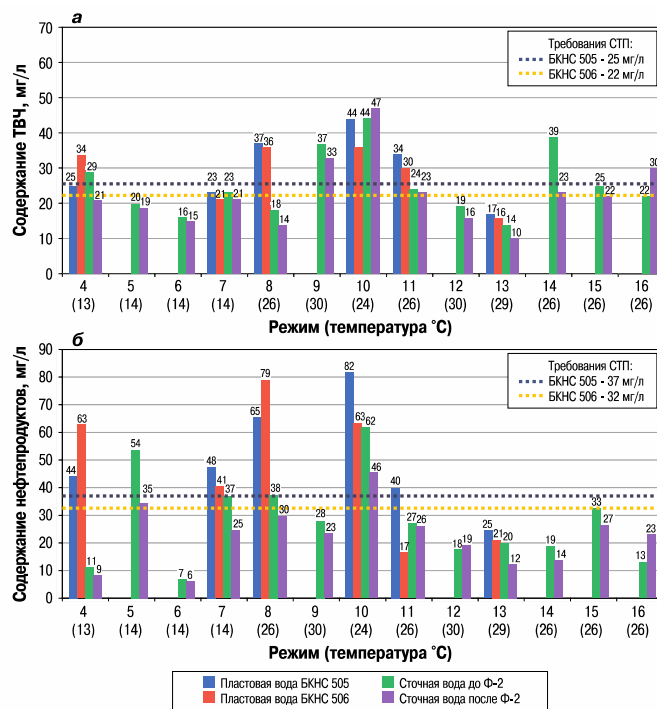


Рисунок 2 - Результаты анализа проб воды №4-16

После восстановления средних показателей качества по входящей продукции повторное моделирование нагрева привело к значительному улучшению показателей по сравнению с качеством воды, подготовленной по действующей технологической схеме (пробы №12, 13), что позволило достичь требуемые по СТП параметры.

#### Моделирование предварительного отстоя воды в РВС-3000

Расчет расхода в МУПСП определялся из условия полного заполнения аппаратов О-1/1 и АГОВ подготавливаемой водой и РВС-3000 на высоту 5 м и составил 0,25-0,26 м<sup>3</sup>/ч.

Мобильная установка выведена в режим моделирования РВС через 18 ч после начала запуска. По результатам анализа пробы №21 отмечено улучшение показателей при моделировании РВС-3000 без дополнительного нагрева продукции (13 °С) по сравнению с качеством воды подготовленной по действующей технологической схеме. Требования качества воды по СТП выполнены.

#### Выводы и рекомендации

Подготовка сточной пластовой воды УПСВ «Рассвет» до требований качества СТП-07-03.4-15-001-09 возможна при:

- контроле входящей продукции в О-1/1 из трехфазного сепаратора (С-1/1, С-2/1) и поддержании «водяной» подушки в сепараторе на уровне не менее 0,7-0,9 м. Превышение нефтепродуктов в воде более 250 мг/л увеличивает количество уловленных твердых частиц, ухудшая качество воды как по нефтепродуктам, так и по ТВЧ, что приводит к превышению требуемых норм по качеству подготавливаемой воды согласно СТП-07-03.4-15-001-09;

- увеличении температуры воды до 26-30 °С;
- установке сетки с размером ячейки 0,9 мм в фильтры тонкой очистки перед насосами БКНС.
- включении в технологический процесс одного РВС-3000 для предварительного отстоя водонефтяной эмульсии и сбросе сточной воды на О-1/1 и АГОВ достаточно для увеличения времени нахождения воды в технологических аппаратах и улучшения качества воды до норм СТП.

Мобильная установка в результате проведения опытно-промышленных испытаний позволила установить основные закономерности процессов разрушения реальных стойких водонефтяных эмульсий при оперативном воздействии на них различными методами на УПСВ «Рассвет». Проведение исследований в термобарических условиях с кондиционными смесями обеспечило повышение информативности и достоверности результатов по отношению с результатами на модельных смесях и в лабораторных условиях, отличных от реальных.

## **СОКРАЩЕНИЕ РУЧНОГО ТРУДА ПРИ ВЫГРУЗКЕ, ОТСОРТИРОВКЕ И ВОЗВРАТЕ ГОДНЫХ ШАРОВ В МЕЛЬНИЦУ. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ**

### **Аннотация**

В данной работе рассматривается комплекс реально существующих проблем, связанных с большими трудозатратами, неэффективным использованием трудовых ресурсов, высокой вероятностью получения травм, и т.д. - при проведении операции по сортировке шаров.

Целью настоящей работы является - сокращение применения ручного труда при выгрузке, отсортировке и возврате годных шаров - для дальнейшего использования в мельницах ЗИФ. Дополнительно можно ожидать повышение ситовой характеристики готового продукта и улучшение рабочих параметров мельницы, за счет удаления скрапа посредством проведения пересортировки помольных шаров не реже одного раза в месяц. Сделать процесс менее трудозатратным, эффективным, экономически выгодным и безопасным. Поставленные цели будут достигаться за счет внедрения и дальнейшего использования колосникового вибро-грохота.

### **Ключевые слова**

помольные шары; шары; мельница; МПСИ; измельчение; футеровка; грохот; колосник; вибро-грохот; сортировка; пересортировка; механизация; снижение ручного труда.

### **Тезисы**

Помольные шары являются одними из основных расходных материалов, применяемых в мельницах - используемых на горнодобывающих предприятиях, которые позволяют до необходимой крупности измельчать руду перед ее обогащением. На большинстве предприятий, актуальна проблема качественной их сортировки и экономии рабочего времени после проведенных - перефутеровки или каких-либо других монтажных работ, связанных с освобождением внутреннего пространства мельницы.

Измельчение – это процесс разрушения кусков полезного ископаемого под воздействием внешних сил в замкнутом объеме с целью достижения требуемой крупности или степени раскрытия минералов. В результате измельчения получают продукт, пригодный по крупности для последующего обогащения и содержащий полезные минералы в виде частиц, максимально освобожденных от пустой породы.

Мельницы полусамои измельчения (МПСИ) широко используются в горнодобывающей промышленности. В основе их работы и лежит процесс измельчения, целью которого является уменьшение крупности материала с помощью самого питания и мелющих тел (стальных шаров).

Мельница ПСИ работает с догрузкой шаров диаметром 100 мм. В процессе измельчения происходит неизбежный износ шаров до критического размера «<30 мм», так называемый скрап неправильной формы, который не только не несет никакой пользы для процесса, а наоборот снижают производительные показатели измельчения.

При перефутеровке барабана мельницы, шары выгружают и сортируют. Сортировка производится вручную. Данный процесс является продолжительным по времени, достаточно трудоемким и травмоопасным.

Главной целью настоящей работы является сокращение применения ручного труда при выгрузке, отсортировке, возврате годных шаров для дальнейшего использования в мельницах ЗИФ, а также для улучшения ситовой характеристики готового продукта и улучшения рабочих параметров мельницы. Сделать процесс менее трудозатратным, эффективным и безопасным.

Сортировку шаров производят вручную, что приводит к таким недостаткам как:

- Высокие трудозатраты (5-8 человек)
- Низкая производительность (24-72 часа)
- Вероятность возникновения несчастного случая и высокий риск получения травм
- Потеря промежуточного класса сортировки (+30-60 мм)
- Использование мостового крана во время сортировки

Выпуск шаров производят при плановой перефутеровке мельницы (2 раза в год) или при внеплановых ситуациях, связанных с преждевременным износом футеровки, снижением показателей ситовой характеристики или каких-либо других ситуаций требующих этой операции. Выпуск производят через один из люков, расположенных на барабане мельницы, через существующий желоб расположенный в фундаменте, в конечном итоге получается огромная куча шаров.

После выпуска, шары в срочном порядке сортируют на годные (не менее 60 мм в диаметре) и негодные (скрап, соответственно менее 60 мм). В процессе сортировки участвует до 8 человек, являющиеся аппаратчиками других отделений. Машинисты мельниц в это время работают в ремонтной группе, занимающейся самой перефутеровкой. Весь процесс длится полную смену, отвлекая аппаратчиков от работы в своих отделениях.



Во-первых, сортировщикам необходимо безопасное и, одновременно, свободное место для проведения сортировки, чтобы не стоять под работающим мостовым краном, который занимается погрузочно-разгрузочными работами - непрерывно, и не мешать друг другу.

Во-вторых, очень большие физические затраты испытывает каждый сортировщик, ведь для начала нужно выявить годный шар вблизи себя, затем наклониться к нему, взять, поднять, и в завершении закинуть на расстоянии, либо дойти до контейнера и сбросить шары в него.

В-третьих, когда верхний слой кучи отсортирован, на виду остаются только негодные шары, используют магнитную шайбу, для растаскивания оставшейся кучи. Доступ к куче ограничен перекрытием первой отметки корпуса. Применяя такой способ, теряется огромное количество времени, при транспортировке шаров через люк в перекрытии - дальнейшее их высыпание происходит на пол нулевой отметки. Получается так, что во время работы магнитной шайбы - приостанавливается сортировка, а во время работы сортировщиков - приостанавливается работа крана. Вывод: способ сбора шаров при помощи магнитной шайбы является неэффективным.

Для решения всего комплекса выше описанных проблем - предложено механизировать процесс и внедрить устройство для непрерывной, быстрой, качественной сортировки шаров. Преимущества использования такого устройства будут следующие:

- Привлечение меньшего количества людей
- Высокая скорость сортировки
- Сортировка на 3 класса крупности (-30; +30-60; +60)
- Получение промежуточного класса (+30-60), который можно использовать в доводочных мельницах главного корпуса ЗИФ
- Высокая точность сортировки
- Мобильность конструкции, т.е. быстрый монтаж и демонтаж
- Высокая производительность, за счет хорошего угла наклона конструкции и установки вибратора
- Снижение риска получения травм
- Мостовой кран корпуса не участвует в процессе сортировки
- Простота и надежность конструкции
- Изготовление из доступных материалов, черного металлопроката и металлолома

Конструкция состоит из двух раздельных колосников. Первый колосник, который принимает на себя основной удар при выгрузке шаров, предназначен для удаления непригодных шаров размером «-30 мм» и транспортировки пригодных на следующий этап сортировки, на котором также происходит деление на два класса, «+30 -60 мм» и «+60 -100 мм».

С помощью данной установки, проводя сортировку хотя-бы раз в месяц - можно ожидать увеличение эффективности помола, вследствие получить улучшения ситовой характеристики готового продукта мельницы ПСИ и повысить степень раскрытия минералов.

#### Литература

1. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. *Металлургия благородных металлов* – М.: «Руда и Металлы», 2005 г. - 404 с.
2. Севрюков Н.Н., Кузьмин Б.А., Челищев Е.В. *Общая металлургия*. Изд. 3-е. – М.: «Металлургия», 1976 г. - 568 с.
3. [www.metso.com](http://www.metso.com)
4. Донченко А.С., Донченко В.А. *Справочник механика рудообогатительной фабрики*. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1986, 543 с.
5. Михалева З.А., Коптев А.А., Таров В.П. *Методы и оборудование для переработки сыпучих материалов и твердых отходов: Учеб. Пособие*. Тамбов: Изд-во Тамб. гос. техн. ун-та, 202. 64 с.

**С.С. ЩЕРБАКОВ, А.Н. КОЗИК, О.А. НАСАНЬ, Д.А. ПОДГАЙСКАЯ**  
*Белорусский государственный университет*

## **НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ СЕКЦИИ НЕФТЕПРОВОДА С УЧЕТОМ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ ВНУТРЕННИХ КОРРОЗИЙНЫХ ДЕФЕКТОВ**

**Постановка задачи.** В работе рассмотрено влияние различных внутренних коррозионных дефектов на напряженно-деформированное состояние характерной секции трубы, расположенного на участке ННС Пинск нефтепровода Мозырь – Брест 3 со свободной поверхностью (на воздухе) и в грунте (с заглублением на 0,8 м) с учетом гравитационного поля (см. таблицу 1). В качестве существенно различных внутренних дефектов выбрано одно протяженное и множество мелких, равных ему по объему, повреждений.

Механические и геометрические характеристики трубы и описание протяженного повреждения приведены в [1]. Для анализа напряженно-деформированного состояния в силу симметрии модели достаточно рассмотреть четверть секции трубы.

Таблица 1 – Кодификация расчетов

Условия нагружения	Стальная труба с внутренним дефектом на воздухе	Стальная труба с внутренним дефектом в грунте	Стальная труба с множественными внутренними дефектами на воздухе	Стальная труба с множественными внутренними дефектами в грунте
Код расчета	DT	DTG	MDT	MDTG

Для схем нагружения (см. рисунок 1) граничные условия принимают следующий вид:

$$\begin{aligned}
 u^{(1)}\Big|_{r=r_2} &= u^{(2)}\Big|_{r=r_2}, \quad \sigma_r\Big|_{r=r_1} = -p_1, \\
 \sigma_r\Big|_{r=r_2} &= p(\varphi), \quad \sigma_{r\tau}\Big|_{r=r_2} = fp(\varphi),
 \end{aligned}
 \tag{1}$$

где индекс 1 соответствует трубе, 2 – грунту,  $p(\varphi)$  – распределение давления на контактной поверхности трубы,  $f$  – коэффициент трения,  $\tau = \varphi, z$ .

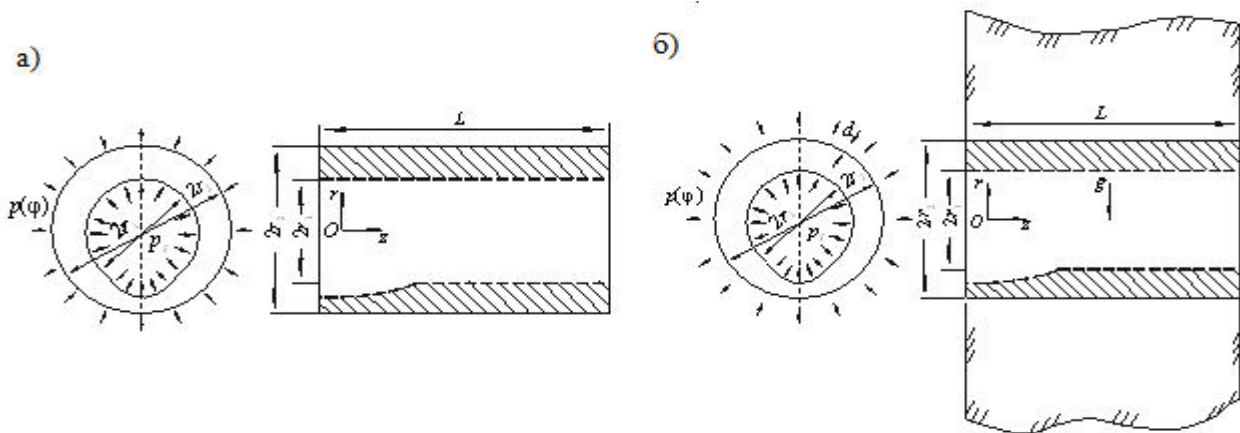


Рисунок 1 – Расчетные схемы трубы с коррозионным дефектом: а) на воздухе; б) в грунте

При предположении об эллипсоидальной форме внутренних повреждений по данным о расположении и геометрическим характеристикам дефектов в сечениях трубопровода были определены параметры Вэйбулловских распределений, описывающих длины, ширины и глубины дефектов. Угловое положение описывалось Гауссовским распределением. Распределение дефектов в продольном направлении сечения трубы задавалось равномерным. На рисунке 2 представлены сгенерированные по данным распределениям дефекты на развертке сечения трубы, имеющие тот же объем, что и протяженное повреждение.

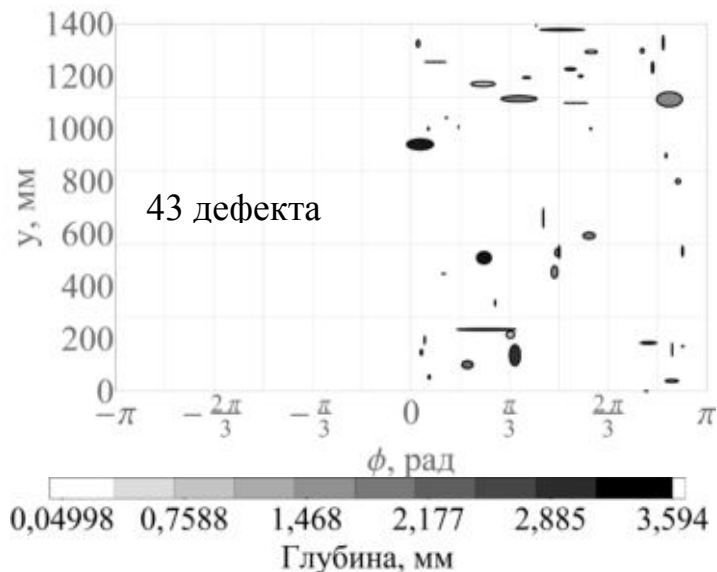


Рисунок 2 – Модель трубы со множественными внутренними дефектами

**Напряженное состояние.** Из рисунков 3 –5 следует, что в случае обобщенной статистической модели с множественными дефектами пластические течения могут возникнуть как в секции трубы со свободной внешней поверхностью, так и в грунте. Напряжения максимальной интенсивности сосредоточены в области дефектов во всех моделях. Учет влияния веса грунта на стенку трубы приводит к увеличению максимальных эквивалентных напряжений  $\sigma_{int}$  на 9,2 % и 1,9 %. Максимальные окружные напряжения  $\sigma_{\phi}$  увеличиваются на 10,3 % и уменьшаются на 5,3 % для расчетов DT и MDT соответственно.

Множественные внутренние дефекты по сравнению с протяженным повреждением значительно увеличивают значения продольных напряжений  $\sigma_z$ : на 640 % сжимающие, на 600 % растягивающие в воздухе и на 600 % сжимающие, на 310 % растягивающие в грунте. Также множественные повреждения увеличивают интенсивность напряжений  $\sigma_{int}$  на 46 % и 37 % для расчетов со свободной поверхностью и в грунте соответственно.

Кроме того, в модели со множественными повреждениями появляются сжимающие окружные напряжения  $\sigma_{\phi}$ . Данный эффект уточняет обнаруженное ранее влияние коррозионных повреждений цилиндрического вида на формирование сжимающих окружных напряжений на внешней стенке секции трубы [2].

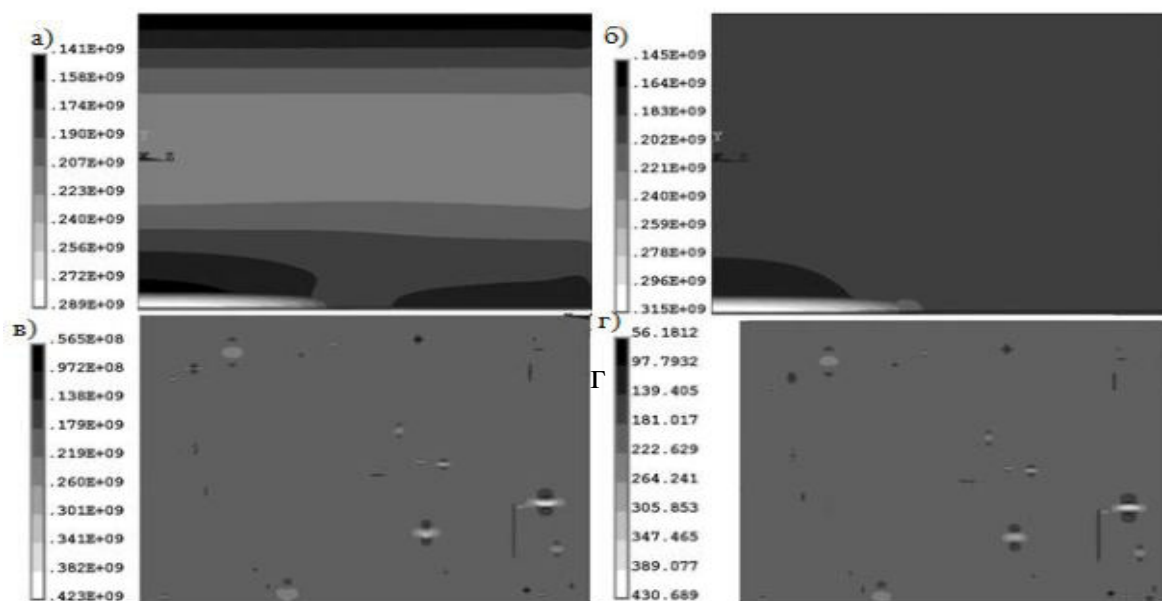


Рисунок 3– Распределение интенсивности напряжений  $\sigma_{int}$  в развертке секции трубы:  
а) DT, Па; б) DTG, Па; в) MDT, Па; г) MDTG, МПа

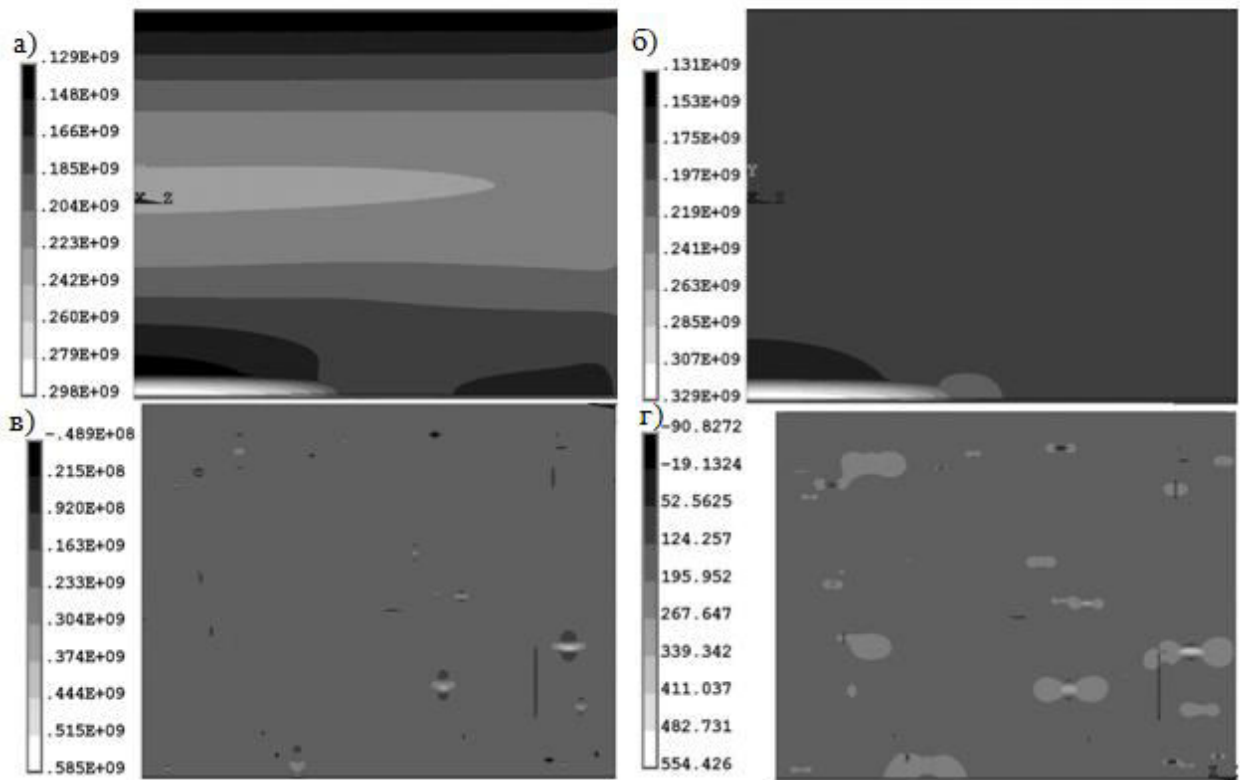


Рисунок 4– Распределение окружных напряжений  $\sigma_\theta$  в развертке сечки трубы:  
 а) DT, Па; б) DTG, Па; в) MDT, Па; г) MDTG, МПа

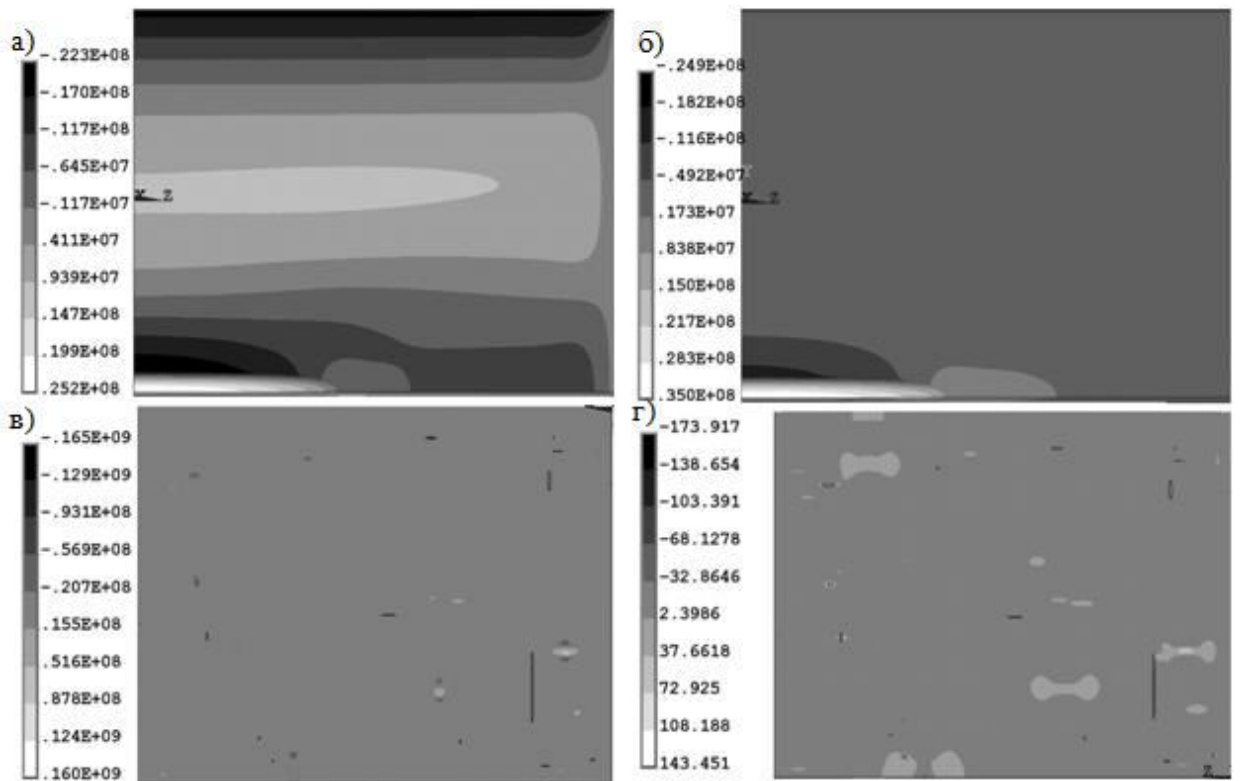


Рисунок 5– Распределение интенсивности напряжений  $\sigma_z$  в развертке сечки трубы:  
 а) DT, Па; б) DTG, Па; в) MDT, Па; г) MDTG, МПа

**Заключение.** Построены компьютерные модели, позволяющие описать напряженно-деформированное состояние секций трубы с протяженным и множественными коррозионными повреждениями на воздухе и в грунте. В целом, грунт оказывает значительное количественное и качественное влияние на НДС секции трубы, нагруженной внутренним давлением. Заглубление трубопровода на 0,8 метра увеличивает значения компонент тензоров напряжений по сравнению с секцией трубы на воздухе. Показано, что множественные повреждения по сравнению с протяженным дефектом приводят к увеличению интенсивности напряжений  $\sigma_{int}$  на 46 % и 37 % для расчетов со свободной поверхностью и в грунте соответственно. Установлено, что на напряженно-деформированное состояние модели со множественными повреждениями грунт оказывает меньшее воздействие, чем на модель с внутренним протяженным дефектом.

#### Литература

1. Щербаков, С.С. Напряженно-деформированное состояние линейного участка нефтепровода с учетом коррозионных дефектов и ремонтных работ / С.С. Щербаков, А.Н. Козик, О.А. Насань // Теоретическая и прикладная механика. Выпуск 32. – Минск: БНТУ, 2017. – С. 352-357.
2. Насань, О.А. Напряженно-деформированное состояние трубы с пространственными коррозионными повреждениями // Тр. Международного форума-конкурса молодых ученых, 20 – 22 апреля 2011 г., – Санкт-Петербург: СПбГИ, 2011. – Т.1. – С. 158-159.

**С.С. ЩЕРБАКОВ, У ШИ, О.А. НАСАНЬ, А.В. ГОНЧАРИК**  
*Белорусский государственный университет*

## **НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ РАСТОЧНОЙ ОПРАВКИ ШТАНГИ СВЕРХМОЩНОГО ГОРИЗОНТАЛЬНОГО СТАНКА С УЧЕТОМ РАЗЛИЧНЫХ УСИЛИЙ ЗАТЯЖКИ БОЛТОВЫХ СОЕДИНЕНИЙ**

**Введение.** Объект исследования – многоэлементная трибофатическая система расточной оправки борштанги, являющаяся одним из наиболее ответственных узлов сверхмощного горизонтального расточного станка. В данной системе реализуется как контактное взаимодействие с трением между ее различными элементами, так и неконтактный изгиб [1].

Цель работы – разработка механико-математических моделей, позволяющих описать напряженно-деформированное состояние и контактное взаимодействие упругих элементов системы расточной оправки борштанги.

**Постановка задачи.** В рамках данной работы было проведено два расчета, в ходе которых оценивалось влияние усилий затяжки  $F_a$  горизонтальной группы болтовых соединений, крепящих расточную оправку (см. рисунок 1), на ее напряженное состояние. Механические характеристики использовавшихся материалов указаны в таблице 1.

С учетом предположения о наступлении пластических течений во всем теле болта, усилия затяжки болтовых соединений рассчитаны по [2] и равняются:  $F_a = 24950$  Н,  $F_b = 43049$  Н,  $F_c = 82341$  Н,  $F_d = 264903$  Н.

Обозначим модели кодами FF и FN. Расчет FF описывает поведение головной части борштанги при максимальной  $F_a = 24950$  Н. Расчет FN описывает поведение головной части борштанги при  $F_a = 0$ .

Таблица 1 – Механические характеристики

Материал	Коэффициент Пуассона, $\nu$	Модуль Юнга, $E$ , ГПа	Предел текучести, $\sigma_T$ , МПа	Предел прочности, $\sigma_B$ , МПа
Сталь 18ХГТ, (для болтов)	0,3	211	885	980
Сталь 18ХГТ	0,3	211	730	980

Коэффициент трения  $f$  для всех расчетов принят равным 0,18.

Режущая нагрузка была задана равной  $\bar{F}_N = \{-3118; 3619; -8620\}$  Н по предоставленным Харбинским университетом науки и технологий данным. Сила  $\bar{F}_N$  прикладывалась к ножу режущего инструмента.

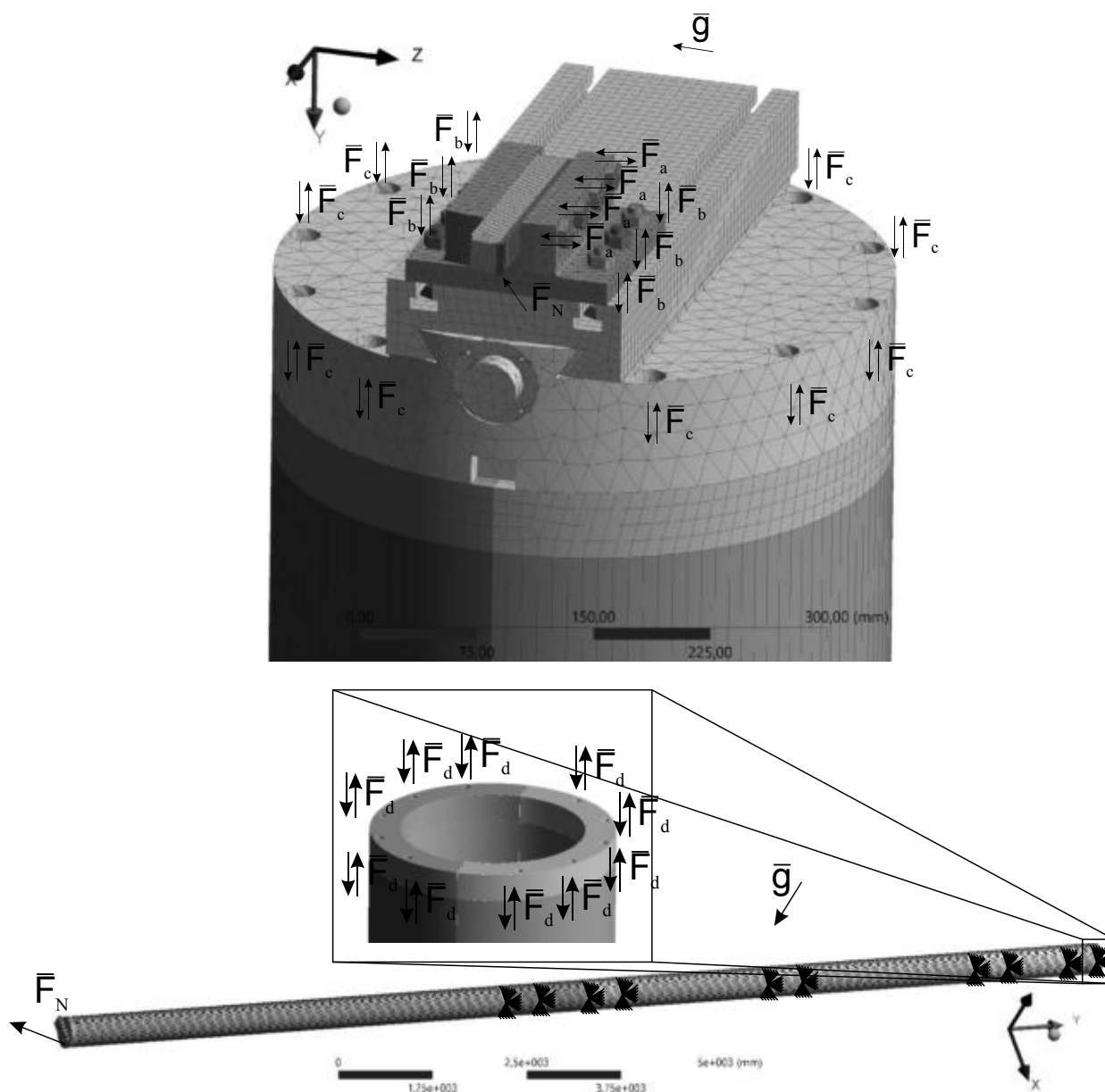


Рисунок 1 – Конечно-элементное разбиение и схема нагружения для расчетов

Все расчеты проводились в пакете конечно-элементного моделирования ANSYS Workbench в поле силы тяготения в статической постановке с нелинейным поведением материалов в области режущей части расточной оправки.

Расчет для всех моделей разбивался на 2 этапа: на первом учитывалась затяжка болтовых соединений, на втором добавлялась режущая нагрузка.

На втором этапе в качестве граничных условий прикладывались распределения усилий и перемещений, полученных от затяжки болтовых соединений.

**Напряженное состояние.** Во всех расчетах, при оценке интенсивности напряжений, до начала резания максимальные напряжения сосредоточены в области затяжки вертикальной группы болтовых соединений, крепящих расточную оправку (см. рисунок 2). Их большая величина, около 1,7 ГПа (см. рисунок 3), связана с довольно грубой сеткой в области галтельного перехода стержня болта в шляпку.

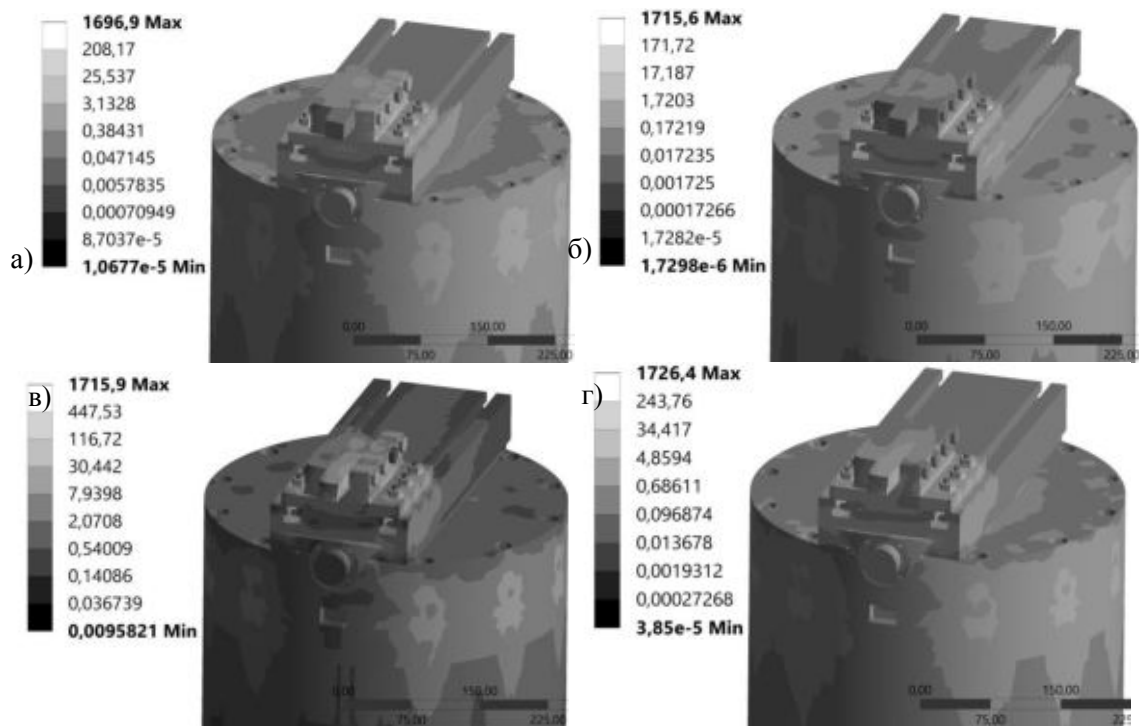


Рисунок 2 – Распределение эквивалентных напряжений  $\sigma_{eqv}$  после затяжки болтовых соединений, МПа: а) FF, б) FN; в) FN; в процессе резания: в) FF, г) FN

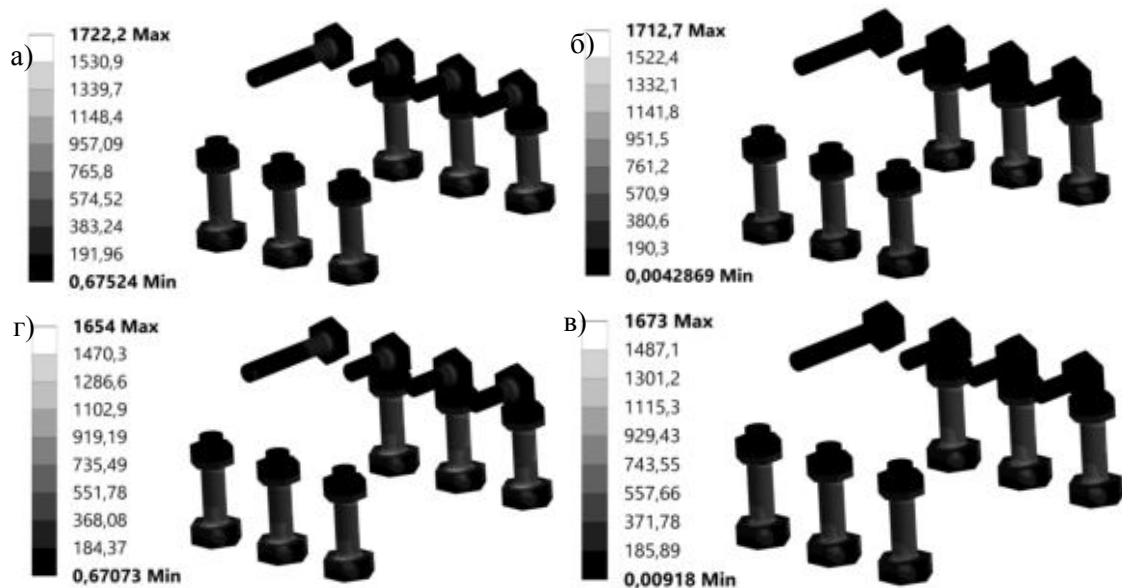


Рисунок 3 – Распределение эквивалентных напряжений  $\sigma_{eqv}$  после затяжки болтовых соединений, МПа: а) FF, б) FN; в) FN; в процессе резания: в) FF, г) FN

В процессе резания эти области разгружаются примерно на 2,34 %, 3,95 % для расчетов FN и FF соответственно. В целом же, из рисунка 3 видно, что величины затяжки болтовых соединений, рассчитанных по методике, предложенной в [2], являются оценками напряженного состояния сверху.

В верхней опоре, до фазы резания, максимальная интенсивность напряжений наблюдается в области затягиваемых болтовых соединений и составляет примерно 315 МПа для обоих расчетов. При ослабленных болтах наиболее нагруженной оказывается нижняя часть верхней опоры. При затянутых болтах рост силы  $F_a$  приводит к более равномерному нагружению верхней опоры.

В процессе резания максимальные напряжения смещаются в область режущей части расточной оправки, сохраняя свои значения в местах затяжки болтовых соединений вертикальной группы, крепящих расточную оправку. Вне области затяжки вертикальной группы болтовых соединений, интенсивность напряжений  $\sigma_{eqv}$  не превышает предел текучести материалов.

**Заключение.** Построены компьютерные модели, позволяющие описать напряженно-деформированное состояние системы расточной оправки борштанги в зависимости от различных значений силы затяжки  $F_a$ .

В области закрепления расточной оправки сильное влияние на напряженно-деформированное состояние верхней опоры оказывает затяжка болтовых соединений, крепящих верхнюю опору расточной оправки, а также процесс резания. В то же время средняя опора демонстрирует одинаковую нагруженность по интенсивности напряжений как после затяжки горизонтальных болтовых соединений, так и во время резания. Установлено, что даже при незатянутых болтах, крепящих расточную оправку, во время резания нож держится в верхней опоре.

В дальнейшем целесообразен переход к анализу опасных объемов [1] для получения интегральных оценок повреждаемости системы.

#### **Литература**

1. Щербаков, С.С. Механика трибофатических систем / С.С. Щербаков, Л.А. Сосновский. – Минск: БГУ, 2011. – 407 с.
2. Биргер, И.А. Резьбовые и фланцевые соединения / И.А. Биргер, Г.Б. Иосилевич / – М.: Машиностроение, 1990, – 368 с.: ил.



П 493 **Проблемы недропользования:** Сборник научных трудов. Часть I / Санкт-Петербургский горный университет. СПб, 2017. 240 с. (Международный форум-конкурс молодых ученых. 19-21 апреля 2017 г.)

ISBN 978-5-94211-780-1 (Часть I)  
ISBN 978-5-94211-779-5

УДК 00 (55+62+66+33+50+54)

ББК 2 (26+33+60+66)

*Научное издание*

## **ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ**

МЕЖДУНАРОДНЫЙ ФОРУМ-КОНКУРС МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

19-21 апреля 2017 г.

*Сборник научных трудов*

*Часть I*

Статьи публикуются в авторской редакции  
Печатается с оригинал-макета, подготовленного Советом по НИРС

Лицензия ИД № 06517 от 09.01.02

Подписано к печати 12.04.2017. Формат 60×84/8. Уч.-изд.л. 31.  
Тираж 200 экз. Заказ 292. С 76.

Санкт-Петербургский горный университет  
РИЦ Санкт-Петербургского горного университета  
Адрес университета и РИЦ: 199106 Санкт-Петербург, 21-я линия, 2



**САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**  
Россия, 199106, Санкт-Петербург, 21-я линия, д. 2  
[www.spmi.ru](http://www.spmi.ru)