



САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ
ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ



United Nations
Educational, Scientific and
Cultural Organization



International
Competence Centre for
Mining-Engineering Education

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

МЕЖДУНАРОДНЫЙ ФОРУМ-КОНКУРС
МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ

18-20
АПРЕЛЯ
2018



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

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Международный форум-конкурс молодых ученых

18-20 апреля 2018 г.

Сборник научных трудов

Часть I

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2018

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» 18-20 апреля 2018 г. Материалы сборника представляют интерес для широкого круга исследователей, ученых, педагогов, специалистов, руководителей промышленных предприятий и предпринимателей, работающих в области поиска, разведки, добычи и переработки полезных ископаемых.

The Volume contains works of young researchers - participants of International Forum of Young Researchers «Topical Issues of Subsoil Usage», which was held at the St. Petersburg State Mining Institute from the 18th to 20th April 2018. The Volume can be of great interest for a wide range of researchers, scientists, university lecturers, specialists and managers of industrial enterprises and organisations as well as for businesspeople involved in exploration, prospecting, development and processing of minerals.

Редакционная коллегия: профессор *И.Б.Сергеев* (председатель), доцент *Л.С.Синьков*, доцент *Ю.М.Сицук*.

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>24</i>
<i>КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ТРАНСПОРТИРОВКА УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ.....</i>	<i>74</i>
<i>СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ЗДАНИЙ, СООРУЖЕНИЙ И ОБЪЕКТОВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА</i>	<i>91</i>
<i>МЕТАЛЛУРГИЯ. ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ</i>	<i>109</i>
<i>ОБОРУДОВАНИЕ, ТРАНСПОРТНОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОИЗВОДСТВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА.....</i>	<i>134</i>

ПОИСК И РАЗВЕДКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

BIRGIT KREHER-HARTMANN¹, JURAJ MAJZLAN¹

¹ *Department of General and Applied Mineralogy, Institute of Geoscience, Friedrich-Schiller-University Jena, Germany*

MARIA BREY-FUNKE²

² *Shimadzu Germany GmbH, Engineering Department Jena*

About Manganese Ores in Thuringia, Germany

Thuringia, a state in the central part of Germany, consists of the Thuringian basin, which is situated in the central part of the state of Thuringia and is bordered by the Harz Mountains to the north and the Thüringer Schiefergebirge and Thüringer Wald to the south. During the Late Cretaceous compressional event, which affected large areas of western and central Europe, there seemed fluids initiated to migrate from the basement upward. This large-scale fluid circulation is thought to have led to the formation of numerous hydrothermal deposits along the margins of the Thuringian Basin (Rüger & Decker, 1992). These deposits were economically exploitable, particularly in the southern area of the basin, and have been mined since the Middle Ages (Zimmermann 1914). The first written documents about the ore exploitation here date back to 1668 and 1732 and the mining ceased in 1949. More than 40.000 tons of manganese ores had been extracted.

The manganese ore deposits show depending on the mode of their formation a wide spectrum in the composition and stability of manganese minerals and their paragenesis. Pyrolusite, "Psilomelan", Braunite, Hausmannite, Manganite (very random), Hollandite, Romanèchite, Cryptomelane, Bixbyite, Hematite, accompanied by Baryte, Calcite, Fluorite, Rhodochrosite, Ankerite, Orthoclase and Quartz. A historic note to the first description of the minerals: Hausmannite and Braunite have their type localities in this studied area. And a lot of interesting pseudomorphs between the ore minerals and their accompanied minerals are located in this area.

While former works focused on the minerals and their occurrence the interests in the last years switched to their formation conditions. Microthermometry on Baryte and Calcite brought new ideas. For example in the accompanied non ore minerals on one hand and in the paragenesis of baryte with manganese and iron ores on the other hand baryte seems relatively young in both mineralisations. Together with isotopic data the results suggest that the fluids responsible for baryte in both assemblages were very similar. (Majzlan et al., 2016).

Literature:

Majzlan, J. et al (2016): Fluid evolution and mineralogy of Mn-Fe-barite-fluorite mineralizations at the contact of the Thuringian Basin, Thüringer Wald and Thüringer Schiefergebirge in Germany; *Geologica Carpathica* 67, 1, 3-20.

Rüger F. & Decker H. (1992): *Bergbaugeschichte, Geologie und Mineralien des Saalfeld-Kamsdorfer Bergreviers*. Veröff.Museum Gera, Naturwiss. Reihe 19, 1—70.

Zimmermann E. (1914): *Erläuterungen zur Geologischen Karte von Preussen und benachbarten Bundesstaaten 1:25,000; Blatt Saalfeld a. Saale; Königlich Preußische Geol. Landesanstalt, Berlin*

DOMINIK KOWALCZYK

Educational institution: Akademia Górniczo-Hutnicza, AGH-UST

TRACES OF THE FORMER ORE MINING IN THE GÓRY SOWIE MTS. (OWL MOUNTAINS), POLAND.

Góry Sowie Mts. are located in Southern-Eastern Poland in Lower Silesia. Geologically they are part of Owl Mountains block, which is the oldest Precambrian structural element of Middle-Sudetes. Owl mountains belt (in geological point of view) is the elongated NW-SE direction horst composed mostly from Archaic and Proterozoic high grade metamorphosed rocks such as: gneisses, migmatites and amphibolites, with a predominance of Late-Proterozoic migmatitic gneiss of sedimentary origin. In the central part of the mountains, there are non-metamorphosed Kulm sediments, laying on the previous complexes. From historical point of view this region across the centuries was strongly connected to mining, which history began in XIII century. The "golden ages" of mining in this region date back to the 16th century, when in mines yearly was extracted 70 tonnes of ore from which 30 kg of silver was recovered. At the end of the 16th century, after the exploitation of the richest parties, mining began to fall

in this region. The last attempts to resume mining in the Góry Sowie Mts. were at the beginning of the 20th century where in Bystrzyca Górna for a short period of time zinc was excavated, and in Jedlinka, after the unsuccessful attempt to excavate copper and lead ores, the extraction of barite took place. Ore mineralization of this region is related to complicated geological structure, tectonic, and magmatic processes. Origin of mineralization is hydrothermal, and occurs in quartz-barite veins. Ore mineralization includes ore minerals like galena, sphalerite, pyrite, chalcopyrite and hematite.

Mining works in the area was concentrated in the few mining districts. Field works was carried out only in two of them: Srebrna Góra and Bystrzyca Górna areas. Field works were focused to collected the samples from old pit heaps and adits, which were found using LiDAR survey and studying old German geological maps. Collected samples were further used for mineralogical analysis. First stage of the mineralogical analysis was carried out based on macroscopic investigation. Microscopic investigation gave us results that ore mineral occurs mostly in veins and some ore minerals are dispersed. Ore mineral in general fulfil cracks, fault lines, boundaries between minerals and empty spaces in rock. These ore minerals are silver-colored, heavy with metallic luster galena, black and grayish-black colored sphalerite, yellow colored pyrite and secondary ore minerals such as: hematite dispersed in rock mass, iron oxides and copper secondary minerals: malachite and chrysocolla. Rock forming minerals are milky-grayish colored quartz, white or purple colored, heavy and brittle barite and carbonates. After macroscopic investigation selected sixteen samples have been prepared for further microscopy examination in reflected light. As a result of microscopy examination we found that in galena crystals small in size inclusions of tetrahedrite occurs. Moreover microscopic examination in reflected light give us information about structure and texture of ore crystals were relatively mostly small in size, rarely occurs continuously (even in veins). Furthermore in microscopic investigation we approved ore mineralization founded in macroscopic investigation and we found occurrences of arsenopyrite which formed mostly inclusions in sphalerite. Selected samples with rare minerals were researched using scanning electron microscopy with EDS and electron microprobe to check the chemical composition and identify the rare phases. Especially silver bearing minerals and tetrahedrite inclusions were research. Result of this analysis confirm the presence of high silver phases as pyrargyrite as well as confirm the high content of silver in the tetrahedrite (up to 16%). The main silver minerals in the studied ore are Ag bearing tetrahedrite, freibergite and pyrargyrite. Moreover we found that hydrothermal mineralization appeared in couple stages with different chemical association. The mineralogical detection has been carried out being based on results of previous examination. Also the results was related to geochemical environmental as well as to the geological processes.

FIGIEL MICHAŁ RAFAŁ

AGH University of Science and Technology

STUDY OF FRACTAL PARAMETERS VARIABILITY ON THE EXAMPLE OF SANDSTONE

Abstract

Porosity is one of the most important petrophysical parameters. However, due to a highly complex and chaotic structure of pore space, the classical approach of description doesn't always fully resemble its real character. This phenomenon encourages researchers to find new ways of characterization - such as the fractal analysis.

The study has been carried out on thin sections of a coarse-grained sandstone core. Having taken representative pictures, it was possible to apply the computer image analysis techniques which allowed to calculate a fractal box-counting dimension as well as lacunarity for each of the photos. The correlation analysis has been carried out. A relationship between both of the fractal parameters and porosity was observed.

I. INTRODUCTION.

It has been proved that many reservoir rocks, such as sandstones, possess a fractal structure [2, 3, 7]. The basic features of a fractal are: self-similarity which can manifest itself stochastically or exactly [8], construction based on a simple and recursive definition instead of an equation and a non-integer dimension [5]. Due to a variety of fractal dimension definitions, it is justified to note each time which one is being used. The box-counting dimension [6], also known as Minkowski-Bouligand dimension which is based on the box-counting algorithm was estimated in this research: the structure is covered by an equal grid of squares. Then those that contain a portion of a studied object are counted. Next, the process is repeated for a denser grid. Here the fractal dimension is calculated from the slope of a line plotted from the data on a scaling factor against grid density graph.

Two fractals can have the same fractal dimension thus an additional parameter – lacunarity – has been introduced. It describes fractal invariance to its rotation. High values point to greater changes in the way how the structure looks after rotating, whereas low show small differences and therefore bigger homogeneity.

II. METHODOLOGY.

The studied core sample of coarse-grained came from the southeast part of the Polish Lowland. 5 thin sections were created, which were based on a blue-coloured resin to expose the pore structure and distinguish pores from grains [4]. They were distributed parallelly throughout the whole sample with a distance of approximately 2

cm between each of them. Then thin sections were photographed using a binocular magnifier with 2x magnification. 8 representative pictures of resolution 3264x2449 pixel were taken for each of the samples. The computer image analysis techniques were applied to each of the photos (Fig. 1 – A). Using a free software ImageJ, it was possible to mark pores filled with resin (Fig. 1 – B), which each time required adjusting three different parameters such as: hue, saturation and brightness. Finally, binary images were created (Fig. 1 – C). They contain only white (pores) and black (cementation, grains and other minerals) pixels. Knowing the resolution and therefore the total number of pixels it was possible to determine porosity for each of the converted images. Fractal dimension and lacunarity were calculated utilising the FracLac plugin, based on the box-counting algorithm.

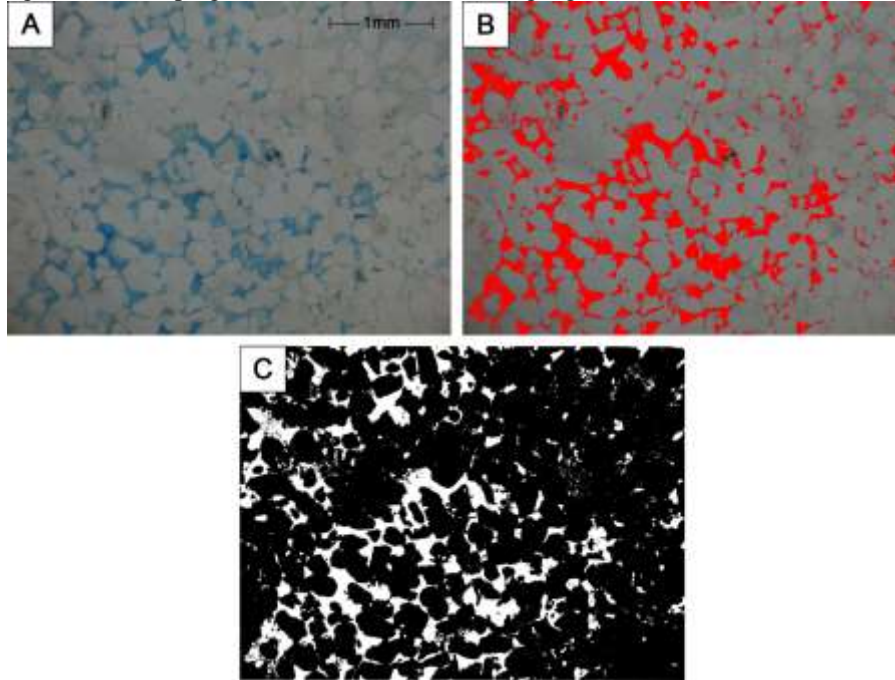


Fig. 1. Image conversion. The scale bar shown on the picture A represents 1 mm.

III. RESULTS.

The calculated fractal dimension varies between 1,449 and 1,691 with the average of 1,603 whereas lacunarity changes in range from 0,474 to 1,531 (average 0,779). Porosity of the examined sandstone sample has been estimated at around 12,418% (min 3,935%, max 20,014%). Additionally, graphs showing a relationship between fractal parameters and porosity were created (Fig. 2-3). Each data series is encompassed by its own trend line.

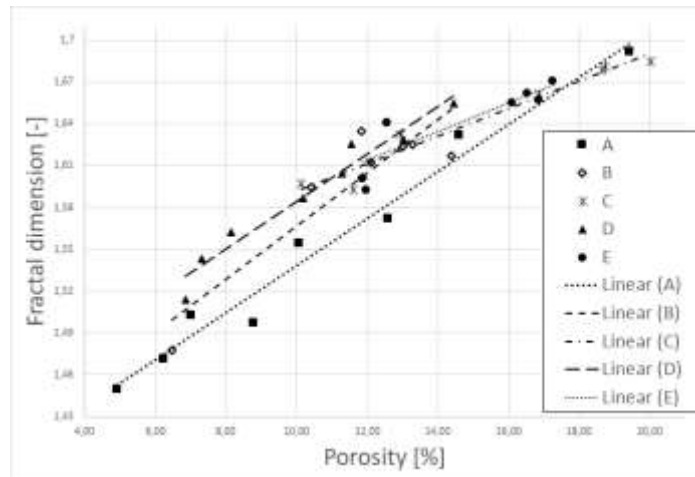


Fig. 2. Relationship between fractal dimension and porosity. The coefficients of determination are: $R^2_A = 0,97$, $R^2_B = 0,83$, $R^2_C = 0,96$, $R^2_D = 0,96$, $R^2_E = 0,73$.

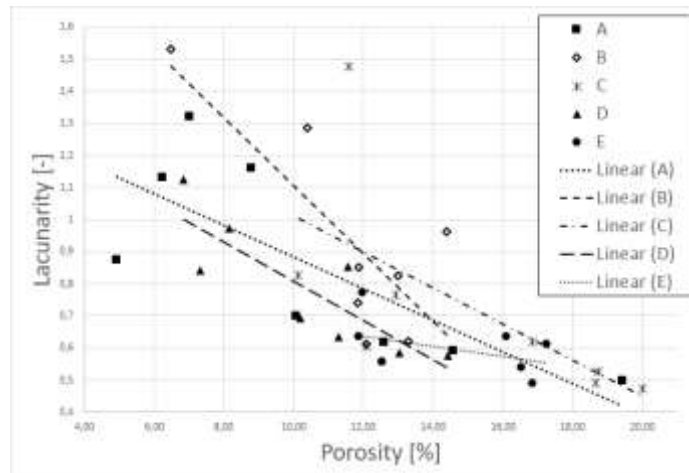


Fig. 3. Relationship between lacunarity and porosity. The coefficients of determination are: $R^2_A = 0,6$, $R^2_B = 0,62$, $R^2_C = 0,43$, $R^2_D = 0,72$, $R^2_E = 0,2$.

IV. DISCUSSION.

The computer image analysis of the studied samples confirms the fractal properties of reservoir rocks such as sandstone. Both fractal dimension and lacunarity change within a single thin section as well as throughout the whole core. Created graphs point to a good correlation between porosity and fractal dimension and none or weak correlation between porosity and lacunarity.

Marking of the pore space had the most impact on the image analysis. It was based on a human judgement what could have an influence on estimating the fractal parameters. However, this property can be compensated by increasing the number of analysed photos. Therefore, making the analysis less subjective. What is more, it has been noticed that photos of a higher resolution allow to study a greater range of a studied material but it implies bigger file sizes and difficulties in its conversion.

The change in fractal dimension and lacunarity manifests itself in macropores with a diameter as wide as 200 μm . The computer image analysis is useful when a mercury porosimetry doesn't fully describe the pore space of a studied object [1].

V. CONCLUSION.

- The fractal dimension and lacunarity change throughout the whole sample and a single thin section.
- Fractal dimension increases with the increase of porosity.
- There is a weak correlation between lacunarity and porosity. A decrease in porosity is encompassed by an increase in lacunarity values.
- Thin section analysis can be useful when a mercury porosimetry is doesn't properly show the distribution of pores in an analysed sample.

REFERENCES

- [1] Angulo R.F., Alvarado V., Gonzalez H., *Fractal Dimensions from Mercury Intrusion Capillary Tests*, SPE Papers 23695, 1992.
- [2] Garrison Jr. J.R., Pean W.C., von Rosenberg D.U., *The Fractal Nature of Geological Data Sets: Power Law Processes Everywhere*, SPE Paper 22842, 1991.
- [3] Katz A.J., Thompson A.H., *Fractal Sandstone Pores: Implications and Conductivity and Pore Formation*, Physical Review Letters, 1985, vol. 54, no. 12, p. 1325 – 1328.
- [4] Leśniak G., *Zastosowanie komputerowej analizy obrazu w badaniach petrofizycznych*, Przegląd Geologiczny, 1999, vol. 47, no. 7, p. 644 – 651.
- [5] Mandelbrot, B., *The fractal geometry of nature*, New York, W.H. Freeman and Company, 1977.
- [6] Peitgen H.O., Jurgens H., Saupe D., *Fraktale Granice Chaosu, cz.1,2*, Warszawa, Wydawnictwo Naukowe PWN, 1995.
- [7] Such P., *Studium badań przestrzeni porowej skał dla potrzeb geologii naftowej*, Prace INiG, no. 104, 2000.
- [8] Turcotte D.L., *Fractals and Fragmentation*, Journal of Geophysical Research, 1986, vol. 91, no. B2, p. 1921 – 1926.

IGLESIAS-MARTÍNEZ^A, MARIO, ESPÍ^A

a Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía. Universidad Politécnica de Madrid.

JOSÉ ANTONIO, EDOU-MINKO^B

b Faculté des Sciences Géologiques. Université de Sciences et Techniques de Masuku. Franceville, République de Gabón

AMBROISE, AMANDI, BEGOÑA^C

c Facultad de Ciencias Geológicas. Universidad Complutense de Madrid

GOLD POTENTIAL OF NEOARCHEAN GREENSTONE BELTS OF AYINA UNIT (NTEM COMPLEX, NORTHERN GABON)

ABSTRACT

Potential for gold of Central African Archean belts seems underestimated by comparison with their equivalent in West Africa and NE Brazil. Deep lateritic weathering, thick equatorial rain forest and high operational costs are some of the reason that could explain the little exploration works and the poor results obtained. Gold is known to occur in south Cameroon and northern Gabon since the last century. Although gold showings are common and many placers have been mined artisanally, no industrial-scale gold mines exist on the northern Congo Craton border. The Ayina unit, which corresponds with the eastern margin of the Ntem complex, is constituted by medium-grade metamorphic Archean formations, interpreted as greenstone belts. It is commonly accepted the presence of Archean or Paleoproterozoic iron formations (greenstone belts, ultrabasic rocks and most often, banded iron formations) can be considered a priority target for gold deposits, as indicated by the presence of numerous streams and rivers mined for alluvial gold. The fact that this unit spans the frontiers of three different countries has not contributed to having an overall picture of this part of the Congo craton. The present work offers a geological integration of the Ayina unit in its geological context. A special focus have been made of tracing the greenstone belt as these sequences of supracrustal rocks have been shown to be very favourable for gold, iron and other mineralization.

Key Words: Gold, Ayina-unit, Ntem-complex, Greenston-belt, Gabon

OBJECTIFS AND METHODOLOGY

This work aims to improve the geological knowledge and to highlight the potential for gold of the Archean supracrustal formations of the Ayina unit. This unit is by far the less known unit of the Ntem complex. Not a single study in the Gabonese side have been done up to the present work and only some regional ones have been carried out on the Cameroon side. The primary objective of this study is to frame the Ayina unit as a geological entity, without considering political borders, and to reveal graphically the huge volume of highly potential iron-rich supracrustal formation contained in it.

The regional geological map available in this presentation has been compiled from the integration of geologic, cartographic, topographic, aeromagnetic and radiometric data from reports published by different institutions and authors of Gabon, Cameroon and Congo Republics (Fig. 1). The iron-rich greenstone belts are clearly recognizable and outlined by airborne magnetic surveys. These geophysical techniques have been widely used for the cartography of these inaccessible forested and deeply weathered areas.

The compilation and integration of previous data was accompanied by field works performed in a 1500 km² northern Gabon area during the dry seasons of 2014 and 2015. The area corresponds to the “G9-580 Minvoul Prospection Permit” owned by the Craton del Congo Exploraciones SARL, Spanish-Gabonese mining company. Regional field works consisted on geological mapping, petrological studies of the main lithological units and geochemical analysis of stream sediments, soils, saprolite and rocks. Simultaneously to the mapping, an artisanal gold mining sites inventory was made, and more than 40 streams and rivers where tested for gold by panning.

GEOLOGY OF THE AYINA UNIT AND GOLD MINERALIZATION

The study area corresponds with the Ayina Unit. This unit represent the Eastern margin of the Ntem complex. The regional geology of the area is characterised by abundant meso-Archean terrains emplaced into the charnockitic basement, and overlain by two series of supracrustal medium-grade metamorphic rocks. The geochronological, structural and chemical characteristics show many similarities with the neighbouring São Francisco (Brazil) and Guyana and West Africa cratons.

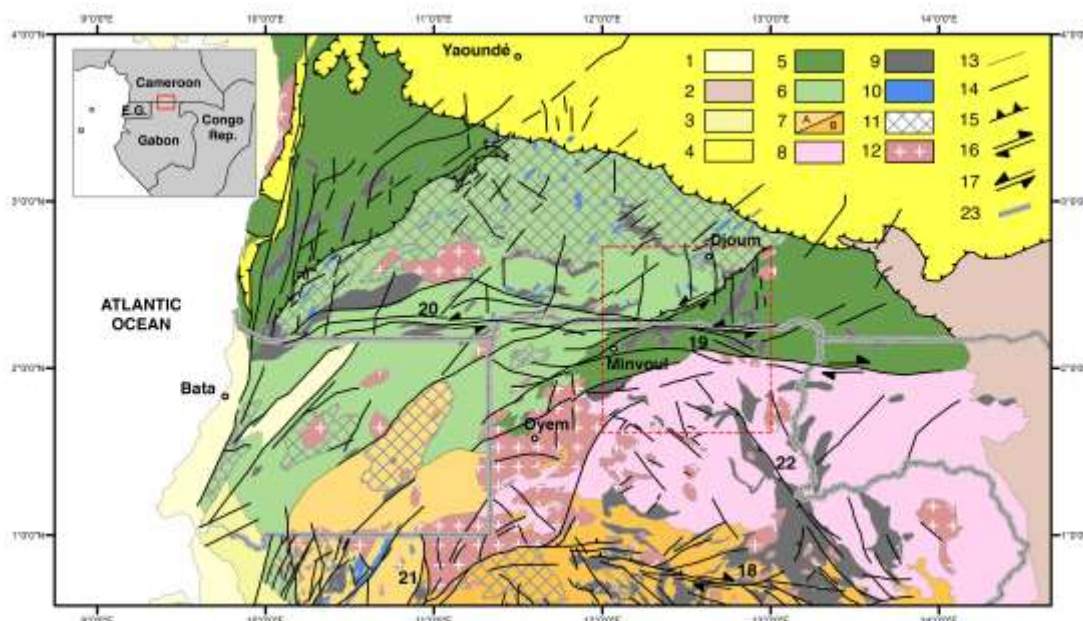


Figure 1.- Integration geological map of Ntem Complex and surrounding units. [1] Phanerozoic covers; [2] Yakadouma et Dja Series (Neoproterozoic); [3] Noya Basin (Neoproterozoic); [4] Yaoundé Series (Neoproterozoic, Pan-African) ; [5] Ntem Complex, Ayina unit and Nyong unit (Neoproterozoic) Foliated series: amphibolite/garnet gneiss ; [6] Ntem Complex, Ntem unit (Mesoarchean) Banded series: undifferentiated granulitic gneiss ; [7], Monts de Cristal migmatitic belt (Mesoarchean ?) ; [8] Nord Gabon plutonic complex (3.1 – 2.8 Ga) Granitoid, tonalite, granodiorite; [9] Greenstone belts (Mesoarchean to Paleoproterozoic) : Amphibolite, itabirite, micaschist; [10] Dolerites and Gabbros [Pre-Eburnean (2.2 Ga) and Pre-Pan-African (1 Ga)] ; [11] Magmatic charnockitic suite and TTG suite (2.9 – 2.8 Ga) ; [12] K-rich granite and porphyroid monzogranite (2.7 – 2.5 Ga); [13] Geological contour; [14] Major fault; [15] Major thrust ; [16] Dextral transcurrent movement; [17] Sinistral transcurrent movement; [18] Nkol shear zone ; [19] Nord Gabon shear zone; [20] Ntem shear zone ; [21] Abanga fault; [22] Nouna Fault; [23] National border.

The Archean feriferous belts of Gabon can be compared with the Quadrilatero Ferrifero, Jacobina and Contendas-Mirante Brazilian provinces (Leistel et al., 2001) where epizonal and mesozonal gold mineralizations are hosted in greenschist facies but also in higher metamorphic grade displaying metallogenic controls distinctive of convergent tectonical setting, corresponding to orogenic gold deposits model (Grooves et al., 1998).

CONCLUSIONS

Gold mineralization is one of the most characteristic features of all granitoid-greenstone terranes, with large deposits located in almost all cratonic regions. The widespread distribution of gold deposits in this type of geological context is evidenced by its contribution (> 25%) to total world production. Gold showings are common in Gabon and Cameroon and many placers have been exploited either artisanally or industrially. International survey programs (BRGM, SYSMIN) as well as private exploration companies confirm the presence of Archean or Paleoproterozoic greenstone belts, in particular ferruginous banded facies, as a very favourable factor for the location and control of gold mineralization. Ayina unit occupies a remote and inaccessible territory remaining one of the less known cratonic areas of Central Africa. As indicated in the integration geological maps presented in this paper, the eastern edge of the Ntem complex contains huge extensions of supracrustal rocks interpreted as Archean to Paleoproterozoic greenstone-belts. The extensive presence of artisanal mining on the rivers draining these formations and the positive pan testing results for gold let consider the Ayina unit a changeling but highly promising region for gold, iron and other mineral resources.

REFERENCES

- Groves, D. I., Phillips, G.N., Ho S.E. Houstoun, S.M. and Standing, C.A. 1987. Craton-scale distribution of Archean Greenstone gold deposits: predictive capacity of the metamorphic model. *Econ. Geol.* 82, 2045-2058.
- Leistel, J.M., Deschamps, Y., Feybesse, J.L., Husson, Y., Lambert, A., Leduc, C., Milési, J.P., avec la collaboration de Chassignol, A.L., Chêne, F., Heinry, C., Lançan, B., Lannez, P., Ralay, F. 2001. Évaluation du potentiel aurifère du craton gabonais BRGM/RC-51121-FR.

THE DOLERITE-HOSTED ZOROASTRIAN GOLD DEPOSIT, YILGARN CRATON, WESTERN AUSTRALIA: LITHOGEOCHEMISTRY, ALTERATION ZONATION PATTERNS AND SOURCES OF SULFUR

Abstract

The Zoroastrian gold deposit is situated along the Bardoc Tectonic Zone and structurally related to giant and world-class deposits. It is classified as an orogenic gold system with gold being hosted by dolerite. Portable X-ray fluorescence (pXRF), whole rock multi-element (ME) analysis, scanning electron microscopy (SEM), optical microscopy and secondary ion mass spectroscopy (SIMS) were used to construct Zoroastrians architecture, map fluid pathways and identify sources of sulfur.

A new crustal architecture has been determined through lithogeochemistry and mapping mineral zonation patterns. This new architecture has implications on fluid pathways which may give insights into processes that control gold transportation and precipitation. The host-rock dolerite has been analysed showing four distinct dolerite units that vary in Ti, Th and Zr indicating different degrees of fractionation and crustal contamination (Barnes et al., 2012). Furthermore, different alteration events are identified within Zoroastrian relative to the gold forming event. A Ti- mineral zonation pattern is present with titanite occurring in least altered wall-rocks and ilmenite and rutile occurring close to, or within the high-grade gold zones. This replacement reaction is related to a change in rutile chemistry (Hunt and Kerrick, 1977). Multiple sulfur isotope analysis revealed MIF as well as MDF signatures, thus several sources for sulfur seem to be involved ranging from a shallow marine to a deep mantle source (Farquhar and Wing, 2003).

References

Barnes, S. J., Van Kranendonk, M.J., and Sonntag, I., 2012, Geochemistry and tectonic setting of basalts from the Eastern Goldfields Superterrane: *Australian Journal of Earth Sciences*, v. 59, p. 707-735.

Farquhar, J., and Wing, B. A., 2003, Multiple sulfur isotopes and the evolution of the atmosphere: *Earth and Planetary Science Letters*, v. 213, p. 1-13.

Hunt, J. A., and D. M. Kerrick 1977, Stability of Sphene - Experimental Redetermination and Geologic Implications: *Geochimica Et Cosmochimica Acta*, v. 41, p. 279-288.

MANUEL HUMERES^{1,2*}; URSULA KELM¹.

¹ *Institute of Applied Economic Geology, University of Concepción, Concepción, Chile.*

² *Now Institute of Mineralogy, TU Bergakademie Freiberg, Freiberg, Germany.*

CHEMICAL-MINERALOGICAL CHARACTERIZATION OF THE BARAHONA N°2 TAILINGS IMPOUNDMENT AND ITS HISTORICAL RECORD, EL TENIENTE MINE, CENTRAL CHILE.

ABSTRACT

The Barahona N°2 tailings impoundment corresponds to a deposit of 35 Mt and a CuT grade evaluated in ~0.32%, generated from the flotation tailings from El Teniente Mine. It belongs to CODELCO, Chile; and consists of an upper Miocene-Pliocene copper-porphyry orebody. The exploited mineralization during the deposition of the tailings consisted of chalcocite, coveline and oxidized copper minerals such as atacamite, malachite, crisocola and occasionally cuprite and native copper.

The physical, chemical and mineralogical characterization of the impoundment was carried out in order to recognize chemical reorganization processes within the reservoir that could have been carried out over time. Also, external components that had possible been influenced during time were evaluated.

The analyses carried out are macroscopic descriptions by binocular microscope observations, granulometric studies by laser diffraction, mineralogical descriptions through X-ray diffraction in whole rock and clay fraction; in addition to the use of X-ray fluorescence spectrometry.

Granulometrically, the Barahona No. 2 impoundment presents an increase of fine particles in depth and towards the eastern edge of the reservoir. The argillic fraction is consequently higher in the deep sectors and is mainly characterized by chlorite, mica and smectites. While the surface argillic fraction consists by mica, chlorite, kaolinite and an interlayer of mica-vermiculite. The predominant non-phyllsilicate mineralogy consists of quartz, micas, plagioclase, feldspar, rutile, tourmaline, pyrite, iron oxides and oxyhydroxides. Analyses by X-ray fluorescence spectrometry also shows changes in the concentrations of the elements in depth, suggesting a concordance with the water table level.

The results show that the concentration of chemical elements of interest such as copper and molybdenum, would be related mainly to the mineralogy of the parent material deposited in the reservoir and its granulometry. In addition, the influence of external factors, such as gases emitted in the proximity of the tailings impoundment from the Smelting Plant Caletones, would increase the acidification rates and the concentration of elements such as As, Cu and Pb.

B.SC. MATTHIAS GERHARD PORALLA

Institut für Mineralogie, Brennhaugasse 14 • 09599 Freiberg, Germany

FLUID INCLUSION ANALYSES OF DIFFERENT FLUORITE GENERATIONS OF THE SCHÖNBRUNN AREA (VOGTLAND), E. GERMANY

The fluorite deposit of Schönbrunn is situated in the SW-Vogtland, south of the town Plauen (W. Saxony) and can be subdivided into three major areas: Schönbrunn, Bösenbrunn/ Grüne Tanne and Wiedersberg. Each of these deposits is sited on generally NW-trending faults which are strongly mineralized, especially the fluorite mineralization was of economic interest in recent times. In the centre of the Vogtland syncline these mineralized faults flank the horst of Triebel, which is an uplift of Ordovician slates among of spilitic volcanics of the Upper Devonian. While the mineralized structure Schönbrunn belongs to the NE- flank of the Triebel horst, the structure of Bösenbrunn/Grüne Tanne is part of the NE-flank of the Triebel horst.^{1,2}

The hydrothermal vein mineralization of the three Southwest Vogtland fluorite deposits can be distinguished in two periods, namely a late variscian, marked by a changing sequence of fluorite and adular, and a post variscian period with a brief phase of sulfidic ore mineralization and a monogene deposit of fluorite and quartz. The reasons of precipitation of the specific fluorite generations was determined with microthermometric measurements. The precipitation of the late variscian fluorite is mainly linked to an interaction with the adjacent rock (intrusion of the Schönbrunn granite) and temperature reduction, whereas the post variscian fluorite is mainly precipitated by mixing. In general, precipitation due to pressure differences is irrelevant.

Microthermometric measurements at double-polished thick sections revealed a strong decrease of homogenization temperature from 316 °C to 60 °C and an increase of salinity from 5.5 wt.-% NaCl+CaCl₂ until 27.7 wt.-% NaCl+CaCl₂. After the application of a hydrostatic model to determine the formation pressure, it could be proven that the deviation between homogenization temperature and formation temperature averages 5 °C and is therefore negligible. Furthermore, the recorded luminescence images facilitate the assignment of the FEs to the FIA type and were helpful in supporting the elaborated paragenesis scheme in terms of sum of crystal faces and REE peaks.

MAXIMILIAN MROZIK

Technische Universität Bergakademie Freiberg

MINERALOGICAL AND GEOCHEMICAL RESEARCH OF NICKELHYDROSILIKATE DEPOSIT ELOV IN THE NORTHERN CENTRAL URAL

The nickelhydrosilikate deposit Elov is situated in the northern Central Ural nearby the town of Ivdel. This publication should mainly give an overview of the lateritic and oxidic parts of the deposit. Therefore three samples are very interesting, first one real limonitic iron ore with a very high nickel content, second a chromitic iron ore which contains a very well crystallized berthierine and third a oxidic nontronite nickel ore.

The limonitic iron ore contains nearly only goethite, with a small share of quartz and sporadically small lizarditeveins. The occurrence of goethite is usually indicated by an endothermic dehydroxylation between 290°C and 330°C in the thermogram. During this reaction the α -FeOOH is converted in α -Fe₂O₃ and water is released. In the thermogram the limonitic iron ore shows a very sharp and defined dehydroxylationpeak at 310°C and an associated very sharp peak in the DTA-curve. The DDTA-curve also clearly shows the phase transition. The sharp

¹BAUMANN, L.; KUSCHKA, E.; SEIFERT, T. (2000): „Lagerstätten des Erzgebirges“; Stuttgart; Enke Verlag; S. 266-272

² KUSCHKA, E. & Hahn, W. (2011): „Flußspatlagerstätten des SW-Vogtlandes: Schönbrunn, Bösenbrunn, Wiedersberg“; Dresden: Sächsisches Landesamt für Umwelt, Landwirtschaft und Geologie.; S. 5-9, 20, 21, 30, 31, 45-47, 67-88, 180 ff

constituent DTA-peak gives an indication of the size of goethite particles more specifically of crystallites. By particles with a small specific surface results a delay in dehydroxylation. Thereof result two independent peaks, which are caused by the formation of an impenetrable hematitic layer on the surface of the goethite particles. So in this case we have found mainly particles with a relatively large specific surface. Same results are documented for the oxidic nontronite nickel ore. The identified dehydroxylationpeak at 295°C shows only one specific reaction in the DDTA-curve, so it seems necessary to assume that the particles are also very small. Furthermore, the temperature of the dehydroxylationpeak indicates the substitutional incorporation of various metal ions into the goethite structure, such as Mn, Cr, Co, Al, Ge and nickel. With increasing incorporation, the peak temperature increases. In the specific case of limonitic ore, due to the high nickel concentration (1.16% Ni), in addition to aluminium insertion, it is above all assumed that nickel is incorporated into the goethite structure, which makes goethite the main nickel bearing mineral in this rock.

As ore minerals in the actual understanding occur primarily minerals of the spinel group, which show very differentiated forms and compositions within the individual rocks. In limonitic ore there is spinel mainly in two different forms. There are usually partially strongly solved, to chains and heaps cemented aggregates of iron-rich spinel. The aggregates are similar to a relictic string- and mesh structure as it also occurs in the Saxon serpentinites (vgl. Jubelt, 1954). In addition to pure magnetite grains, which always show strong solution phenomena, very sharp-edged and euhedral crystals are distributed in the rock. The euhedral crystals are often accumulated in small clusters. However, sharp idiomorphic crystal edges can only be observed as thin borders surrounding a strongly dissolved xenomorphic nucleus (image 1). The chemical composition of the core is very different to that of the magnetite. For the most part, it is aluminium rich iron spinel, which contains chromium, magnesium and titanium in small amounts. Although the main elements are iron and chromium, the average aluminium content is about 8.6%, which is why, according to Sokolov (1948), they are defined as ferrichrompicotite. However, the idiomorphic edges of the crystals no longer consist of picotite but of titanium containing ferrichromite and contain no significant levels of aluminium or magnesium. It can be assumed that the relictic picotite was partly dissolved from the ultrabasic rock series during the weathering process. In this process, aluminium and magnesium were concentrated mainly in the newly formed smectite group minerals. Chromium behaves very immovable under exogenous conditions, which is why it was straightaway precipitated together with the mobilized iron. The ferrichromite thus formed, recreates the former crystal form of the ferrichrompicotite. This type of orientated precipitation can be described as endotaxy.

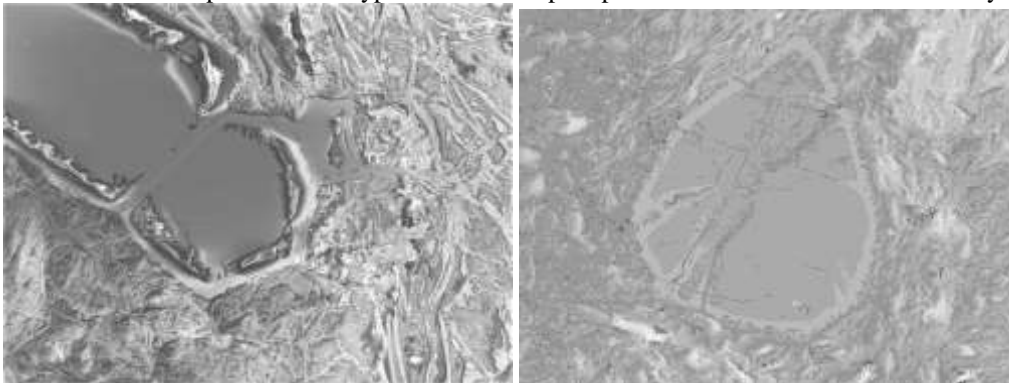


image 1: BSE-images

strongly dissolved xenomorphic nucleus of ferrichrompicotite with an endotactic ferrichromite border: limonitic iron ore (left) euhedral ferrichrompicotite with ferrichromite border: chromitic iron ore (right)

The chromitic iron ore is a metasomatic product of lateritic process. Most of the chromite grains always have a roundish shape. All spinels have only a slight internal zoning, which probably may have been primarily retained by magmatic formation or could be produced by transformation during metamorphism or weathering. Thereby the iron content increases from the core towards the edge of the grains, while they are slightly depleted of chromium. The chromium distribution suggests a relictic zoning, as the magmatic system is first deprived of the highly compatible chromium component during crystallization. In case of formation in the sedimentary or exogenous process, chromium behaves strongly incompatible and would not be precipitated initially. It can be assumed that this rock is the conversion product of a former "Leopard-" or "Sprenkel-" ore. The relictic nodular chromite grains were preserved in the rock, while the minerals of the surrounding matrix were exposed to the process of serpentinization and exogenous solution. This is also indicated by the numerous irregular inclusions in the chromites, which do not follow concentric structures in the grain itself. They are only to be regarded as relictic aggregations from the former magmatic texture.

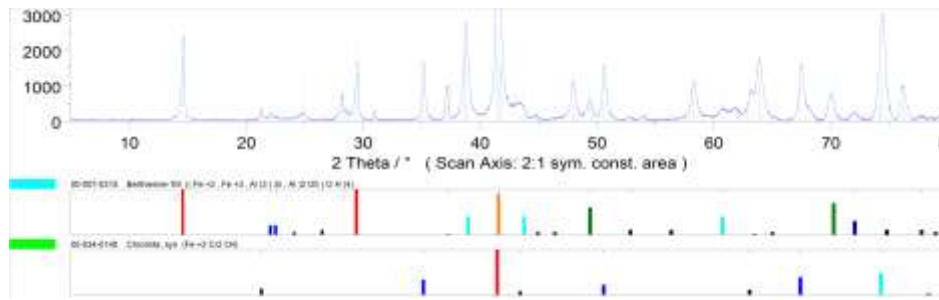


image 2: cobalt-anode x-ray powder diffractogram with sharp berthierine peaks (chromitic iron ore)

The berthierin $[(\text{Fe}^{2+}, \text{Mn}^{2+}, \text{Mg})_{3-x}(\text{Fe}^{3+}, \text{Al})_x(\text{Si}_{2-x}\text{Al}_x)\text{O}_5(\text{OH})_4]$ is situated as conversion product in form of a brownish compound within the matrix between the spinel grains of the chromite iron ore. It was converted by the oxidation of divalent ferrous iron in large parts to ferri-berthierine or ferri-ferri-berthierine, whereby a dark brown colour replaces the normally greenish colour. The mineral is also confirmed by the thermogravimetric measurement. In the thermogram several dehydroxylation peaks overlay each other, but the major mass losses are linked to a temperature range of 450 °C to about 510 °C (image 3). These relatively low temperatures preclude that it is magnesium serpentine or kaolinite; their dehydroxylation temperatures are significantly higher (kaolinite: 520-620 °C, Mg-serpentine: 600-800 °C). The mineral of the present sample contains no magnesium, which is why it must be a relatively pure aluminium berthierine. This can be seen in the chemical analysis (4.92% aluminium, 0.2% magnesium) and is confirmed by EDX-measurements on a scanning electron microscope. These pure aluminium berthierines are very rare, since their solid solutions are often common. Berthierines are also rarely so well crystallized and tenuously disordered that they show all the characteristic Bragg peaks in the diffractogram (image 2) as in this deposit. The thermal analysis also shows an exothermic reaction in the range of 920 °C. This reaction, which is also typical for kaolinite, is caused by the formation of $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$, FeAlO_3 and mullite from the aluminium contained in the berthierine (Mackenzie and Berezowski, 1984). The nickel content of this ore is very low while the PGE content is slightly increased, which is apparently due to the increased primary chromite content.

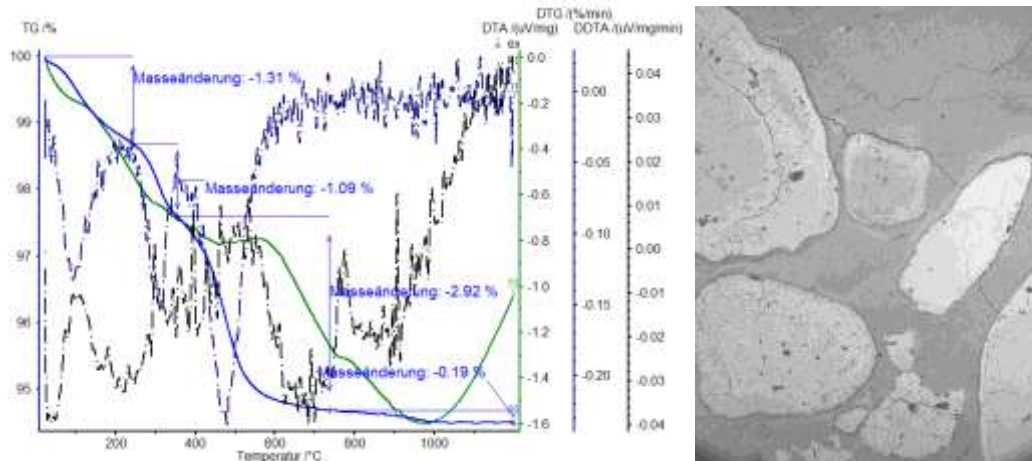


image 3: thermogram of chromitic iron ore (left); BSE-image: nodular chromite grains in chromitic iron ore (right)

The highest nickel contents of the deposit were proved in the limonitic ore (1.16%) and the oxidic nontronite nickel ore (1.03%). Consequently, these sections are most enriched when considering the absolute contents. For the limonitic ore it can be assumed that nickel is mainly linked to nickel-rich goethite and very occasionally to nickel sulphide. The rock contains neither smectite nor talc, and the serpentine veins, in which EDX-analysis did not produce any major nickel content, are the result of later secondary formation. Due to the increased position of the dehydroxylation peak, the thermal analysis of goethite indicates a significant foreign metal substitution, additionally substantiating the thesis of nickel-rich goethite. Although nickel sulphides have been detected in limonitic ore, their absolute contents are negligible compared to substitutional incorporation in the goethite structure. This is supported by the missing peaks in the powder diffractogram as well as by the low sulphur content of the sample. Sulphur content is only 0.1% compared to the nickel content with 1.16%. In the case of the oxidic nontronite "steaming" nickel ore, the main nickel bearing mineral cannot be determined with certainty. An enrichment in the silicate components, especially chlorite and smectite, seems plausible. It can be assumed that these are typical nickel bearing nontronites, as they also occur in the analogous deposits at Kuhschnappel and Frankenberg.

references

- Földvari M. (2011): Handbook of thermogravimetric system of minerals and its use in geological practice; Occasional Papers of the Geological Institute of Hungary, volume 213 - 2011

- **Jubelt R. (1953):** Die Nickelhydrosilikatlagerstätten bei Kuhschnappel am Südrand des Sächsischen Granulitgebirges.- *Wiss. Z. Univ. Leipzig, Math.-nat. R. 3:* 239-70.
- **Mackenzie K.J.D., Berezowski R.M. (1984):** Thermal and Mössbauer studies of iron-containing hydrous silicates; Elsevier: *Thermochemical Acta*, Volume 74, Issues 1–3, 1984, Pages 291-312
- **Sokolov G.A. (1948):** Chromites of the Ural, its composition, conditions of formation and distribution. *Reports of the Geological Institute, Russian Academy of Science* 97, 127 pp.

MICHAEL HOHF (1,2), THOMAS SEIFERT (1),
(1) Mineralogie, TU Bergakademie Freiberg, Germany
LOTHAR RATSCHBACHER (2)
(2) Geologie, TU Bergakademie Freiberg, Germany,
PATRICIO CUADRA (3)
(3) División Andina, CODELCO, Chile

TOURMALINE CHEMISTRY AS A PROXY FOR MINERALIZED BRECCIAS IN PORPHYRY COPPER-MOLYBDENUM DEPOSITS

The Río Blanco-Los Bronces porphyry copper-molybdenum cluster (14.8-4.3 Ma) in central Chile is one of the largest mining districts of the world with more than 200 Mt of contained Cu; almost 30% of these resources are hosted by hydrothermal breccias. These breccia complexes are tourmaline-, biotite-, chlorite-, or iron oxide- cemented and are widespread in the Paleo-Eocene and Mio-Pliocene porphyry Cu-Mo belt of the central Andes. The ongoing research project aims to understand the time-space relationships between the different breccia bodies and the multiple porphyry intrusions. For this, two cross sections in the southern part of the deposit (Sur-Sur and La Americana areas) are studied. Most interesting from the economic/genetic point of view is the intermineral breccia (tourmaline- and biotite-cemented), which have high copper grades. It is under debate whether there is a vertical mineralogical zonation of the cement of the breccia body from tourmaline-rich at the top to biotite-dominated at the bottom, or there are two superimposed breccia formation events. Textural and mineralogical observations of benches- and tunnels-outcrops, drill cores, and polished-thin sections support the first hypothesis.

Our work has been focused on tourmaline chemistry due to its high resistance to alteration and weathering, which allows this mineral to retain its original isotopic signature. Preliminary results of 127 microprobe measurements of tourmaline chemistry from the early mineralized breccia (BXT) and the late barren one (BXTTO) show that all the tourmalines belong to the alkali group and the composition ranges between the dravite-schorl end members.

There is a pronounced negative correlation between Fe (ferric?) and Al, probably due to exchange at the Z octahedral position. The backscatter images of tourmaline show oscillatory and sector zonings, i.e., alternating light bands/zones (high CaO, FeO, Na₂O) and darker ones (enriched in Al₂O₃ and MgO). There is no significant difference between the concentrations of the major constituent elements (SiO₂, Al₂O₃, FeO, MgO), but a slight enrichment of TiO₂ is recognized in the BXTTO.

Previous works attempted to determine the age of the brecciation-mineralization event, dating sericite and biotite. The ages were interpreted to record thermal resetting of the K-Ar system by later intrusions. Therefore, we are attempting Ar-Ar dating of tourmaline (closure temperature ~600°C) albeit it's low K₂O contents (average 0.04 wt. %).

We will complement the tourmaline major element measurements (EMPA) with minor and trace elements data (LA-ICPMS) to find some discriminating factor between fertile and barren crystallization environment. We are also conducting B-isotopic analyses to identify the source/s of boron in these fluids (magmatic vs non-magmatic-evaporitic- origin).

UP AND REACH THE PLACES OUT OF SIGHT - UNDISCOVERED TREASURES OF THE LAND OF EXTINCT VOLCANOES

INTRODUCTION

Although Poland is rarely associated with volcanic activity and landscapes, exactly here - in the West Sudetes Mountains - hides a place called The Land of Extinct Volcanoes. Domain forged by magma and ash extruding from Earth's mantle to its surface during three geological periods (Ordovician, Permian and Miocene). Centuries of weathering, erosion and natural resources' exploitation brought the rocks and hills to their modern, characteristic shape, and the processes lingers. A number of well-preserved examples of such forms and processes can be observed there around, and six of them are presented in this article.

The Land of Extinct Volcanoes is still rather undiscovered and tourism is not wide-spread there, however, a lot of unusual attractions awaits those who decide to come. Some of the unique ways of 'reaching' the objects are also mentioned below.

LOCATION

The Land of Extinct Volcanoes is a common name for the Kaczawskie Mountains and the Kaczawa Foothills. Both are situated in South-West Poland, Lower Silesia District, and constitute a part of the West Sudetes Mountains and Foothills. It is located to the north of Karkonosze mountain range, with its borders outlined by two rivers: Bóbr and Nysa Szalona (1).

Geologically, the land consists of Kaczawa Metamorphic Unit and parts of North Sudetic Depression. The oldest, Ordovician volcanic rocks cover vast area in the middle and south. Permian volcanism is rather connected with Wleń graben and Świerzawa Half-graben (parts of North Sudetic Depression) while outcrops of the youngest basalts occur only north to this lines (2).

DESCRIPTION OF SITES

Myśluborski Gorge in Kaczawa Foothills is an example of the oldest volcanic rocks of the region - greenstone, created from basaltoids, submerged and transformed in greenschist facies of regional metamorphism. The rocks are divided into oval shapes - pillow lavas, marking former magma extrusions and its fast cooling at the ocean floor. The gorge itself was formed by post-glacial waters in Pleistocene (when erosion uncovered the 480-million-years-old greenstone rocks) (3).

Myśluborski Gorge shows the highest grade of adaptation for tourism among geological attractions of the region (e.g. three trails and educational paths run through it).

15 kilometers to the west, in Świerzawa, lies another considerable object - Wielisław Organs, which owe its name to impressive parallel rock columns formed some 250 million years ago. It is a unique example of columnar jointing in rhyolites - rocks formed from dense magma rich in silica, while this type of thermal disintegration is typical for basaltic lavas. In Wielisławka acid magma formed a stratovolcano cone, which interior has been revealed by a quarry (inoperative today) (3).

An interesting tourist destination in the vicinity is Wielisław Mill - a restaurant and guesthouse arranged in former mill's buildings. A Kaplan turbine, once driving the flour production, still works in the mill's cellars, powering a small hydroelectric power plant. A view of the working machines is available for tourists, and numerous workshops help children to understand (on particular examples) some issues connected with renewable energy (4).

Next 5 kilometers west lies Ostrzyca Proboszczowicka, a relic of the last period of volcanic activity. It is a conical remain of a shield volcano neck, due to its shape sometimes referred to as Silesian Fuji-yama. Slopes of the mountain are covered with basanite scree (created in periglacial conditions in Pleistocene) and on the top basalt columns naturally unveil (as the only natural outcrop of such forms in the region; the others are strictly connected with mining) (3).

Three stages of Ostrzyca's formation are splendidly presented in Sudecka Zagroda Edukacyjna in Dobków - a place, where knowledge and skills are passed in a dynamic, interactive way, with great use of visualization and live experiments. The exhibition is supplemented by a nearby viewpoint, from which apparent traces of all three periods of volcanic activity can be observed. Another astonishing concept that found its place there is Ekomuzeum Rzemiosła (Ecomuseum of Crafts) - a museum without borders, composed of a number of houses and workshops, where professions often considered as extinct or almost extinct, like soap making or weaving, can be seen and experienced live (5).

An object less popular (and thus more difficult to find) is a remain of a little quarry in Szyndziałowy Forest near Muchów. Not too high, albeit perfectly regular basalt columns can be found there. They are of similar age (20 million years) and origin as Ostrzyca (3).

Every July Muchów hosts a festival called Muchowska Kosa (Muchów Scythe), a part of annual Kaczawskie Imprezy Plenerowe (Kaczawa Open-Air Festivals) - events of different types and themes, aiming to preserve and popularize local customs, traditions and heritage.

A place even harder to find is Crater Lake, named after its round shape and surrounding rock walls. In fact, it is not a real crater, but hollowed central part of a volcanic neck (again an effect of basalt rock exploitation). Interesting round-shaped pieces of rock can be found around the lake, that may be either the result of spherical weathering of basalt columns, or volcanic bombs preserved in pyroclastics.

Crater Lake can be reached by following one of local Geocaching trails, another tourism activity and alternative way of discovering the region.

CONCLUSIONS

Those 6 examples of geotourist sites give glimpse at the great diversity of the region and immensity of forms and processes which can be observed there. All of the described objects are connected with volcanic activity, however, numerous forms of sedimentary rocks may also be spotted in The Land of Extinct Volcanoes. Various available ways of sightseeing and discovering the region enhance its tourism and cognitive value. Surprisingly, although local people are deeply aware of the region's volcanic past, it remains almost unnoticed beyond its borders. This may partially be due to the proximity of Karkonosze mountain range, a place much more popular and with long-lasting tourism traditions. Nevertheless, The Land of Extinct Volcanoes is still on its rise and it's time is undoubtedly yet to come.

REFERENCES

1. **Zygmańska, B.** *Atlas Gór Polski*. Warszawa : Wydawnictwo SBM, 2016.
2. *Góry i Pogórze Kaczawskie - mapa turystyczna*. Jelenia Góra : Wydawnictwo Turystyczne Plan, 2014.
3. **Słomka, T. (red.)**. *Katalog Obiektów Geoturystycznych w obrębie pomników i rezerwatów przyrody nieożywionej*. Kraków : Wydawnictwo AGH, 2012.
4. Młyn Wielisław. [Online] [Zacytowano: 16 2 2018.] <http://mlynwielislaw.pl/aktualnosci/energia-odnawialna-warsztaty--z11>.
5. Ekomuzeum Rzemiosła. [Online] [Zacytowano: 16 2 2018.] <http://www.villagreta.pl/ekomuzeum/>.
6. **Stupnicka, E.** *Geologia Regionalna Polski*. Warszawa : Wydawnictwa Uniwersytetu Warszawskiego, 1997.

К.И. КАНАКОВА¹, Е.С. СУРИКОВА¹, О.А. ЛОКТИОНОВА^{1,2}, А.Ю. КАЛИНИН¹

¹ *Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А.Трофимука, Новосибирск,*

² *Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования «Новосибирский национальный исследовательский университет»*

ОСОБЕННОСТИ ГЕОЛОГИЧЕСКОГО СТРОЕНИЯ ВЕРХНЕЮРСКИХ ОТЛОЖЕНИЙ ЮГО-ВОСТОЧНЫХ РАЙОНОВ ЗАПАДНОЙ СИБИРИ В ЗОНЕ ПЕРЕХОДА МОРСКИХ ОТЛОЖЕНИЙ В КОНТИНЕНТАЛЬНЫЕ

В юго-восточных районах Западной Сибири залежи углеводородов традиционно связаны с антиклинальными ловушками в отложениях регионального нефтегазоносного горизонта Ю₁ (верхняя юра), которые формировались главным образом в мелководно-прибрежно-морских, прибрежно-континентальных обстановках теплого гумидного климата и представлены терригенными породами разной зернистости, окатанности степени сортировки. В составе горизонта Ю₁ выделяется серия регионально выдержанных песчаных пластов, обладающих хорошими коллекторскими свойствами, способных концентрировать УВ. Отложения горизонта Ю₁ перекрываются глинистыми отложениями георгиевской свиты и битуминозными аргиллитами баженовской свиты, которая является основной нефтепроизводящей толщей для данного региона. Таким образом, имеются все предпосылки для формирования залежей УВ в отложениях горизонта Ю₁.

В рамках данных исследований рассмотрены 3 района (Рис 1), находящиеся в пределах одной нефтегазоносной области, где отложения горизонта Ю₁ формировались в сходных фациальных обстановках. В административном плане район исследований находится на юго-востоке Западно-Сибирской НГП на границе Новосибирской и Томской областей (см. Рис 1). На участке № 1 изучалось Останинское нефтегазоконденсатное месторождение, на участке № 2 - нефтяное Болтное и газоконденсатное Казанское месторождения и на участке № 3 - Верх-Тарское нефтяное месторождение.

В основу данной работы положены данные площадной 2D сейсморазведки по изучаемым месторождениям и сопредельным территориям, а также данные 3D сейсморазведки по Верх-Тарскому месторождению. В рамках проведенных исследований была осуществлена корреляция основных

отражающих горизонтов, построен набор структурных карт и карт изопахитсейсмокомплексов, которые вместе с временными сейсмическими разрезами послужили основой для структурно-тектонического анализа и изучения истории формирования структурных ловушек.

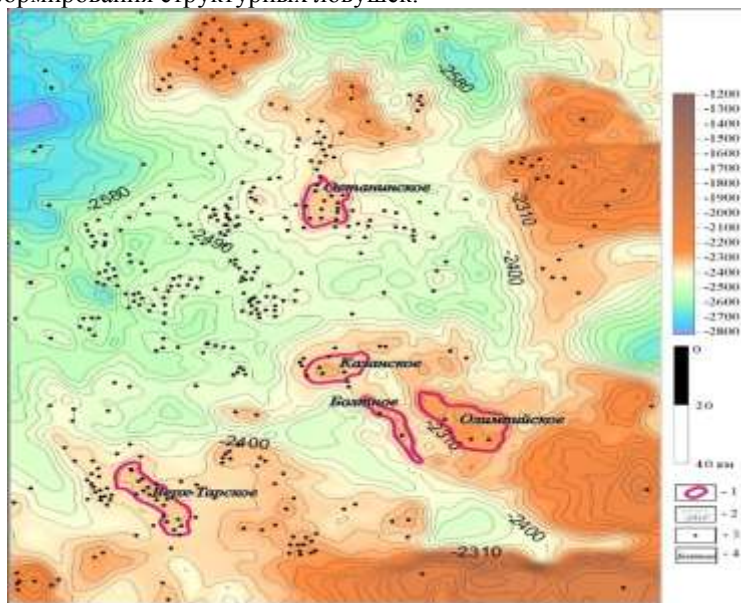


Рис. 1. Структурная карта по отражающему горизонту P^a (подошва баженовской свиты).
Условные обозначения: 1 – изопахты отражающего горизонта P^a , 2 – локальные поднятия в структурном плане отражающего горизонта P^a , к которым приурочены исследуемые месторождения, 3 – скважины поисковые и разведочные, 4 – названия месторождений.

Основными отражающими горизонтами в юго-восточных районах Западной Сибири являются: Φ_2 – кровля гетерогенного доюрского фундамента, а также ряд отражающих горизонтов, приуроченных к регионально выдержанным глинистым пачкам трансгрессивного генезиса. Один из самых надежных отражающих горизонтов – P^a – приурочен к подошве баженовской свиты, которая перекрывает отложения горизонта $Ю_1$

Анализ выполненных структурных и палеоструктурных построений позволил сделать следующие выводы. Большинство современных локальных поднятий, выделенных на исследуемой территории в структурном плане отражающего горизонта P^a сформировались над относительно крупными эрозивно-тектоническими выступами фундамента, которые испытывали тенденцию к росту. Антиклинальные структуры, ставшие в последствие ловушками УВ были почти полностью сформированы уже к апту. В частности, Верх-Тарская, Болтная, Казанская структуры были замкнуты, Верх-Тарская имела максимальную амплитуду. На Останинской площади на протяжении большей части мезозоя так же шли преимущественно унаследованные процессы роста локальных куполов, но при этом структура была незамкнутой на севере. К формированию замкнутого поднятия привела смена направленности тектонических движений, произошедшая в кайнозойское время.

Согласно стратиграфической схеме верхнеюрских отложений Западной Сибири отложения горизонта $Ю_1$ на юге Томской – севере Новосибирской областей представлены васюганской и наунакской свитами, которые латерально замещают друг друга [1]. Васюганская свита имеет преимущественно морской генезис и по литологическому составу разделена на *нижнюю и верхнюю подсвиты* [2]. *Нижневасюганская подсвита* представлена преимущественно глинами и аргиллитами, с редкими немногочисленными прослойками алевролитов, мощность подсвиты уменьшается с запада на восток вплоть до полного выклинивания.

В составе *верхневасюганской подсвиты* выделяют три пачки - подугольную, надугольную и межугольную [2].

Наунакская свита является возрастным аналогом васюганской свиты. Свита представлена мелководно-морскими, лагунными и дельтовыми сероцветными песчаниками, алевролитами и аргиллитами с преобладанием тех или иных в разных типах разрезов, с многочисленными пластами углей [2].

В результате проведенных исследований было установлено, что разрез келловей-оксфордских отложений исследуемых участков не подходит под определение ни васюганской ни наунакской свит: с одной стороны, в изучаемом районе по комплексу стандартного, радиоактивного и акустического каротажа надежно выделяются подугольная, межугольная и надугольная пачка, надугольные и подугольные песчаники развиты повсеместно и, вероятнее всего, формировались в мелководно-морских условиях. С другой стороны, в разрезе оксфордской части отложений широко развиты угли и углистые аргиллиты, а пачка глубоководных глин нижневасюганской подсвиты крайне маломощна на всей территории исследований, а в пределах Останинского и Болтного месторождения и вовсе присутствует не повсеместно, замещаясь разновозрастными песчаными пластами, формировавшимися ближе к континенту, в следствие

чего граница подугольной пачки в пределах изучаемого региона является неизохронной, а песчаные пласты имеют косослоистое строение и выклиниваются по латерали, однако в пределах одного месторождения, как правило, являются гидродинамически связанными. В отложениях подугольной пачки выявлены залежи углеводородов на Казанском и Останинском месторождениях. Межугольная пачка на всех изучаемых объектах имеет значительные мощности, а на Останинском месторождении в составе пачки выявлен песчаный пласт, предположительно руслового генезиса, с которым связана нефтегазоконденсатная залежь. В составе надугольной пачки на всех участках присутствуют по 2 гидродинамически связанных песчаных пласта. Отложения надугольной пачки продуктивны на всех исследуемых месторождениях.

Стоит также отметить, что отложения горизонта Ю₁ перекрываются аргиллитами георгиевской свиты, которые могли препятствовать вертикальной миграции УВ из нефтематеринской баженовской свиты в песчаные пласты горизонта Ю₁. В ряде скважин на Болтном и Верхтарском месторождениях мощности георгиевской свиты превышают 10 м, песчаные пласты подугольной пачки на данных месторождениях обладают хорошими коллекторскими свойствами, однако притока УВ из них не получено.

Таким образом, очевидно, что келловей-оксфордские отложения изучаемого района имеют смешанный (море+континент) генезис, чем обусловлена частая смена обстановок осадконакопления, литологическая неоднородность, полифациальность отложений. Наиболее перспективными районами поиска УВ в данном районе будут склоны локальных поднятий в районах с маломощной георгиевской свитой. Однако мощности коллекторов горизонта Ю₁ пачек будут определяться не только палеорельефом, но и детальными палеогеографическими особенностями.

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ и Правительства Новосибирской области, проект 17-45-543214р_мол_а.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ:

1. Решение VI-го межведомственного стратиграфического совещания по рассмотрению и принятию уточненных стратиграфических схем мезозойских отложений Западной Сибири, Новосибирск, 2003. – 111 с.
2. Стратиграфия нефтегазоносных бассейнов Сибири. Юрская система / под ред. Б.Н. Шурыгина, Б.Л. Никитенко, В.П. Девятова и др. - Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2000. – 480 с.

О. С. КРИСАК

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

НОВЫЙ ТИП – РАТОВКИТ-ФЛЮОРИТОВАЯ РУДНАЯ ФОРМАЦИЯ В КАРБОНАТНЫХ ПОРОДАХ ДОНЕЦКОГО БАССЕЙНА

Флюорит гидротермального происхождения в Донецком бассейне является довольно распространенным минералом. Он встречается среди разновозрастных пород палеозойского осадочного комплекса от зоны сочленения Донбасса с Приазовским кристаллическим массивом до области сочленения Донбасса с Воронежским кристаллическим массивом [1]. Однако осадочный флюорит или ратовкит в пределах Донецкого бассейна является довольно редким минералом.

Целью данной работы является детальное изучение нового проявления ратовкита в Донбассе, анализ подобных проявлений в мире, а также установление генезиса флюоритовой минерализации.

Проявление ратовкита, установленное автором, расположено в северо-западной окраине г. Зоринска (Перевальский р-н, Луганская Народная Республика). В стратиграфическом отношении минерализация приурочена к узкому горизонту – II пачке известняка L₇, свиты C₂⁶ среднекаменноугольных отложений. Рудоконтролирующий слой представлен глинистым известняком от темно-серого до черного цвета с плитчатой отдельностью. В зоне выветривания известняк приобретает светло-серый цвет. В известняке местами встречаются скопления раковин брахиопод рода *Schizophoria* и *Lingula* плохой сохранности, не редко по напластованию устанавливаются обуглившиеся фрагменты стволов деревьев. Известняк также характеризуется значительным содержанием пирита, представленный как в виде микроглобулярных выделений, так и в виде средне- крупнокристаллических агрегатов. Мощность известняка выдержанная и составляет 1,3 – 1,5 м.

За пределами оруденения известняк приобретает светло-серый или бледно-желтый цвет, комковатый с пятнистой текстурой. Известняк отличается обилием разновозрастной морской фауны. Пиритовая минерализация не обнаружена. В известняке довольно часто встречаются конкреционные прослои карбонатного состава. Содержание конкреций составляет 10-30 % в редких случаях до 70 % от

общей массы породы. Конкреции серого цвета, овально-продолговатой формы, длиной до нескольких метров, шириной до 15 см. Текстура конкреций в основном зональная, обусловленная наличием лимонитового ядра. Мощность известняка крайне не выдержанная и изменяется от 0,3 до 2,2 м.

В нижней части пачки известняка на орудении довольно часто встречается прослой анкерита, мощностью от 0,5 до 4 см. Анкерит с волокнистой структурой белого цвета, местами с буроватым оттенком. Именно в прослое анкерита и был установлен ратовкит. Осадочный флюорит в виде тонкополосчатых слоев и линзочек, мощностью до 5 мм, фиолетового светло-фиолетового оттенка до бесцветного. В основном ратовкит образует скопления, пространственно приуроченные к нижней части прослоя анкерита.

В зоне развития анкерита довольно часто встречаются жильные тела с кристаллами флюорита. Таким образом, совместное нахождение гидротермального флюорита в жилах и осадочного флюорита в прослое анкерита позволило выделить ратовкит-флюоритовую рудную формацию.

По структурно-морфологическим особенностям жильные тела подразделяются на межпластовые жилы и крутопадающие жилы северо-восточного простирания [2].

Межпластовые жилы являются крайне не выдержанными по простиранию, мощность которых изменяется от 1 до 25 см. Довольно часто в жилах встречаются раздувы. Контакт жильных тел с вмещающей породой в основном четкий и неровный, метами устанавливаются приконтактные изменения, представленные перекристаллизацией известняка. Межпластовые жилы имеют флюорит-кварц-карбонатный состав. На зальбанде жил развит мелкокристаллический молочно-белый кальцит и кварц. На кристаллы первой генерации нарастает флюорит в виде сростков размером до 5 мм. Флюорит от черного, фиолетового, светло-фиолетового оттенка до бесцветного. В центральной части жил развит средне-крупнокристаллический серый кальцит, ассоциирующий с кристаллами серого, дымчатого кварца, а также с кристаллами кварца типа «мармарошских диамантов». Размер кристаллов кварца изменяется от 5 мм до 10 см. Между кристаллами серого кальцита очень редко встречаются кристаллы барита ромбоэдрического габитуса размером до 1 см. Самородное серебро наблюдается во всех ранее образованных минералах в виде ксеноморфных выделений размером до 0,01 мм. В открытых полостях развит средне-крупнокристаллический полупрозрачный и прозрачный кальцит уплощено-ромбоэдрического габитуса.

Крутопадающие жилы северо-восточного простирания с углом падения от 70 – 80° до вертикально. Жилы не выдержанные по мощности, изменяющейся от 1 до 8 см. На контакте с темно-серыми органогенными пачками известняка L₇ жилы резко затухают. Контакт с вмещающей породой четкий и ровный, в основном жилы имеют друзовую текстуру. Состав жил флюорит-карбонатный. На зальбанде жил присутствует мелкокристаллический серый кальцит. В зонах развития стилолитовых текстур субширотного простирания на зальбандах развит мелкокристаллический молочно-белый кальцит. Флюорит расположен непосредственно на зальбанде жил или нарастает на кристаллы кальцита. Флюорит в виде сростков кристаллов. Размером до 3 мм имеет фиолетовый и светло-фиолетовый оттенок до бесцветного. В открытых полостях были установлены кубические кристаллы размером до 5 мм. В жилах на кристаллы флюорита нарастает среднекристаллический серый кальцит, ассоциирующий с кристаллами кварца типа «мармарошских диамантов» размером до 1 см. Самородное серебро отмечается крайне редко и приурочено, главным образом, к молочно-белому кальциту и флюориту. В открытых полостях развит среднекристаллический прозрачный кальцит уплощено-ромбоэдрического габитуса с развитым поясом призмы. При пересечении прослоя анкерита крутопадающими жилами в последних устанавливается закономерное увеличение содержания флюорита.

Таким образом, наблюдается тесная связь между ратовкитом в прослое анкерита и кристаллами флюорита в жильных телах.

Ратовкит является довольно редким минералом, однако в отдельных районах некоторые стратиграфические горизонты обогащены этим минералом.

В Предуральском прогибе ратовкит встречается в каменноугольных известняках, которые ассоциируют с гипсами и ангидритами. Практически всегда с ратовкитом встречаются вторичные секущие флюоритовые образования [3]. Предполагается, что образование ратовкита связано с развитием карбонатно-эвапоритовых отложений остаточных морей в условиях аридного климата при испарении морской воды и увеличении концентрации солей. Также в связи с распространением ратовкита в областях стыка крупных геоблоков предполагается также возможность участия эндогенных источников фтора.

Особо широкое распространение ратовкита в среднекаменноугольных отложениях, главным образом в каширском горизонте, развитых в юго-западной части Московской синеклизы – в Верхнем Пололжье и в Верейском районе [4].

На Верхней Волге установлены карбонатные отложения среднекаменноугольного возраста (каширский горизонт), содержащие значительное количество ратовкита, а мелкие кристаллические проявления минерала отмечаются здесь в карской толще почти повсеместно [5].

Флюоритовая минерализация установлена в доломитах суранской свиты нижнего рифея Южного Урала [6]. Предполагается возможность элизионно-катагенетического флюоритообразования в связи с тектонической активизацией в венде.

По вопросу о происхождении флюорита в одних и тех же осадочных породах имеются разноречивые высказывания исследователей. Высказываются следующие основные гипотезы происхождения осадочного флюорита: 1. флюорит образовался за счет фумарольно-гидротермальных

процессов, связанных с внедрением магматических щелочных пород; 2. образование флюорита происходит в морских бассейнах биохимическим путем, за счет жизнедеятельности организмов; 3. флюорит образовался в результате вторичного перераспределения и концентрации фторидов, рассеянных в осадочных породах; 4. осаждение флюорита происходит при усыхании засоленных реликтовых бассейнов [3-7].

На основании детального изучения ратовкит-флюоритовой формации в пригороде Зоринска, а также анализа подобных проявлений в мире предполагается первоначальное накопление флюорита происходило в лагуне закрытого типа с повышенной соленостью в жарком и сухом климате. В последующем, при прохождении гидротермальных растворов через контролирующий слой под действием температуры и давления происходила мобилизация фтора и его переотложение в виде флюорита в жильных телах.

Большинство проявлений ратовкита приурочено именно к каширскому горизонту среднекаменноугольных отложений, что может быть связано с глобальным заражением фтора мелководных бассейнов этой эпохи.

Литература

1. Зациха, Б. В. Кристаллогенезис и типоморфные особенности минералов ртутного и флюоритового оруденений Украины / Б. В. Зациха. – М.: Наукова думка, 1989. – 192 с.
2. Крисак, О. С. Структурно-морфологические типы жильных тел и особенности генезиса Зоринского флюоритового оруденения Донбасса / О. С. Крисак // Научные труды ДонНТУ. Серия «Горно-геологическая». Выпуск 3 (26). – Донецк, ДонНТУ, 2016. – С. 110-118.
3. Сомов, М. М. Флюоритоносность Западного склона Урала и Предуралья: Автореф. дисс. ... канд. г-м наук: 04.00.11 / Сомов Михаил Михайлович. – Санкт-Петербург, ВСЕГЕИ, 1997. – 23 с.
4. Хворова, И.В. Атлас карбонатных пород среднего и верхнего карбона Русской платформы / И.В. Хворова. – М.: Академия наук СССР, 1958. – С. 91-92.
5. Моров, В. П. Флюорит в осадочных толщах Самарской области / В. П. Моров // Научные сообщения: проблемы региональной и глобальной экологии. – Т.20. № 1, 2011. – С. 128-142.
6. Крупенин, М.Т. Редкоземельные и малые элементы во флюоритах и вмещающих доломитах Суранского месторождения (нижний рифей, Южный Урал) / М. Т. Крупенин, П. Меллер, П. Дульски // Геохимия. 1999. – № 11. –С. 78-89.
7. Панов, Б. С. Флюорит в Донецком бассейне / Б. С. Панов. – Харьков: Изд. Харьковского государственного университета, 1965. – 99 с.

А.А. МАСЬКОВ, Д.В. ЛЕСНЯК
ООО Светлое

КАРТИРОВАНИЕ ГИДРОТЕРМАЛЬНЫХ ИЗМЕНЕНИЙ РУДНОГО ПОЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ СВЕТЛОЕ НА ОСНОВЕ МУЛЬТИСПЕКТРАЛЬНЫХ КОСМОСНИМКОВ

Аннотация. Выполнена обработка современного спектрального снимка ASTER на площадь месторождения Светлое. Показано, что гидротермальные изменения отражаются в монокремниевых, кварц-алунит-глинистых, кварц-гидрослюдистых и «железистых» минеральных индексах. Разработана спектральная модель рудного поля, которая может служить основой для поисков золотого оруденения на сопредельных участках рудного поля и внутри него.

Ключевые слова: месторождение Светлое, гидротермальные изменения, спектральные космоснимки, минеральные индексы

Целью данной работы являлась адаптация накопленного мирового опыта картирования гидротермалитов к условиям задренованности и залесенности, а также разработка космоспектральной модели рудного поля месторождения Светлое. Кроме того, на основании полученной космоспектральной модели определены поисковые признаки золотого оруденения внутри рудного поля, которые применимы для использования на сопряженных площадях с аналогичной геологической обстановкой.

В геолого-структурном отношении территория рудного поля Светлого находится в пределах Ульяновской вулканической зоны Охотско-Чукотского вулканоплутонического пояса [1].

В пределах участка распространены покровные, субвулканические интрузивные и дайковые образования разнообразного состава, принадлежащие амкинскому, хетанинскому и уракскому вулканическим комплексам мелового возраста. Интрузивные образования относятся к уракскому и хетанинскому комплексу. Закартированные здесь крутопадающие разрывные нарушения имеют преимущественно северо-восточное направление. Ульяновская минерогенная зона характеризуется преимущественным развитием близ поверхностного золото-серебряного оруденения [1–2].

Исследуемая площадь характеризуется частичной залесенностью и задернованностью. В таких условиях, основным методом исследований может служить метод канальных отношений (bandratio).

Обработка, анализ космоматериалов и моделирование геологических и рудных систем выполнены в соответствии с общепринятыми методическими рекомендациями и подходами. Последовательность работ включала: 1) подготовку растровых изображений; 2) расчет спектральных индексов; 3) интерпретацию полученного материала.

Расчет спектральных индексов проводился в геоинформационной системе ArcGIS. По площади было рассчитано более 30 различных показателей, которые в дальнейшем оценивались на информативность и интерпретировались.

Основными элементами полученной схемы структурно-метасоматической зональности являются: кольцевые структуры второго и третьего порядков, частные линеаменты, тела вторичных кварцитов и пропилитов, участки гипергенной лимонитизации (рисунок 1).

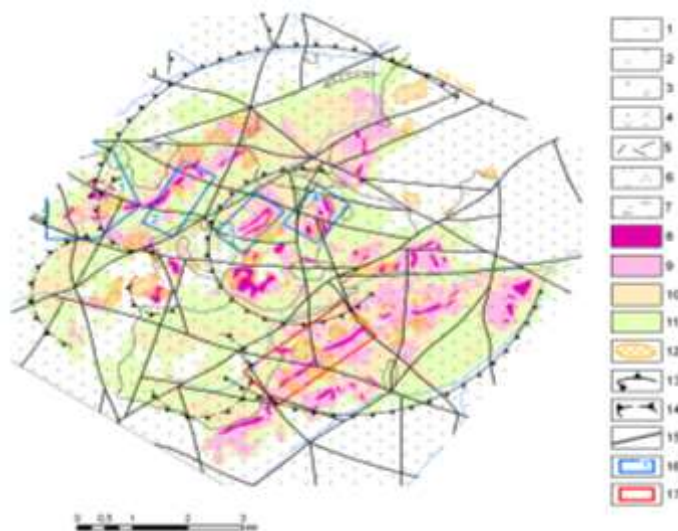


Рисунок 1 – Схема структурно-метасоматической зональности рудного поля Светлое (по данным дешифрирования космоматериалов): 1–2 – уракская свита: 1– андезиты, андезибазальты, их лавы и туфы; 2– дациты, туфы, игнимбриты; 3 – хакаринская свита, андезибазальты; 4–6 – уракской дацит-риолитовый комплекс: 4 – гранодиорит-порфиры; 5 – риолиты; 6 – дациты; 7 – хакаринский базальтовый комплекс, дайки и штоки андезибазальтов; 8–10 – вторичные кварциты: 8 – монокварцевые; 9 – преимущественно кварц-алунит-глинистые; 10 – преимущественно кварц-гидрослюдистые; 11 – пропилиты хлоритовые; 12 – участки интенсивной лимонитизации; 13 – кольцевые структуры второго порядка; 14 – кольцевые структуры третьего порядка, 15 – разрывные нарушения; 16 – участки работ ЗАО «Полиметалл» (1 – Людмила, 2 – Тамара, 3 – Елена, 4 – Лариса); 17 – площадь участка Южный

Линеаменты и кольцевые структуры дешифровались в монохроматическом и цветном отображении космоснимков по характерным для них признакам. Для первых это линейные неоднородности рельефа, растительности, границы цвета поверхности и различные их взаимоотношения. Для вторых – это те же неоднородности, но изометрического, концентрического строения.

Кольцевые структуры рудного поля Светлого отражают палеовулканические постройки и их отдельные элементы. Так, кольцевая структура второго порядка диаметром 10 км определяет положение палеовулканической постройки со сложным внутренним строением, а структуры третьего порядка указывают на возможное положение палеожерл.

Линеаменты фиксируют разнонаправленные разрывные нарушения, среди которых преобладают северо-восточные продольные, северо-западные, субмеридиональные и субширотные. Основными рудоконтролирующими разломами представляются северо-западные и северо-восточные структуры, с преобладанием первых.

По отображённым в ГГИС индексам канальных наборов были закартированы три фации вторичных кварцитов: 1) монокварцевая; 2) преимущественно кварц-алунит-глинистая; 3) преимущественно кварц-гидрослюдистая. В составе пропилитовых метасоматитов преобладают существенно хлоритовые разности. Морфология монокварцевых тел различна в центральной и краевой частях палеовулканической постройки. В центральной части фиксируются тела неправильной формы и слабо вытянутые (месторождения Лариса, Елена), тогда как на флангах преобладают линейные северо-восточного простирания (месторождения Людмила, Тамара). Совпадение генерального простирания метасоматических образований с тектоническими структурами северо-восточного направления косвенно указывают на их взаимосвязь.

Участки вторичной лимонитизации, определенные по высоким значениям спектральных индексов «Железная шляпа» и «Трехвалентное железо», фиксируют площади окисления первичных сульфидных минералов. Площади окисления в основной массе включены в области развития вторичных кварцитов.

Подводя итоги отметим, что умение работать с мультиспектральными космоснимками является весьма полезными, без преувеличения, незаменимым инструментом при геологическом изучении объекта и прогнозировании обнаружения промышленных месторождений. При использовании известных методик обработки космоматериала возможно производить картирование достаточно обширных площадей, по результатам которого определять локальные участки для постановки наземных поисковых работ. Такая локализация позволит сократить объемы физических наземных работ.

В отношении объекта нашего исследования, для всех известных рудных зон, расположенных в центральной и северной частях палеовулканической постройки рудного поля, характерно проявление тел вторичных кварцитов монокварцевого и кварц-алунит-глинистого составов в ассоциации с локальными участками интенсивной лимонитизации. Эти признаки можно рассматривать в качестве дистанционных признаков выделения эпитермальных золото-серебряных месторождений. Полученные закономерности могут быть использованы совместно с другими минералогическими данными в качестве прогнозных критериев потенциальной золотоносности площадей.

Литература

- [1] Ермилова И.О., Потоцкий Ю.П., Головкин С.В. Отчёт о результатах работ Верхне-Ульинской аэрогеофизической партии за 1977-1980 гг. в Охотском золотоносном районе. Хабаровск, ТФИ ДВФО, 1980.
- [2] Каменский П.П., исп. Саяпин К.А. Изучение технологических свойств проб руды месторождения Светлое: отчёт ООО «ТОМС» / ЗАО ХГРП; – Иркутск, 2009. – 233 с. - № ГР 125444555. – Инв. № 0115454464.
- [3] Колесников А.Г., Брызгалов И.А., Рассказова Т.Л., Савва Н.Е. К условиям формирования редкометального рудопоявления Эмми (Ульинская структурно-металлогенетическая зона) // Всероссийская научная конференция «Чтения памяти К.В. Симакова». Магадан, 2007. – С. 90–91.
- [4] Di Tommaso I., Rubinstein N. Hydrothermal alteration mapping using ASTER data in the Infiernillo porphyry deposit, Argentina // Ore Geology Reviews. – 2007. – Vol. 32. – P. 275–290.
- [5] Zhang X., Pazner M., Duke N. Lithologic and mineral information extraction for gold exploration using ASTER data in the south Chocolate Mountains (California) // ISPRS Journal of Photogrammetry & Remote Sensing. – 2007. – Vol. 62. – P. 271–282.
- [6] Gabr S., Ghulam A., Kusky T. Detecting areas of high-potential gold mineralization using ASTER data // Ore Geology Reviews. – 2010. – Vol. 38. – P. 59–69.
- [7] Pour A.B., Hashim M. Identification of hydrothermal alteration minerals for exploring of porphyry copper deposit using ASTER data, SE Iran // Journal of Asian Earth Sciences. – 2011. – Vol. 42. – P. 1309–1323.
- [8] Crowley, J.K., Brickey, D.W., Rowan, L.C. Airborne imaging spectrometer data of the Ruby Mountains, Montana: mineral discrimination using relative absorption band-depth images // Remote Sensing of Environment. – 1989. – Vol. 29 (2), – P. 121–134.

Е.С. СУРИКОВА, Д.В. АЮНОВА

*Институт нефтегазовой геологии и геофизики им. А.А. Трофимука Сибирского отделения
Российской академии наук, г. Новосибирск*

ВОССТАНОВЛЕНИЕ ЭТАПОВ ЭВОЛЮЦИИ МЕЗОЗОЙСКО-КАЙНОЗОЙСКИХ ОТЛОЖЕНИЙ И СЕЙСМОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ КРИТЕРИИ ГАЗОНОСНОСТИ СЕНОМАНА ДЛЯ СЕВЕРНЫХ РЕГИОНОВ ЗАПАДНОЙ СИБИРИ

В статье приведены выявленные авторами сейсмогеологические критерии газоносности сеноманского и апт-альбского резервуаров на севере Западно-Сибирской плиты. Также приведено физическое обоснование всех критериев.

Ключевые слова: Западная Сибирь, Надым-Пурское междуречье, нефтегазоносность, сейсмические профили, апт-альб, сеноман, динамические характеристики сейсмической записи, прямые признаки углеводородов.

В административном плане район работ расположен в западной и центральной частях Ямало-Ненецкого автономного округа (ЯНАО). Согласно схеме нефтегазогеологического районирования Западно-Сибирской НГП (ред. Конторович А.Э., 2006 г.) рассматриваемая в работе территория расположена в западной части Надым-Пурской нефтегазоносной области (НГО): в Надымском и Губкинском нефтегазоносных районах (НГР). На этой территории в период с 1967 г. по 2009 г. открыто 9 месторождений. Наиболее крупные - Медвежье, Юбилейное и Ямсовейское нефтегазоконденсатные

многопластовые месторождения, открытые в 1967-1970 гг., являются уникальными по запасам и приурочены к высокоамплитудным антиклинальным структурам. Залежи УВ на этих месторождениях сконцентрированы в сеноманском песчаном резервуаре ПК1 (94.4% суммарных запасов УВ на этих месторождениях), апт-альбских горизонтах и шельфовых пластах неокома. На Юбилейном месторождении также продуктивен батский горизонт Ю₂, на Ямсовейской площади промышленные притоки нефти получены из ачимовских песчаников [Конторович и др., 1975; Ермилов и др., 2003;]. В тектоническом плане [Конторович и др., 2001] данные месторождения приурочены к Медвежьему мезовалу, входящему в состав Медвежье-Нугинского наклонного мегавала, Юбилейному и Ямсовейскому куполовидным поднятиям.

Работа посвящена анализу геологического строения и выявлению сейсмогеологических критериев газоносности апт-альб-сеноманских отложений Надым-Пурского междуречья, выполненному на базе комплексной интерпретации сейсморазведочных материалов (10860 км сейсморазведка МОГТ), ГИС (85 скважин) и глубокого бурения (256 скважин).

Выполнена корреляция основных отражающих горизонтов (ОГ) мезозойско-кайнозойского осадочного чехла исследуемой территории: А (подошва осадочного чехла), Т_{тп} (кровля тампейской серии триаса), Б (кровля баженовской свиты, волжский ярус), М (нейтинская пачкатанопчинской свиты, апт), Г (кузнецовская свита, турон), С (ганькинская свита, кровля мела). Описанные сейсмические реперы приурочены к глинистым пачкам - флюидоупорам, обладающим аномально низкими относительно вмещающих пород акустическими характеристиками; получили развитие на огромной территории бассейна, характеризуются выдержанными толщинами, имеют морской генезис и формировались в эпохи региональных трансгрессий в условиях снивелированного рельефа. Наличие в разрезе реперных отражающих горизонтов позволяет разделить мезозойско-кайнозойский осадочный чехол на 5 сейсмогеологических мегакомплексов, которые по объему соответствуют основным нефтегазоперспективным осадочным мегакомплексам: триас-юрский, берриас-нижнеаптский, апт-сеноманский, турон-маастрихтский и кайнозойский.

Структурный и палеоструктурный анализ, проведенный по структурным картам ОГ и картам толщин сейсмокомплексов позволил изучить геологическое строение и историю тектонического развития территории. Затем был проведен анализ плотностей и скоростей распространения продольных сейсмических волн в водонасыщенных и газонасыщенных песчаниках; построение двумерных литолого-акустических разрезов апт-альб-сеноманских отложений с учетом флюидонасыщения коллекторов, математическое моделирование волновых полей, расчет двумерных синтетических временных разрезов, сопоставление реальных (полевых) и синтетических волновых полей.

В результате проделанной работы были установлены сейсмогеологические критерии наличия газовых залежей в сеномане:

1. Наличие ОГ, приуроченного к газоводяному контакту (ГВК), под высокоамплитудной положительной структурой.

2. Наличие зон увеличения значений ΔT между отражающими горизонтами М и Г, которые приурочены к кровле и подошве апт-альб-сеноманского сейсмогеологического мегакомплекса, в плане отвечающим высокоамплитудным структурам.

3. Наличие зон пониженных амплитуд отражающего горизонта Г, приуроченного к кровле резервуара, в плане отвечающим сеноманским залежам углеводородов.

Обоснование первого критерия.

Наличие ОГ, контролирующего ГВК, на исследуемой территории отмечается на Юбилейном и Ямсовейском месторождениях, прослеживается ОГ квазигоризонтально или имеет выпуклую вниз форму.

Наличие отражающего горизонта на уровне ГВК свидетельствует о том, что на этой границе происходит перепад акустических жесткостей пород. При этом отражающий горизонт, формирующийся на ГВК не изохронен и «рассекает» в пределах структуры разновозрастные пласты, входящие в состав горизонта ПК₁.

Анализ литолого-акустических разрезов скважин показал уменьшение в газонасыщенной части разреза скоростей распространения продольных сейсмических волн на 20% и плотностей на 10-15%, что приводит к перепаду акустических жесткостей на ГВК на 30%, что сопоставимо с перепадом акустических жесткостей на баженовской свите, на которой формируется наиболее энергетически выраженный в Западной Сибири отражающий горизонт Б (II^а). Таким образом, синхронное уменьшение скоростей и плотностей газонасыщенной части разреза приводит к резкому перепаду акустических жесткостей на ГВК и является причиной формирования на этой границе интенсивной отраженной волны.

Обоснование второго критерия.

Поскольку газонасыщенные интервалы сеноманского разреза характеризуется пониженными скоростями распространения продольных сейсмических волн, то при достаточно большой высоте залежей этот фактор, будет приводить к увеличению временной мощности (ΔT) апт-альб-сеноманского сейсмогеологического мегакомплекса, включающего залежь. Именно такая ситуация имеет место на исследуемой территории.

Анализ карты значений ΔT между отражающими горизонтами М и Г позволяет сделать вывод том, что в плане контурам сеноманских залежей отвечают зоны увеличенных значений ΔT (М-Г). Причем, зоны увеличенных значений ΔT четко фиксируются как на Ямсовейском и Юбилейном месторождениях, где на

временных разрезах надежно отбиваются отражающие горизонты, приуроченные к ГВК, так и на Медвежьем месторождении, где этот горизонт отсутствует.

Обоснование третьего критерия.

Уменьшение плотностей и скоростей приводит к понижению акустической жесткости всего газонасыщенного слоя и, как следствие, к изменению коэффициентов отражения не только на его подошве, но и на его кровле – на границе между кузнецовским флюидоупором и сеноманским горизонтом ПК₁.

Отражающий горизонт Г, контролирующий кровлю сеномана, формируется на подошве глини кузнецовской свиты, скорости распространения продольных сейсмических волн в которой составляют порядка 2000 м/с. Поскольку в газонасыщенной толще акустическая жесткость падает, то в зоне развития залежи на границе флюидоупор-резервуар происходит уменьшение коэффициента отражения и, как следствие, энергии отраженной волны. На границе «кузнецовская свита-горизонт ПК₁» над газовой залежью коэффициент отражения составляет 0.19, за ее пределами – 0.25. Полученные материалы свидетельствуют о том, что зоны пониженных энергий практически полностью повторяют очертания залежей.

Характеристика апт-альбских залежей Надым-Пурского междуречья приведена на примере Юбилейного месторождения, на котором наряду с сеноманом продуктивен аптский песчаный пласт ПК18. В результате проделанной работы установлено, что значительные по толщине (более 15 м) газонасыщенные апт-альбские песчаники отображаются на временных разрезах положительными аномалиями амплитудных характеристик сейсмической записи, получившими название эффекта «яркого пятна».

Проведенный анализ показал, что на кровле и подошве апт-альбских газонасыщенных песчаников происходят скачки акустических жесткостей - фоновые значения скоростей в апт-альбской части разреза составляют порядка 3000 м/с, в газонасыщенных песчаниках 2700-2800 м/с. Результаты математического моделирования волновых полей показали, что в случае, когда мощность обладающего аномально-низкими акустическими характеристиками газонасыщенного песчаника составляет 25-30 м происходит резонансное суммирование волн от его кровли и подошвы – вторая фаза волны от кровли синфазно суммируется с первой фазой волны от подошвы, что приводит к увеличению энергии интерференционного сигнала и порождает на временных разрезах эффект «яркого пятна».

Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 18-35-00492

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Конторович, А.Э. Геология нефти и газа Западной Сибири / А.Э. Конторович, Н.И. Нестеров, Ф.К. Салманов и др. – М.: Недра. – 1975. – 700с.
2. Ермилов О.М. Особенности геологического строения и разработки уникальных залежей газа крайнего севера Западной Сибири / Ермилов О.М., Карогодин Ю.Н., Конторович А.Э. и др. - Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2004. - 140 с.
3. Конторович В.А., Беляев С.Ю., Конторович А.Э., Красавчиков В.О., Конторович А.А., Супруненко А.И. Тектоническое строение и история тектонического развития Западно-Сибирской геосинеклизы в мезозое и кайнозое // Геология и геофизика. – 2001. – Т. 42, №11-12. – С. 1832-1845.

КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

ANDREAS DABORER

Chair of Mining Engineering and Mineral Economics, Montanuniversitaet Leoben

KEY ROCK MECHANICS ISSUES IN THE DESIGN OF A DEEP SUBLEVEL STOPING OPERATION SITUATED IN DIFFICULT ALPINE ROCK MASS CONDITIONS

Abstract

The alpine region underwent several mountain-building processes in its history, resulting in a quite complex geological mining environment. On the one hand rock mass properties, especially the structural geological

features, vary over short distances; in some circumstances also within in the range of 10m. On the other hand the primary stress field is disturbed as a result of the tectonic activity and therefore it is not an easy task to determine it. Besides the mentioned issues large scale faults and shear bands occur regularly and the deposit geometries show in general a high grade of complexity. Under these rock mechanical challenging conditions it is planned to extract a mineral deposit at great depths by means of sublevel stoping. The article deals with some rock mechanical aspects in the design of the sublevel stoping operation.

Introduction The mineral deposit has unregular extensions in all three dimensions varying between of 10m to some hundred meters. Its dip is about 15-30° and the overburden of the designed sublevel stoping operation is about 1000m. A special feature of the deposit is its surrounding shale body, which has a thickness between 40 and 100m and Limestones form the hanging- and footwall beyond the shale body. Compared to the rock mass properties of the deposit as well as the limestones the shale can be considered as being very soft. For this reason the deposit acts like a rigid inclusion and attracts primary stresses. The result is a higher primary stress state acting inside the deposit than it would be expected due to the depth. To determine the primary stress increase in the deposit 2-dimensional numerical simulations with FLAC are used. The model consists of two ellipses, which represent a vertical cross-section of the deposit and the shale, and it takes into account the effect of the rigid inclusion by increasing the Youngs-modulus and decreasing the Poisson-ratio of the deposit compared to the surrounding limestones. Moreover the Youngs-modulus of the shale is decreased and its Poisson-ratio is increased to account for the shales lower stiffness. The primary stress state in the limestones is estimated by means of depth and density with a ratio of the horizontal to vertical primary stresses of 1. For this reason the model is loaded on all sides with a stress of 25MPa. The results of the numerical simulations show that the stresses inside the deposit increase to roughly 28MPa due to its higher stiffness. Accordingly primary stresses of 28MPa are used in the planning of the mining layout. Besides the increased stresses the geological structure of the deposit has to be considered. In general there are no preferred discontinuity directions present on a local scale and the spacing is in the range of decimeters. For this reason it is difficult to adopt the rock mechanical planning on the small scale discontinuities. However, several large scale discontinuities, whose extend is at least 10m, cut through the deposit. They can be divided into two different types. The first are so called shear zones, which occur every 40m to 60m in a north-south direction dipping more or less vertical with a thickness of about 1m. The rock is thinly layered and can be scratched out by hand. In Figure 1 their strike and dip range is represented by means of the blue lines in the Schmidt-circle projection. The second type are bedding planes. They are flat lying with a dipping angle of approximatively 25°, about half a meter thick and they occur every 20m in vertical direction. The dip direction is about 145°, compare Figure 1 (red lines). The rock conditions in those bedding planes are comparable to those encountered in the shear zones.

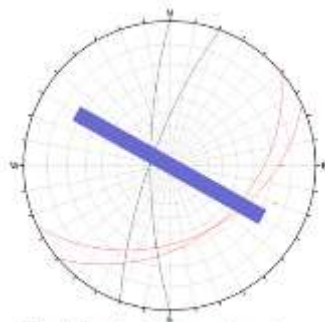


Figure 1. Orientation of parting surfaces and stopes

Mining sequence and regional stress distributions

The deposit is divided into different mining blocks with a plan view size of 100m width x 150m length and each block has several levels. The idea of mining the deposit is to achieve an extraction ratio greater than 85% inside the mining blocks whilst leaving a barrier pillar between neighboring mining blocks behind. Mining will be started at the top sublevel and will be continued downwards; compare Figure 2. The top level will be mined in a primary-secondary sequence. First a top and bottom drift are developed (1) and the sill pillar between will be blasted on the retreat (2). Afterwards the mined out stope is backfilled with paste fill. The next primary stope is extracted at a distance of 20m (4a&b, 5). This stope will be backfilled only to the bottom of the head entry (4b), so an access is still available to backfill the secondary stope. Later on a secondary stope is used to extract the 20m-pillar between the primary stopes. Therefore only a bottom drift is developed (5) and the stope will be mined out with fan drilling and blasting on the retreat (7a). In order to prohibit a contamination of the ore with backfill from primary stopes a small pillar will be left in place. These small pillars have nearly no stiffness anymore and will not take significant loads anymore. The previously described mining sequence is also applied to extract the remaining stopes in the first sublevel.

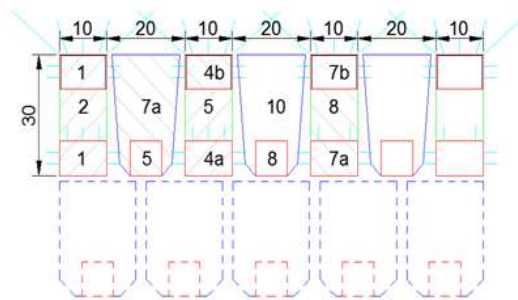


Figure 2: Schematic mining sequence

After the first block is mined out, there is a distressed zone present around it. Figure 3 gives a schematic overview. The extend of this zone is determined with two-dimensional numerical simulations in FLAC: The distressing effect is present up to vertical distance of 80m and in a distance of 40m to 50m below in the middle of the mined out block, the occurring stresses are about half of the primary stresses. Determining the extend of the stress shadows is important for the success of the mining method, because the stope drifts in the next level are developed in the distressed zone and therefore protected against the high stresses. An additional advantage is that there is no compulsion to comply with the geometric arrangements or dimensions of the upper level, as long as the distressed zone won't be left. This implies that the mining operation can be done like in the first layer, but it is not mandatory as it is shown in Figure 2. In case of the investigated mine only bottom drifts will be used to mine the stopes in the secondary and tertiary sublevel and backfilling will be done through a piped borehole drilled into the stope out of a neighboring bottom drift; compare Figure 2. Moreover, applying a downward mining sequence has the advantage, that there are no remnant pillars present compared to upward mining sequence, when an old, mined out mining block is approached. So there is no loss of ore in such a safety sill pillar.

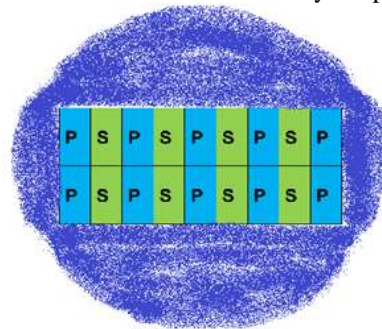


Figure 3: Schematic distressed zone around stopes

Risk of local roof failure

The risk of a local roof failure in the first sublevel is of great importance for the safety of the mining operation. In case of this particular mine it is especially important because the shale protects the deposit from the water-bearing limestone formations. If a breakthrough through the shale occurs, the water of the overlying limestone formations would flood the mine. For this reason a roof failure must not occur. The situation is most critical during the extraction of the secondary stopes. To assess the consequences of a roof failure a simple model, which takes the angle of breakage, the swelling factor as well as the geometry into account, is used. The results show that a height of loosening of more than 50m can occur and therefore a breakthrough to the hangingwall limestones is possible. As a result heavy roof support, which can limit the break up height effectively, must be installed in the top drifts of the first sublevel. Therefore in the first step when the head entry of the primary sequence is done, long cable bolts will be installed. They will be drilled with the shape of a fan and will have a length of up to 50m. The cable bolt fans of two neighboring top drifts must overlap each other. Additionally grouted bolts will be used to control the local roof; compare Figure 2.

Stope orientation

Another important point is the orientation of the pillars and stopes. Basically the stopes must be oriented in such a way, that there is no activation of the large shear zones possible and that the pillars in the first sublevel are not cut through by the shear zones or bedding planes completely. To have an optimal angle between the shear zones, the bedding planes and the stopes, the axis of the stopes should be oriented between 110° and 150°; compare Figure 1. Between these angles no long intersection between the stopes and the shear zones or bedding planes occurs and the activation of a shear zone is very unlikely.

Conclusions

Deposits located in the alpine region underwent several mountain building processes. Correspondingly, the geology and rock mass conditions are heavily influenced by tectonic activities. As a result rock mechanical engineers must take especially care of a disturbed primary stress field, disturbed and average to low quality rock

mass conditions and changing conditions over short distances. Some of the influences of those parameters on the geotechnical mine planning process are shown by means of a deep sublevel stoping operation in the alpine region.

BENEDIKT GRÄFINGHOLT
TH Georg Agricola University, Germany

PRE-COLUMBIAN MINING IN SOUTHERN PERU: AN INTRODUCTION

Introduction

For more than 12000 years the people in the Andes mined the resources of their surroundings,³ and were irreversibly associated with mining.⁴ The world's largest copper (El Teniente, Northern Chile),⁵ silver (Potosí, Bolivia) and tin (Llallagua, Bolivia) deposits,⁶ and one of the greatest gold deposits (Yanacocha, Peru) in the world are still located in the Andes.⁷ "In the most general sense mining can be regarded as extension of the search for natural materials that could be used for the fabrication of tools and weapons or as ornaments."⁸ The desire and search for raw materials led to the evolution of a mining tradition in the Andes that used methods which allowed the pre-Columbian miners to extract ores and other resources such as obsidian and minerals with highly specialized tools that were produced using locally available resources, like stone and bone.⁹

This paper deals with the long-lasting tradition of mining in southern Peru and explains the origin of this tradition. A combination of mining archaeological methods,¹⁰ and modern geochemical analysis was used to discuss the question of how resource production was organized by the pre-Columbian cultures of southern Peru and northern Chile and to answer the question concerning the beginning of pre-Columbian mining and raw material consumption patterns in the research area. In order to address this question a pre-Columbian mining district in the Palpa region (Fig. 1) is presented to reconstruct the duration of mining in the region and clearly identify the cultures involved in mining. By means of geochemical analysis resources mainly mined in the region were defined and exchange networks of locally produced ores and artifacts were identified.

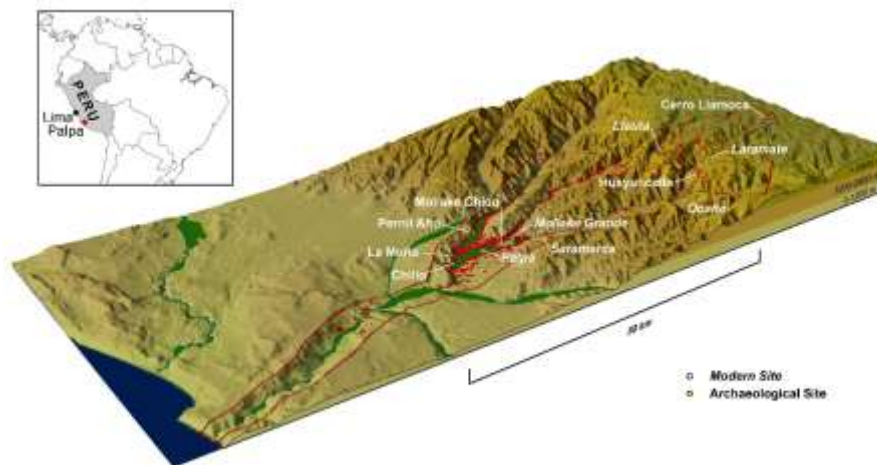


Fig. 1 Nasca Palpa Region

In the past, as Shimada/Craig outlined, archaeologists have concentrated their research on high-value artifacts that emerged during the Conquista and in later unorganized excavations and grave robbing activities with no contextual information. Due to the focus on precious artefacts the reconstruction of the technological process (*chaîne d'opérateur*) was concentrated on the final stage. The completely multi-phase production process was never really accepted as worth investigating.¹¹ Resulting in the fact that previous generations of researchers never asked and tried to answer the question where the raw materials for those – in most cases – looted artefacts came from. An

³ Salazar et al. 2011a; Salazar, Salinas et al. 2013;

⁴ Shimada 2013, 335

⁵ Maksaev et al. 2004, 16

⁶ Sillitoe 2004, 1

⁷ Gustafson et al. 2004, 259f

⁸ Weisgerber/Pernicka 1995, 3

⁹ Petersen/Brooks 2010, 36; Figueroa et al. 2013; Salazar et al. 2011a

¹⁰ Stöllner 2015

¹¹ Shimada/Craig 2013, 3f

explanation may be that they were so overwhelmed by the richness of noble metals that were used by the pre-Columbian cultures in South America to produce such marvelous artworks.¹²

Pre-Columbian Mining in Peru

“In contrast to the northern coast of Peru and also to the central Andean Altiplano, southern Peru was never a focal area of metallurgical inventions or innovations.”¹³

Nonetheless, different research groups have so far successfully documented pre-Columbian mining activities in Southern Peru. Eerkens et al. assumed that pre-Columbian mining was conducted on several pre-Inca sites in the Nasca region.¹⁴ Stöllner¹⁵ and later Stöllner et al. prepared the ground for the study presented by the author with a comprehensive survey of the mining activities in the Palpa area and successfully pinpointed pre-Columbian extraction zones.¹⁶

The mining and extraction of pigments and minerals most likely led to the discovery of the auriferous pyrite-quartz-carbonate veins of the Nazca-Ocoña belt.¹⁷ These minerals – apart from being used for metallurgical process – were also frequently used for the polychrome ceramic of the Nasca culture as pre-fire slip-pigment paint.¹⁸

YEARS	PERIODS	CULTURES	PHASES	CERAMIC STYLE	SITES	RAW MATERIALS
1325 AD	LATE HORIZON	Inca/Ica		Inca/Ica		
1180 AD	LATE INTERMEDIATE PERIOD	Ica		Ica	Chillo, Montegrande	copper (Cu-Sn), gold, silver, obsidian
1130 AD						(Jichja Parco, Callejones)
850 AD						copper
700 AD	MIDDLE HORIZON	Wari		Chalchupampa	Huayuncalla, Primavera, Lucrich	(Cu-As; Cu-Sn; Cu-As-Sn), gold, silver,
690 AD				Luro	Montegrande	obsidian (Jichja Parco)
620 AD						
470 AD	EARLY INTERMEDIATE PERIOD		Late	Nasca (6?), 7		gold, copper (Cu; Cu-Ag), obsidian (Jichja Parco,
410 AD						Cerro Huenu), Lichahuacho)
340 BC		Nasca	Middle	Nasca 4, 5	La Muña	
270 AD						
110 AD			Early	Nasca 2, 3	Saramarca, Mollague Grande, Primavera, Montegrande	gold, copper (Cu), obsidian (Jichja Parco)
60 BC	TRANSITION	Initial Nasca		Nasca 1		gold, copper (Cu)
120 BC				Ocucaje 10		obsidian (Jichja Parco)
350 BC	FORMATIVE PERIOD		Late	Ocucaje 8, 9	Saramarca, Mollague Grande, Montegrande,	gold, copper (Cu), obsidian (Jichja Parco, Purohama,
290 BC					Jauranga, Cuttamalla	Cerro Huenu), Callejones)
140 BC		Paracas	Middle	Ocucaje 5, 6, 7		gold, copper (Cu?), obsidian (Jichja Parco, Cerro Huenu)
50 BC		EARLY HORIZON		Early	Ocucaje 3, 4	
300 BC						
90 BC	INITIAL PERIOD			Puerto Nuevo	Pernil Alto, Ocoro, Cuttamalla	obsidian (Jichja Parco), silic
1500 BC				Disco Verde		
				Hacha		
2560 BC	ARCHAIC			no ceramics	Pernil Alto	obsidian (Jichja Parco), silic
3760 BC					Cerro Llamuca	obsidian (Jichja Parco), silic
4660 BC						

Fig. 2 Chronology of the Nasca Palpa Region (Unkel et al. 2012 modified Gräfinholt)

Additional proof of this assumption can be found in the Nasca-Palpa area and Ica region. With the rise of the Paracas culture in southern Peru copper metallurgy and with it gold and copper mining was present in the region.¹⁹ Though the Paracas culture was directly influenced by the Chavín horizon that was manifested in an iconographic style that adopted elements of the Chavín iconographic on textiles and ceramics²⁰, a reimport of at least the knowledge of copper metallurgy and mining into the Chavín culture seems quite logical. It is a fact that from the end of the Chavín horizon and the beginning of the Early Intermediate Period copper became the

¹² Sáenz Samper/Martinón-Torres 2011, 245

¹³ Stöllner et al. 2013, 108

¹⁴ Eerkens et al. 2009

¹⁵ Stöllner 2009

¹⁶ Stöllner 2009; Stöllner 2011; Stöllner et al. 2013; Reindel et al. 2013

¹⁷ Sillitoe 2004, 9

¹⁸ Vaughn et al. 2005, 142

¹⁹ Stöllner 2009; Stöllner et al. 2013, Reindel et al. 2013, Van Gijseghe et al. 2013

²⁰ Reindel 2011, 170

dominating metal in the Andean region. All further developments in smelting and alloying techniques relied on this metal.²¹

So far it has not been possible to document ancient gold mining in the Andes. An often-proposed assumption is that the pre-Columbian miners extracted the gold from alluvial gold deposits and did not actually exploit gold from mines.²²

The archaeological research in southern Peru has reconstructed the metallurgical development in the Nasca-Palpa region as a three-stage process. This process staggered over time with the development of metallurgy in the Americas as described above. At first thin gold plates were produced during the Paracas culture whereby this tradition of gold working was handed down to the Nasca culture and then to the Middle Horizon. During the Early Intermediate Period native copper was used on a regular basis,²³ but it can be assumed that the foundation for the copper metallurgy in the Nasca-Palpa area was already laid during the Paracas culture parallel to the introduction of the gold metallurgy.²⁴ This copper metallurgical tradition evolved cross-cultural over the centuries to the mastering of binary and ternary copper-arsenic alloys during the Middle Horizon.²⁵ It is obvious that the raw materials for the described metallurgical processes had to be mined somewhere by the inhabitants of the Nasca-Palpa region. The local gold deposits in the Nasca-Palpa area probably attracted the attention of the early inhabitants of the region. According to a recent analysis of gold ores from the Viscas and Acari valley it seems most likely that these quartz-gold veins were exploited and the extracted ores were then used to produce Paracas and Nasca gold objects.²⁶ This corresponds with the results presented earlier by Stöllner et al.²⁷ which indicate that the people who inhabited the Nasca-Palpa region extracted the raw materials they needed from the polymetallic veins which were opened up by the *quebradas* of the rivers in the research area. (Fig. 2)

Mollaque Grande – a pre-columbian Gold mine

The site Mollaque Grande has an important characteristic for pre-Columbian mining activities: small adits that follow mineralization. (Fig. 3) Peterson has perfectly described were to look for ancient mines as he states that: *“the ancient miner usually worked the softer rocks such as sandstone, lutites, and slates and rarely worked the igneous and metamorphic rocks. Wear on the mining tools was especially great in gravelly units. As a consequence of these limitations, the ancient miner typically opened many adits instead of opening a single deep adit. This is why numerous small mines are found on the slopes of Descuelga, Nevado Ilimani, and Micuipampa.”*²⁸



Fig. 3 Mollaque Grande – Small adits that follow the mineralization. (Foto: Stöllner)

This description of an ancient mining site is a reflection of the situation that was documented on the site of Mollaque Grande in the Nasca-Palpa area where the archaeological context revealed that this site was obviously intensively mined in pre-Columbian times.²⁹

The site was continuously occupied from Early Paracas (840-500 cal. BC) to Late Paracas (380-260 cal. BC). Apart from Mollaque Grande only the sites Mollaque Chico and Pernil Alto.³⁰ have had an occupation history that reached thus far back in time.

Rather exceptional for the Paracas culture is the combination of a working and processing place with a settlement at the slopes of the hill³¹ - there had to be a reason why people settled so far away from the river. In addition, the documented shells and obsidian projectile points indicate that the people who dwelled at this site were being supplied in the best possible way. Additionally the lithic material that was found during excavation conducted on the site further supports the assumption that ores were processed on this site and that the people exploited the rich mineral resources of the mineralization zone they were living next to already during Early Paracas. This proves the

²¹ Lechtman 1991, 17

²² Sáenz-Samper/Martinón-Torres 2011, 246

²³ Castro de la Mata Guerra García/Vellarde Dellepiane 2013, 12

²⁴ Schlosser et al. 2009, 430

²⁵ Castro de la Mata Guerra García/Vellarde Dellepiane 2013, 12

²⁶ Schlosser et al. 2009, 432

²⁷ Stöllner et al. 2013

²⁸ Petersen/Brooks 2010, 36

²⁹ Stöllner 2011, 203 Fig. 31; Stöllner et al. 2013, Reindel et al. 2013

³⁰ Unkel et al. 2012, 2301

³¹ Personal communication with Johny Isla at the site, 2014.

statement formulated by Stöllner et al. that: “*in all cases permanent ancient settlements were situated nearby or even in short, easy reachable distances from the mines!*”.³² The incomplete mining tool (5502_15) documented in Layer C Rasgo 5502 demonstrates that mining was conducted on the site and that in the course of the mining operations tools broke and had to be replaced. Though only a small proportion of the site was investigated, the excavated seashells from Layer A Rasgo 5000 and Layer C Rasgo 5502 as well as the crab claw from the same layer prove that the inhabitants of this site had access to maritime seafood and were supplied on a regular basis.

Conclusion

The archaeological investigation and excavations conducted in the pre-Columbian mining districts of Mollaque Grande have demonstrated that the inhabitants of the Nasca-Palpa area who settled in the region from the Archaic onward.³³ were aware of the rich polymetallic ores embedded on the flanks of the *quebradas*. The site Mollaque Grande is extremely important for the pre-Columbian mining archaeological research as it offers an insight into an early stage of mining and the organization of labor in a mining settlement during the whole span of the Paracas culture.

References

- Castro de la Mata Guerra García, Pamela/Velarde Dellepiane, Mariá Inés 2013
Castro de la Mata Guerra García, Pamela/Velarde Dellepiane, Mariá Inés, Producción metalúrgica en la costa sur, desde el Horizonte Temprano al Horizonte Medio (Lima 2013).
Eerkens u. a. 2009
J. W. Eerkens/K. J. Vaughn/M. Linares Grados, Pre-Inca mining in the Southern Nasca Region, Peru. *Antiquity* 83, 2009, 738–750.
Figueroa u. a. 2013
V. Figueroa/D. Salazar/H. Salinas u. a., Pre-Hispanic Mining Ergology of Northern Chile. An Archaeological Perspective. *Revista Chilena de Antropología* 45, 1, 2013, 61–81.
Gustafson u. a. 2004
L. B. Gustafson/C. E. Vidal/R. Pinto u. a., Porphyry-Epithermal Transition, Cajamarca Region, Northern Peru. In: R. H. Sillitoe/J. Perelló/C. E. Vidal (Hrsg.), *Andean metallogeny. New discoveries, concepts, and updates 1. Special publication / Society of Economic Geologists no. 11* (Littleton, CO 2004) 279–300.
Lechtman 1994
H. Lechtman, The Materials Science of Material Culture. Examples from the Andean Past. In: D. A. Scott/P. Meyers (Hrsg.), *Archaeometry of pre-Columbian sites and artifacts. Proceedings of a symposium organized by the UCLA Institute of Archaeology and the Getty Conservation Institute, Los Angeles, California, March 23-27, 1992* ([Marina Del Rey, CA] 1994) 3–14.
Maksaev u. a. 2004
V. Maksaev/F. Minizaga/M. McWilliams u. a., New Chronology for El Teniente, Chilean Andes, from U-Pb, 40Ar/39Ar, Re-Os, and Fission-Track Dating. Implications for the Evolution of a Supergiant Porphyry Cu-Mo Deposit. In: R. H. Sillitoe/J. Perelló/C. E. Vidal (Hrsg.), *Andean metallogeny. New discoveries, concepts, and updates 1. Special publication / Society of Economic Geologists no. 11* (Littleton, CO 2004) 15–54.
Petersen G./Brooks 2010
G. Petersen G./W. E. Brooks, *Mining and metallurgy in ancient Perú* (Boulder, Colo 2010).
Reindel 2011
M. Reindel, Die vorspanische Kulturentwicklung im Andenraum. Ein Überblick. In: R. Slotta/I. Schnepel (Hrsg.), *Schätze der Anden. Chiles Kupfer für die Welt ; Katalog der Ausstellung des Deutschen Bergbau-Museums Bochum 8. Mai 2011 bis 19. Februar 2012* (Bochum 2011) 159–180.
Reindel u. a. 2013
M. Reindel/T. Stöllner/B. Gräfinholt, Mining Archaeology in the Nasca and Palpa region, south coast of Peru. In: N. Tripcevich/K. J. Vaughn (Hrsg.), *Mining and Quarrying in the Ancient Andes. Sociopolitical, Economic and Symbolic Dimensions. Interdisciplinary contributions to archaeology* (New York, NY 2013) 299–322.
Sáenz Samper/Martinón-Torres 2011
J. Sáenz Samper/M. Martinón-Torres, Gold in Amerika. In: R. Slotta/I. Schnepel (Hrsg.), *Schätze der Anden. Chiles Kupfer für die Welt ; Katalog der Ausstellung des Deutschen Bergbau-Museums Bochum 8. Mai 2011 bis 19. Februar 2012* (Bochum 2011) 245–256.
Salazar u. a. 2011
D. Salazar/D. Jackson/J. L. Guendon u. a., Early Evidence (ca. 12,000 BP) for Iron Oxide Mining on the Pacific Coast of South America. *Current Anthropology* 52, 3, 2011, 463–475.
Salazar u. a. 2013
D. Salazar/H. Salinas/J. L. Guendon u. a., Hunter-Gatherer-Fischer Mining during the Archaic Period in Coastal Northern Chile. In: N. Tripcevich/K. J. Vaughn (Hrsg.), *Mining and Quarrying in the Ancient Andes. Sociopolitical, Economic and Symbolic Dimensions. Interdisciplinary contributions to archaeology* (New York, NY 2013) 137–156.
Schlosser u. a. 2009

³² Stöllner et al. 2013, 118

³³ Unkel et al. 2012, 2301

S. Schlosser/R. Kovacs/E. Pernicka u. a., Fingerprints in Gold. In: B. Herrmann/M. Reindel/G. A. Wagner (Hrsg.), *New Technologies for Archaeology. Multidisciplinary Investigations in Palpa and Nasca, Peru*. Springer-11648 /Dig. Serial] (Berlin, Heidelberg 2009) 409–435.

Shimada 2013

I. Shimada, Discussion: Mineral Resources and Pre-Hispanic Mining. In: N. Tripcevich/K. J. Vaughn (Hrsg.), *Mining and Quarrying in the Ancient Andes. Sociopolitical, Economic and Symbolic Dimensions. Interdisciplinary contributions to archaeology* (New York, NY 2013) 335–354.

Shimada/Craig 2013

I. Shimada/A. K. Craig, The Style, Technology and Organization of Sicán Mining and Metallurgy, Northern Peru. Insights from Holistic Study. *Revista Chilena de Antropología* 45, 1, 2013, 3–31.

Sillitoe 2004

R. H. Sillitoe, Musings on Future Exploration Targets and Strategies in the Andes. In: R. H. Sillitoe/J. Perelló/C. E. Vidal (Hrsg.), *Andean metallogeny. New discoveries, concepts, and updates*. Special publication / Society of Economic Geologists no. 11 (Littleton, CO 2004) 1–14.

Stöllner 2009

T. Stöllner, Gold in Southern Peru? Perspectives of Research into Mining Archaeology. In: B. Herrmann/M. Reindel/G. A. Wagner (Hrsg.), *New Technologies for Archaeology. Multidisciplinary Investigations in Palpa and Nasca, Peru*. Springer-11648 /Dig. Serial] (Berlin, Heidelberg 2009) 393–407.

Stöllner 2011

T. Stöllner, Präkolumbischer Bergbau in den Anden. In: R. Slotta/I. Schnepel (Hrsg.), *Schätze der Anden. Chiles Kupfer für die Welt ; Katalog der Ausstellung des Deutschen Bergbau-Museums Bochum 8. Mai 2011 bis 19. Februar 2012* (Bochum 2011) 181–212.

Stöllner 2015

T. Stöllner, Humans approach to resources. Old World mining between technological innovations, social change and economical structures. A key note lecture. In: A. Hauptmann/D. Modarressi-Tehrani (Hrsg.), *Archaeometallurgy in Europe III. Proceedings of the 3rd international conference ; June 29 - July 1, 2011. Veröffentlichungen aus dem Deutschen Bergbau-Museum Bochum Nr. 202* (Bochum 2015) 63–82.

Stöllner u. a. 2013

T. Stöllner/M. Reindel/G. Gassman u. a., Precolumbian Raw-Material Exploitation in Southern Peru. *Revista Chilena de Antropología* 45, 1, 2013, 105–129.

Unkel u. a. 2012

I. Unkel/M. Reindel/H. Gorbahn u. a., A comprehensive numerical chronology for the pre-Columbian cultures of the Palpa valleys, south coast of Peru. *Journal of Archaeological Science* 39, 2012, 2294–2303.

van Gijseghem u. a. 2013

H. van Gijseghem/K. J. Vaughn/V. H. Whalen u. a., Economic, Social, and Ritual Aspects of Copper Mining in Ancient Peru. An Upper Ica Valley Case Study. In: N. Tripcevich/K. J. Vaughn (Hrsg.), *Mining and Quarrying in the Ancient Andes. Sociopolitical, Economic and Symbolic Dimensions. Interdisciplinary contributions to archaeology* (New York, NY 2013) 275–298.

Weisgerber/Pernicka

G. Weisgerber/E. Pernicka, Ore Mining in Prehistoric Europe: An Overview. In: G. Morteani/J. P. Northover (Hrsg.), *Prehistoric gold in Europe. Mines, metallurgy and manufacture. NATO science series. Series E, Applied sciences vol. 280* 159–183.

ERDENE-ORGIL.B, DOLGORJAV.G, SC.D. URANBAIGALI.G, BILGUUN.J

School of Geology and Mine, MUST

RESULTS OF CERTAIN STUDIES ON QUALITY INDEXES OF IRON ORE OF TAYANNUUR MINE

Summary:

18-25 percent of mining operations' total costs in following iron ore mining accounts for drilling and blasting costs. Hence, the study analyzes the relationship between the geometrical and qualitative characteristics, and does research in geological situations when mining operation is being produced at +1950 level.

Introduction

The Tayannuur iron ore is able to be a largest representative iron ore in Mongolia through 90 million tons of reserves. The annual mining capacity is 5 million tons of iron ore and a total of 10 million m³ of rock mass operation is made.

The iron ore can be on the average line of Mongolian iron ores with 45% of iron content, 0.01-0.86% of mineral content, 69% of metal recovery and 20% of tailings content. That means the iron ore have average characteristics of Mongolian all similar ores.

While steel consumption in the world is growing, iron ore exports in Mongolia could not have been stable in recent years. Thus it has to be saved on the entire mine production process and reduce cost of its products as well as improving quality management system even further. The blasting work takes large part in the mining operation; it is advisable to investigate scientifically what is the relation between the geological and geometric factors.

Furthermore, an important issue is to investigate the dependence between the quality characteristics of the ore and to do scientifically research the possibility of providing pre-information during planning phase of blasting operation using the derived mathematical models.

During the mine exploration work or estimation of resource, when defining the boundaries of the ore's body, results of observation of prospect route along the line, prospect route between lines, surface magnetic mapping and result of drilling by 22 search line 134 pipes (26840ton/meter drilling) have been used. But during mining usage this can differ around 20%-40%.

Moreover, the results of the drilling work and wall advancement should be evaluated with first prospect drilling results in order to analyze correlation among ore quality characteristics. Furthermore, research work has practical importance of reducing amount of explosives, reducing cost of operation, and improving planning of mining operation.

The Tayannuur iron deposit has the most technologically favorable condition for exploitation. The ore body extends on surface and underground without interruption, the content is uniformly distributed. Magnetite makes up 65-70 percent of ore body. Amount of harmful elements (Sulfur -S, Phosphorus - P) are below permissible level. When concentrated by magnetic separator; 60%-65% /at rare 70%/ dressed ore can be made.

Using the result of average mineral content of iron ore produced at +1950 levels in ALS and GSTT laboratories, statistical analysis has been made and average content is shown in Table 1.

The average content of iron ore minerals at +1950 levels at Tayannuur mine.

Table 1.

№	Mineral	Average content	№	Mineral	Average content	№	Mineral	Average content
1	Al ₂ O ₃ (%)	6.42	11	MgO (%)	1.99	21	TiO ₂ (%)	0.49
2	As (%)	0.001	12	Mn (%)	0.36	22	V (%)	0.01
3	Ba (%)	0.01	13	Na ₂ O (%)	0.37	23	V ₂ O ₅ (%)	0.016
4	CaO (%)	8.72	14	Ni (%)	0.01	24	Zn (%)	0.03
5	CL (%)	0.41	15	P (%)	0.097	25	Zr (%)	0.01
6	Co (%)	0.008	16	Pb (%)	0.005	26	LOI 1000%	0.15
7	Cr (%)	0.0075	17	S (%)	0.50	27	Fe(%) ₀₁	36.57
8	Cu (%)	0.027	18	SiO ₂ (%)	23.78	28	SG	3.98

Certain results of Tayannuur laboratory are shown in table 2, within framework of research work for defining density of iron ore at +1950 level

Determining density of iron ore

Table 2.

Block number	Density		Block number	Density	
	g/mass	g/sm ³		g/mass	g/sm ³
1950-fe-001-1	852	3.887	1950-fe-006-6	622	3.887
1950-fe-002-2	609	3.805	1950-fe-007-7	598	3.737
1950-fe-003-3	725	3.778	1960-fe-018-8	600	3.753
1950-fe-004-4	619	3.869	1960-fe-019-9	614	3.839
1950-fe-005-5	633	3.957	1960-fe-020-10	619	3.866

One type of mathematic-statistical analysis of Iron ore quality indicators such as iron content, weight volume, sulfur levels are shown in table 3.

The results of a statistical analysis of iron ore quality characteristics

Table 3

Statistical indicators	Iron or content Fe, %	Volume weight γ , g/cm ³	Sulfur S %
Valid n	84	103	97
Mean	40.88	3.83	0.36
Minimum	22.5	3.07	0.01
Maximum	57.9	4.94	2.00
Std. Dev	8.83	0.45	0.04

When examining the principle on correlation between ore weight volume and ore content, correlation was high $r=0.41$. As shown in figure 1

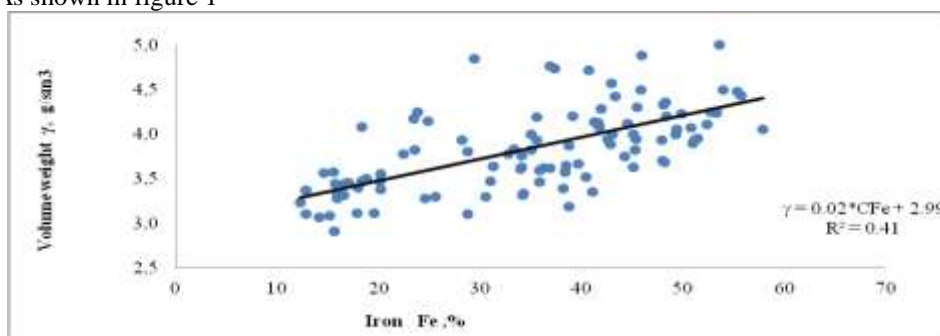


Figure 1. Correlation between volume weight and content of Tayannuur iron ore

Conclusion:

The following conclusions have been made regarding the relationship between natural patterns and their correlation to the Tayannuur iron ore mining project:

1. The iron ore quality parameters for the mine at 1950 meters are $Fe = 40.88 \pm 8.838$, $\gamma = 3.83 \pm 0.45$, $S = 0.36 \pm 0.04$.
2. Mathematical model for weight volume depending on iron content is $\gamma = 0.02 * CFe + 2.99$. $r = 0.41$ is highly directly dependable

During the mining process, by increasing the chance of defining quality indicator, preliminary information can be supplied and cost of production can be reduced, optimization problems can be overcome.

Bibliography:

1. Laikhansuren.B, 2011, Physical crushing of rock, Ulaanbaatar, p-266
2. Laikhansuren.B, 2010, Crushing rocks with cracks by blasting, Ulaanbaatar p-63
3. Takranov R.A, Pavlov S.P, 1996, Mining-geometric analysis of fracturing of coal seams and enclosing rocks, St. Petersburg, p-87
4. Uranbaigal.G, 2011, Mining-geometric and qualimetric substantiation and information support of effective open development of coal deposits in Mongolia, St. Petersburg, p-163

GRZEGORZ JAHN, PAWEŁ KLÓSKO, GRACJAN IŁNICKI
AGH University of Science and Technology

PROJECT OF MEASURING DEVICE FOR BOREHOLES

Introduction

The subject of this thesis is the presentation of the measuring device project designed for boreholes testing in surface and underground mining, as well as other engineering works. The main task of the device is to provide an image of borehole walls by the conjoined camera. It allows the identification of geological structure and possible geological disorders like cracks and cavities. Furthermore, the device will provide data from gyroscope and

compass, allowing to designate correctness of borehole drilling. Modern technologies like 3D printing and microcomputers will be used in the project. During the presentation the methodology of measurements and collecting of the data and progress of the project was made so far will be shown.

Visual rock mass body control

Visual control of rock mass allow us to determinate the condition of the rock body around roadways. Discover changes and identification cavities and cracks. An example of obtained Figure 1, show the image of crack recorded by endoscope. Analyzing this data, we can apply appropriate strengthening of the excavation [2]. A very good example is endoscopic rock mass factor (ERMF) [1], this classification allow us to determine rock mass condition and introduce suitable reinforcements in excavation. This classification will be presented in (Tab. 1.) [3].

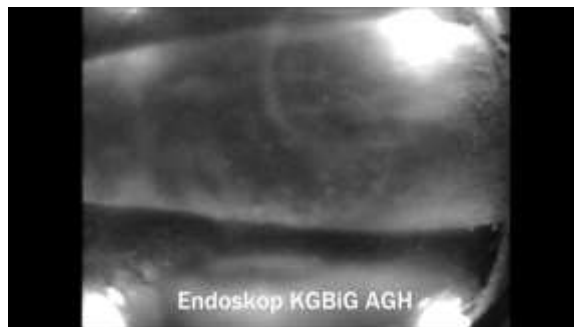


Fig. 1 The cracks in rock mass

Tab.1 Rock mass classes and recommended support reinforcements [3]

ERMF class	Roadways stability description	Steel arch yielding support reinforcement	Steel arch yielding support reinforcement – roadway affected by the exploitation
I	stable	none	steel frame-sets increment decreasing
II	stable	none	roof arches fixed to the roof rocks by rockbolts + steel frame-sets increment decreasing
III	stable	none or steel frame-sets increment decreasing	steel frame-sets increment decreasing + roof arches fixed to the rocks by rochbolts or roofbolting
IV	poor stable	cable bolts between arches, bullflex-hoses	crown runners fixed to the roof with the help of cable bolts
V	poor stable	crown runners fixed to the roof with the help of cable bolts, bullflex-hoses recommended	two rows of crown runners fixed to the roof with the help of injection cable bolts, bullflex-hoses recommended
VI	unstable	two rows of crown runners fixed to the roof with the help of injection cable bolts, bullflex-hoses recommended	roadway’s maintenance can be impossible

Blasting holes control

Drilling blasting holes are associated with the risk of occurrence of deviations in relation to the projected hole axis. This problem is particularly important when we project long blasting holes in open pit mine [4]. Deviation in long holes causes a difference between planned and actual burden which may cause the risk of fly rock and incorrect execution of the contour of excavation. Therefore, controlling the right angle of borehole is important for safety and efficiency of blasting operations.

Second unfavorable phenomenon is occurrence of caverns and fissures in the rock mass. Unrecognized caverns can increase the mass of explosive material in the blasthole, which may increase the range of flying rock fragments.

An example of a device for measuring the hole deviation is the Boretrak® probe, but it allows us only to measure the hole deviation. Our measuring device is equipped with accelerometer, magnetometer and odometer, which allow us to get a 3D image of a hole in the rock mass body. It also allows us to see the image of the hole wall, which make it possible to localize cavities or cracks and joints in the rock body. It is also possible to send live data and preview them on the screen.

Device components

The device is based on the microcomputer **Raspberry Pi 3** which is equipped with: Broadcom BCM2837 quad-core 64-bit processor with 1,2 GHz; 1 GB ram memory.

This allow us to connect:

- High resolution camera **ArduCam** with wide-angle objective, which allows to get photos in 5 Mpx resolution and recordings in resolution up to 1080p. Lens allow us to get photos with an angle of 105° angle. Because of it, we can make a detailed recognition of rock structure in the borehole.
- 3-axis digital magnetometer **GY-273**, based on HMC5883L, which allow us determining the direction of the device with 1° accuracy.
- 3-axis digital accelerometer **MMA8451**, which allow us to measure the Earth's acceleration in 3 axis. By this element, we can determine the angle of inclination of the device.
- 24 pulse encoder. Based on the data received from it, we can determined the location of our device in borehole.

Thanks to large capability of Raspberry Pi 3, it is also possible to connect other modules like:

- carbon dioxide sensor;
- flammable gas sensor **MiCS5524**;
- high accuracy temperature sensor **MCP9808**;
- LED lighting with variable power;
- other sensors and extensions.

Project of device

The project is currently in early stages, we describe device made so far, with the possibilities of future expansion.

The device case was printed in 3D printer, which allow us to get strong and not expensive device jacket. This solution allows introduce quick changes in the project (Figure 2). Basing on presented components, we made a first version of device. The device allows to obtain a good quality image, which is crucial for applying it in endoscopic research. It was also added LED diode with the possibility of adjust light intensity, this allow us to get right photos. Implemented accelerometer allows us to specify the angle at which the device is located, thanks to this will be possible to use it in blasting operations, to control blast holes. In next version of the device, we planned to add additional cameras to get a wider view and additional sensors like flammable gas sensor. This will allow us to get not only the image of rock mass, but also inform us about the gases, which occur in the mine. In the final version we are planning to create full system, which enable to conduct comprehensive research.

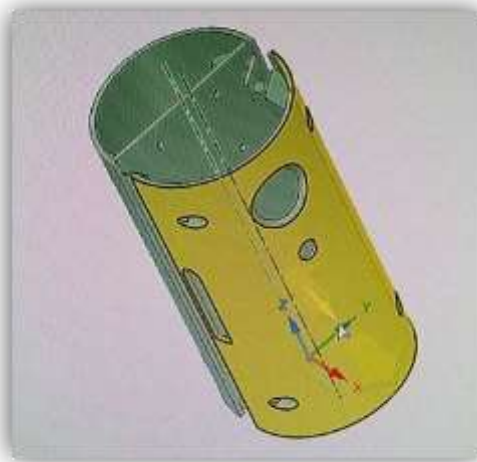


Fig. 2. 3D case model

Conclusion

The device was designed allows to gain useful and accurate data about the hole. Based on this data will be possible to determine the state of the rock mass, and identify occurring changes. Device could be also used during blasting operations to increase safety, being a less expensive and easier to use. In our opinion device in the future can significantly simplify research and increase safety a lot of engineering works.

REFERENCES

- [1] Małkowski P. 2016. Endoscopic Rock Mass Factor (ERMF) – a new rock mass classification AGH University of Science and Technology. Agencja Wydawniczo-Poligraficzna ART-TEKST, Krakow
- [2] Yau Q. Li X. Pan F. Wang G. Wang G. 2016: Deformation and Failure Mechanism of Roadway Sensitive to Stress Disturbance and Its Zonal Support Technology, Hindawi Publishing Corporation, Xuzhou
- [3] Małkowski P. 2013. Rola strefy spękań w ocenie stateczności wyrobisk korytarzowych w kopalniach węgla kamiennego. Rozprawy, monografie. Wydawnictwo AGH, Kraków
- [4] Bhandari S. 1997: Engineering Rock Blasting Operations. A.A. Balkema, Rotterdam

DESIGN OF A UNIT FOR LINING WHILE CHARGING WITH CONSIDERATIONS FOR PLACEMENT OF DETONATOR AND PRIMER

The objective of this paper is the redesign of the existing ContBlast unit, developed at the Montanuniversität Leoben in 2011, to a Lining-While-Charging (LWC) unit. The development process is integrated in “SLIM”, a H2020 project of the EC.

The ContBlast unit is a prototype for underground cautious blasting, which centers the emulsion in the borehole using plastic hose with a smaller diameter than the borehole diameter to pack the explosive in. The distance between borehole and plastic hose is kept by expanding centering units. A detonation into the air gap between borehole and explosive reduces the explosive power and therefore enables cautious blasting. (Ivanova R. 2011, p.5)

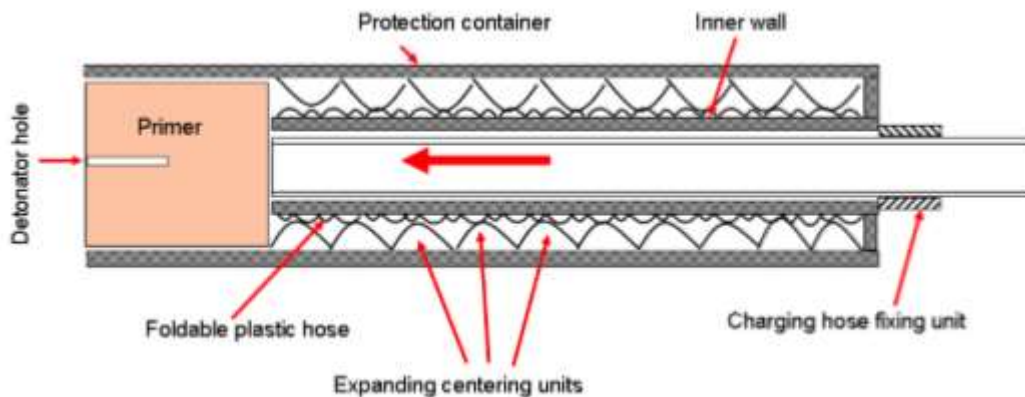


Figure 1: Schematic drawing of the ContBlast unit (source: Ivanova)

The LWC redesign is developed for open pit production blasts within rough and rugged borehole conditions. The plastic hose has the same diameter than the borehole enabling the emulsion to deploy the full explosive potential. Goal of the plastic hose is to keep the explosive in the assigned borehole, without allowing the emulsion to pour into voids of the fissured rock. This fixated position of the emulsion reduces the explosive consumption and decreases the risk of fly rock. The plastic hose creates a borehole with a constant emulsion distribution, therefore the risk of ignition failure throughout the total borehole length is decreased. The reduction of ignition failure decreases the risk of nitrogen leakage and the mechanical secondary crushing work, because the emulsion reacts reliable. Furthermore, because the explosive is lined while charged the operation speed in fissured rock can be increased.

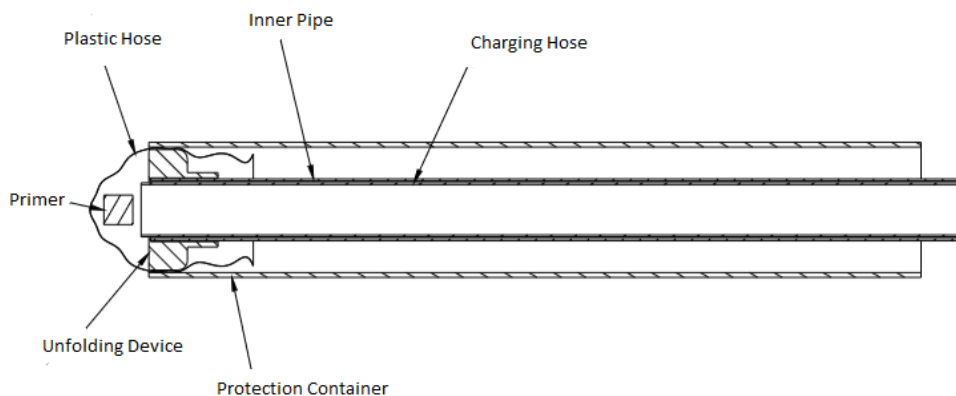


Figure 2: Schematic drawing of the LWC unit (source: Föger)

The LWC unit is developed for a borehole diameter of 90 mm and a length of 30 m. It is aligned for the MUL-BBK emulsion pumping unit. The plastic hose diameter is 90 mm creating an envelopment area in which the primer can be stored. The thickness of the hose is 100 µm. The envelopment area is closed with cable tie. The ignition cord runs on the outside of the unit through the closed cable tie opening. The protection container, produced out of Plexiglas, has a diameter of 70/65 mm and a length of 40 cm. 4 container elements are placed in line with a 1

cm gap between them to create a total container length of 163 cm. The gaps are closed with Duct Tape. The 3D printed unfolding device, produced out of Polylactic Acid, has an outer diameter of 62,5 mm leaving 1,25 mm for the plastic hose to move through. The inner pipe has a diameter of 32/31 mm and a length of 190 cm. It is the longest part of the LWC unit, therefore the total unit length is 190 cm.

To achieve the goals five major aspects had to be solved. Firstly, 30 m of Ø90 mm plastic hose had to be stored between the protection container and the inner pipe. This was accomplished with the “folding within subcomponents” technique. The 163 cm protection container was separated to 40 cm subcomponents to enable the experimenter to fill every element separately and to minimize the friction, which grew between folded plastic hose and protection container. The 1 cm gap between every subcomponent was implemented to give the LWC unit a more flexible behavior in the borehole.

Secondly, the unfolding device had to have the ideal outer diameter to support the unfolding of the plastic hose, while preventing the emulsion from pouring into the inner part of the unit. Field tests depicted, that with a diameter of 62,5 mm the device was not capable to prevent water from pouring in the unit, but emulsion was successfully detained. The unfolding success highly depended on the folding technique. The first 20 cm of the first protection container, in which the unfolding device is located too, were folded lightly with hose. Therefore, only one layer of hose could reach the unfolding device and no damage on the hose occurred, due to plugging of many hose layers between the container and device. After the first 20 cm the friction between container and hose was high enough to disengage only one layer of plastic hose at once.

Thirdly, the connection between LWC unit and emulsion unit charging hose had to be developed. It was necessary to lead the charging hose directly through the inner pipe to the envelopment zone of the LWC unit. The matrix was lubricated by acidic acid through the charging hose until it was mingled by the static mixer with acidic acid and ammonium hydroxide directly in the envelopment zone. Other attempts, to connect the charging hose at the end of the inner pipe with the unit, were not successful. The friction between emulsion and inner pipe without lubrication was too high and the connection failed. Therefore, the inner pipe had to be dimensioned rather big.

Fourthly, the movement of the unit inside the borehole was reviewed. The risk of LWC unit plugging inside the rough borehole was considered high, because the unit diameter was 70 mm in a Ø90 mm borehole. The segmentation of the unit into 40 cm protection container pieces was beneficial, because a slight movement of the unit inside the borehole was possible. Boreholes are not drilled completely straight and therefore the 190 cm long unit can adjust to slight variations. Furthermore, the connection between inner pipe and protection container was accomplished by a cone shaped Duct Tape. This allowed detached stones falling out of the borehole wall to slide beside the unit. Field tests depicted, that the movement inside the borehole works and the plastic hose is sheltered by the protection container without taking damage from the borehole wall.

Fifthly, the durability of the 100 µm thick plastic hose was tested. Goal was to determine the maximal gap length the hose can bridge under varying stress conditions. The hose was inserted inside two Ø90 mm plastic tubes with a movable gap between them. The hose was exposed on all sides to the gap and had no support. The hose was filled with pressured air or water until failure occurred. The failure behavior can be described as linear. A gap of 12 cm could be handled until 0,9 bar was reached, 11 cm until the 1,1 bar was reached, 4,5 cm until the 4,4 bar was reached and 4 cm until 4,6 was reached. The deadweight of the emulsion inside the hose creates a pressure of 2 bar in the bottom area of the borehole. Therefore, without other influence factors gap lengths of 9 cm can be bridged with this kind of plastic hose.

In the next development stage is the deployment of the LWC unit in a real production blast. The field test showed, that the unit is currently not deployable in boreholes partly filled with water and mud. Therefore, the next step is to make the LWC unit heavier, either through exchange of the plastic parts with materials with higher density or with the attachment of weights.

Nonetheless, first benefits are foreseeable. Beside the 3D printed unfolding device all parts of the unit are available at the market, which makes the LWC unit a cheap alternative within rough borehole conditions. The assembly of the unit is easy and no special equipment is needed, therefore the unit can be produced with a simple manual on site if required. And the connection from unit with charging hose can be done fast, hence the charging time is not increased rapidly.

Bibliography

Föger M: Design of a ContBlast unit for lining while charging with considerations for placement of detonator and primer, Master Thesis, Montanuniversität Leoben, Lehrstuhl für Bergbaukunde, Bergtechnik und Bergwirtschaft, 2018

Ivanova R. et al.: ContBlast Charging Unit Final Report, Montanuniversität Leoben, Lehrstuhl für Bergbaukunde, Bergtechnik und Bergwirtschaft, 2011

CHALLENGES AND APPROACH IN THE APPLICATION OF ROCK MASS CLASSIFICATION SYSTEMS IN ALPINE ROCK MASS CONDITIONS

Abstract

Rock mass classification systems are a widely applied method to describe the rock mass properties quantitatively. Therefore the design of an underground excavation in mining is at least to some extent based on the results of the rock mass classification. Over the years several different rock mass classification systems have been developed under different rock mechanical conditions. As outlined before they are important in the geotechnical design of underground as well as open-pit mines. However rock mass classification systems estimate and describe the rock mass properties indirectly, because there are no direct methods to determine the rock mass properties by in-situ measurements available so far. The indirect methods come along with considerable disadvantages. Some examples: Each classification system has been developed for a specific mining environment and for determining certain rock mass properties; The results depend on the engineer doing the classification; Varying geological and geotechnical conditions are difficult to describe adequately. The latter issue is especially critical in alpine rock mass conditions. To overcome some disadvantages a worksheet has been developed and adjustments have been made.

Introduction

The rock mass classification enables a geotechnical classification of the rock mass with different qualitative classes, like “very good rock” up to “very poor rock”. Based on them it is possible to estimate for example the average stand up time of an excavation or the required rock support. Also some approaches to assess parameters like cohesion, friction angle, elastic modulus and the strength of the rock mass have been developed. (cp. Siefert 2009)

The determination of the rock mass conditions with the rock mass classification systems has also some general issues such as the subjectivity of the assessments. It is most likely that it will result in different results if two or more persons assess the same rock mass. The reason therefore are several qualitative estimation-parameters. A descriptive example is the rating of the roughness of a joint surface, which is described in terms of “very rough” to “slightly rough”. Moreover experience in rock mass classification is also mandatory to be able to determine the particular parameters of the different systems properly. Otherwise it is very likely that the conditions of the rock mass will be misinterpreted. Furthermore, all systems are based on case studies for specific rock mass conditions. That means, the type of classification system applied should fit the conditions in the present case. Therefore the operator of the rock mass classification system should know about the restrictions of the methods.

The rock mass conditions in the alpine region are usually rather complex. Alpine rock masses are characteristically for their small-scaled (<10m) distinctions of geological structures, which also influences the rock mass classification. The reason therefore are subduction and collision events during the formation of the Alps, which led to changes of the strike of the tectonic units along the Alps by almost 180 degree (cp. Froitzheim et al. 2008). Due to these large-scale tectonic events, a lot of faulting zones, joint sets and different formations have been generated on a small scale. These circumstances have to be considered for the application of the rock mass classification systems and require special treatment. In the process of developing the worksheet the complex alpine conditions are taken into account and described in the following parts.

Development of a worksheet

The motivation to develop a worksheet was to establish a tool, which makes the process of rock mass classification easier and less time consuming. This was achieved by creating a standardisation of the assessment process of the most common rock mass classification systems and their inclusion in the worksheet. Moreover the worksheet is also a useful tool for people with less experience in assessing the quality of a rock mass. The selected systems for the worksheet are the Rock Mass Rating (RMR) after Bieniawski, Mining Rock Mass Rating (MRMR) after Laubscher, Q-System after Barton and the Geological strength index (GSI) after Hoek. These systems were chosen, because they are well approved and applied regularly.

The first step in developing the worksheet was to figure out, which parameters must be assessed for every single classification system and look out for similarities between the different systems. Afterwards the required parameters for the ratings were arranged in form of a table. Later on the worksheet was tested in an Austrian mine several times and modifications and adjustments were made. This process of consequent adaptations enabled finally a good workflow for the assessment of the parameters. Besides the establishment of the worksheet also some simplifications within particular rock mass classification methods have been made. The focus of these measures was on the one hand to adjust the rock mass classification systems according to the requirements of alpine rock mass conditions and on the other hand to guarantee a user-friendly working tool.

To validate the applicability the worksheet was tested in a second Austrian mine. In addition to the worksheet the rock mass classification was also done by means of the “old” methodology without the worksheet. The comparison of the results show that the rock mass classification done with the worksheet does not differ with

the classification done without the worksheet significantly. However, the application of the worksheet lined out that the workload of assessing a 10m long section has been reduced considerably. The reason therefore is that the structure of the worksheet helps to improve the workflow and makes the process more efficient.

Challenges in Alpine rock mass conditions

As outlined previously the rock mass conditions in the alpine region are very complex and vary over short distances. In some instances they can change within the range of less than 10m. This issue has a major influence on the applicability of rock mass classification systems, because the structural geological features, which are the main focus of the classification systems, differ significantly between different sections of the mine. Consequently the rock mass conditions of large areas cannot be treated as homogeneous and respectively they cannot be rated by means of assessing a single section of the mining area. Instead the whole mine has to be grouped into major rock mechanical formations. The basis of the grouping may be for example the geological rock mass formations in combination with the structural features and discontinuities of the rock mass. Therefore an inspection of the whole area of interest in a particular mine is required up-front the classification to distinguish the different formations and conditions of the rock mass. After the major rock mechanical formations have been figured out, representative sections for each of the formations must be chosen and assessed. The experience has shown that sections with a length of 10 meters are appropriate for the classification. Moreover it is strongly recommended to choose several sections for each formation and to form an average rating. The number of sections (in each formation) may depend on the overall size of the major formation and on their importance for the stability of the mine.

Due to the fact that there are usually several joint sets with varying directions and spacing present in each classification section, it has proven to be quite helpful to draw an overview of the joint pattern up-front the beginning of the classification in a section. Another important point is that all different classification systems are applied in the assessment of each section, because it is possible to determine, whether different classification systems end up in similar or different ratings. This issue can help in the overall interpretation a lot. For that reason the four above mentioned systems have been applied in the worksheet. The results of the classification of one section are shown in Figure 1.

Section	10-20m			
System	RMR	MRMR	Q	GSI (2002)
Rating	72	63,3	14,5	70-75
Rock Mass Class (Range of the class)	Good (80-61)	Good (80-61)	Good (10-40)	-

Figure 1: Comparison of the results of the applied systems.

Conclusions

In conclusion it can be stated that the alpine rock mass has to be treated different compared to other rock masses in the application of rock mass classification systems. The reason therefore is that several tectonic events resulted in a heavily fractured and disturbed rock mass, which properties may vary over short distances within the range of 10m or even less. To address those challenges and to provide assistance in the process of rock mass classification a worksheet has been developed under alpine rock mass conditions. Additionally a test in an Austrian mine proved its usefulness. Finally it is stated that the rock mass classification in alpine region requires carefulness especially in choosing representative major rock mechanical formations and their classification sections.

References

- Bieniawski, Z.T.: Engineering rock mass classification: a complete manual for engineers and geologists in: mining, civil, and petroleum engineering, John Wiley & Sons Inc., 1989
- Siefert, M.: Verfahren zur qualitativen und quantitativen Beschreibung des Gebirges. 1.Teil: Qualitative Gebirgsbeschreibung, in: BHM Berg- und Hüttenmännische Monatshefte 154, (2009), Heft 6, S. 272 – 286
- Froitzheim, N. and Plasienka, D. and Schuster, R.: Alpine tectonics of the Alps and Western Carpathians in: The geology of Central Europe, Geological Society (London), (2008), p. 1141 – 1232

UNDERGROUND IN-SITU TESTS FOR THE OPTIMIZATION OF THE USE OF LARGE HOLE DRILL BITS IN GERMAN POTASH MINING

INTRODUCTION

Germany is the world's 5th largest potash producer; the production capacity of the five German potash mines is approximately seven million tons of end products [1]. Four out of the five German potash mines apply the room and pillar mining method, since the deposits can be characterized as flat layered seams. A typical example of a panel in room and pillar mining in a German potash mine is illustrated in Figure 1.

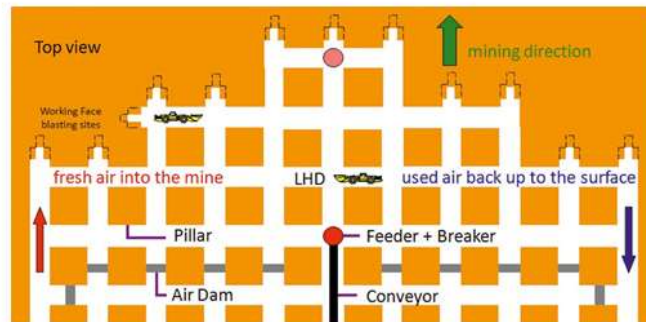


Figure 1: Room and pillar mining panel in German potash mining (plan view) [2]

Each face in the panel has the character of a drifting operation. In order to allow the most effective parallel drilling technology, an initial relief is necessary for every drill and blast cycle. The most common method to create this relief is to drill three parallel relief holes with a diameter of 280 mm and typically 7 m length each. Large hole drill jumbos are used to drill these three drill holes parallel to the direction of advance (Figure 2).



Figure 2: Large hole drill jumbo at the face [3]

These large hole drill jumbos are equipped with multiple wing boring heads. Each wing carries a bit. Possible bits are flat chisels and conical picks. Figure 3 shows multiple wing boring heads with the two drill bit types mentioned. The main differences between flat chisels and conical picks are illustrated in Table 1.



Figure 3: Multiple wing boring heads with flat chisels (left) and conical picks (right) [4]

In order to determine the optimal bit type for large hole drilling in underground potash mining, a series of tests has been executed in Hattorf-Wintershall mine in the Werra-Fulda potash district. These tests focused on investigating the performance and the economic efficiency of the drill bits.

Table 1: Main differences of flat chisels and conical picks:

	Flat chisels	Conical picks
Drill speed	High	Low
Bit wear	High	Low
Durability	Up to 7 relief holes per bit set	Up to 15 relief holes per bit set
Re-sharpening of bit	Up to 7 times	None, bits re-sharpened during drilling process

SPECIAL GEOLOGICAL CONDITIONS

The Werra-Fulda potash district is located in the federal states Hesse and Thuringia in Central Germany. The district consists of three active potash mines, including Hattorf-Wintershall mine, and a non-active mine with backfill activities. The deposit consists of two potash seams, which are located in a depth between 800 and 1200 m.

The upper seam contains the mineral Kieserite ($Mg[SO_4] \cdot H_2O$), which is unique worldwide and allows the production of special magnesium fertilizers [1]. The presence of Kieserite significantly increases the wear of drill bits. The wear depends, inter alia, on the hardness of the minerals. The Vickers hardness of Kieserite is approximately 130 and thereby higher than the Vickers hardness of other typical salt minerals like Halit (~19), Sylvin (~32) or Carnallite (~53) [5]. For this reason, a special focus was set on drill bit wear progression.

Furthermore, the seams are partly influenced by volcanic activity. For this reason, there are carbon dioxide occlusions. Due to the presence of carbon dioxide occlusions, high amounts of this gas may blow out during large scale extraction activities. [6]

Thus, an extraction method is chosen that requires limited or no presence of working staff near the face. Only the drill and blast method in combination with remote initiation of the blasts fulfills the according safety requirements. In addition to this, the underground drilling tests had to be conducted in absence of personnel, because large hole drilling is part of the extraction cycle.

MEASUREMENT SYSTEM

In order to compare the performance and economic efficiency of the two drill bit types, three parameters need to be determined

- drilling speed
- energy consumption and
- rate of bit replacements.

For this purpose one large hole drill jumbo was equipped with the following measurement systems:

The drilling speed is measured by a laser sensor in combination with reflective marks. The laser sensor is mounted on the chassis of the large hole drill jumbo. Three reflective marks are installed on the moving drilling carriage. The drilling speed is then calculated by the distance between the reflective marks and the time difference between measuring the peaks of the laser sensor. The installation of the reflective marks and the laser sensor is shown in Figure 4.



Figure 4: Measurement system to determine the drilling speed

Electric energy is consumed by the rotational drill motors and the hydraulic feed. The energy consumption of the drill motors is measured via constant data measurement of the electric current. The energy consumed by the hydraulic feed is determined by measuring the pressure inside the hydraulic cylinder. For this reason, a pressure sensor with constant data collection is mounted on the hydraulic system. The pressure level indicates the energy consumption of the hydraulic feed system.

The installed measurement technology is working autonomously and thus, the safety requirement of executing manless drilling is feasible.

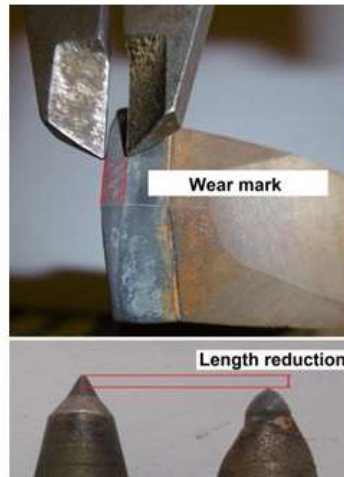


Figure 5: Wear pattern of the probed drill bit types

The bit replacement rate depends on the wear progression and the drilling speed [7]. While the reduction of the drilling speed may indicate the point of time when the bits need to be replaced, the wear of the individual bits shows which bits have to be replaced. The wear of conical picks is measured by the decrease of the length of the conical pick. A method to determine the wear of flat chisels is by measuring the extent of the wear mark. Figure 5 shows the wear measuring process for the two probed bit types regarding their individual wear pattern.

RESULTS

In total, 189 large holes were created in the Kieserite bearing upper potash seam. 78 large holes using flat chisels and 111 using conical picks were drilled. The main results of the tests under these geological conditions are:

- The initial drilling speed of flat chisels is 40 % higher than the drilling speed of conical picks
- Flat chisels must be replaced 85 % more often than conical picks, which is the main influencing factor regarding the drilling and drill bit costs
- The average energy consumption does not depend on the drill bits used. There are variations in the energy consumption of hydraulic feed and the rotational drill motors while testing the different tools. Having said this, the total energy consumption of both versions is roughly the same

Based on the main results of the work conducted in this project, the use of the probed large hole drill bits shall be re-evaluated. There are some additional aspects to be considered like the comparison of applicable drill bit logistics, and shift process scheduling with respect to the different relief hole drill speeds and costs.

REFERENCES

- Rauche, H.: Die Kaliindustrie im 21. Jahrhundert, Berlin Heidelberg: Springer Vieweg, 201
- 1] Bruns, A.; Kuhlmann, T.; Thiele, J. C.: Simulation Based Decision Support of Vehicle Usa; Room and Pillar Processes Concerning Productivity, Outcome and Energy Consumption. In: Mining Report Glückauf, Nr. 4, 2016
Online: https://www.agrarheute.com/media/styles/ah_bildergalerie_740x500/public/media/9/140749.jpg?itok=2yabmxTQ [09.02.2018]
 - 2] Pietsch, H.: Entwicklungsrichtungen für Gesteins-Bohrwerkzeuge. In: Nobel Hefte, April-September 1980
Online: <https://www.mineralienatlas.de> [09.02.2018]
 - 3] Baumann, L.; Nikolskij, I.; Wolf, M.: Einführung in die Geologie und Erkundung von Lagerstätten, Leipzig: Deutscher Verlag für die Grundstoffindustrie, 1982
 - 4] Schwate, W.: Handbuch Gesteinsbohrtechnik, Leipzig: Deutscher Verlag für die Grundstoffindustrie, 1983
 - 5]
 - 6]
 - 7]

INVESTIGATION OF HYDROGEOCHEMICAL REACTIONS AS INITIAL EFFECT OF SOIL LIQUEFACTION EVENTS WITHIN LIGNITE DUMPS

Abstract

Currently occurring soil liquefaction events on lignite dump sites in the former mining area Schlabendorf (Lausitz/Germany) are not yet explained sufficiently by considering geotechnical aspects and impacts from the surrounding. Therefore, inner chemical reactions are taken into account to have a triggering effect of destabilization within the soil. Hydrogeochemical monitoring, conducted on dump sites in the Lausitz region [Hoth et al. 2012] did show the existing connection between soil liquefaction events and hydrological wet time periods, in which a high groundwater recharge took place. Column tests have been proved to be a useful way of monitoring and testing hydrogeochemical processes under small-scale laboratory conditions. The following paper is going to show, how these processes might work as a triggering influence to soil liquefaction. Additionally, it reflects how currently running column tests are used to investigate the geochemical reactions within dump site sediments.

Initial problems within lignite dump sites

During remediation process of lignite dump sites in northeastern Saxony and Brandenburg a number of soil liquefaction events took place since 2009. Till today there are several thousand hectares of endangered areas of soil liquefaction which therefore are not accessible [Kuyumcu 2012]. The current research concentrates on the question, how hydrogeochemical processes, which are connected to groundwater recharge and increasing groundwater level, do influence the liquefaction. Hoth et al. [2012] postulated working hypotheses about the effect of the gaseous phase within the dump, which is considered to be a two-phase system. Development and degassing of new phases due to chemical and microbiological reactions is therefore a possible inner initial of soil liquefaction or at least a reinforcing effect to it. Häfner [2012] additionally stated the fluid mechanics of groundwater recharge in this system and the relation between saturation and capillary pressure within the pore space.

Currently ongoing laboratory tests deal with the development of carbon dioxide and secondary mineral precipitation, both accompanied with carbonate buffering reactions within dump site sediments.

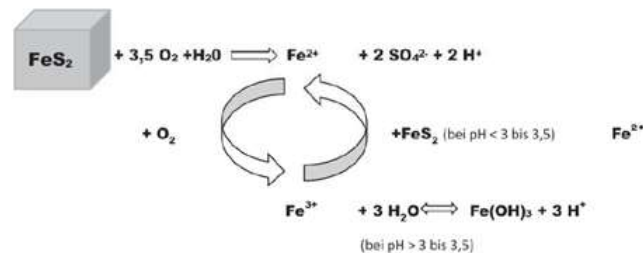


Figure 1: Pyrite weathering cycle after Singer & Stumm [1970]. Source: [Simon 2015] S. 23

Initial problem to this is the drainage of acidic water in a lignite dump due to pyrite weathering, which is encouraged by the exposition to atmospheric oxygen during the mining process [Simon 2015]. Pyrite weathering includes the oxidation of iron, mobilisation of ferrous ions, sulphate ions and hydronium in the groundwater (fig. 1). Therefore, carbonate substances like till, burnt lime and lignite ashes are added to the upper soil layers of the dumping site, in order to buffer acidic fluids. During the carbonate buffering, precipitation of hardly soluble ferrous minerals takes place, which leads to a lowered permeability in the affected areas. Incoming water stream can be hindered or lowered by that, which leads to developing pressure. This effect collaborates with the development of carbon dioxide, which might occur diluted in the groundwater or gaseous within the pores, depending on the ratio between capillary pressure and saturation of the pore fluids.

Hydrogeochemical testing with column installations

The testing recreates the setup of a lignite dump composition, which includes an acidic layer in the lower area. In this case an iron rich, fine grained sand from a lignite dump near Leipzig (Saxony) constitutes the development zone of acid water. Above, a mixture of till and fine grained sand is fitted, representing the reaction zone with two sampling ports reaching in. In the top part of the column constitutes a thin layer of neutral standard sand as a discharge zone. All three layers are in a saturated constitution, which means, that they were completely filled with distilled water during installation. Fluid

can be led through the column with the help of a pump and a defined pumping rate. The proceeded pilot run divides in two alternating testing stages. First, the testing runs under closed condition. Inflow and exit are shut and the three ports lead to pressure sensors that monitor the ongoing processes inside the column. During the second stage, entrance and exit are opened and water is pumping from the bottom to the top of the column in order to comprehend the groundwater flow within a dump site. Besides monitoring of pressure conditions via sensors, water sampling runs during the pumping stage in order to do chemical testing. Used methods are multi element measurement (MPAES), determination of the content of inorganic carbon (TC measurement) and photometric measurement of sulphate and divalent iron content. Redox potential, electrical conductivity and pH value give information about the general chemical conditions within the sediment layers.

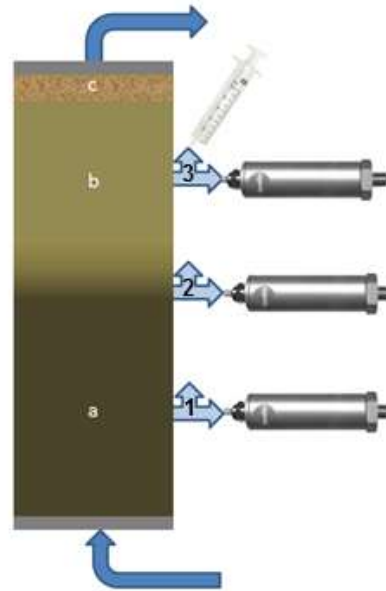


Figure 2: column test setup. a) development zone, b) reaction zone, c) discharge zone

Monitoring observations during the pilot run column test

As can be seen from figure 3, pressure inside the column increased steadily during the closed phase, while air pressure stayed constantly low. This implies that CO₂ development took place in a significant extent even without any streaming, only due to the contact of the acidic layer in the bottom of the column and the carbonate layer above (differences exist due to weight load of the saturated soil material).

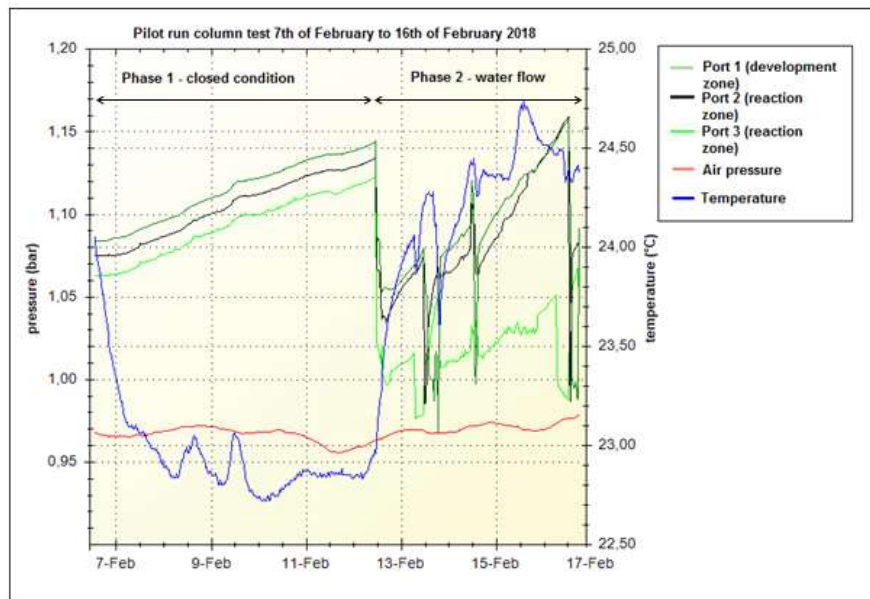


Figure 3: pressure development during closed phase (phase 1) and streaming phase (phase 2) during the pilot run column test

From the time, when the inflow and outflow opened and the pumping began, a sudden decrease of pressure took place. During the streaming, the rebound is remarkably steeper, especially for both of the

lower parts. While streaming, acidic water generates in the development zone, spreads into the area between development and reaction zone. Therefore, the buffering of acidic water, driven by carbonate material, runs in a stronger way. Equally, secondary mineral precipitation and CO₂ development increase. The buffered solution flows further through the reaction zone and leaves the column by passing the discharge zone. The effect of secondary mineral precipitation leads to a lowered pore volume and permeability of the sediment. The simultaneously increasing pore pressure was monitored at the lower parts of the column.

Interpretation of current results and further investigations

The current results already show, how strongly pressure potential within pore space of dump sediments increases due to gas development. Additional geochemical analyses will be evaluated to comprehend the connection of these laboratory investigations to ongoing processes in liquefied dumps. Furthermore planned test setups deal with different compositions of dump sediments, degassing of CO₂ from mine water and the influence of organic matter to the composition of pore fluids and capillary actions. The sum of tests results and geochemical modelling based on that are expected to give a proper understanding of the gas phase as initial to soil liquefaction.

Sources

Kuyumcu, M., Zschiedrich, K.: „Neue Herausforderungen bei der geotechnischen Sicherung von Innenkippen in der Lausitz sowie Ansätze zu deren Bewältigung durch die LMBV“, in: Kudla, W. (Hrsg.): „Beiträge zum Fachkolloquium 4: Bodenverflüssigung bei Kippen des Lausitzer Braunkohlebergbau“, TU Freiberg, Freiberg, 2012, S. 6-15.

Häfner, F., Kudla, W., Breier, S.: „Aufsättigung von Kippen unter Beachtung der Bodenluft und mögliche Einflüsse auf eine Bodenverflüssigung“, in: Kudla, W. (Hrsg.): „Beiträge zum Fachkolloquium 4: Bodenverflüssigung bei Kippen des Lausitzer Braunkohlebergbau“, TU Freiberg, Freiberg, 2012, S. 121-136

Hoth, N., Ussath, M., Simon, A., Drebenstedt, C.: „Hydrogeochemische Prozesse in Bezug zur Gasbildung in Braunkohleabraumkippen“, in: Kudla, W. (Hrsg.): „Beiträge zum Fachkolloquium 4: Bodenverflüssigung bei Kippen des Lausitzer Braunkohlebergbau“, TU Freiberg, Freiberg, 2012, S. 103-120

Simon, A.: „Erarbeitung einer Methodik zur Reduzierung der Sauerwasserbildung durch gezielte Abraumverkipfung unter Beachtung geogener Potentiale“, Dissertationsschrift, TU Freiberg, 2015

Singer, P.C., Stumm, W.: „Acidic Mine Drainage: The Rate Determining Step“, in: Science 162, S. 1121-1123

PAN DONGJIANG¹, FENG XIAOWEI¹, ZHANG NONG¹

¹ *Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education of China, School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou, China*

LONG-TERM CONSOLIDATION STABILITY EVALUATION OF SILICA SOL GROUTING IN LOOSE COAL

1. Materials

Coal sample from coal seam 8 of Huaibei Coalfield is loose and broken. Fragment sieving curves of coal sample are shown in Fig.1. Fragment of coal sample below 10 mm accounts for 93.7%. The pulverization phenomenon of coal samples is serious.

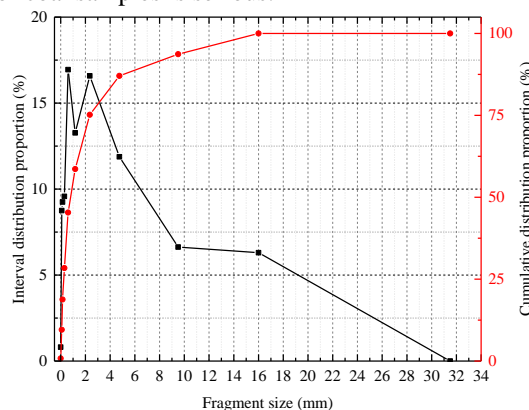


Figure 1 Fragment sieving curves of coal sample

Silica sol is provided by BASF HOCK Mining Chemical (Jining, China) Company Limited. Catalyst's adding can promote the solidification of silica sol. Quantity of catalyst can control gel time. The main performance parameters of silica sol and catalyst are shown in Table 1.

Table 1 Main performance parameters of silica sol and catalyst

Parameters	Silica sol	Catalyst
Dynamic Viscosity (mPa·s)	~10	~1
Density (kg/L)	1.1	1.07
pH	10	7
Concentration (% by weight)	SiO ₂ 15%	NaCl 10%

2. A 500-day experiment

According to the two judging characteristics of mixture between liquid limit and plastic limit and maximum apparent density, saturated grouting of various fragment distribution are shown in Table 2. The design and numbering of the experiment are also listed in Table 2.

Table 2 Saturated grouting of various fragment distribution and experimental scheme

Test number	Fragment distribution	G/A
B0	< 2 mm	0.36
SG1	2-5 mm	0.50
SG2	5-10 mm	0.72
SG3	Fragment <2 mm accounts for 2/3 and 2-5 mm accounts for 1/3	0.29
SG4	Fragment <2 mm accounts for 2/3 and 2-5 mm accounts for 1/3	0.24

A simple curing box simulating the temperature-humidity environment of roadway surrounding rock has been designed on the basis of microclimate of mine area. Lay a layer of water in the bottom of the box and put a cystosepiment on the water. Cure the sample on the cystosepiment. An RC-4HC temperature-humidity recorder is employed to record the temperature- humidity change in the curing box. The samples were prepared on April 29, 2016. Temperature and relative humidity data from the preparation date to September 11, 2017 (500 days) are shown in Fig. 2.

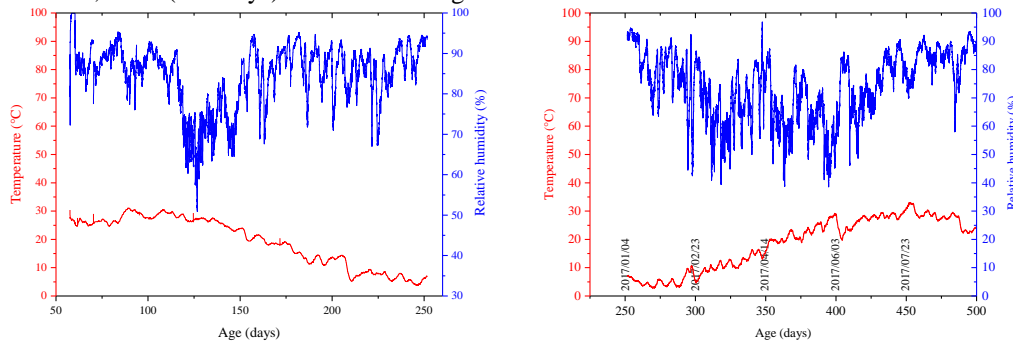


Figure 2 Temperature and relative humidity in the curing boxes between 2016-04-29 and 2017-09-11 (500 days)

A UTM5504 electrohydraulic servo tester is used to conduct UCT. The uniaxial compression strength (UCS), secant modulus E_{50} are obtained.

3. Results and discuss

3.1 Strength

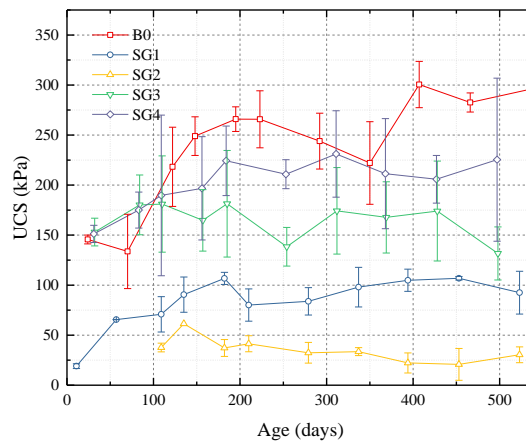


Figure 3 UCS curves vs. time for samples

As shown in Figure 3, UCS of Test B0 is larger than that of Test SG4, UCS of Test SG4 is larger than that of Test SG3 and UCS of Test SG3 is larger than that of Test SG1. The strength of Test SG2 is

the minimum of all. The variable of this series tests is fragment distribution. The influents of fragment distribution on grouted coal body mainly are intergranular chimerism and friction and fragment strength. Bigger fragments have less contact points in unit volume and larger contact stress. With the fragment dimension get larger, internal weak layer become more. The protodyakonov scale of coal taken from the field is about 0.1 and the coal fragment is easier to crack. Saturated grouting of fragment 5-10mm is the maximum amount of grout needed in the experiment. The UCS of pure gel is 0.07-0.3 MPa in experimental curing period. And UCS ratio of coal to pure gel is 3-14, leading to the weakness of surface contact effect. In combination with the reasons above, so Test SG2 is the minimum of all. Because of skeleton effect of big fragments on grouted coal samples, the bigger skeleton, the stronger bite force, the UCS of Test SG4 is larger than that of Test SG3.

UCS of Test B0, SG1, and SG4 are climbing in the first 200-day curing, and then remain unchanged basically or had a little floating. These indicate that 200-day curing is the starting time of UCS stability.

3.2 Secant modulus

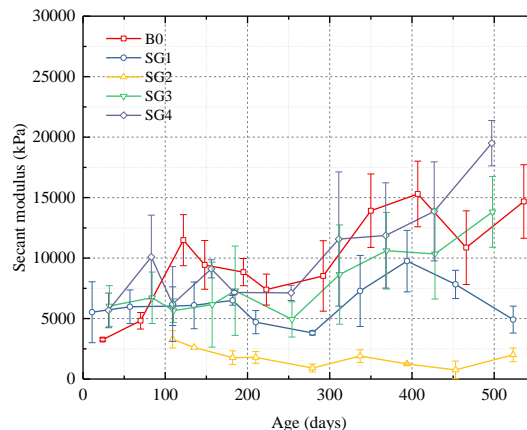


Figure 4 Secant modulus curves vs. time for samples

As shown in Figure 4, fragment distribution has an appreciable effect on secant modulus. Overall, the smaller fragment, the larger secant modulus samples. Average secant modulus of Test SG2 is the smallest, then Test SG1, followed by Test SG3 and Test SG4. Test B0 has the biggest secant modulus.

Secant modulus time-varying curve of Test B0, SG3 and SG4 have a rising trend with time. However, secant modulus of Test SG1 and SG2 basically remain unchanged and have a descending trend. These indicate that when grouted coal samples involving small-fragment <2 mm, long-term stiffness stability of silica sol grouting consolidated body can be guaranteed.

4. Conclusion

When silica sol is grouted into the coal sample involving big-fragment (5-10 mm), the long-term strength stability of samples cannot be achieved. When silica sol is grouted into the coal sample not involving big-fragment (5-10 mm), 200 days is the start time that strength reaches stable state. When silica sol is grouted into the coal sample involving small-fragment (< 2 mm), the long-term stiffness of samples can be achieved. That is to say that fragmentation of coal has a negative correlation with the long-term consolidated stability of silica sol grouting.

V.I. MEDIANYK, M.G. IVANINA, A.A. FROLOV
National Technical University of Ukraine
"Igor Sikorsky Kyiv Polytechnic Institute"

CALCULATION OF THE PARAMETERS OF THE CONTOUR BURNING OF BOREHOLE CHARGES

One of the negative consequences in carrying out mass explosions in open pits is the back-break. This leads to a decrease in stability of bank slopes, reduction in angles of bank slopes in comparison with the project and requires additional costs for artificial strengthening of banks or cutback in order to restore transport berms on the ultimate pit and considerably complicates subsequent drilling and blasting operations. To eliminate these drawbacks, presplitting blasting method that due to the creation of a shielding plane makes it possible to obtain a relatively flat and stable surface of the bank and reduce the amount of destruction behind the final boundary is used [1].

At present, a significant progress has been achieved in the field of application of contour blasting in open pit mining. However, a number of key issues related to the choice of rational parameters of contour blasting,

predictive estimate and choice of methods that allow increasing the efficiency of the formation of the angles of bank slopes has not been solved [2, 3].

As a result of the blasting in the mass, a stress state is formed around the cylindrical cavity. Since when blasting contour charges, we need to create the minimum permissible stress state of the rock mass in the middle of the well location line, then when choosing the parameters of drilling and blasting operations, it is necessary to proceed from the condition of ensuring the process of rock destruction in the interval between charges with a given width Δ .

With the simultaneous explosion of adjacent cylindrical charges of explosives, the displacement of the rock mass at points lying along the AB line (Figure 1) in the direction radial from the charge is impossible. Therefore, to estimate the state of stress at point B, we consider azimuthal component of stresses $\sigma_\theta^B=0$. Tangential stresses at a system of rectangular coordinates τ_{xy}^B at point B caused by blasting of adjacent borehole charges are equal in magnitude, but they are reverse in direction, and their resultant value will be $\tau_{xy}^B=0$. As a result of summing radial stresses σ_r at point B, equations will be as follows [4]:

$$\sigma_x^B = 2\sigma_r \cos^2 \theta; \quad \sigma_y^B = 2\sigma_r \sin^2 \theta; \quad \tau_{xy}^B = 0, \quad (1)$$

where $\sin\theta$ i $\cos\theta$ are parameters that are determined by rations:

$$\cos^2 \theta = \frac{a^2}{a^2 + \Delta^2}; \quad \sin^2 \theta = \frac{\Delta^2}{a^2 + \Delta^2}. \quad (2)$$

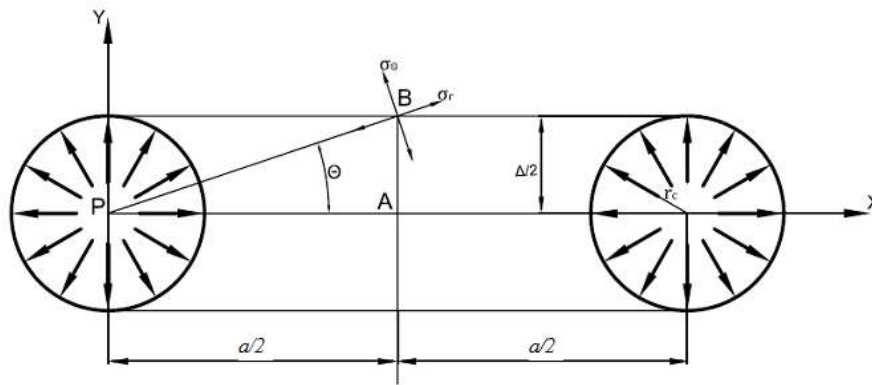


Fig. 1. Scheme for the determination of blasting by presplitting method

When the rock mass is destroyed in the contour of the slope, the tensile stresses σ_r , which at the point B are determined by the dependence:

$$\sigma_p^B = \sigma_y^B - \nu\sigma_x^B, \quad (3)$$

where ν is the Poisson's ratio.

Radial stresses resulted from the blasting of a single cylindrical charge are calculated by formula:

$$\sigma_r = P \cdot f_p(r) \cdot f_3(r), \quad (4)$$

where P – pressure of detonation products on the borehole walls, Pa; $f_p(r) = (r_c/r)^{0.5}$ – function of the geometric divergence of cylindrical waves and distance; $f_3(r) = \exp(-ar/r_c)$ – absorption function that takes into account the loss of stress waves; a – distance between boreholes, m; r_c – borehole radius, m; r – current distance to the charge, m; α – absorption coefficient.

Let's substitute in formula (3) value σ_y^B and σ_x^B (formula (1)) by taking into account (2) and value σ_r c (3) at

$$r = \frac{1}{2}\sqrt{a^2 + \Delta^2} \quad (5)$$

and we obtain equation

$$\sigma_p^B = 2P\sqrt{d_c} \frac{\nu a^2 - \Delta^2}{\sqrt[4]{(a^2 + \Delta^2)^5}} \exp\left[-\alpha \frac{\sqrt{a^2 + \Delta^2}}{d_c}\right]. \quad (6)$$

Due to the fact that the density of the explosive charge in the pre-split boreholes is low, the pressure of detonation products on the walls does not usually exceed 200 MPa and is calculated as follows:

$$P = \frac{4q\omega(\gamma-1)\eta}{\pi d_c^2}, \quad (7)$$

where q – linear mass of the charge, kg/m; ω – specific energy of explosives, J/kg; γ – isentropic exponent: $\gamma = 1,45$; η – energy loss factor; d_c – borehole diameter, m.

Since the main destructive stress in blasting by presplitting method is the tensile stress that, in the ideal case, should create a separation fracture, in this case, the condition for the destruction of the rock mass are:

$$\sigma_p^B \geq \sigma_{kp}, \quad (8)$$

where σ_{kp} – ultimate tensile strength of rock, Pa.

Thus, using formulas (6), (7) and the condition for the destruction of the rock mass, we determine the necessary linear mass of the charge that ensures the condition for the fracture development between pre-split boreholes:

$$q = \frac{\pi \sigma_{kp}^t}{4 \omega \eta} \sqrt{d_c^3} \frac{4 \sqrt{(a^2 + \Delta^2)^5}}{\sqrt{a^2 - \Delta^2}} \exp \left[\alpha \frac{\sqrt{a^2 + \Delta^2}}{d_c} \right]. \quad (9)$$

The analysis of Eq. (9) shows that there is a definite dependence of the linear mass of the pre-split charge of the explosive q on the distance between pre-split charges a at established properties of the rock mass.

Calculations have been made for rocks that are represented within the open pit of the Poltava Mining and Processing Combined Works to establish a graphical relationship between q and a under the following parameters of the pre-split borehole charge: borehole diameter – $d_c = 0,25$ m; specific energy of gramonite blasting 79/21 – $\omega = 4285$ kJ/kg; energy loss factor – $\eta = 0,7$.

Figures 2 and 3 show graphical dependences of the change in the linear mass of charge q on the distance between the pre-split boreholes a during the destruction of rocks of different hardness that are located within the open pit.

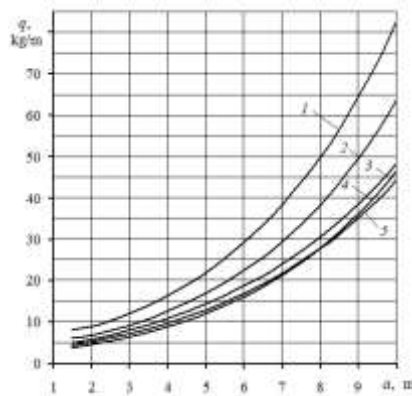


Fig. 2. Dependence of the linear mass of the charge q on the distance between the pre-split boreholes a during the destruction of rocks: 1 – quartz-biotite slate; 2 – quartz-mica slate; 3 – magnetite quartzite; 4 – buck quartz; 5 – cumingtonite-magnetite quartz

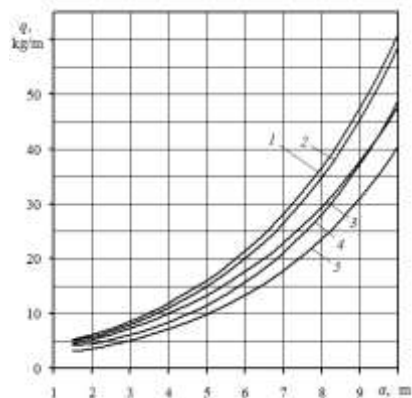


Fig. 3. Dependence of the linear mass of the charge q on the distance between the pre-split boreholes a during the destruction of rocks: 1 – plagiogranite, migmatite; 2 – weathered shale; 3 – amphibolites; 4 – granitoids; 5 – weathered ferruginous quartz

As a result of the analysis of dependencies, with the increase in the distance between pre-split charges, the linear mass increases in the parabolic dependence. The nature of the change in established dependencies for different types of rocks is not the same, since some of them intersect between themselves (see Fig. 2, 3).

To ensure the stability of detonation, the contour well is proposed to be formed by placing it in a shell and holding the charge column in an upright position. Fig. 4 shows the design of the charge with the use of the sleeve feed device with the help of which charges are formed diameters 127 mm.

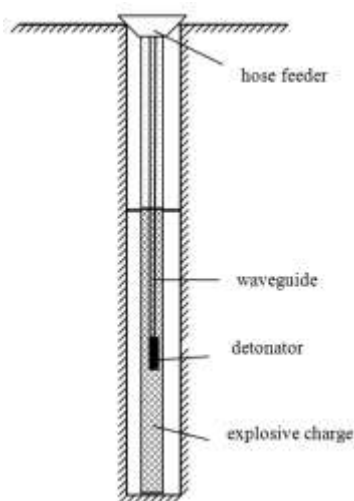


Fig. 4. Design of the borehole charge with the use of the sleeve feed device

The above technology has been successfully tested in industrial conditions. In pre-splitting boreholes with a diameter of 250 mm, the charge with a diameter of 127 mm is placed in the polymer sleeve. Under such conditions, the consumption of bulk explosives per 1 m of the borehole charge was 13 kg and it was 19 kg emulsion explosives. This design ensured the uniformity of the explosive distribution along the length, location of the charge along the borehole axis and technology of the charge formation in the borehole with any level of water cut.

Conclusions.

Based on the results of the conducted studies:

1. It has been established that each type of the pre-split borehole charge design that is characterized by the linear mass corresponds to the optimal distance between pre-split boreholes.
2. A design for a network borehole charge, which implies that an explosive is placed uniformly in a polymer shell along its length and held in a vertical position along the borehole axis. The mentioned technology for the formation of pre-split borehole charges has been successfully tested in industrial conditions.
3. A promising direction of further scientific developments are theoretical and experimental studies of the effect of the natural fracture pattern of the rock mass on parameters of blasting by presplitting method.

References

1. Vorobyev, V.V., Protsenko, V.Ye. and Kostin, V.V. (2011), "Determination of optimal charge parameters for contour blasting", *Zbirnyk "Suchasny resursoenergozberigauchi tehnolohii hirnychoho vyrobnytstva" of Kremenchuk Mikhailo Ostrohradskyi National University*, vol. 3, no. 8, pp. 39-43.
2. Ratushnyi, V.M. (2010), "Perfection of the main parameters of the method of contour blasting during the discharge of working benches in the sides of the quarries of the mining and processing enterprises of Krivbass", *Razrobotka rudnyih mestorozhdeniy: nauch.-tehn. sbornik of Kryvoriz'koho universytetu*, no. 93, pp. 32-35.
3. Paramonov, G.P. and Shalaev M.S. (2010), "To the problem of increasing the efficiency of the screening gap due to the choice of the rational design of the charge", *Sbornik «Vzryivnoe delo»*, no. 103/60, pp. 190-199.
4. Zagoruiko, Ye.A., Kosenko, T.V. and Frolov, O.O. (2009), "Establishing patterns between the properties of the rock massif and contouring explosion parameters on condition of the shield crack formation", *Visnyk KTU tekhnichnoho universytetu*, no.23, pp. 190-193.

ONLINE METHOD FOR QUALITY DETERMINATION IN AGGREGATE MINING

In Germany, approximately 210 million tons of aggregate are extracted annually for the production of construction materials for usage in civil engineering. In this context, magmatic rocks take on a special position, since in principle they have higher strength and wear resistance than most sedimentary rocks. They are preferably used in road construction and asphalt production, as a track bed, for concrete production or for hydraulic construction. A separate data collection showed that about 50% of the total annual production consists of magmatic aggregates (Tayebi, 2015).

An indispensable prerequisite for the sustainable, economic extraction and further processing of aggregate is the adherence to the product qualities required for the respective application. The permanent strength of aggregates are always of paramount importance for usage in civil engineering.

If a time-dependent loss of rock strength of the aggregate product occurs while usage in construction, whether in an unbound form such as railway gravel or bound form such as asphalt, liability for defects and complaints can cause economic consequences for the aggregate producer, which endanger the economic existence of the company concerned.

The current methods for assessing the rock strength of aggregate products are time-, personnel- and therefore cost-intensive. They enable investigations of partial samples (handpieces) and thus do not provide a reliable basis for the quality determination of large masses. To make matters worse, the usual processes, e.g. glycol test and methylene-blue test, often produce contradictory results when examining the same rock. They even increase the uncertainty and thus the risk in quality control. For a comprehensive quality analysis, a online method that gives an indicator about the rock quality based on easily determinable data is required.

One possibility to determine the rock quality while mineral extraction is based on the magnetic susceptibility of the aggregates. The magnetic susceptibility is a parameter that can be linked directly to the content of magnetite in the aggregates. Should the aggregates have been altered, it is possible that their magnetite content changed to hematite. Such alteration would result in a decrease of magnetic susceptibility. Also, the altered minerals show an immensely fewer resistance to weathering, which results in a lower rock strength. The method to determine the rock quality via magnetic susceptibility is already being applied in some German quarries and had been researched by A. Tayebi for basaltic andesite rocks. The aim of this research is to show whether this method can be applied for all type of magmatic rock types or whether is limited to certain rock types.

For this research, a total of 8 quarries, 4 of them with problems of the rock quality, were selected and visited. The quarries are extracting granite, basaltic andesite, gabbro, basalt and cuselite. Approximately 50 rock samples have been collected per quarry and approximately 1000 measurements of the magnetic susceptibility were carried out at 150 coordinates per mining operation. These coordinates were recorded for further mapping. During the field research, a structural geological investigation and mapping of disturbances and alteration zones has been carried out. All results have been statistically analyzed. In addition; about 10-15 more samples were taken based on tectonic structures within each quarry. Geochemical investigations were carried out on most of these samples. These were carried out in the form of multi-elemental analysis; the measurement of the loss of ignition and the magnetic susceptibility. In addition, petrographic investigations of the selected samples were carried out by means of microscopy investigations.

Structural geological images were referenced in geological maps along with the measured values for the magnetic susceptibility.

The field trips to the quarries provided information about:

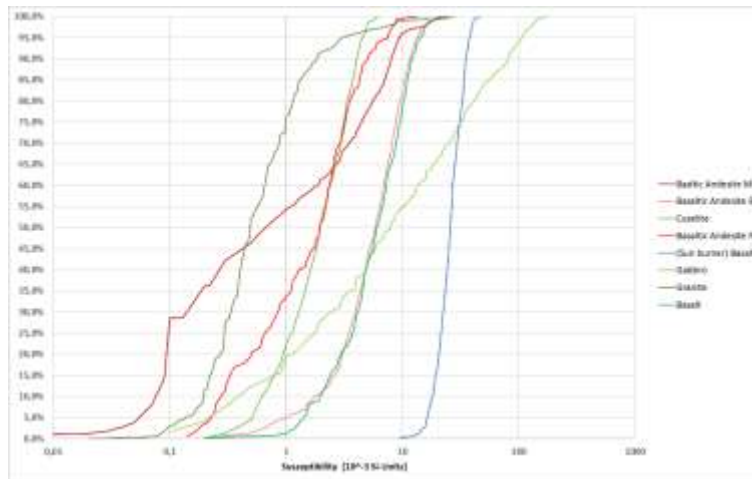
- Geology and structural geology.
- If available, internal measurement data of susceptibility and LOI during drilling of blast holes.
- -The distribution of magnetic susceptibility within a quarry.

This distribution gives information on whether major differences in the magnetic susceptibility occur in a quarry and whether it can be formed by means of susceptibility classes, which may allow an indication about the rock quality. However, a statement about the quality of the rock cannot be made on the basis of these distributions.

The calculated qualities are shown in the following graphic. These are the graphs depicted in green, the data from companies in which there is no rock quality problem.

The graphs depicted in red represent companies in which a decay problem exists, which is due to an ageing of the rock, at which magnetite was converted into hematite. This conversion is noticeable through measurements of the magnetic susceptibility. All three of these companies are extraction plants from basaltic.

The graph depicted in blue represents a company in which the decay problem differs from the other three companies. In this quarry lies sun burner basalt. Sun burner basalt has significantly lower strength than conventional basalt. This can be justified by an ageing, at which Nepheline converted into smectite-analcime. Smectite-analcime swells in the absorption of water and weakens the structure of the rock.



Laboratory tests have been conducted to determine quality-determining parameters, such as loss of ignition, of the rock samples, which can be correlated with the magnetic susceptibility of the samples.

The sample analysis carried out so far includes for the time being:

- Measurement of the susceptibility from hand-pieces, grinded samples and cut samples.
- Measurement of the loss of ignition (LOI) of the respective samples at temperatures of 200°C, 500°C and 850°C
- in addition, a measurement of the acoustic conductivity was carried out for some samples (for samples from two of the problem plants)

For this purpose, the samples were sawn into plates with 4cm height each and a metal ball was dropped on these plates from a pre-determined height of 40cm. Under the rock slab, the strength of the sound waves generated by the impact of the metal ball was measured with a piezoelectric accelerometer.

- All data were statistically evaluated and analyzed-the rock samples were exposed to weathering.

The results of the sample analysis show:

- Consistently high correlations ($R > 0.9$) between the magnetic susceptibility, irrespectively of whether they were measured on a cut, grinded or untreated rock sample.
- A high correlation ($R > 0.75$) between the magnetic susceptibility (irrespectively of the type of measurement) and the loss of light in samples from quarries, which have problems with the natural stone quality due to the ageing of magnetite. The following graphic illustrates such a correlation:
- A low correlation ($R < 0.2$) between the magnetic susceptibility (irrespectively of the type of measurement) and the loss of light in samples from plants which have no problems with the natural stone quality. The following graphic illustrates such a correlation:

- A mediocre correlation ($R = \text{approx. } 0.3$) between loss of ignition and acoustic conductivity of the rocks and a slightly better correlation ($r = \text{approx. } 0.5$) between the magnetic susceptibility and the acoustic conductivity of the rocks.

A geochemical analysis of the samples could show that the magnetic susceptibility and the alteration of the rocks are linked at certain quarries (the ones that are marked in red at the previous graph). For slightly altered samples with a smaller loss of ignition of 3.4% a magnetic susceptibility of 9.68×10^{-6} SI Units could be measured. Whereas, for a strongly altered sample, where almost all magnetite had been transformed into hematite, a magnetic susceptibility of only 1×10^{-6} SI Units and a loss of ignition of 6.6% could be determined.

For a basalt quarry, where an link between LOI and magnetic susceptibility has not been possible in the laboratory analysis, the geotechnical analysis delivered an explanation. In that quarry strongly altered basalt shows higher LOI values up to 8.9%, whereas unaltered samples show an LOI of only 2.9%. Anyhow, both samples show a comparable magnetic susceptibility. This is because, during alteration, only olivine and zeolite minerals are being altered, whereas the magnetite stays stable. In this case the degree of alteration also relates to the loss of ignition and hence, the strength of the rock.

This research could show that the magnetic susceptibility can be used as parameters for only certain rock types. Anyhow, for these rock types an alteration of magnetite needs to be necessary. The degree of alteration of the rocks has been shown to be mostly linked to the loss of ignition and hence to the rock strength. Even for rock types where magnetic susceptibility is unsuitable as quality index.

The acoustic conductivity is a less reliable parameter for the rock strength in comparison to the magnetic susceptibility as it delivers comparable, but less detailed results. Anyhow, the acoustic conductivity might be a suitable parameter for the online determination of rock quality (e.g. during the blasting process) for rocks, where the magnetic susceptibility test cannot be applied. Pilot measurements for the “sun-burner” basalt, where the quality also cannot be indicated via magnetic susceptibility, have shown a suitability of the acoustic method as a quality determining parameter.

EXPERIMENTAL TEST AND VERIFICATION ON FULLY BONDED BOLTING SYSTEM GROUTED BY NEW MATERIAL

Abstract

Fully bonded bolting measure has many superiorities as compared with end-encapsulated measure. A new type grout named by FC168 anchoring bag is proposed in this study, this anchoring bag can dramatically reduce the resistance the bolt encountered during bolt inserting process, thus the fully bonded bolting measure can be realized. The fully bonded bolting supporting conducted in Datong coal mine testified that roadway deformation could be comparatively restrained, it solved the problems which former end-encapsulated bolting measure couldn't solve.

1 Geological overview and supporting problems

Study was conducted in return airway of working face 2017, Datong Coal Mine in Qinghai Province. Geological section of the area and submerging test results for rock sample are shown in Fig. 1. It can be seen that coal seams were severely deformed under the influence of fault and syncline, the largest inclination of coal seam approximately reached up to 75° and the average thickness of seams were 5 m. Mining method was horizontal slicing method, thus the length of working face only had 18 m, situation like this is rare even from a worldwide scope.

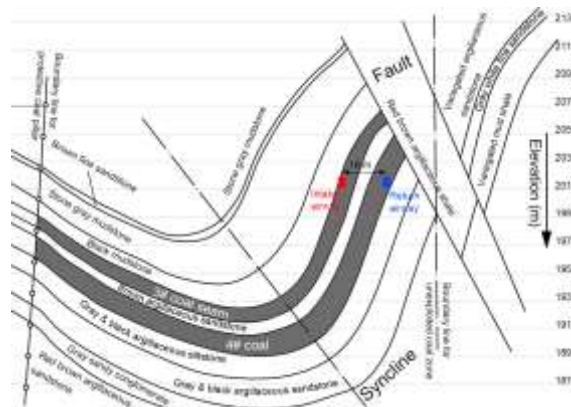


Fig. 1 Geological section for 2017 working face

Return airway was excavated under coal seam No. 4, field research indicated that the surrounding rock was extremely loose even in its natural undisturbed state, rock stress distribution map was also extremely complex. The deformation of surrounding rock was extremely acute which gravely slowed down the normal advancing rate (less than 4 m/d) of the airway. Some supporting failures are listed in Fig. 2.

In order to restrict additional cost when introduce new supporting measure, all schedules and components were kept identical except the alteration of encapsulated length, original end-encapsulated way based on resin was replaced by fully bonded way based on FC168.

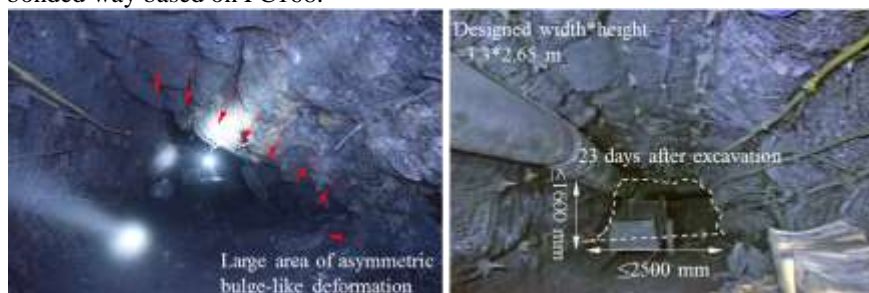


Fig. 2 Failure examples for large deformation in roadways

2 Evaluation for segment supported by fully bonded measure

As compared with traditional resin end-encapsulated measure, fully bonded measure based on FC168 anchoring bag could be easily realized without introducing additional operational procedures and some large grouting equipment. The most significant aspect is it didn't increase the resistance when rotate the bolt into the bottom of borehole, on the contrary, the resistance was largely reduced. A detailed view of fully bonded bolt and an overall view of the segment supported by the proposed measure are shown in Fig. 3, compared with situations shown Fig. 2, the deformation was effectively controlled.



Fig. 3 Detailed show for fully bonded bolt and photo for section supported by fully bonded bolts

Non-destructive pullout test is a vital measure to evaluate the supporting quality of bolting system, which is widely utilized in bolting area. Here the pullout test was conducted on the middlemost bolt on the roof, the results showed that pullout force could reach up to 10 MPa in 10 minutes and 38 MPa in 23 minutes. Pullout test on upper right corner bolt indicated that 41 MPa could be reached in 30 minutes. Because the destructive pullout test was not conducted on account of safety concerns, hence the actual pullout force was supposed to be larger. It demonstrated that earlier bolting strength might not remarkable enough, but the late strength was much higher than the originally desired results.

The total deformation amount and deformation speed were recorded after the installation of fully bonded bolting system, corresponding results were shown in Fig. 4. Deformation details shown in the figure indicate that deformation rate was relatively high in the first three days after support, the maximum speed for roof-to-floor deformation could reach up to 10 mm/d, afterwards, the deformation speed mitigated to a lower level. The maximum amount for roof-to-floor deformation was 25 mm. The deformation speed for ribs, in the similar form, decreased from 11 mm/d to 1 mm/d in the first four days, afterwards, it began its horizontal evolving procedure. Total amount for rib-to-rib deformation in first ten days was approximate 30 mm.

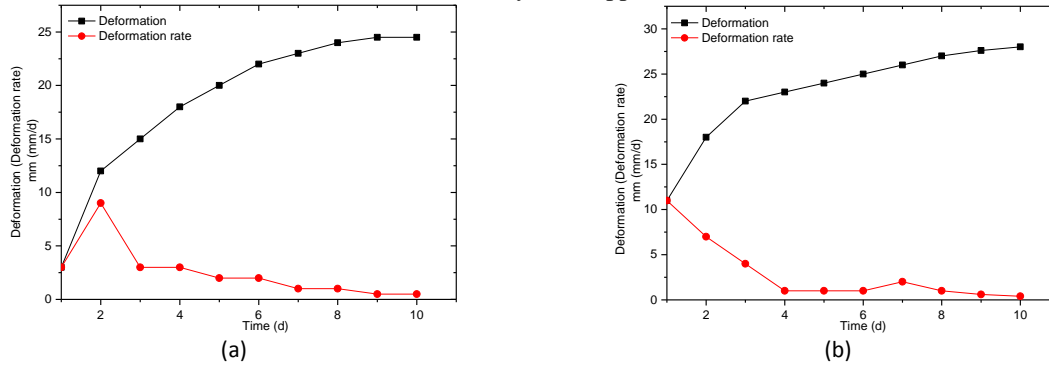


Fig. 4 Deformation and deformation rate of roof to floor (a) and rib to rib (b)

A comparison with segment supported by end-encapsulated measure is actually necessary, however, operators in the coal mine hadn't arranged deformation monitoring sites before we implemented the fully bonded bolting way based on FC168. Though we arranged monitoring sites at end-encapsulated segment simultaneously as the implementation of fully bonded measure started, the obtained data showed no obvious change. This results was normal because the end-encapsulated segment had already been excavated for 20 days, the deformation of surrounding coal mass was supposed to be stagnated. In those 20 days, further excavation of the return airway was stopped due to the difficulty encountered to control the severe deformation, the advancing was relaunched with the assistance of the proposed fully bonded bolting system.

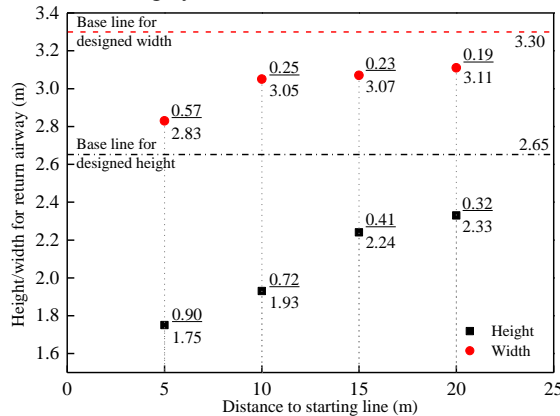


Fig. 5 Deformation details for end-encapsulated supporting segment after 20 days

Still, by referring the difference between the designed cross-section size and the actual cross-section size at the monitoring sites, and by virtue of advancing progress chart of the return airway, deformation amount and average deformation speed at those sites were obtained eventually, see Fig. 5. Note that horizontal axis means the distance to the starting line of return airway, data positioned at the right side of each point consists two parts, upper

underlined data represents the width/height difference between designed value and actual value at each monitoring site, lower data represents the actual width/height.

It can be observed from the figure that the maximum roof-to-floor deformation approximately reached to 1 m at a distance of 5 m to starting line, this site was the farthest one to the advancing face. Rib-to-rib displacement, as compared with roof-to-floor deformation, was relatively smaller, displacement in most sites was 0.2 m or so, and the largest one was obtained at the site closing to starting line, reached by 0.57 m. Starting line was the place where several roadways crossed with each other, which created a complex stress superposition situation around this area, thus the deformation around this place was relatively large.

As hereinbefore described, the total deformation duration for end-encapsulated segment was 20 days, then the deformation speed could be calculated accordingly. The maximum average speed for roof-to-floor deformation was approximate 50 mm/d, whereas that for rib-to-rib was approximate 30 mm/d. By comparing Figs. 4~5, it can be found that segment supported by end-encapsulated measure had an active deformation trend and the worst place could have an overall cross-section convergence rate of 34%, which was calculated under the circumstance that the coal mining face didn't advancing, otherwise, the situation would be much worse. Supporting failure of underground space certainly brings difficulties concerning normal advancing of roadway or coal production, it also threatens the safety of operators. Alteration in Datong coal mine proves that FC168 had a lot of superiorities as compared with end-encapsulated bolting measure, which resolved the problems that the latter couldn't resolve.

3. Conclusions

Restricted by high viscosity of resin and ultimate torque of bolting machine, the fully bonded bolting measure is difficult to implement in high stress rock mass. FC168 is a cement-based material which is specified by its high early strength, thixotropic characteristics, and high post strength, it is thus especially applicable to reduce the resistance when bolting machine rotates bolt into the bottom of borehole, and this material is able to meet the requirements of fully bonded bolting measure. The successful trial of fully bonded bolting measure in Datong coal mine didn't introduce extra equipment and cost augmentation, the operation process was relatively easy and the rotating resistance was also small, which overall guaranteed the rapid installation of fully bonded bolts, the fast one was remarkably finished in 50s. Subsequent non-destructive pullout tests and deformation monitoring results testified the stability and availability of the proposed supporting measure.

А.Г. ВИШНЕВСКИЙ, В.В. САЛЦЕВИЧ

*Белорусский национальный технический университет
филиал БНТУ «Межотраслевой институт повышения квалификации и переподготовки кадров по менеджменту и развитию персонала БНТУ» (Солигорское отделение выездного обучения)*

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ НА IV (ЗАБАЛАНСОВОМ) КАЛИЙНОМ ГОРИЗОНТЕ СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ.

Постановка проблемы:

На современной стадии изучения, когда запасы основных конкурентоспособных II и III горизонтов Старобинского месторождения в значительной мере погашены в процессе интенсивной эксплуатации, калийные соли IV горизонта являются одним из возможных источников расширения сырьевой базы региона и продления сроков существования действующих горно-добывающих предприятий ОАО «Беларуськалий».

Согласно ст. 65, п. 1.4 Кодекса Республики Беларусь «О недрах»: недопущение нерационального, экономически необоснованного выборочного извлечения полезных ископаемых.

Цель исследований:

Доказать возможность применения столбовой системы разработки при отработке IV калийного горизонта

Изложение основного материала:

Четвертый калийный горизонт является одним из наиболее широко распространенных в пределах Старобинского месторождения. В пределах горного отвода рудников ОАО «Беларуськалий» он расположен на площади около 453 кв.км, залегает на глубинах от 725м до 910м. Мощность горизонта колеблется от 1,6 – 2,5м до 34,0м. Наибольшие значения мощности (25–40 м) отмечаются в северной и северо-восточной частях месторождения за пределами действующих шахтных полей ОАО «Беларуськалий».

Геологический разрез горизонта представлен чередованием прослоев сильвинитов, каменной соли и галопелитов. Характерная особенность горизонта – наличие большого количества как мощных (от 2 до 10см, реже 15-20см, изредка 60-90см), так и тонких галопелитовых прослоев. Общей закономерностью в распределении галопелитов является увеличение их количества и мощности (а следовательно, и глинистости

разреза) с юго-запада на северо-восток, в сторону разломов. В сводном разрезе горизонта присутствуют до 22 сильвинитовых слоев. Индексация сильвинитовых слоев выполнена снизу вверх.

Таблица 1 – Параметры слоев продуктивного пласта

Наименование слоя	Мощность, м средняя	Содержание, %	
		KCL	H.O
10	0,82	36,57	6,19
9-10	1,35	1,26	9,02
9	0,17	47,79	1,38
8-9	1,91	1,16	14,89
8	0,57	35,39	4,48
7-8	0,41	3,79	12,77
7	0,38	39,52	4,07
6-7	0,96	4,83	15,63
6	0,25	47,52	3,31

Промышленный интерес представляют 7,8 и 10 слои

При разработке месторождений калийных солей всегда существует опасность возможного прорыва агрессивных к солям вод в подземное пространство рудников из вышележащих водоносных горизонтов. Защита рудников от этой постоянно существующей опасности должна обеспечиваться наличием над отработываемым пластом достаточной мощности водоупорных пород, составляющих ВЗТ, и соответствием параметров очистной выемки конкретным горно-геологическим и гидрогеологическим условиям.

Водозащитная толща (ВЗТ), представлена соленосными отложениями над горизонтом ведения горных работ, и глинисто-мергелистой толщей (ГМТ).

Ожидаемая высота зоны распространения трещин в породах ВЗТ зависит от приведенной вынимаемой мощности пластов, глубины залегания отработываемых горизонтов, их количества и взаимного расположения границ очистных работ.

Исходные данные для расчета высоты зоны развития водопроводящих техногенных трещин

Наименование горизонтов	Второй калийный горизонт		Третий калийный горизонт		Четвёртый калийный горизонт	
	столбовая	камерная	столбовая			столбовая
Система разработки			слой 4	слой (2÷3)		
Глубина ведения горных работ (Н,м)	500	500	662,6	665	665	817,5
Вынимаемая мощность пласта (m _в ,м)	2,2	3,0	1,3	2,1	4,5	2,4
Коэффициент Извлечения Ки	1,0	0,7	1,0	1,0	0,5	1,0

Суммарная высота распространения водопроводящих трещин от влияния отработки 3-х горизонтов на рассматриваемом участке составляет:

$$H_T = 90,2 + 19,7 + 27,3 = 137,2 \text{ м}$$

$$M_H = H_{ВЗТ} - H_T = 180 - 137,2 = 42,8 \text{ м}$$

$$M_H > [M]$$

При [M] = 35м условия безопасной отработки шахтного поля 2-го РУ Четвертого калийного горизонта соблюдаются

Схема панели при отработке 10-го
слоя

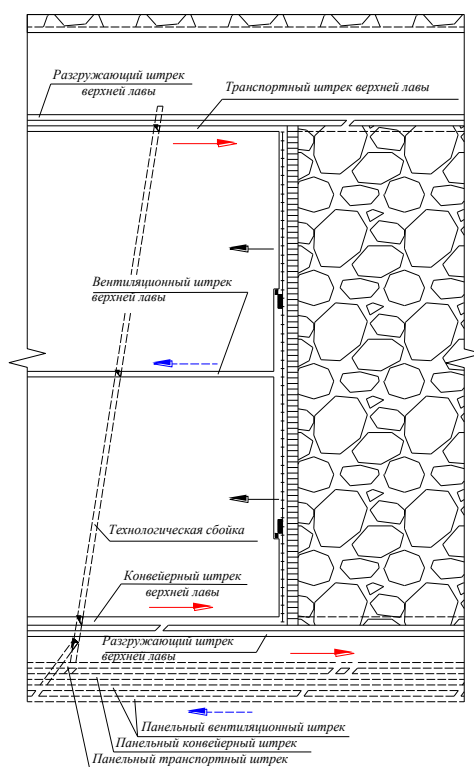
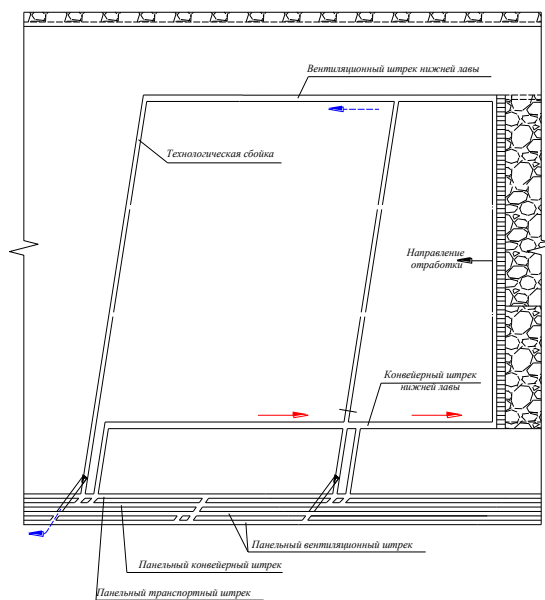
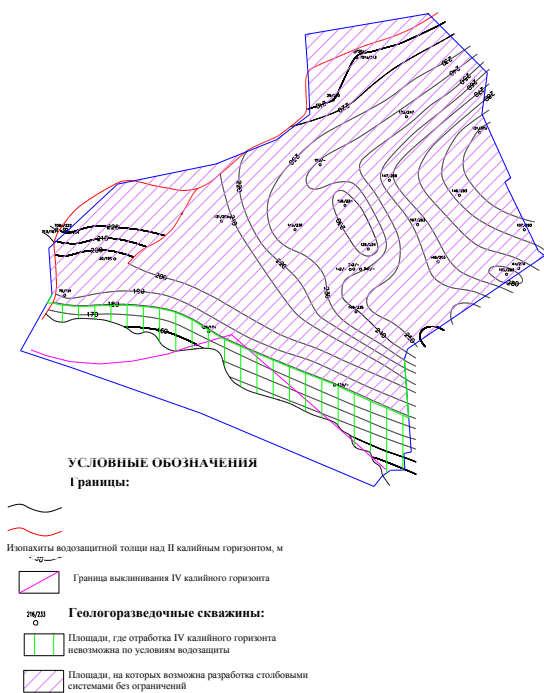


Схема панели при валовой
отработке слоев 7 и 8



Карта районирования IV калийного горизонта шахтного поля 2 РУ по условию водозащиты



Вывод: согласно расчётам ограничений для отработки Четвертого калийного горизонта столбовой системой не существует. Лишь отработка всех калийных горизонтов столбовым способом, отработка запасов Четвертого калийного горизонта южной части шахтного поля 2 РУ не представляется возможной.

Список используемой литературы:

1. Кодекс Республики Беларусь «О недрах» от 14 июля 2008г. №406-3
2. Инструкция по охране и креплению горных выработок на Старобинском месторождении. ОАО «Белгохимпром», ЧУП «Институт горного дела» Солигорск-Минск 2010г.
3. Инструкция по применению систем разработки на Старобинском месторождении ОАО «Белгохимпром», ЧУП «Институт горного дела», РУП ПО «Беларуськалий», Солигорск-Минск 2010 г.

Е.Л. ИГНАТКИНА

Донецкий национальный технический университет

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ТОРМОЖЕНИЯ ШАХТНЫХ ПОДВЕСНЫХ МОНОРЕЛЬСОВЫХ ДОРОГ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ

Актуальность работы. Безопасность транспорта по наклонным выработкам угольных шахт во многом обеспечивается торможением подвижного состава подвесных монорельсовых дорог. Из всей номенклатуры транспортных средств только шахтные подвесные монорельсовые дороги обеспечивают бесперегрузочное транспортирование вспомогательных грузов и людей по трассам с углами наклона $\pm 35^{\circ}$ и малыми радиусами закруглений пути [1-3].

Современные тенденции показывают неумолимый рост скорости движения и массы перевозимых грузов, что требует создания транспортных средств, обладающих повышенной тяговой способностью и эффективным торможением. Для обоснования рациональных параметров шахтных подвесных монорельсовых дорог важным этапом являются исследования динамики функционирования тормозных устройств методами математического моделирования. Этим объясняется актуальность работы.

Цель работы заключается в разработке математической модели процесса торможения подвижного состава, что позволяет за счет обоснования параметров и совершенствования тормозных устройств повысить безопасность эксплуатации шахтной подвесной монорельсовой дороги.

Для достижения указанной цели исследований необходимо решить следующие задачи:

- разработать математическую модель процесса торможения подвижного состава шахтной подвесной монорельсовой дороги;
- на основе математической модели процесса торможения шахтной подвесной монорельсовой дороги выявить рациональные значения тормозных устройств и подвижного состава;
- разработать рекомендации для повышения эффективности торможения и безопасности эксплуатации подвесной монорельсовой дороги в шахте.

Основные материалы и результаты исследования. Подвижной состав современных подвесных дорог состоит из ходовых, тяговых и тормозных тележек, соединенных между собой сцепками (тягами), перемещающихся по монорельсовому пути. К ходовым тележкам подвешиваются грузы, поддоны и контейнеры, располагающиеся в средней части состава. Их количество определяется способностями тяговых тележек. Одна из двух тормозных тележек всегда находится первой по ходу движения подвижного состава, а вторая – последней. В общем случае тяговые тележки в некоторой степени могут выполнять тормозные функции, поэтому часто дополнительно снабжаются тормозными устройствами. Ходовые тележки, как правило, не имеют тормозов.

На рис. 1 представлена схема подвесной монорельсовой дороги как системы упругих тел, связанных между собой. Поскольку моменты инерции вращающихся колес ходовых и тяговых тележек малы, то их можно не учитывать. Считаем, что диссипативные силы, действующие в сцепках, равны пропорционально скорости их деформации, а зазоры в соединениях элементов дороги отсутствуют.

Введем следующие обозначения: m_1, m_{10} – приведенные массы тормозных тележек; m_4, m_6, m_8 – массы ходовых тележек с приведенной массой частью сцепки; m_3, m_5, m_7 – приведенные массы подвесных элементов подвижного состава с учетом приведенной массы груза; m_2, m_9 – приведенные массы тяговых тележек (устройств); h_c – расстояние между центрами масс тележек и перевозимых грузов; $c_{c12}, c_{c23}, c_{c35}, c_{c57}, c_{c79}, c_{c910}$ – коэффициенты жесткости сцепок, для стыкуемых между собой тележек; $b_{c12}, b_{c23}, b_{c35}, b_{c57}, b_{c79}, b_{c910}$ – коэффициенты демпфирования сцепок, соответственно.

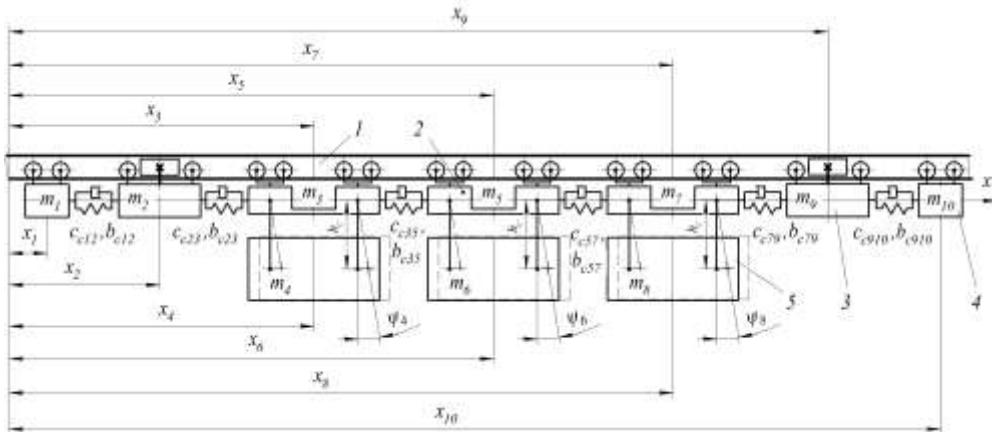


Рис.1. Схема шахтной подвесной монорельсовой дороги: 1 – монорельсовый путь; 2 – ходовая тележка; 3 – тяговая тележка; 4 – тормозная тележка; 5 – перевозимый груз

Используя общие подходы [4-7] система дифференциальных уравнений движения в момент торможения подвижного состава с учетом его упруго-демпфирующих связей и колебаний перевозимого груза будет выглядеть следующим образом:

$$\begin{cases} m_1 \ddot{x}_1 + T_{q1}(t) + c_{c12}(x_1 - x_2) + b_{c12}(\dot{x}_1 - \dot{x}_2) = 0; \\ m_2 \ddot{x}_2 - c_{c12}(x_1 - x_2) - b_{c12}(\dot{x}_1 - \dot{x}_2) + c_{c12}(x_2 - x_3) + b_{c12}(\dot{x}_2 - \dot{x}_3) + F_q(t) = 0; \\ m_3 \ddot{x}_3 - c_{c23}(x_2 - x_3) - b_{c23}(\dot{x}_2 - \dot{x}_3) + c_{c35}(x_3 - x_5) + b_{c35}(\dot{x}_3 - \dot{x}_5) + m_4 g / h_c(x_3 - x_4) = 0; \\ \ddot{x}_4 - g / h_c(x_3 - x_4) = 0; \\ m_5 \ddot{x}_5 - c_{c35}(x_3 - x_5) - b_{c35}(\dot{x}_3 - \dot{x}_5) + c_{c57}(x_5 - x_7) + b_{c57}(\dot{x}_5 - \dot{x}_7) + m_6 g / h_c(x_5 - x_6) = 0; \\ \ddot{x}_6 - g / h_c(x_5 - x_6) = 0; \\ m_7 \ddot{x}_7 - c_{c57}(x_5 - x_7) - b_{c57}(\dot{x}_5 - \dot{x}_7) + c_{c79}(x_7 - x_9) + b_{c79}(\dot{x}_7 - \dot{x}_9) + m_8 g / h_c(x_7 - x_8) = 0; \\ \ddot{x}_8 - g / h_c(x_7 - x_8) = 0; \\ m_9 \ddot{x}_9 - c_{c79}(x_7 - x_9) - b_{c79}(\dot{x}_7 - \dot{x}_9) + c_{c910}(x_9 - x_{10}) + b_{c910}(\dot{x}_9 - \dot{x}_{10}) + F_q(t) = 0; \\ m_{10} \ddot{x}_{10} - c_{c910}(x_9 - x_{10}) - b_{c910}(\dot{x}_9 - \dot{x}_{10}) + T_{q10}(t) = 0, \end{cases}$$

где x_1, x_2, \dots, x_{10} – продольные перемещения соответствующих приведенных масс подвижного состава подвесной монорельсовой дороги; $F_q(t), T_{q1}(t), T_{q10}(t)$ – тормозные силы, создаваемые тяговыми и тормозными тележками, соответственно.

Результаты численного решения системы уравнений, полученные с помощью метода Рунге-Кутты, представлены на рис. 2. При этом расчеты выполнялись для параметров подвижного состава, характерных для современных шахтных подвесных монорельсовых дорог.

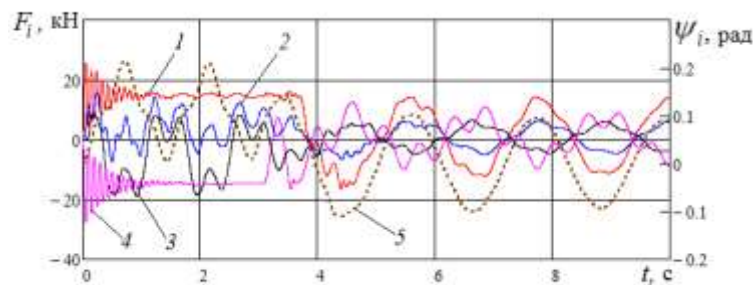


Рис.2. Графические зависимости движения подвижного состава во времени:
1 – $F_{12} = f(t)$; 2 – $F_{23}(t)$; 3 – $F_{79}(t)$; 4 – $F_{910} = f(t)$; 5 – $\psi_8 = f(t)$

Для примера, приведенного на рис. 2, принимались следующие значения: начальная скорость движения подвижного состава – 3,5 м/с; массы $m_1 = m_{10} = 0,2$ т; $m_2 = m_9 = 2,0$ т; $m_4 = m_6 = m_8 = 8,0$ т; $m_3 = m_5 = m_7 = 1,0$ т; длина подвеса $h_c = 1$ м; коэффициент жесткости сцепок $c_c = 800$ кН/м; коэффициент демпфирования сцепок $b_c = 1,0$ кН·с/м, а тормозные силы, создаваемые тормозными тележками – 15 кН.

Анализ полученных результатов для разных сочетаний параметров подвижного состава и сцепок показывает, что массы $m_3; m_5; m_7$ имеют довольно близкие мгновенные значения x_3, x_5 и x_7 . Это в полной мере относится и для масс $x_4; x_6; x_8$, которые во время торможения совершают продольные колебания, поворачиваясь на угол $\psi_4; \psi_6; \psi_8$, который принимает максимальное значение 0,2 рад.

Из рис. 2 видно, что при начальном тормозном усилии на тормозных тележках, равном 15 кН, наибольшее усилие в сцепке составляет $F_{910} = 27,5$ кН для первой по ходу тормозной каретки, а для последней – $F_{12} = 25,7$ кН. С ростом значения коэффициента жесткости сцепки разница между тормозным усилием и усилием, действующим в сцепках – увеличивается. Для уменьшения усилий в сцепке целесообразно увеличивать значение коэффициента демпфирования. Так при $b_c = 10,0$ кН·с/м усилия в сцепке составляют 18,6 кН и 17,2 кН, соответственно.

С дальнейшим повышением, когда $b_c \geq 15,0$ кН·с/м, указанная разница существенно снижается и при $b_c = 20,0$ кН·с/м составляет менее 1%. Поэтому значение $b_c = 15,0..20,0$ кН·с/м следует рекомендовать использовать при проектировании шахтных подвесных монорельсовых дорог.

Проведенные исследования показали, что для снижения динамических усилий в сцепках целесообразно выполнять распределенную тормозную систему вдоль всего подвижного состава и тормозные устройства располагать на каждой ходовой тележке. Кроме того указанное конструктивное исполнение позволит исключить самопроизвольное скатывание подвижных единиц на наклонных участках монорельсового пути, что позволит повысить безопасность эксплуатации шахтных подвесных монорельсовых дорог. Особенно это важно для трасс с углами наклона более β^0 .

Выводы. В результате выполненных теоретических исследований:

- разработана математическая модель торможения подвижного состава с учетом его упруго-демпфирующей связью и колебаний перевозимого груза;

- установлено, что при определенных жесткостных и массовых параметрах элементов подвижного состава, возможно влиять на усилия, возникающие в процессе его остановки, сократить время и тормозной путь, что позволяет повысить безопасность эксплуатации шахтных подвесных монорельсовых дорог;

- полученные закономерности могут быть использованы при создании новых и модернизации существующих подвесных монорельсовых дорог, предназначенных для работы в подземных условиях.

Дальнейшим развитием данного направления являются экспериментальные исследования, которые планируется провести в лабораторных и промышленных условиях.

Литература:

1. Берсенев В.С. Тяговые устройства с гладкими ведущими колесами и перспективы их применения в горной промышленности / В.С. Берсенев // Записки Ленинградского горного института. – 1975. – Т. LXVII, вып. 1. – С. 249-256.

2. Баус-Нойфанг Б. Подвесные и напочвенные дизель-гидравлические локомотивы для перемонтажей механизированных комплексов «тяжелого» класса / Б. Баус-Нойфанг, Д. В. Великанов, Ю. Русинек // Уголь. – 2011. – № 2. – С. 9-21.

3. Becker F. Modernisierung der Logistikkette im polnischen Verbundbergwerk "Borynia-Zofiówka" durch leistungsstarke Transportmittel und ein integriertes Steuerungs- und Kommunikationssystem / F. Becker // Mining+geo. – 2012. – Nr. 2. – P. 224-230.

4. Гутаревич В.О. Динамика шахтных подвесных монорельсовых дорог / В.О. Гутаревич. – Донецк: ЛАНДОН-XXI, 2014. – 205 с.

5. Гутаревич В. О. Продольная динамика шахтной подвесной монорельсовой дороги / В.О. Гутаревич // Науковий вісник НГУ. – 2015. – №1. – С.83-88.

6. Гутаревич В.О. Обоснование оптимального режима пуска и торможения шахтной подвесной монорельсовой дороги / В.О. Гутаревич, Е.Л. Игнаткина // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – Москва, 2016. – № 9. – С. 29-36.

7. Игнаткина Е. Л. Динамические характеристики подвесного пути шахтной монорельсовой дороги // Е.Л. Игнаткина // Вестник ДонНТУ. – 2016. –№6(6). – С. 3-6.

О.Л. КИЗИЯРОВ, А.С. КНЫШ

ГОУ ВПО ЛНР «Донбасский государственный технический университет» (г. Алчевск)

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ОБЕСПЫЛИВАНИЮ ВОЗДУХА В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ Ш. «ХАРЬКОВСКАЯ» СП «СВЕРДЛОВАНТРАЦИТ»

Угольная пыль является вредным и опасным производственным фактором, вызывающим возникновение опасных профзаболеваний, а также снижающим срок эксплуатации горно-шахтного оборудования. Вредное воздействие пыли часто недооценивается [1], но оно может представлять реальную опасность, поэтому снижение концентрации пыли в рудничном воздухе является актуальной научной задачей.

Оценив фактическое состояние пылевого режима в условиях очистных забоев ш. «Харьковская», было выявлено, что применяемые на шахте мероприятия не обеспечивают снижение запыленности воздуха до ПДК, тем самым препятствует достижению комфортных и безопасных условий труда в очистном забое.

Цель работы – технико-экономическое обоснование мероприятий по снижению концентрации пыли в очистном забое в условиях шахты "Харьковская".

Для технико-экономического сравнения, согласно [2], выбраны следующие технологические схемы предварительного увлажнения пласта: 1 вариант – технологическая схема нагнетания в пласт воды через

скважины из двух подготовительных выработок; 2 вариант – технологическая схема нагнетания в пласт воды через шпур из очистного забоя, применяемая в настоящее время на шахте.

С целью исследования эффективности снижения запыленности воздуха, разработана модель, реализованная в программном комплексе *Ansys Fluent*. Принята двухфазная *k-ε* модель турбулентности с вихревым потоком [3].

Моделирование осуществлено для следующих условий: мощность пласта 1,15 м; угол падения 6°; длина лавы 200 м; температура воздуха в лаве и вмещающих пород 22° С. В лаве механизированный комплекс КД-90. На основании проведенных рядом авторов исследований дисперсного состава пыли угольных шахт [4, 5], размеры угольных частиц при моделировании задавались следующие: минимальный диаметр 10 мкм, максимальный диаметр 70 мкм; средний медианный диаметр 36 мкм. Доля взвешенных частиц с иными значениями диаметров в воздухе не превышает 35%.

Первоначально исследовано распределение концентрации угольной пыли по лаве (рисунок 1). Согласно расчетам, концентрация пыли возле комбайна составляет 160 мг/м³, а на расстоянии 20 м от забоя достигает величины 75 мг/м³. Дальнейшее увеличение расстояния от забоя оказывает незначительное влияние на содержание пыли в воздухе.

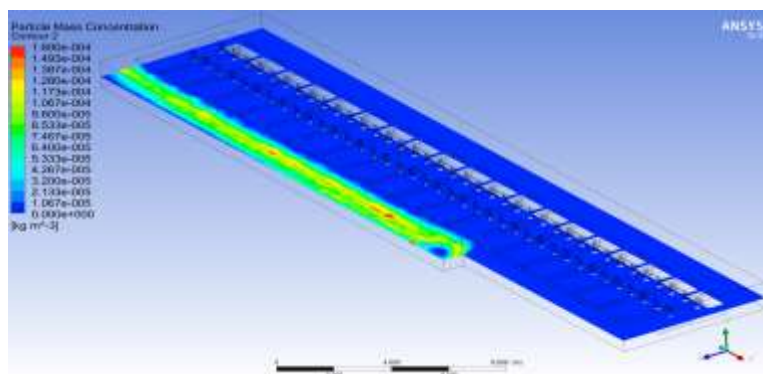


Рисунок 1 - Изополя концентрации угольной пыли в среднем сечении, параллельно напластованию

Далее исследовано влияние влажности угля и скорости движения воздуха в очистном забое на концентрацию пыли. Минимальная скорость воздуха определена расчетом, исходя из количества воздуха для проветривания по выделениям углекислого газа. Влажность угля изменялась в диапазоне от 5 до 8%. Для каждого показателя влажности были получены свои значения оптимальных скоростей $v_{\text{оч, опт}}$ (рисунок 2)

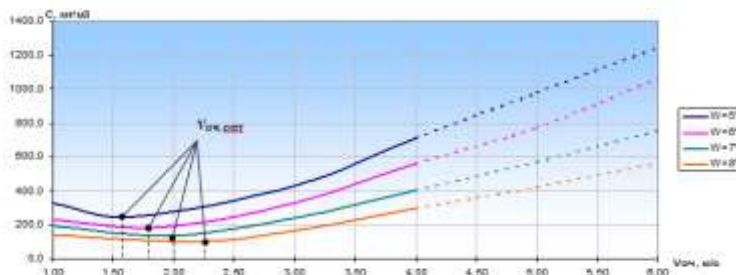


Рисунок 2 - График зависимости концентрации угольной пыли в зоне работы комбайна от скорости воздуха в лаве

Согласно проделанному анализу, применение технологической схемы нагнетания в пласт воды через скважины из двух подготовительных выработок – позволяет в 1,5...1,7 раз снизить концентрацию пыли как в зоне работы комбайна, так и на исходящей струе, по сравнению с шахтным вариантом. Далее произведено технико-экономическое сравнение вариантов. Для каждого варианта были рассчитаны: объемы работ, затраты на материалы, амортизацию, электроэнергию, заработную плату и отчисления (таблица 1).

Таблица 1 – Технико-экономическое сравнение вариантов технологических схем по обеспыливанию воздуха в лаве

№ п/п	Параметры технологии	Ед. изм.	1 вар.	2 вар.	№ п/п	Вид затрат	Ед. изм.	Объем работ на выемочный уч., м		Удельные затраты, руб./т		Затраты на выемочный уч., млн. руб.	
								1 вар.	2 вар.	1 вар.	2 вар.	1 вар.	2 вар.

1	Влажность угля	%	7,8	6	9	Бурение скважин/шпуров				3,08	40,417	2661120	34920000
2	Длина шпура/скважины	м	132	3	10	Нагнетание воды в скважины/шпуры				0,224	2,021	193248	1746000
3	Расстояние между шпурами/скважинами	м	30	3	11	Электроэнергия на бурение				0,587	0,283	506880	244440
4	Количество шпуров/скважин на выемочный участок	шт.	80	38800	12	Электроэнергия на нагнетание				0,755	7,76	652608	6704640
5	Давление жидкости, нагнетаемой в пласт	МПа	18	15	13	Амортизационные отчисления на буровой станок/электросверло				1,496	0,226	1292544	195552
6	Количество жидкости, закачиваемой в один шпур/скважину	м ³	160	0,17	14	Амортизационные отчисления на насосную установку	м	10560	116400	0,154	0,154	133056	132696
7	Оптимальная скорость движения воздуха в лаве	м/с	2,2	1,7	15	На материалы				0,733	8,083	633600	6984000
8	Цена 1 т угля	руб.	2145	2186	16	Итого				7,029	58,944	6073056	50927328

Экономический эффект от применения технологической схемы нагнетания в пласт воды через скважины из двух подготовительных выработок, определим по формуле

$$\mathcal{E}_{\text{ст}} = D_{\text{ст}} \cdot (C_{\text{пр}} - C_{\text{ш}} - C_{\text{пр}} + C_{\text{ш}}) = 864000 \cdot (2145 - 2186 - 1375 + 1427) = 9504000 \text{ руб.}, \quad (1)$$

где $D_{\text{ст}}$ – запасы выемочного участка, т;

$C_{\text{ш}}, C_{\text{пр}}$ – цена 1 т добываемого угля, соответственно, по шахтному и проектному (предлагаемому) варианту, руб. (взята по шахтному отчету с корректировкой на фактическую влажность угля);

$C_{\text{ш}}, C_{\text{пр}}$ – себестоимость 1 т добываемого угля, соответственно, по шахтному и проектному варианту, руб. (по шахтному отчету с корректировкой на фактические затраты).

Таким образом, несмотря на увеличение влажности добываемого угля, и, как следствие, снижение его цены при применении предлагаемой технологии нагнетания жидкости в пласт из подготовительных выработок, затраты на осуществление этого мероприятия существенно ниже, чем при применении шахтного варианта.

Выводы. Применение технологической схемы нагнетания в пласт воды через скважины из подготовительных выработок, при оптимальной скорости воздуха в лаве $v_{\text{опт}} = 2,2$ м/с, позволяет в 1,5...1,7 раз снизить концентрацию пыли, по сравнению с вариантом, применяемым на шахте; экономический эффект от применения технологической схемы нагнетания в пласт воды через скважины из подготовительных выработок составил 9,5 млн. руб.

Библиографический список

1. Уменьшение пылеобразования [Электронный ресурс]. — Режим доступа: <http://minestories.com/ru/>.
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по борьбе с пылью в угольных шахтах» [Текст]. – 2014. – 54с.
3. Батурин О. В. Расчет течений жидкости и газа с помощью универсального программного комплекса Fluent / О. В. Батурин, Н. В. Батурин, В. Н. Матвеев. – С: СГАУ, 2009. – 148с.
4. Трубицына Д.А. Исследование дисперсного состава отложившейся пыли углей различной стадии метаморфизма / Д. А. Трубицына, Д. С. Хлудов // ВЕСТНИК - научно-технический журнал №1-2014. С. 13-23.
5. Кременев О. Г. Закономерности дисперсного состава шахтной пыли в горных выработках угольных шахт Донбасса / О. Г. Кременев, В. Ю. Деревянский, В. А. Сергеев, В. И. Мушенко, Н. Н. Корлюк // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. – 2013. С. 152 – 164.

ПОНЯТИЕ РИСКА ТРАВМАТИЗМА И МЕТОДИКА ЕГО ОЦЕНКИ

Аннотация: В работе представлены методы оценки травматизма за период 1993-2010 г.г, а также обоснование понятия риска травматизма и способ его представления и интерпретации

Дальнейшие исследования в расширенном объеме с 1954 по 2010 г.г. позволили описать новую зависимость, до сих пор не описанную в специальной литературе, которая получила название «гистерезис травматизма».

1. Введение

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 коэффициент потерь W_{US} (рис.1). Подбор показателей травматизма для оценки его уровня, как правило, произвольный, поскольку в Польше и на свете не существует директив, какой и когда должны применяться. Официальные данные статистических учреждений публикуют значения коэффициентов в W_Z и C . При анализе травматизма чаще других используют коэффициент W_Z , поскольку он касается практически любой области хозяйственной деятельности. Тенденция изменений значений этого коэффициента редко связывается с коэффициентом C . Связь между этими показателями (W_Z и C) весьма существенна, поскольку отражает связи между параметрами профессионального риска (термин четко определен юридически).

В Польше при анализе травматизма применяется также т.наз. превентивный коэффициент травматизма, определяемый как обобщенный коэффициент потерь [1]. Его составляющими являются элементы профессионального риска - частота и тяжесть травматизма, однако же, способ представления величины показателя, особенно в связи с его составляющими, сложен и часто не подлежит логическому анализу. Анализ травматизма производится для коротких (несколько лет) промежутков времени, а значения коэффициентов на графиках представляются отдельно (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.

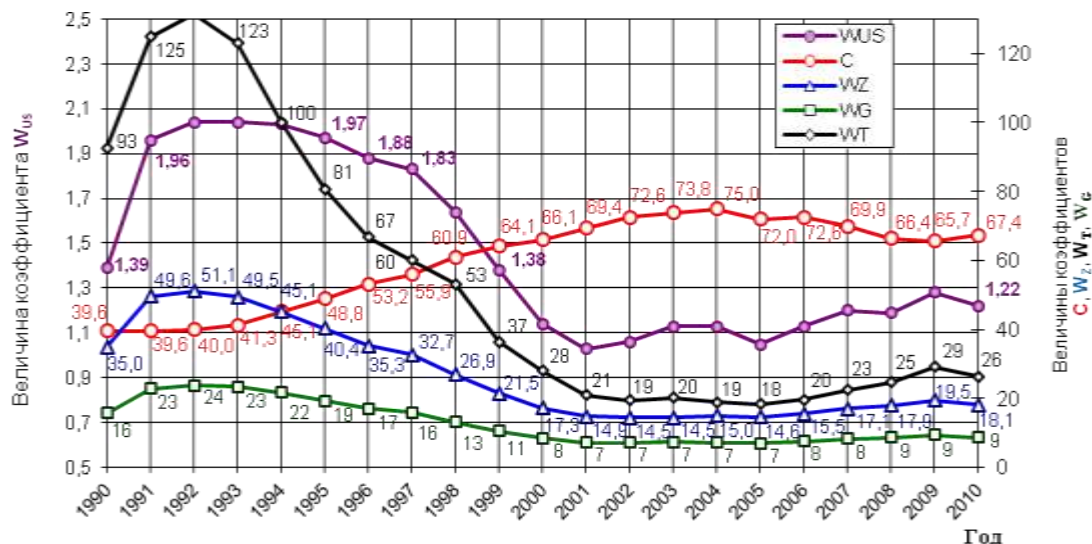


Рис. 1. Коэффициенты травматизма на угольных шахтах в период 1990-2010гг

2. Риск травматизма

Понятие риск травматизма 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. Понятие риск, как *ключевое* слово, использовано в Уставе о страховании травматизма и в его исполнительном акте, т.е. в распоряжении о дифференцировании процентной ставки взноса на общественное страхование. Использовано оно для определения категории

рисков, выраженных цифрами, которые не имеют связи с вероятностью, поскольку категории эти приводятся на основе коэффициента частоты травм, профессиональных заболеваний и работы в опасных условиях на 1000 застрахованных. Риск травматизма, который не описан и не имеет определенных методик его анализа часто относится к нормативным понятиям профессионального риска.

«Профессиональный риск = вероятность неблагоприятного случая × 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 коэффициенту частоты W_z . Исходя из приведенных предпосылок, обособанным является однозначное определение понятия риска травматизма, вид математических зависимостей и методика его анализа.

«Риск травматизма – это вероятность события (получения травмы), связанного с выполняемой работой вследствие активации профессиональных опасностей или способа выполнения работы, приводящие к потерям, в частности проявлению у рабочих последствий, вредных для здоровья, приводящих к неспособности выполнить работу»

$$R_w = W_z \times C = \frac{W}{Z} \cdot 10^3 \cdot \frac{D_s}{W - W_{sm}} \approx \frac{D_s}{Z} \cdot 10^3$$

Определение составляющих риска травматизма не требует каких-либо дополнительных действий и процедур в статистике травматизма, поскольку данные публикуются в стандартном виде в официальной статистике, В то же время однозначного и нормативного определения требуют методы и основы его оценки.

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. На практике в анализах чаще используется только коэффициент частоты W_z . Показатель тяжести случаев травматизма представляется без взаимосвязи с показателем частоты W_z . Показатель W_{US} очень редко используется для формальной оценки и практически не имеет применения. В примере, приведенном на графике для 1999г (рис. 2) представлено значения коэффициента W_{US} уменьшающегося вместе с его составляющими коэффициентами W_z и C .

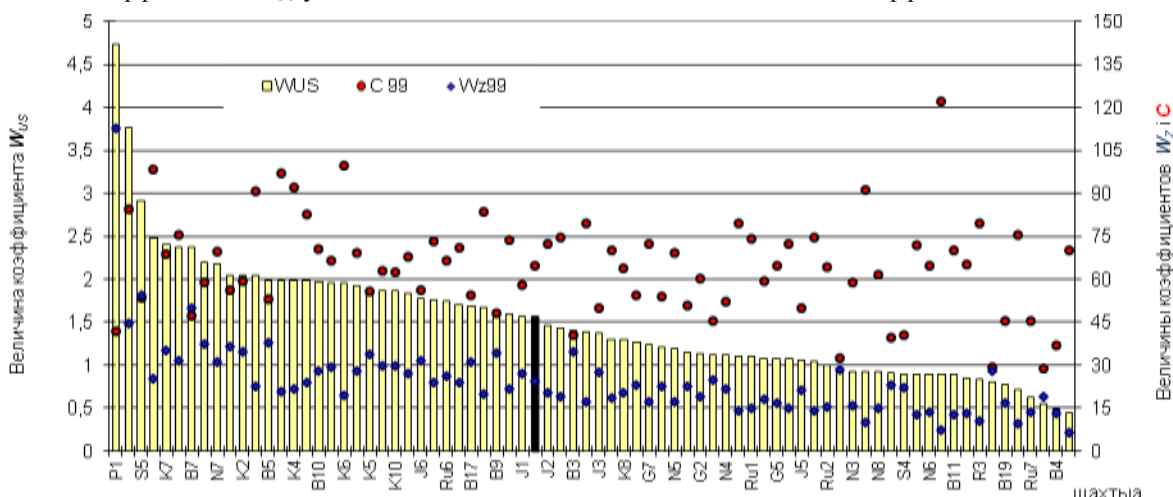


Рис. 2. Распределение значений обобщенного коэффициента потерь W_{US} (в убывающем порядке) и его составляющих W_z и C , для угольной шахты за 1999 год.

Интерпретация коэффициента W_{US} при помощи его составляющих (W_z и C) трудна и неоднозначна, что может привести к ошибочным выводам, а сравнение по нескольким годам становится трудным и невозможным.

Риск травматизма R_w и значения его составляющих (W_z и C) можно представить другим способом, отличным от вышеприведенного. Вписывая в систему прямоугольных координат (W_z и C) соответствующие значения составляющих по отдельным шахтам за данный год, получим точки определяющие риск травматизма в этих шахтах (рис. 3). [1,2]

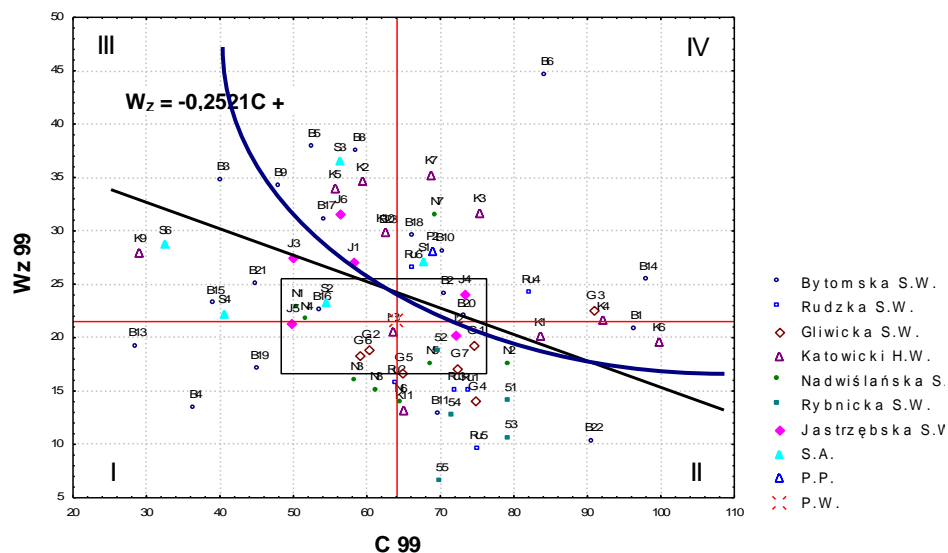


Рис. 3. Риск травматизма на угольных шахтах в 1999 году (Бытомское ПО, Рудзкое ПО, Гливицкое ПО и др.)

Средние значения риска травматизма можно определить:

- 1) При помощи среднего арифметического R_w , где средние значения составляющих ($W_{zi}C$) делят поле координат на четыре 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.

Предварительные исследования показали, что третий метод анализа является наиболее целесообразным в использовании.

4. Тенденция тренда риска травматизма

Тенденции и тренды величин риска травматизма можно представить в виде кривой функции его составляющих $R_{W(C;W_z)}$ в системе прямоугольных координат (рис. 4). На рисунке стрелки соединяют точки значений риска за очередной год формируя кривую тенденции риска травматизма.

На графике, стрелкой 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 (длитривматической 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]

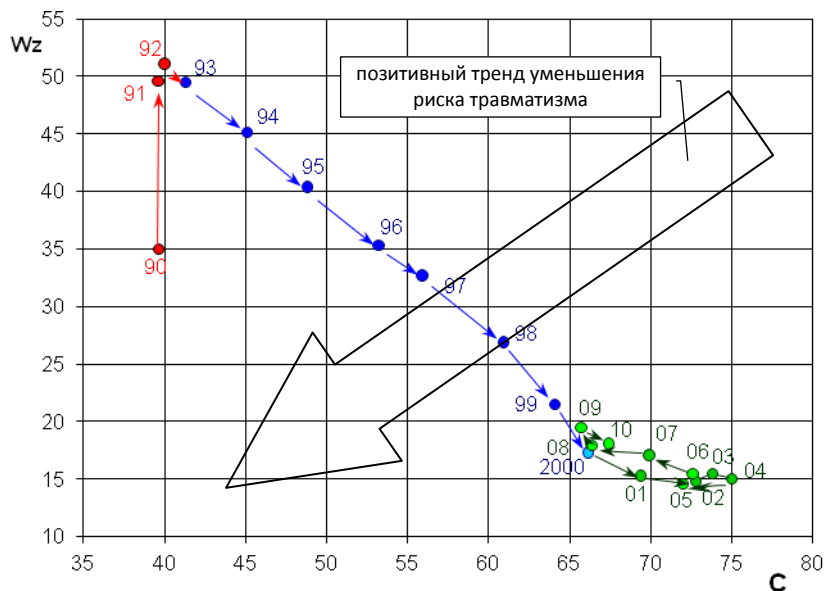


Рис. 4. Тенденция изменения значений риска травматизма $R_{W(Wz;C)}$ на угольных шахтах в 1990-2010гг.

5. Гистерезис риска травматизма

На основании до сих пор проведенных исследований, по ходу кривой значений коэффициента частоты W_z , за 1954-2010 годы (рис. 5), вытекает зависимость ее множественной циклической тенденции к росту и снижению, что отмечалось в профессиональной литературе [4]. Она также встречается в приблизительном согласии для значения обобщенного коэффициента потерь W_{US} . В свою очередь, циклическая тенденция значения коэффициента тяжести C находится в «против фазы» до значения коэффициента частоты W_z .

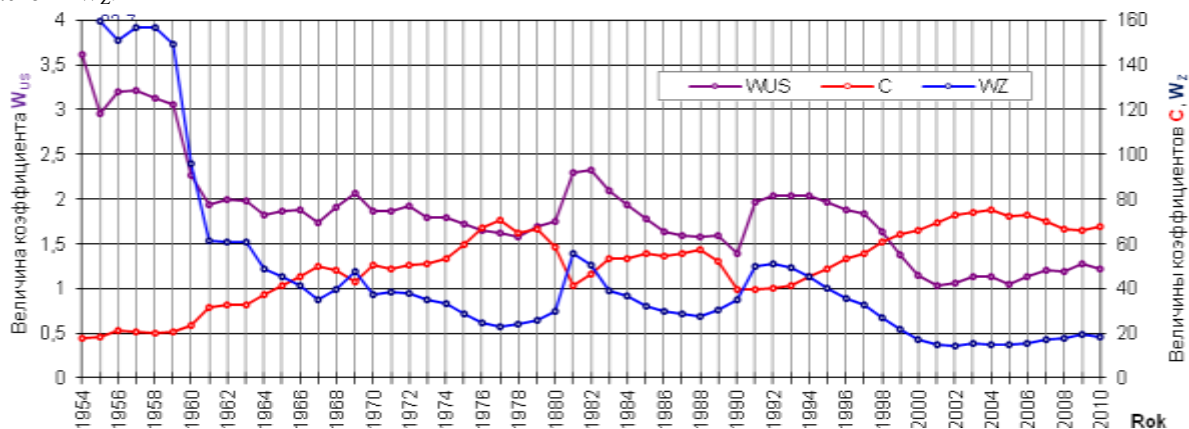


Рис. 5. Тенденции изменений значений коэффициентов травматизма W_z , C и W_{US} на каменноугольных шахтах в 1954-2010 гг.

Вышеприведенные данные, представленные в системе координат $R_{W(C;Wz)}$, дают однозначную картину травматизма в виде риска травматизма (Рис. 6).

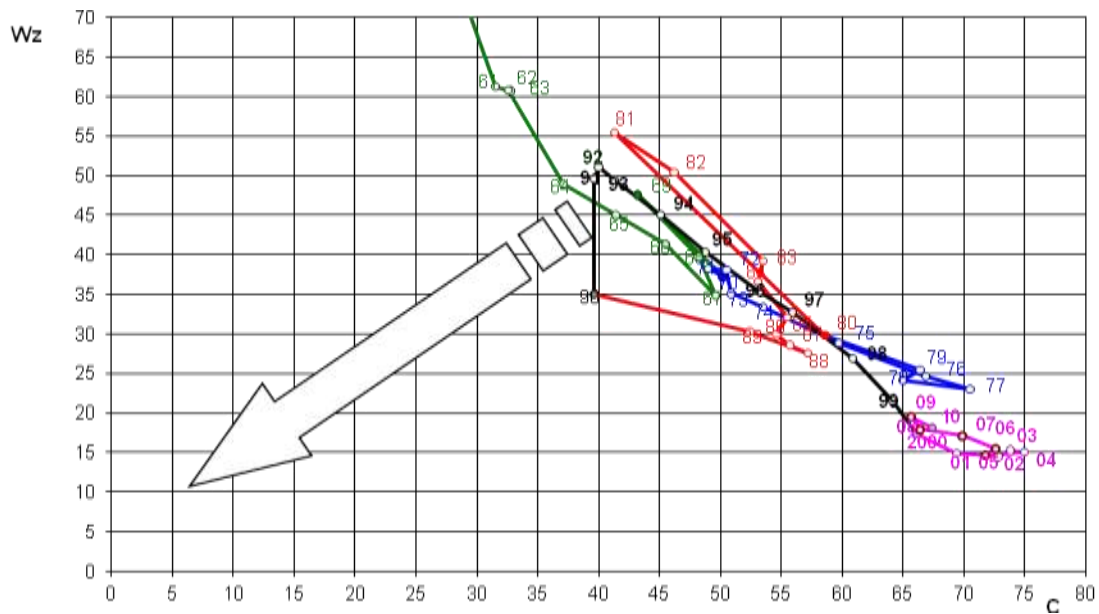


Рис. 6. Тенденция изменения значений риска травматизма $R_{W(c, Wz)}$ на угольных шахтах в 1990-2010гг.

Представление кривой риска травматизма в 1960-2010гг. (рис. 6.) 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 $f(c; Wz)$. Не отмечалось и не описывалось петлеобразование кривых графиков риска травматизма, имеющих характер гистерезиса.

Вследствие вышеизложенного, **понятие риска травматизма, его графический метод описания в виде гистерезиса риска несчастных случаев представлены как оригинальное научное достижение автора.** [3] Представленные зависимости были получены на основе официальных данных травматизма работников каменноугольных шахт в Польше.

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.

Литература

1. Черкасов Г., Громов Ф. : Условия труда: анализ и пути совершенствования. Профиздат, Москва 1974.
2. Parchański J. Ocena ryzyka wypadkowego – metoda graficzna (Оценки риска травматизма - графический метод). Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria Górnictwo Z. 250, s. 165-173, Gliwice 2001.
3. Parchański J. Wskaźnikowa metoda oceny ryzyka wypadkowego (Коэффициентный метод оценки риска травматизма). Mat. Konf. Bezpieczeństwo i higiena pracy w górnictwie w krajach Europy Środkowo-Wschodniej. Międzynarodowa konferencja Polsko-Amerykańskie Stowarzyszenie BHP. Sosnowiec, luty 2001r.
4. Szlązak J.: Analiza wypadkowości w polskim górnictwie węgla kamiennego w latach 1989-2006 (Анализ травматизма в польском горном деле каменноугольных шахт в 1989-2006гг.) Polski Kongres Górniczy, Sesja II. Miesięcznik WUG, Nr 9, Katowice 2007, s. 18-23.

В статье использованы результаты исследований докторской монографии: Józef .W. Parchański, Травматизма каменноугольных шахтах в период реструктуризации 1993-2010гг. Издание Силезский технический университет, Гливице 2017, стр. 201.

ПРОГРАММА ПОВЫШЕНИЯ КВАЛИФИКАЦИИ РАБОЧИХ СПЕЦИАЛЬНОСТЕЙ ПО ИДЕНТИФИКАЦИИ ОПАСНОСТЕЙ И РИСКОВ, СВЯЗАННЫХ С ПОТЕРЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Введение. На сегодняшний день геомеханика является одним из ключевых направлений безопасного ведения подземных горных работ [1]. В последние годы на предприятиях компании введен в действие Стандарт «Геомеханическое обеспечение горных работ на месторождениях», но нет понимания практического применения данного документа при ежедневной работе как со стороны рабочих специальностей, так и инженерно-технического персонала, что показывает:

- недостаточный уровень базовой теоретической/практической подготовки рабочих специальностей при идентификации опасностей и рисков, связанных с устойчивостью массива горных пород;
- необходимость изменения отношения работников к безопасному ведению горных работ (повышение культуры производства).

На основе указанных положений определена цель работы, которая заключается в повышение квалификации рабочих специальностей по идентификации опасностей и рисков, связанных с потерей устойчивости массива горных пород.

Задачи работы выделены в 4 взаимодополняющих блока:

- анализ статистических данных;
- структура программы повышения квалификации;
- внедрение программы;
- последующее развитие программы.

Методика исследования. В результате оценки распределения несчастных случаев на предприятиях компании в период с 2010 по 2016 год необходимо отметить, что по видам происшествий фактор «обрушающиеся горные массы» занимает 2-ое место, составляя порядка 25% несчастных случаев от общего числа.

В ходе работы выделены возможные причины травматизма, связанные с потерей устойчивости массива горных пород [2]:

- сложные/опасные горно-геологические и геомеханические условия с увеличением глубины разработки месторождений;
- увеличение числа объектов, вводимых в эксплуатацию и объемов горных работ;
- формализация по отношению к документам, позволяющего идентифицировать опасности и риски при ведении горных работ.

На основе данных статистического анализа несчастных случаев был проведен опрос работников (40 человек) на подземных горных работах. Цель опроса - выявление уровня знаний нормативных документов, позволяющих идентифицировать опасности и риски, связанные с потерей устойчивости массива горных пород (таблица 1).

Таблица 1

Матрица оценки рисков

Уровень опасности	Действие персонала
Уровень 1 – Внимание	Опасности контролируются, горные работы не останавливаются. Работник может устранить опасность самостоятельно.
Уровень 2 – Опасно	Опасность требует приостановки горных работ и приведения участка в безопасное состояние. Опасность исключается на уровне линейного инженера и начальника участка.
Уровень 3 - СТОП	Все виды работ на опасном и смежных участках должны быть остановлены. Опасность исключается или ее негативное влияние сводится к минимуму при незамедлительном вмешательстве комиссии в составе главных специалистов предприятия – главный инженер, начальник рудника, главные геолог, главный маркшейдер, начальник участка, геомеханик.

По результатам устного опроса был проведен анализ внедрения на производстве и понимания данного документа работниками. Получены следующие результаты:

- наличие матрицы оценки рисков на рабочем месте отмечено не у всех опрошенных сотрудников;
- частичное или полное незнание данного документа отмечено у 65%.

Итог исследования - необходимость повышения теоретических и практических навыков при ежедневной работе в подземных условиях.

Практический результат. При наработке обучающей базы данных была разработана карта геомеханической оценки риска [2]. Цель внедрения документа - оценка работниками опасностей и рисков, связанных с устойчивостью массива горных пород.

После первых результатов по использованию карты геомеханической оценки риска рабочими специальностями карта была переориентирована для работы горных инженеров и взаимодействия с инженером-геомехаником (рис. 1).

После оценки уровня работников базового понимания устойчивости массива горных пород принято решение о разработке программы повышения квалификации для рабочих специальностей по «идентификации опасностей и рисков, связанных с потерей устойчивости массива горных пород».



Рис.1. Заполнение карты геомеханической оценки риска горным инженером

Программа повышения квалификации представлена в модульном варианте, разделенном на пять частей. Каждый модуль включает в себя определенные подразделы, которые задействованы при реализации программы повышения квалификации.

Одна из основных частей программы – это проведение обучающих занятий (8 занятий по основам геомеханики и устойчивости горного массива), за счет которых предполагается повышение уровня теоретической и практической подготовки рабочих специальностей при идентификации опасностей и рисков, связанных с устойчивостью массива горных пород. Тематика проведения занятия - «5 минутка» геомеханики.

Также на предприятиях компании проводится работа по расширению и накоплению базы данных по визуализации опасных факторов, в результате чего становится возможным предупреждение развития неблагоприятных происшествий при ведении горных работ [3].

Одним из направлений по развитию программы повышения квалификации является премирование специалистов. В целом система мотивации для развития программы повышения квалификации на 2018 год представлена в двух направлениях:

- мотивирующие факторы (ежегодная премия лучшему подразделению по геомеханике; кубок за работу без несчастных случаев; персональные награды);
- ограждающие факторы (рассмотрение недопустимых нарушений безопасного ведения горных работ; приоритет проблемы безопасности над всеми остальными проблемами; требовательность и непримиримость к нарушениям безопасности (замечание, материальное взыскание)).

При реализации программы повышения квалификации увеличение статуса инженера-геомеханика необходимо для понимания рабочими специальностями целей и задач, которые выполняет геомеханик, и для совместного взаимодействия при:

- ежедневной оценке устойчивости массива горных пород;
- своевременном и оптимальном принятии решения при ухудшении горно-геологических условий при производстве работ;
- безопасном проведении подземных и открытых горных работ в целом.

Выводы. Выполненная работа позволяет сделать следующие выводы:

1. Разработана программа повышения квалификации модульного типа для рабочих специальностей подземных горных работ.
2. Выполнено поэтапное внедрением программы на предприятиях компании.

3. Программу возможно адаптировать при ведении открытых горных работ.

Литература

1. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений. Учебник для вузов. – М., Недра, 1982. 270 с.
2. Pariseau W.G. Design Analysis in Rock Mechanics. 2007. 576 p.
3. Протосеня А.Г., Тимофеев О.В. Геомеханика: Учебное пособие. – СПб, 2008. 117 с.

В.И.САМУСЬ, Т.Е. ДЕЦЕЛЬ, С.Н. СТОВПНИК

*Национальный технический университет Украины "Киевский политехнический институт
им. Игоря Сикорского"*

ИССЛЕДОВАНИЕ НАГРУЗОЧНОГО РЕЖИМА СЕГМЕНТНОГО ЭЛЕМЕНТА ИНВЕНТАРНОЙ КОНСТРУКЦИИ ДЛЯ СТВОЛОВ БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА ПРИ МЕЛКОМ ЗАЛОЖЕНИИ

Создание системы коммуникационных тоннелей сопровождается сооружением большого количества вертикальных стволов большого диаметра. Известные технологии строительства предусматривают железобетонную конструкцию, которая безвозвратно оставляется в массиве после окончания использования ствола.

Для сокращения объёмов горно строительных работ и удешевления стоимости строительства предложена инвентарная конструкция вертикальной выработки, имеющая возможность оперативного монтажа-демонтажа, предусматривающая возможность многократное использование (рис.1 и 2).

Определение нагрузочных характеристик кольцевой конструкции, включая вертикальную колонну, получена моделированием процесса нагружения в программном комплексе "SOLIDWORKS"

В данной статье приведены результаты исследований данной конструкции. Методикой предусмотрено определение максимальных деформаций, возникающих в отдельном элементе конструкции из чугуна. Основные характеристики крепления:

Характеристики	Значения
Размер детали ШхВ, мм.	1175x900
Вес, кг.	474,5
Объем, м ³	0,066
Материал	Чугун СЧ25 ГОСТ 1412-85

Табл.1 Общие характеристики детали

Деталь изготовлена в виде сегментной части окружности диаметром 10 м с шестью ребрами жесткости вдоль изогнутой поверхности и одним ребром - перпендикулярно. В центре деталь имеет отверстие диаметром 120мм для производства буровых работ с целью локальной разгрузки элемента от давления грунтового массива, в также установки домкрата при подъеме колонны из секций при демонтаже.



Рис.1 Общий вид 1

Рис.2 Общий вид 2

Вдоль одного ребра элемент имеет узел крепления замкнутой формы диаметром 140мм, выполняющий роль направляющих при погружении крепления вдоль предварительно забуренных обсадных труб. С противоположной стороны деталь имеет три сегментных дугообразных упора, при замыкании которых происходит замыкание элементов в виде кольца и создание жесткой конструкции. Также по краям детали выполнены опорные поверхности, которые перераспределяют давление от грунтового массива на другие элементы.

Схема закрепления элемента выполнена следующим образом: по вертикальным ребрам направляющие трубы проходят через кольцевые и дугообразные узлы шарнирного закрепления (Рис.3), нижняя часть детали опирается на жесткую плоскость без учета сил трения.

Приведенная схема позволяет максимально точно смоделировать работу отдельного элемента крепи без учета деформирования соседних деталей. Разбиение на конечные элементы выполнено в треугольной форме. Количество узлов - 71981, общее количество элементов - 38400 (рис.5)



Рис.3. Разбивка элемента на сетку конечных элементов

Нагрузка, задаваемая в процессе нагружения обусловлена диаметром ствола 10 м на глубине залегания 20 м, плотность грунтов принимается 2 т/м^3 .

Исходя из взаимодействия сил гравитации в рассмотренных выше условиях максимальное давление на внешнюю поверхность элемента достигает 40 т/м^2 (рис.6).

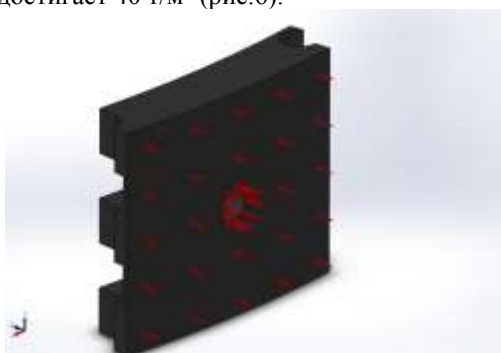


Рис.4 Давление на стенку крепления от массива

Результаты расчетов позволяют выявить зоны максимальных внутренних напряжений (рис.5 и 6).

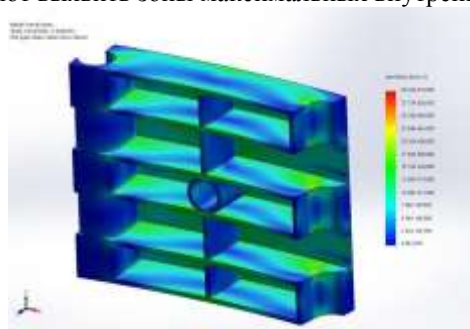


Рис.5 Общий вид распределения внутренних напряжений.

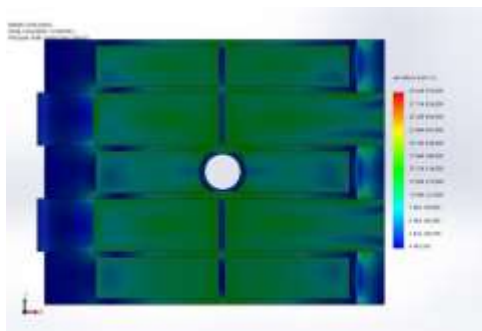


Рис.6 Фронтальный вид распределения внутренних напряжений детали.

Внешние нагрузки передаются через сегментную поверхность элемента и перераспределяются в ребрах жесткости (рис. 5,6 и 7):

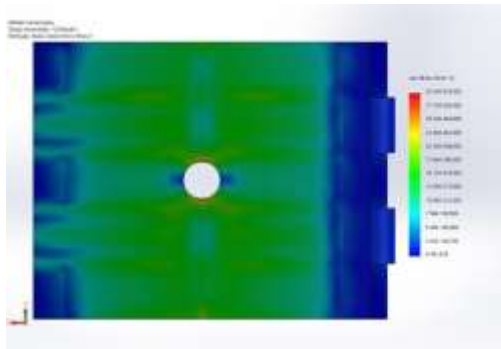


Рис.7 Внутренние напряжения на внешней стороне элемента

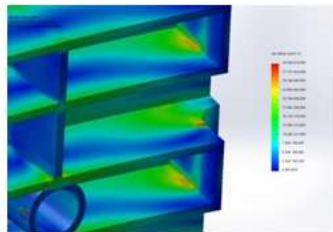


Рис.8. Напряжение в ребрах 1

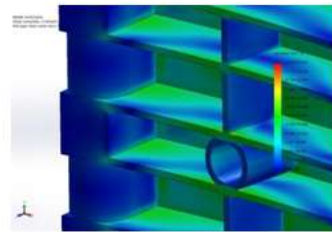


Рис.9. Напряжение в ребрах 2

Полученные эпюры распределения деформаций пропорциональны зонам внутренних напряжений (рис. 8 и 9):

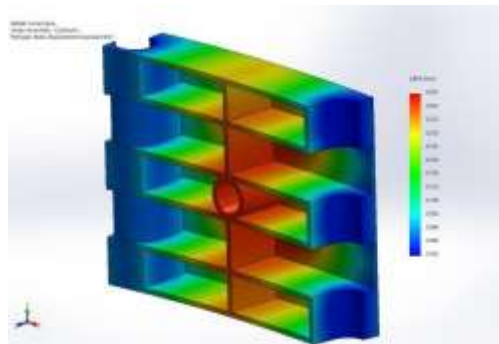


Рис.10 Эпюра деформирования в ребрах жесткости

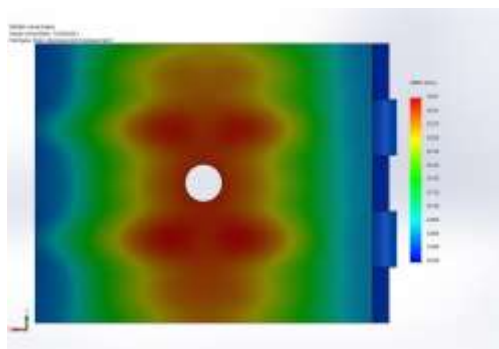


Рис.11 Эпюра распределения деформаций по внешней поверхности

Можно отметить, что максимальные перемещения возникают в центральной части элемента и затухают у зон шарнирного закрепления (рис.11).

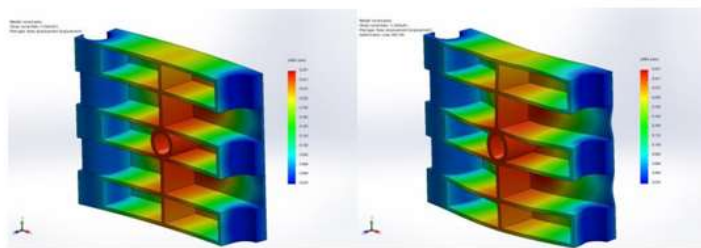


Рис.12 Распределение деформации в элементе

В данной статье представлены результаты расчетов для чугунной конструкции. Аналогичные расчеты были произведены для бетона, стали и полимеров.

Вывод: предложенный конструктивный элемент выдерживает заданные рабочие нагрузки (40 т/м^2) при максимальных внутренних напряжениях $30244,57 \text{ кН / м}^2$, и максимальной деформации $0,261 \text{ мм}$ со значением коэффициента запаса $K = 7.004$.

КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ТРАНСПОРТИРОВКА УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ

НАКИМ САРКО, АМРО МОХД

**Institute of Drilling Engineering and Fluid Mining – TU Bergakademie Freiberg*

RESERVOIR MODELLING AND SIMULATION: HISTORY MATCH SENSITIVITY BASED CASE STUDY FROM KURDISTAN REGION – IRAQ

Abstract

Increasing of the hydrocarbon production rate is one of the reservoir engineers' tasks within the development, management and planning of the oil and gas fields. To do so, it is very important to have a reliable geological model of the reservoir. In this case study the steps of making a 3D geological model using Petrel software for a carbonate reservoir which is located in the Kurdistan region – Iraq will be covered briefly and how the history match can be achieved between the real observed production data and the simulated cases by using Eclipse simulator (software). After making a 3D geological model as precise as possible, the matching simulated case has been achieved from the first run regarding the oil production rate whereas by further manipulation of the sensitive parameters the gas production rate has been matched also and the bubble point pressure was the most sensitive parameter that affected the matching. It is important to mention that by using Petrel and Eclipse the history matching can be carried on for well by well which can be consider as strength of this work. This case study will be followed by another one in which different prediction scenarios will be carried out.

1. Introduction

Petrel is software, which is very useful for making the 3D geological model. Modelling of the carbonate reservoir (in Petrel) is doable and considering the dual porosity (matrix and fracture porosities) and dual permeability (matrix and fracture permeability) is quite possible. The carbonate reservoir modelling steps will be discussed. Defining the simulation cases will be covered also.

2. Modelling

The required data for constructing the 3D geological model has been provided by the Ministry of Natural Resources (MNR) of Kurdistan Regional Government (KRG). The first step in Petrel to make the 3D geological model is importing the well heads (well coordinates) then the well deviation data and the well tops (the depth at which the well penetrate a certain geological layer). The next step is determining the reservoir boundary and making the grid cells (in this case study each grid cell is $50 \text{ m} * 50 \text{ m}$ and its thickness depends on the layering).

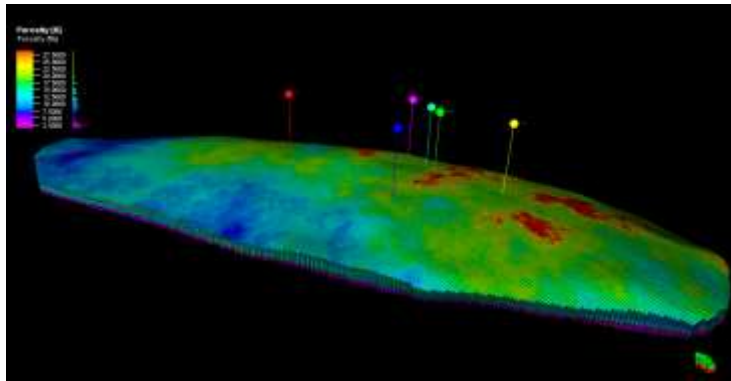


Figure -1- Reservoir model of the case study showing the matrix porosity distribution and the location of the wells

The well logs should be imported and the upscale process for porosity will be carried out in which each penetrated cell by the borehole will get a certain porosity value. After that the distribution of porosity for the entire reservoir grid will be done according to a certain geo-statistical method. The same steps can be repeated for the permeability modelling. The fracture data (the dip direction and the dip angle) will be imported to Petrel and discrete fracture network (DFN) will be made. From the DFN the software is making the fracture properties including the fracture porosity, fracture permeability in I, J and K directions and the sigma factor which shows the degree of connectivity between the fracture and matrix properties.

After completing the reservoir body and its properties the step of making the fluid model will start. In fluid modelling the parameters like defining the reservoir fluids (oil, gas and water), reservoir pressure, reservoir temperature, oil API gravity, bubble point pressure, gas/oil ratio, gas gravity etc. will be given. Also in the rock physics section the parameters like rock type (Limestone or Sandstone), rock compressibility, water saturation, oil saturation, gas saturation etc. will be defined. After making the mentioned steps the model is ready for simulation.

3. Simulation

Before defining and starting the simulation case the history strategy should be made. In the history strategy the observed production data will be inserted in addition to the production and injection wells and the start and end date of the history matching period. Also in this step the type of the simulator should be determined. In this case study Eclipse 100 (black oil) has been used. After that the simulation case will be defined by inserting the grid parameters like fracture and matrix porosity and permeability, rock physics, fluid model, history strategy etc. and finally the simulation is ready to run.

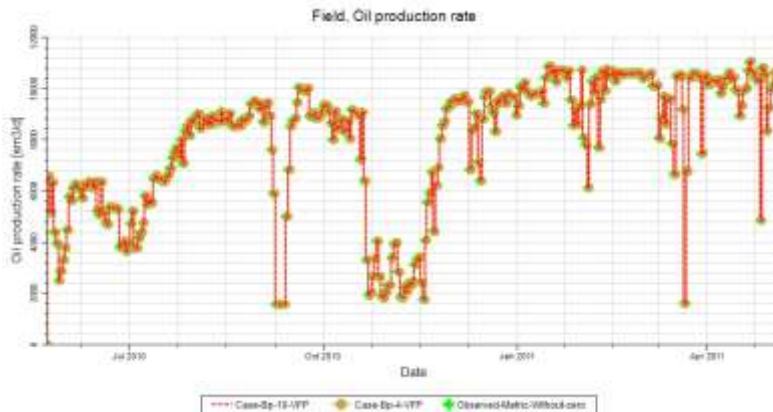


Figure -2- Oil production rate had matched perfectly

Figure 2 shows perfect match for the oil production rate. All the required parameters have been inserted as it is mentioned in the final well report data of the MNR-KRG. In order to get the gas production rate matching, the bubble point pressure had to be reduced from 10 bars to 4 bars. Figure 3 shows the matched and mismatched simulation cases.

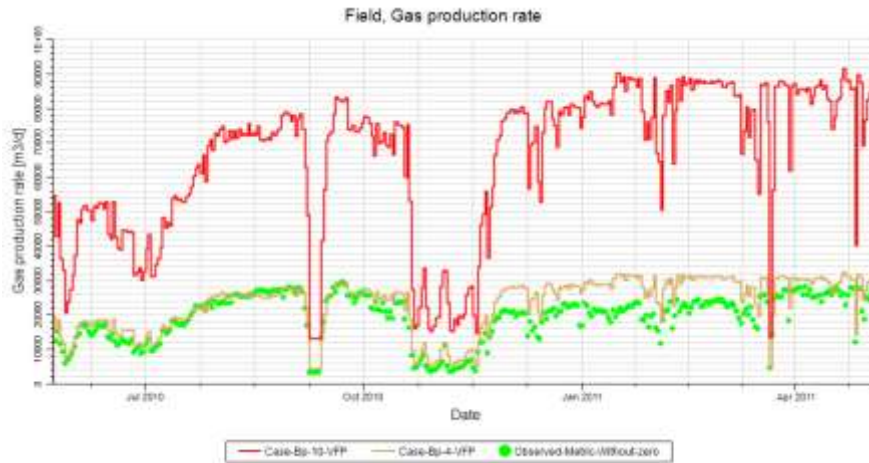


Figure -3- Gas production rate for matched and mismatched simulation cases

4. Conclusion

To sum up, good reservoir model is crucial for good history matching. The less mistakes in building 3D geological model the less errors and problems in running the simulation. The bubble point pressure was the most influential and sensitive parameter for the history matched simulation case.

References

- The Ministry of Natural Resources of Kurdistan Regional Government, The Final Well Reports, Well A, B, C, D, E and F., Kurdistan region – Iraq, 2006 and 2007
- Gilman J. R., Ozgan C.; Reservoir Simulation: History Matching and Forecasting, Society of Petroleum Engineers, United States of America, 2013

MUKTADIR, GOLAM; AMRO, MOH'D M.
TU Bergakademie Freiberg

GEOGRAPHY OF HYDROCARBON TRANSPORTATION: NATURAL GAS & EUROPE

Introduction

Energy is a part & parcel in our modern civilization. Europe being in the forefront of the development consumes a lot of energy. Oil & Gas provides more than 60% of total energy demand in Europe (BP Statistical Review of World Energy, 2016). Natural Gas is one of the most important and versatile form of non-polluting fossil fuel. All the projection shows that Europe’s natural gas consumption will be increasing gradually. However, Hand full of countries producing major share of hydrocarbon (Oil & Gas), access to the petroleum energy has become an important factor of economics and political equation. Europe’s indigenous production decrement opens the door for possible discussion on the source of future natural gas supply. In the first part of the paper, description will be given about the consumption of natural gas in the past as well as the future demand projection. Next part, the possible supply methods mainly the pipeline & LNG as well as the possible sources will be described.

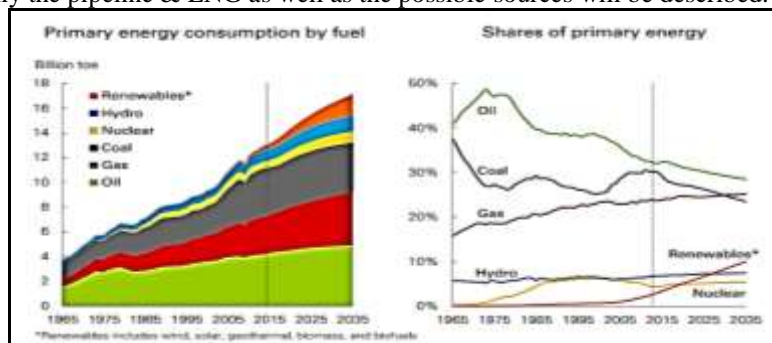


Figure1: Gradual transition of Fuel mix in EU (Source: <https://www.bp.com/content/dam/bp/pdf/energy-economics/energy-outlook-2017/bp-energy-outlook-2017.pdf>)

Natural Gas Supply and Demand

EU Gas consumption is gradually increasing. Figure 1 shows the primary energy consumption and their overall share percentage. The indigenous production are expected to decrease gradually. European gas production has decreased by 41% in the last decade & expected to fallen 3.2% per annum until 2035 as existing fields mature and are not replaced (Bp Energy Outlook, 2017).The top producers in Europe (Netherlands, UK) are forecasting the gradual depletion.

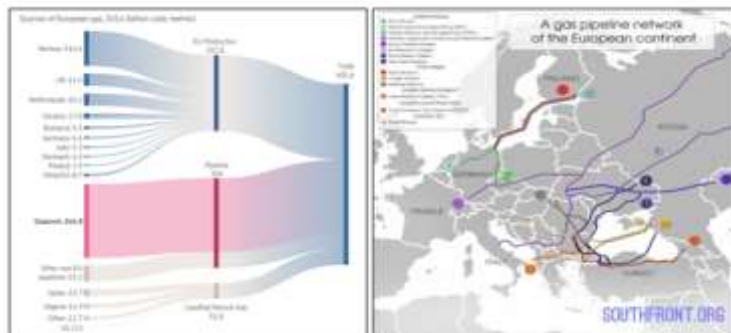


Figure 2: (Left) -Sources of European Gas, 2016; Graphic by Alan Smith (BP statistical Review of Energy 2017, Gazprom, and National Statistics) (Right)-Gas Pipelines of the European Continent (Source: <https://southfront.org/network-of-power/>)

The shale boom, which happened in North America, especially in USA, is unexpected to happen here in EU. The new verified data showed a significant difference from the initial estimation. Poland is the continent’s leader in shale gas exploration. It has the largest estimated reserves and fracturing operations are well accepted by the population. There is a big gap in reserves estimation, which did not actually rely on an actual geological and geophysical survey from both sides. The rush for shale gas in Poland was driven by huge estimated reserves. Foreign investors withdrawn from Poland by 2015 and followed by national companies PGNiG SA, PKN Orlen SA and Grupa Lotos SA, who also abandoned most of their projects due to negative results. Netherlands is a significant producer of oil & gas regarding conventional resources. No commercial exploration or extraction of shale gas will take place in the Netherlands over the next five years. Existing licences for exploration activities relating to shale gas will not be renewed (government.nl, 2017) . (Cooper, Stamford, & Azapagic, 2016) Published status of the shale gas reserves and operations. In Europe, the ecological and social aspects are much higher in comparison with North America as well as other parts of the world. Considering reserves and technical as well as socio political aspects, it is very unlikely to change the shale gas production anytime soon.

Gas Transportation through Pipeline in EU

Natural Gas has limited and expensive transportation option. Historically, Pipeline transportation holds major share of gas transportation. It is also a tool for political pressure and bargain. Figure 2 (Left) shows the total European gas consumption and more than 95% of which transported through pipeline; (right) shows Operational, Proposed and under Construction pipeline transportation from Russia to European Continent. Nord Stream 2 is a significant project, which will add 55 bn cubic meters of annual European flows. Apart from Russia, Algeria & Norway also provide significant amount of Gas supply to Europe through pipeline. Pipeline transportation cost is cheaper compare to LNG. However, European energy mix policy and flexibility issues, forces the pipeline suppliers to think about the profit margin. Pipeline will still be the main Gas transportation medium in European Continent.

Liquefied Natural Gas (LNG)

Global LNG trade has been increasing for the last few years and it is expected to be increasing in the coming years. Figure 3 (left) shows the global LNG trade supply and demand Projection While (Right) shows the Global LNG Infrastructure in Operation as well as under discussion. In pacific basin, Supply poised to be increased according to the IGU. Although, India, China, Pakistan, Egypt will continue the demand drive, European market will be open for additional deliveries. European market has ample infrastructure in UK, France and Spain. European Gas market has been described as “ Clearinghouse for LNG”, “The swing market for LNG”, “The Residual market for LNG”, “Market for the last resort” and so many things (Corbeau & Yermakov) (Elliot & Reale, 2017) (Clemente J., 2016) (Schmers, 2017). In reality, the scenario is much more complicated. In Netherlands, UK & Belgium recorded the decline of import. In UK, LNG has been displaced by pipeline gas.

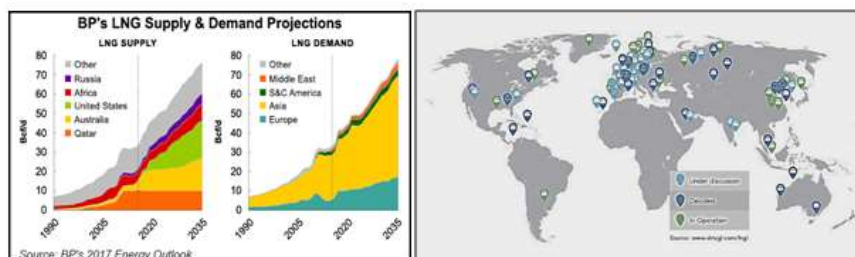


Figure 3: (Left) -LNG Supply & Demand Projection 1990-2035; (Right) - Global Infrastructure of LNG Bunkering (Source: <https://sea-lng.org/lng-as-a-marine-fuel/bunkering-infrastructure/>)

Conclusion

The natural gas demand and supply is as uncertain as any other time. There is no consensus view regarding the economic as well as gas demand growth. More accepted view is that the region will face domestic production decline, which will open the door for the import increment at the present economic growth rate. The import can happen through pipeline or LNG. Russia is the only pipeline supplier with enough reserve and resources to provide enough gas to EU for a significant amount of time. US LNG export capacity boom as well as pacific region LNG activity increment means pipeline supplies have to compete with LNG. Considering higher LNG cost and availability the pipeline seems to be maintaining the market share. The market competitiveness will benefit the EU. Diversification in gas supplies and flexibility is highly encouraged in European Commission. Therefore, LNG & renewable energy would appear to grow in future despite the economic challenges.

Bibliography

- (2017). Retrieved from government.nl: <https://www.government.nl/>
- Bp Energy Outlook. (2017). Retrieved from [www.BP.com: https://www.bp.com/en/global/corporate/energy-economics/energy-outlook/energy-outlook-downloads.html](https://www.bp.com/en/global/corporate/energy-economics/energy-outlook/energy-outlook-downloads.html)
- BP Statistical Review of World Energy. (2016). Retrieved from [www.BP.com: https://www.bp.com/en/global/corporate/energy-economics/statistical-review-of-world-energy/primary-energy.html](https://www.bp.com/en/global/corporate/energy-economics/statistical-review-of-world-energy/primary-energy.html)
- Clemente J. (2016, June 19). Forbes Online. Retrieved from <https://www.forbes.com/forbes/welcome/?toURL=https://www.forbes.com/sites/judeclemente/2&refURL=https://www.forbes.com/forbes/welcome/?toURL=https://www.forbes.com/sites/judeclemente/2&refURL=&referrer=&referrer=https://www.forbes.com/forbes/welcome/?toUR>
- Cooper, J., Stamford, L., & Azapagic, A. (2016). SHale Gas: A Review of the Economic ,Environment, and Social Sustainability. *Energy Technology* 4, 772-792.
- Corbeau, A.-S., & Yermakov, V. (n.d.). Will There be a Price War Between Russian Pipeline Gas and US LNG in Europe? Saudi Arabia: The King Abdullah Petroleum Studies and Research Centre.
- Elliot, S., & Reale, F. (2017). US LNG vs Pipeline gas: European market share war ? Natural Gas Special Report, London: Platts.
- Schmers, C. (2017). How will greater volumes of LNG impact European gas pricing and trading. European Gas Conference. Vienna.

RASCHEL GEORGES, M. SC. (RWTH AACHEN UNIVERSITY)

Technische Hochschule Georg Agricola, Bochum, Germany

AUTOMATED SURVEYING OF UNDERWATER SLOPES IN SAND AND GRAVEL MINING

Introduction

About 70% of the produced sand and gravel in Germany is extracted by so-called dredging (underwater mining). The management of these deposits is subject to the challenge of increasing automation, while increasing the yield and reducing the specific extraction costs (personnel, energy, wear). For each of these three core objectives, there are already numerous solutions and practical approaches. Achieving these three goals at the same time, does not seem possible at the present. Rather, they seem to be at odds: Maximum use of deposits goes hand in hand with lower production capacities, and therefore with increased costs. Automated dredging is borne by the output (mining losses today range from 15% to over 30%, depending on the used mining equipment and/or device-specific boundary parameters).

In this research project, approaches will be developed to achieve the seemingly contradictory goals as simultaneously as possible. The basis for this is a comprehensive and timely recording of underwater slopes. Surveying is done by an automatically working boat (called “Gravel George”) which will be further developed for application possibilities for the special tasks of this research work (see figure 1). On the basis of the survey data, methods for the automated management of these slopes will be developed.



Figure 3 Survey boat "Gravel George"

Slopes under dredging operation

The extraction of gravel and sand in dredging operation usually does not take place from the the natural grain formation in the in-situ deposit. The material is extracted from slopes formed by a mixing process. An initially still relatively steep slope collapses at time X under its own load and forms a new "broken slope" (see figure 2). The slope angle of such broken slopes results from a complex of different deposit parameters; the shear strength of the soil is of particular impact, which in turn is significantly dependent on the angle of internal friction.

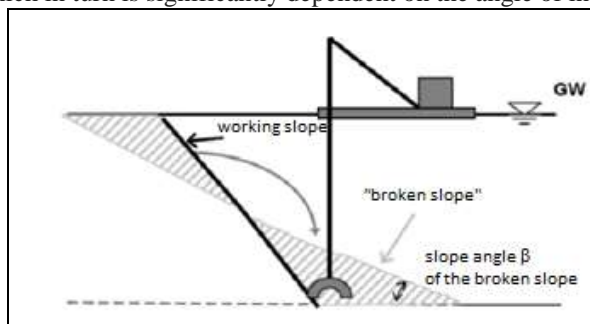


Figure 4 Reallocation process of an underwater "broken slope"³⁴

The deposits considered here are usually sedimentary and therefore characterized in a horizontal and vertical direction by a heterogeneous composition. As a result, the slope angle of the broken slope is not a constant and can vary in small-scale. Furthermore, the time of "breaking", the reallocation process from the working slope to the broken slope, within a deposit is not constant as well. During this reallocation process, which can also be described as a settlement flow, the gravel-sand material goes through a mixing process. Coarse material settles earlier, fine material continues to flow (see figure 3).



Figure 5 Mixing process of the "broken slope"

The extraction process in most excavator systems takes place in these broken slopes, since the material here is loosened and thus can be removed efficiently. The extraction takes place in the coarse material area, where the particles are the most valuable. The excavation equipment dredges in one place without time-consuming relocation processes. The mining losses increase with increasing distance of the dredging site from the slope foot.

Recording of the excavations

The state of the art is that dredgers are equipped with extraction control systems. By means of GPS and a device-specific sensor, the position of the extraction tool during excavation is determined with sufficient accuracy. The removal process of the material from the deposit is recorded spatially. In addition, the extraction devices are usually equipped with three to four vertically sounding down echos to depict the substrate in the area of the dredger. Alternatively, so-called 3D scanners are used for the spatial recording of the slopes and the lake bottom in the immediate vicinity of the excavator. Both systems are able to detect broken slopes in the immediate environment or below the dredger with sufficient accuracy.

Slope reallocation outside the detection range of the systems is not recorded and can only be recorded when the extraction equipment comes into the area of this slope as it progresses in the field of dredging.

³⁴ Richwien, Andrea; Untersuchungen zur Standsicherheit von Unterwasserböschungen aus nichtbindigen Bodenarten; Institut für Geotechnik und Markscheidewesen; Clausthal Zellerfeld; Heft 10/2005

Development goals for the automated surveying of slopes.

For the future planning of sand and gravel mining, current and widely collected information on the broken slopes must be available. For this purpose, the survey of the slopes must be decoupled from the dredger. Such approaches exist in practice already, with so-called drone boats, equipped with GPS and corresponding echosounders that can independently measure predefined lake areas. In a further development process, in addition to the spatial measurement of the broken slopes, information on the mixing of the excavated material during the reallocation process during a slope break is to be recorded. The collection of empirical data on the grain distribution of the dredged material, their allocation to the extraction position, makes it possible to obtain the spatial allocation of the material composition. Appropriate sampling methods must be developed for the determination of the particle size distribution. If the information on the spatial and qualitative status of the broken slopes is available, a proactive mining plan can be carried out taking into account the maximization of the yield and quality control. In addition, the mining equipment management must be optimized, to move automatically, quickly, and accurately from one mining spot to the next adjacent spot. This ensures to win even the thin areas of broken slopes with a high extraction capacity.

Д.В.ВОРОНЦОВ

РГУ нефти и газа (НИУ) им.И.М.Губкина

ПРИМЕНЕНИЕ МАЛОТОНАЖНОГО СПГ В НЕКОТОРЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ ГАЗОВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

В работе показываются преимущества выравнивания газа с помощью сжиженного природного газа (СПГ). Данный вид хранения газа имеет множество преимуществ, а также у него отсутствуют недостатки ПХГ.

На данных компонентного состава месторождения А, решены следующие задачи, необходимые при проектировании завода по сжижению газа: Проанализированы все теоретические циклы сжижения газа, определены их достоинства и недостатки; Проанализированы все «реальные» циклы сжижения газа (по той информации, которая имеется в открытом доступе);

Один из циклов, который по мнению авторов является оптимальным, смоделирован в программе **Pipesim**. С ее помощью рассчитаны основные характеристики цикла сжижения газа: действительная суммарная работа, затрачиваемая на сжатие ПГ и СХА и степень термодинамического совершенства цикла; Произведен расчет фазового перехода и определены постоянные равновесия газо-жидкостного потока (для расчета начального момента равновесия применена корреляцией Уилсона; по уравнению Рашфорда-Райса определены фазовые состояния компонентов газа; на основе уравнения состояния Соаве – Редлиха – Квонга (СРК) рассчитаны коэффициенты сжимаемости каждого компонента в каждой из фаз, после чего определены коэффициенты равновесия с достаточной точностью методом последовательных итераций. На основании расчетов определена эффективность применения СПГ. Определены основные мероприятия по уменьшению потерь электроэнергии и увеличению энергоэффективности оборудования. Рассчитана экономическая эффективность строительства завода СПГ, посчитаны основные технико – экономические показатели: чистый дисконтированный доход, индекс рентабельности, срок окупаемости.

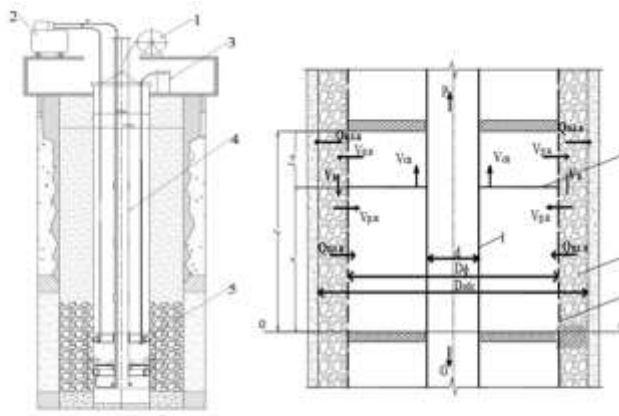
Научный руководитель: к.т.н., доц. А.Н. Тимашев

Ю.А. МЕДВЕДЕВА

Белорусский национальный технический университет

РЕГЕНЕРАЦИЯ ФИЛЬТРОВ СКВАЖИН СПОСОБОМ ПОИНТЕРВАЛЬНОГО СВАБИРОВАНИЯ В РЕАГЕНТЕ

В БНТУ предложено для повышения эффективности регенерации длительно эксплуатирующихся скважин, закольматированных прочными цементированными отложениями, производить их регенерацию способом поинтервального свабирования в реагенте. В фильтр опускают эрлифт и устройство для регенерации, содержащее сваб (диск), жестко закрепленный на нижней трубе эрлифта (рисунок 1).



1 – лебедка, 2 – компрессор, 3 – емкость с реагентом, 4 – эрлифт, 5 – устройство для регенерации
Рисунок 1 - Схема регенерации скважины способом понтервального свабирования в реагенте

1 - штанга, 2 - гравийная обсыпка, 3 - фильтр, 4-сваб
Рисунок 2 - Расчетная схема регенерации участка фильтра

Ограничивают участок фильтра двумя пакерами, заливают реагент и принудительно перемещают сваб между ними вверх (рабочий ход) с заданной скоростью. В верхней полости над диском создается избыточное давление, а в нижней полости под диском – пониженное давление. Под действием перепада давлений поток реагента из верхней полости огибает сваб по гравийной обсыпке, производя растворение и вынос колюматрирующих отложений. Вниз сваб перемещается под действием веса эрлифта.

Целью настоящей работы является разработка методики расчета параметров фильтрационного потока в гравийной обсыпке в зависимости от режимов свабирования.

Рассмотрим расчетную схему свабирования между двумя неподвижными пакерами (рисунок 2). Установим взаимосвязь между скоростью движения сваба $v_{св}$ и радиальной v_r и вертикальной v_z скоростями фильтрационного потока в гравийной обсыпке. Начало отсчета плоскость $0-0$ расположим на уровне нижнего пакера. Будем задавать шаг движения диска x_l . Пусть сваб движется вверх с постоянной скоростью $v_{св}$.

Из уравнения неразрывности следует, что расход жидкости $Q_в$, вытесняемый свабом из верхней полости рабочей камеры при его подъеме, равен расходу $Q_н$, поступающему в нижнюю полость рабочей камеры:

$$Q_в = Q_н = v_{св} \cdot \omega_{св}, \quad (1)$$

где $\omega_{св}$ - рабочая площадь диска, равная $\omega_{св} = \frac{\pi}{4}(d_\phi^2 - d^2)$, d_ϕ - внутренний диаметр фильтра,

d - диаметр штанги.

При движении сваба вверх в верхней полости рабочей камеры создается избыточное положительное давления $\Delta p_в$, а в нижней полости – отрицательное давление ($-\Delta p_н$) по отношению к гидростатическому давлению p_c . Под действием избыточного давления $\Delta p_в$ жидкость вытесняется из верхней камеры в пласт с расходом $Q_{вл.в}$, а под действием перепада давления между камерами $\Delta p_{в-н}$ перетекает по гравийной обсыпке из верхней полости в нижнюю с расходом $Q_{пер.в-н}$. Перепад давления между полостями:

$$\Delta p_{в-н} = \Delta p_в - (-\Delta p_н) = \Delta p_в + \Delta p_н. \quad (2)$$

Баланс расходов в верхней и нижней камерах соответственно:

$$Q_в = Q_{вл.в} + Q_{пер.в-н}. \quad (3)$$

$$Q_н = Q_{вл.н} + Q_{пер.в-н}; \quad (4)$$

где $Q_{вл.н}$ - расход, поступающий из пласта в нижнюю камеру.

Так как согласно формуле (1) $Q_в = Q_н$, приравниваем (3) и (4) и получаем, что расходы жидкости, нагнетаемой в пласт из верхней камеры и забираемой из пласта в нижнюю камеру, равны между собой: $Q_{вл.в} = Q_{вл.н}$.

Расход перетекания $Q_{пер.в-н}$ определяем по формуле:

$$Q_{пер.в-н} = \omega_{обс} \cdot v_B, \quad (5)$$

$\omega_{обс}$ - поперечное сечение гравийной обсыпки, с наружным диаметром $D_{обс}$, равное

$$\omega_{обс} = \frac{\pi}{4} (D_{обс}^2 - D_{\phi}^2), \quad D_{\phi} - \text{внешний диаметр фильтра.}$$

Учитывая, что процесс свабирования осуществляется с высокими скоростями перемещения свабы $0,1 \text{ м/с} < v_{св} < 0,4 \text{ м/с}$, фильтрационный поток огибающий диск по гравийной обсыпке, будет иметь турбулентный режим движения. Тогда вертикальную скорость v_{ϕ} фильтрационного потока на уровне свабы в гравийной обсыпке будем находить для случая турбулентной фильтрации при квадратичном сопротивлении

$$v_B = k \cdot \sqrt{I} = k \cdot \sqrt{\frac{\Delta p_{\phi-n}}{\rho g \delta}}, \quad (6)$$

$$\text{откуда с учетом (5)} \quad Q_{пер.в-н} = \omega_{обс} \cdot k \cdot \sqrt{\frac{\Delta p_{\phi-n}}{\rho g \delta}}, \quad (7)$$

где I - гидравлический уклон; k - коэффициент турбулентной фильтрации материала гравийной обсыпки; δ - длина пути фильтрации.

После преобразований $a \cdot Q_{пер.в-н}^2 + Q_{пер.в-н} - Q_{\phi} = 0$, откуда

$$Q_{пер.в-н} = \frac{-1 + \sqrt{1 + 4a \cdot Q_{\phi}}}{2a}; \quad (8)$$

где $a = \frac{\delta \cdot q \cdot x(l-x)}{k^2 \cdot \omega_{обс}^2 \cdot L_{\phi} \cdot l}$; q - удельный дебит скважины, $\text{м}^2/\text{с}$; L_{ϕ} - длина фильтра; x - шаг подъема

сваба.

Зная $Q_{пер.в-н}$, вертикальную скорость v_B в гравийной обсыпке найдем из формулы (5):

$$v_B = \frac{Q_{пер.в-н}}{\omega_{обс}}. \quad (9)$$

Радиальная скорость $v_{P.B.}$ в верхней полости камеры будет равна:

$$v_{P.B.} = \frac{Q_{пл.в}}{\omega_{\phi}} = \frac{a \cdot Q_{пер.в-н}^2}{\pi \cdot D_{\phi} (l-x)}, \quad (10)$$

где ω_{ϕ} - площадь наружной боковой поверхности фильтра напротив верхней полости камеры, равная $\omega_{\phi} = \pi \cdot D_{\phi} (l-x)$.

Пример Удельный дебит скважины $q=5 \text{ м}^2/\text{ч}$; внутренний и наружный диаметры фильтра: $d_{\phi}=0,305 \text{ м}$, $D_{\phi}=0,34 \text{ м}$; $D_{обс}=0,54 \text{ м}$; $d=0,04 \text{ м}$; $L_{\phi}=18 \text{ м}$; $k=3 \text{ см/с}=0,03 \text{ м/с}$.

Результаты расчетов параметров фильтрационного потока показали, что вертикальная скорость v_{ϕ} остается неизменной на участке обработки при постоянной скорости подъема свабы $v_{св}=\text{const}$, а радиальная скорость v_p в гравийной обсыпке напротив верхней камеры равномерно возрастает по мере подъема свабы и сокращения площади нагнетания.

На рисунке 3 представлена зависимость вертикальной скорости фильтрационного потока от скорости подъема свабы - $v_{\phi}=f(v_{св})$.

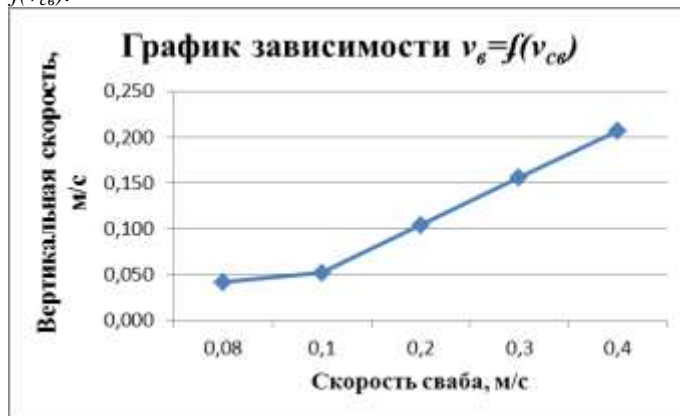


Рисунок 3. График зависимости $v_{\phi}=f(v_{св})$

Вертикальная скорость значительно (более чем на порядок) превышает радиальную скорость. Следовательно, основной вклад в процесс регенерации будет вносить вертикальный фильтрационный поток, так как Алексеевым В.С. и др. [1] теоретически и экспериментально доказано, что за счет увеличения скорости движения реагента интенсифицируется процесс растворения и выноса продуктов реакции из прифильтровой закольматированной зоны скважины.

Вывод

Предложена конструкция установки для поинтервальной реагентной декольматации фильтров способом поинтервального свабирования в реагенте. Получены аналитические зависимости для расчета радиальной и вертикальной скорости фильтрационного потока в гравийной обсыпке, рассмотрен пример расчета.

Литература

1. Алексеев, В.С. Кинетика растворения кольматанта в прифильтровых зонах скважин / В. С. Алексеев, Г. М. Коммунар, В. Т. Гребенников // Сб. науч. тр. / НИИ ВОДГЕО. – Москва, 1977. – Вып. 70. – С. 30–33.

А.В. НИКОЛАЕВА, А.А. КОРШАК, В.В. ПШЕНИН
ООО «НИИ Транснефть»

МОДЕЛИРОВАНИЕ КИНЕТИКИ ПРОЦЕССОВ ИСПАРЕНИЯ ПРИ ОТГРУЗКЕ НЕФТИ В ТАНКЕРЫ НА ПРИМЕРЕ ООО «ТРАНСНЕФТЬ – ПОРТ КОЗЬМИНО»

Морская транспортировка нефти является одним из стратегически важных направлений доставки нефти от производителя конечному потребителю. В этой связи ключевыми точками нефтетранспортной системы являются нефтяные терминалы. В системе ПАО «Транснефть» в структуре поставок нефти в страны АТР такой точкой является ООО «Транснефть – Порт Козьмино» (конечный пункт трубопроводной системы «Восточная Сибирь – Тихий океан»). Сорт отгружаемой нефти ESPO. На рисунке 1 представлен общий вид на площадку ООО «Транснефть – Порт Козьмино».



Рисунок 1 – Общий вид на площадку ООО «Транснефть – Порт Козьмино»

На рисунке 2 представлена динамика изменения количества отгруженной в ООО «Транснефть – Порт Козьмино» нефти в период с 2010 г. по 2017 г.

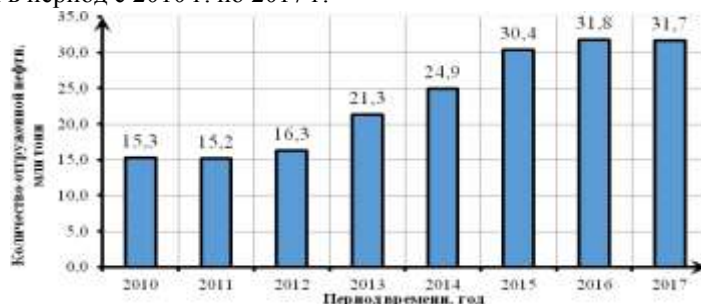


Рисунок 2 – Динамика изменения количества отгруженной в ООО «Транснефть – Порт Козьмино» нефти в период с 2010 г. по 2017 г.

Исходя из данных, представленных на рисунке 2, можно констатировать наличие устойчивой тенденции к возрастанию количества отгруженной нефти. Увеличивающиеся объемы отгрузки влекут за собой не только возрастание энергозатрат на перевалку нефти, но и повышение экологических рисков. Кроме того, на фоне подобной динамики особую важность приобретают вопросы ресурсосбережения, поскольку в процессе налива танкеров теряется существенная часть легкоиспаряющихся углеводородов.

С целью повышения уровня экологической безопасности, а также сокращения потерь нефти от испарения в 2010 г. в ООО «Транснефть – Порт Козьмино» была внедрена адсорбционная установка улавливания паров (УРП) производства компании CarboVac. На рисунке 3 представлен общий вид реконструированной адсорбционной УРП.



Рисунок 3 – Общий вид реконструированной УРП в ООО «Транснефть – Порт Козьмино»

Эффективность улавливания паров определяется процессами, происходящими в системе «танкер – трубопровод газовой фазы – УРП». Интенсивное испарение нефти при повышенных расходах закачки приводит к росту давления в газовом пространстве танкера. В случае превышения давления в газовом пространстве танкера выше критического срабатывает аварийная система танкера и избыток газовой фазы сбрасывается на мастрайзер. Выброс газовой фазы через мастрайзер влечет потери ценных легколетучих углеводородов, которые могли поступить на УРП, и загрязнение окружающей среды. При повышении концентрации углеводородов на причале сверх допустимых значений погрузка танкера может быть аварийно остановлена.

С целью в обобщенном виде исследовать процессы, протекающие в системе «танкер – трубопровод газовой фазы – УРП», характеризующие ее параметры были сгруппированы в безразмерные комплексы: y – относительное давление газовой фазы; ψ – параметр, учитывающий вклад испарения в массовый баланс системы; θ – параметр, характеризующий вклад гидравлического сопротивления отводящей сети в общую динамику изменения давления; τ – характерное время закачки. Перечисленные выше комплексы сформулированы в следующем виде

$$y = \frac{P}{P_K}, \quad (1)$$

$$\psi = \frac{J_H \cdot F \cdot R \cdot T}{Q_3 \cdot P_K}, \quad (2)$$

$$\theta = \frac{Q_3 \sqrt{\lambda \cdot \frac{L_{эф}}{D}}}{S \sqrt{R \cdot T}}, \quad (3)$$

$$\tau = \frac{t}{\tau_{зак}}, \quad (4)$$

где P – текущее давление в газовом пространстве танкера;

P_K – текущее конечное давление в трубопроводе газовой фазы;

Q_3 – объемный расход закачки нефти в танкер;

J – интенсивность массоотдачи с поверхности испарения;

R – газовая постоянная газовой смеси;

T – температура газовой смеси;

F – площадь поверхности испарения;

S – площадь сечения трубопровода газовой фазы;

$L_{эф}$ – эффективная длина трубопровода газовой фазы, с учетом всех местных гидравлических сопротивлений;

D – диаметр трубопровода газовой фазы;

λ – коэффициент гидравлического сопротивления трубопровода газовой фазы;

t – текущее время от начала налива;

$\tau_{зак}$ – общее время закачки нефти в танкер.

С учетом безразмерных комплексов (1) – (4), основываясь на законе состояния, записанного для газового пространства танкера, получено обобщенное дифференциальное уравнение динамики роста давления в газовом пространстве танкера

$$\frac{dy}{d\tau} \cdot (1 - \tau) = y + \psi \cdot e^{-\varepsilon \tau} - \frac{\sqrt{y^2 - 1}}{\theta}, \quad (5)$$

где ε – коэффициент, характеризующий интенсивность изменения массоотдачи.

На рисунке 4 представлено сопоставление результатов экспериментальных данных, полученных при мониторинге технологических параметров налива танкера ООО «Транснефть – Порт Козьмино», и результатов моделирования по уравнению (5).

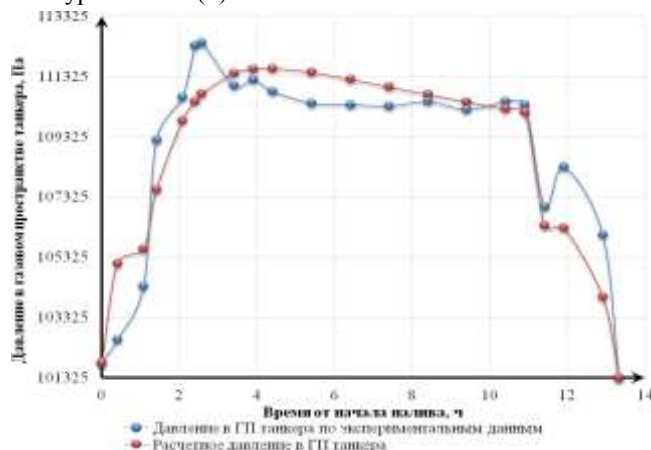


Рисунок 4 – Сопоставление результатов моделирования с данными мониторинга

Среднеквадратичная погрешность модели не превышает 1215 Па, и в существенной мере определена переходными режимами налива. Полученная модель может быть использована при проектировании установок рекуперации паров на морских нефтяных терминалах, а также для повышения эффективности работы уже существующих УРП. Обеспечение таких гидравлических режимов отводящей сети, при которых кривая изменения давления в газовом пространстве танкера (рисунок 4) пройдет ниже предельной величины давления открытия линии мастрейзера, позволит минимизировать ущерб атмосферному воздуху вызванный поступлением в атмосферу загрязняющих веществ. Подобное решение способствует повышению уровня экологической безопасности, а также достижению положительного эффекта в области ресурсосбережения и энергоэффективности.

Д.В. ПУТРАШ, А.А. РЕКИШ

Белорусский национальный технический университет

УСТРОЙСТВА ФИКСАЦИИ УРОВНЕЙ ВОДЫ И МЕСТ ПОСТУПЛЕНИЯ ПЕСКА ДЛЯ ДИАГНОСТИКИ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ СКВАЖИН

На водозаборах подземных вод в процессе эксплуатации возникают сложности с определением положения статического и динамического уровней воды в скважинах. Проблемы возникают из-за того, что водоподъемные трубы, на которых смонтирован электронасосный агрегат, имеют фланцевые соединения, занимающие значительную часть поперечного сечения обсадной колонны. Поэтому при спуске «хлопушки» или электроуровнемера не всегда удается достигнуть уровня воды, происходит их заклинивание и обрыв. Применение специальных электронных систем с датчиками давлений, находящихся постоянно под уровнем воды в скважинах, вызывает трудности из-за их низкой надежности и сложности в эксплуатации.

В этой связи предложено и апробировано в производственных условиях простое и надежное устройство для измерения уровней воды в водозаборных скважинах при смонтированном в стволе электронасосном агрегате. Устройство содержит пневмонасос с гибким шлангом (пьезометром), опущенным под минимальный уровень в скважине, манометр, золотник (рисунок 1).

В водозаборной скважине при монтаже электронасосного агрегата на водоподъемной трубе закрепляют с помощью хомутов гибкий шланг (пьезометр) с внутренним диаметром 6-8 мм. Открытый нижний конец пьезометра размещают над электронасосным агрегатом. Верхний конец - выводят в павильон и герметизируют заглушкой. При измерении положения уровней удаляют из пьезометра заглушку и

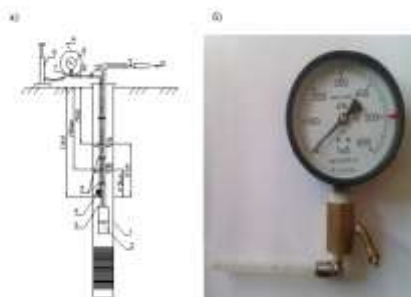
подключают к нему пневмонасос с манометром и золотником. Пневмонасосом подают сжатый воздух в пьезометр. При стабилизации показания манометра фиксируют его.

Глубину статического $H_{ст}$ и динамического $H_{дин}$ уровней определяют по соответствующим показаниям манометров $p_{ман.ст.}$ и $p_{ман.дин.}$

$$H_{ст} = L_{тр} - h'_{ст}$$

$$H_{дин} = L_{тр} - h'_{дин}$$

где $L_{тр}$ – длина пьезометра; $h'_{ст}$, $h'_{дин}$ – заглубление пьезометра под статический и динамический уровни; $h'_{ст} = p_{ман.ст.} / \rho g$, $h'_{дин} = p_{ман.дин.} / \rho g$; ρ – плотность воды.



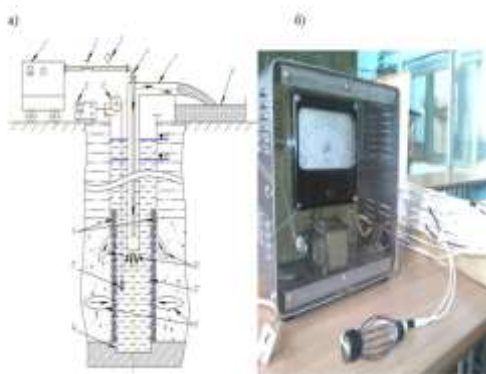
1-водозаборная скважина; 2- электронасосный агрегат; 3 - водоподъемная труба;
4-гибкий шланг (пьезометр); 5-хомуты; 6-пневмонасос; 7- патрубок пневмонасоса; 8-манометр; 9- обратный клапан (золотник); 10-заглушка

Рисунок 1 – Схема измерения уровней воды в скважине: а) - состав оборудования; б) – общий вид пьезометра с золотником и манометром.

Организации, эксплуатирующие подземные скважинные водозаборы, сталкиваются также с проблемами пескования скважин при частичном разрушении сальников и участков фильтров. В литературе [1] предлагается определять местоположение дефекта фильтра поинтервальной откачкой воды из герметизированных участков фильтра. Этот метод является достаточно сложным и трудоемким.

В БНТУ разработан, изготовлен и прошел полевые испытания прибор для обнаружения мест пескования скважин (рис.2), который содержит пульт управления и индикатор мутности воды, перемещаемый вдоль фильтра в процессе откачки воды из скважины [2].

Принципиальная схема обследования скважин с помощью прибора для обнаружения мест пескования показана на рисунке 2.



1– компрессор; 2 – кран компрессора; 3 – манометр; 4 – воздухопроводная труба;
5 – пульт управления; 6 – скважинный блок со счётчиком глубины;
7 – водоподъемная труба; 8 – бак; 9 – гравийный сальник; 10 – место пескования;
11 – индикатор мутности воды; 12 – фильтр с гравийной обсыпкой;
13 – песчаная каверна; 14 – отстойник

Рисунок 2 – Схема обследования пескующих скважин: а) – оборудование скважины при обследовании; б) - общий вид прибора для обнаружения мест пескования

Индикатор мутности присоединен кабелем к пульту управления, он оформлен в виде проволочного каркаса. Внутри каркаса находятся источник света (светодиод) и фоторезистор, установленные друг напротив друга. Индикатор перемещают в стволе скважины при работающем эрлифте. При попадании индикатора в зону притока песка или других частиц освещенность фоторезистора падает и уменьшается ток в цепи, фиксируемый миллиамперметром в пульте управления. Это позволяет определить место поступления песка в скважину.

Прибор прошел успешные полевые испытания на пескующих скважинах: №2 глубиной 60м водозабора «Водопой» (УП «Минскводоканал») и №22 глубиной 98м водозабора «Северный» г. Жодино (УП «Жодинский водоканал»).

Для повышения точности фиксации места притока частиц песка предложено устройство для обследования, оснащенное погружным насосом [3]. Разработана также конструкция устройства для тампонирувания обнаруженного поврежденного участка обсадной трубы или фильтра скважины [4].

ЛИТЕРАТУРА

1. Алексеев, В.С. Учебная книга мастера по ремонту скважин на воду / В.С. Алексеев, Г.А. Волоховский, В.Т. Гребенников – М.: Колос, 1983. – 255 с.: ил.
2. Прибор для обнаружения мест пескования артскважин. / Ивашечкин В.В., Путраш Д.В., Рекиш А.А., Антонов М.А. - Наука – образованию, производству, экономике : материалы 15-й Международной научно-технической конференции. - Минск: БНТУ, 2017. - Т. 1. - С. 210.
3. Устройство для обследования водозаборной скважины: пат. 18713 Респ. Беларусь, МПКС2, E21B47/00/ В. В. Ивашечкин, П.А. Автушко; заявитель Белор. Нац. Техн. ун-т. - №а20111722; заявл. 13.12.2011// афіцыйны бюл. №5 / Нац. цэнтр інтэлектуал. уласнасці. – 2014. – №5.
4. Устройство для тампонирувания поврежденного участка обсадной трубы или фильтра водозаборной скважины: пат. 18849 Респ. Беларусь, МПКС2 E21B29/00, E21B33/00 В.В. Ивашечкин, П.А. Автушко; заявитель Белор. Нац. Техн. ун-т. - №а20111723; заявл. 13.12.2011// афіцыйны бюл. №6 / Нац. цэнтр інтэлектуал. уласнасці. – 2014. – №6.

М.С. ПОПОВА, А.Ю. ОСТАПОК

Донецкий национальный технический университет

ТЕЧЕНИЕ ЖИДКОСТИ НА ЗАБОЕ СКВАЖИНЫ ПРИ БУРЕНИИ АЛМАЗНОЙ ОДНОСЛОЙНОЙ КОРОНКОЙ

Алмазный породоразрушающий инструмент является наиболее перспективным с точки зрения эффективности разрушения забоя и увеличения механической скорости бурения. Одной из основных проблем применения алмазного инструмента является ограниченная термостойкость алмазного сырья. Современные возможности синтеза крупных термостойких алмазных монокристаллов и доказанная эффективность применения многосекторных конструкций породоразрушающего инструмента позволяют рассчитывать на развитие производства алмазных однослойных коронок.

Исследование работы алмазной однослойной коронки с радиальной раскладкой крупных (1600/1250 мкм) термостойких (до 1150⁰С) алмазных монокристаллов в секторе на забое скважины показало, что наибольшей механической и температурной нагрузке подвергаются алмазы первых двух радиальных рядов сектора [1-4]. Эта нагрузка зависит от ряда факторов: свойств разбуриваемой породы; режимов бурения; типа раскладки алмазов; количества радиальных рядов в секторе; расстояния между алмазами в линии резания; местоположения алмаза в секторе коронки; конструкции торца коронки и т.д. [1-5]. Немаловажную роль при этом играет течение жидкости на забое скважины. Помимо выноса шлама из-под торца коронки, промывочная жидкость выполняет функцию охлаждения породоразрушающего инструмента.

Для детального исследования гидравлических процессов протекающих на забое скважины в процессе бурения однослойной алмазной коронкой было проведено компьютерное моделирование. Решение задачи осуществлялось методом конечных элементов с использованием основных законов механики сплошной среды.

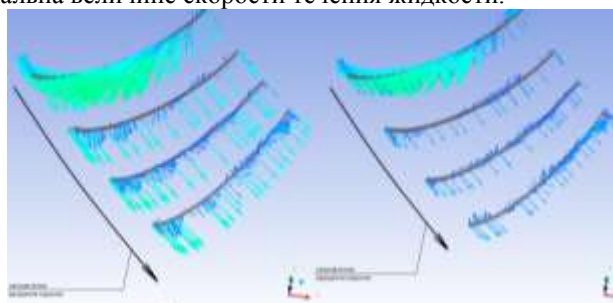
На охлаждение алмазов влияет время и объем контактирующей с ними промывочной жидкости. На скорость и направление течения промывочной жидкости, помимо величины ее подачи, влияет частота вращения коронки. В процессе вращения между торцом коронки и жидкостью возникают вязкие напряжения, которые изменяют направление и скорость течения жидкости под сектором коронки.

Для исследования характера течения жидкости под торцом многосекторной коронки был рассмотрен гидравлический режим работы однослойной алмазной коронки с 4 радиальными рядами в секторе.

Если наблюдать течение жидкости под торцом коронки в направлении от набегающей части сектора к сбегающей, то при частоте вращения 200 об/мин жидкость, попавшая под торец из бокового промывочного окна, течет, не доходя до второго радиального ряда, в противоположном направлении от набегающей части сектора, т.е. по ходу вращения коронки (рис.1).

Чем больше частота вращения тем больше сила, увлекающая жидкость под торец сектора. На рисунке 1 в виде проекции векторов представлена картина изменения скорости и направления течения

жидкости от частоты вращения под торцом сектора коронки в трех параллельно проведенных плоскостях. Длина вектора пропорциональна величине скорости течения жидкости.

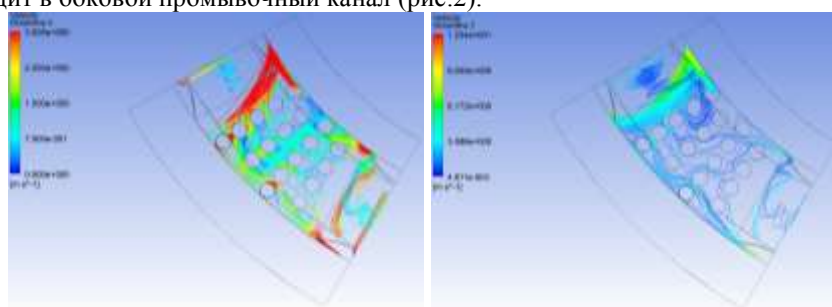


а

б

Рисунок 1. – направление и скорость течения промывочной жидкости под торцом сектора с 4 радиальными рядами в трех параллельно проведенных плоскостях: а – частота вращения 800 об/мин; б – частота вращения 200 об/мин.

Чем больше частота вращения коронки, тем больший поток жидкости протекает под торцом сектора, а не уходит в боковой промывочный канал (рис.2).



а

б

Рисунок 2 – линии тока промывочной жидкости на забое в пределах одного сектора коронки: а – частота вращения 200 об/мин; б – частота вращения 800 об/мин

Результаты исследования течения жидкости на забое при бурении алмазной коронкой (табл. 1, рис.3), показали, что при частоте вращения менее 380 об/мин жидкость под торец коронки из боковых промывочных каналов не поступает, что объясняет более резкий рост температуры нагрева алмазов при повышении частоты вращения коронки с 200 об/мин до 400 об/мин. При частоте вращения 600 об/мин течение жидкости под торцом сектора коронки не значительно, и лишь при частоте вращения более 800 об/мин движение жидкости под торцом коронки способствует эффекту теплоотвода.

Таблица 1

Результаты исследования течения жидкости под торцом коронки диаметром 93 мм с 4 радиальными рядами в секторе (осевая нагрузка 20 кН, подача промывочной жидкости 40 л/мин)

Частота вращения, об/мин	200	400	600	800	1000
Средний расход жидкости, кг/с	-0,00139*	0,000122	0,00134	0,00234	0,00320

* минус обозначает, что жидкость течет от набегающей к сбегающей части сектора.

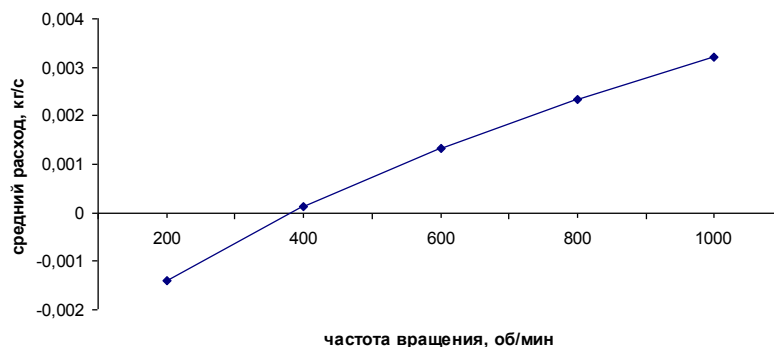


Рисунок 3 – График зависимости изменения среднего расхода жидкости под торцом сектора коронки от частоты вращения коронки (коронка диаметром 93 мм с 4 радиальными рядами в секторе, осевая нагрузка 20 кН, подача промывочной жидкости 40 л/мин).

Отсюда следует, что наиболее *оптимальным* с точки зрения охлаждения для бурения скважин данными конструкциями коронок является *интервал частоты вращения от 600 до 1000 об/мин.* Бурение данными коронками с частотой вращения свыше 1000 об/мин возможно даже с осевой нагрузкой в 20 кН, т.к. при этом температура нагрева алмазов не достигает критической отметки (термостойкие алмазы выдерживают температуру до 1500°C), но при этом преимущественно обладают коронки с количеством радиальных рядов в секторе меньше четырех. Коронки с четырьмя-двумя радиальными рядами в секторе лучше омываются (охлаждаются, очищаются) промывочной жидкостью, имеют равномерное распределение нагрузки на алмазы коронки и таким образом обладают запасом прочности.

Литература:

1. Каракозов А.А., Попова М.С., Парфенюк С.Н., Богданов Р. К., Загора А.П. Определение максимальной углубки алмазных резцов однослойных коронок с радиальной раскладкой // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент – техника и технология его изготовления и применения/ Сб. науч. тр. – Вып.15, - Киев: ИСМ им. В.Н. Бакуля, НАН Украины, 2012, с.203-206.
2. Zanevskii, O. A. Production of coarse-grained high-strength microgrits to be used in drilling tools / O. A. Zanevskii, S. A. Ivakhnenko, G. D. P'nitskaya, A. P. Zakora, R. K. Bogdanov, A. A. Karakozov, M. C. Popova // Journal of Superhard Materials. –Vol. 37. – No. 2. – Elsevier B.V., 2015. – С. 85–96.
3. Каракозов А.А., Попова М.С., Парфенюк С.Н. Однослойные алмазные коронки для бурения пород V-VIII(IX) категории по буримости // XXI ғасырдағы геологиялық барлау және мұнай-газ ісі: Технология, ғылым, білім. Халықаралық ғылыми-тәжірибелік конференциясының ғылыми еңбектер жинағы (09-12 қараша 2016 ж). - Алматы, 2016.- 386 бет
4. Попова М.С. Разработка алмазного породоразрушающего инструмента на основе синтетических монокристаллов для бурения геологоразведочных скважин // Проблемы недропользования: Сборник научных трудов. Часть I / Санкт-Петербургский горный университет. СПб, 2016. 214 с. (Международный форум –конкурс молодых ученых. 20-22)
5. Попова М.С. Развитие теоретических моделей работы однослойных алмазных коронок на забое скважин // Инновационные перспективы Донбасса, г. Донецк, 2017 г. Т. 7: Перспективные технологии в геологоразведочной и нефтегазовой отраслях, геодезии и маркшейдерии. – Донецк: ДонНТУ, 2017. – 67 - 70 С.

Я.С. СИДОРЕНКО, А.А. КАРАКОЗОВ

Донецкий национальный технический университет

ГИДРАВЛИЧЕСКИЕ УСТРОЙСТВА ДЛЯ БУРЕНИЯ СКВАЖИН И ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОДУКТИВНЫЙ ПЛАСТ

Важнейшей задачей при бурении скважин является повышение механической скорости бурения, особенно в крепких породах (при добыче метана на угольных месторождениях Донбасса – это песчаники и известняки 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 как при бурении шарошечными долотами, так и при использовании долот PDC [1, 2, 3, 4]. Для этого могут использоваться модификации эффективных конструкций гидроударников двойного действия, разработанных ранее в Донецком национальном техническом университете (ДонНТУ) [5, 6, 7].

Кроме того, при добыче жидких полезных ископаемых одной из основных причин снижения производительности скважин является кольматация их стенок в интервале продуктивного пласта или фильтровой части. При этом снижение проницаемости призабойной зоны (или фильтра) способствует резкому уменьшению дебита. До 75-80% нефтяных и гидрогеологических скважин преждевременно прекращают работоспособность из-за кольматации или заиливания [8, 9]. Продуктивность таких скважин может быть восстановлена за счёт применения технологий декольматации призабойной зоны пластов, в том числе и гидродинамического воздействия.

В ДонНТУ был разработан ряд устройств для гидродинамического воздействия на продуктивный пласт [10], также базирующихся на использовании гидроударников двойного действия:

1. Гидроударные генераторы переменных давлений, передающихся столбу жидкости в скважине;
2. Комбинированные устройства гидродинамического воздействия на пласт, являющиеся комбинацией гидроударных генераторов переменных давлений и гидродинамических излучателей импульсов (кавитационных генераторов).

Авторы принимали участие в выполнении исследований по созданию наддолотных гидроударников диаметром до 194 мм, а также гидроударных генераторов давления диаметром 146 мм. Разработанные

гидроударники могут использоваться как 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 [6].

Для этих гидроударников выполнен необходимый комплекс проектных расчётов, на основе которых проведено трёхмерное компьютерное моделирование конструкций, позволившее выбрать рациональные геометрические параметры элементов гидродвигателя. На рис. 1 приведен пример моделирования течения жидкости в клапанной коробке гидроударника.

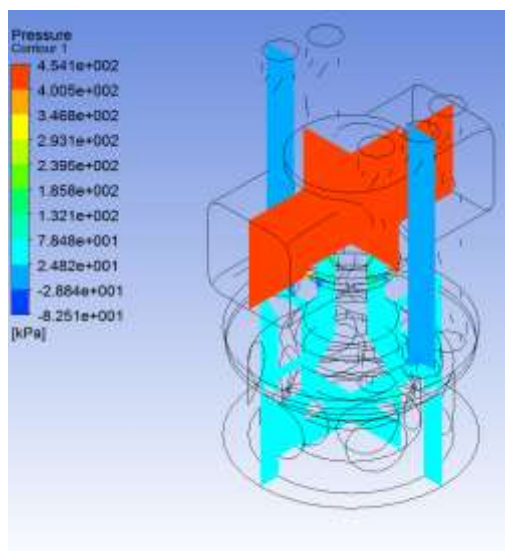


Рис. 1 – Пример моделирования течения жидкости в клапанной коробке гидроударника.

Разработанная конструкция гидроударника не только позволяет управлять его параметрами в процессе работы за счёт изменения подачи жидкости, но и изменять его частотно-энергетические параметры за счёт 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, разработанные гидроударники двойного действия имеют повышенный моторесурс и способны обеспечивать более высокие частотно-энергетические параметры.

На базе гидроударников двойного действия было предложено два гидроударных генератора переменных давлений [10] для разглинизации продуктивных пластов, первое из которых включает в себя гидроударник и присоединяемый к нему вибрационный узел с отверстиями для формирования высоконапорных струй. Это устройство может дополнительно оснащаться гидродинамическим излучателем импульсов (кавитационным генератором) [10]. Для этих схем гидроударных генераторов давлений выполнена адаптация разработанных ранее конструкций к новому типоразмеру 146 мм. Также 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.

Объёмная (3D) модель разработанного гидроударного генератора переменных давлений представлена на рис. 2.



Рис. 2 – 3D-модель гидроударного генератора переменных давлений.

Список литературы

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. Chunqing Zha, Gonghui Liu, Jun Li, Yumei Li, Yan Xi, and Boyun Guo. Combined percussive-rotary drilling to increase rate of penetration and life of drill bit in drilling hard rock formation / Chemistry and Technology of Fuels and Oils, Vol. 53, No. 2, May, 2017. – Pp. 254-262.
5. 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.
6. Коломоец, А.В. Предупреждение и ликвидация прихватов в разведочном бурении. – М.: Недра, 1985. – 220 с.
7. 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.
8. Ратов, Б.Т. Гидровибрационное освоение флюидосодержащих пластов при строительстве скважин. – Алматы: КазНТУ, 2015. – 124 с.
9. 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.
10. 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.

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ЗДАНИЙ, СООРУЖЕНИЙ И ОБЪЕКТОВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА

ALESSANDRA ERBE

TU Bergakademie Freiberg, Institut für Mineralogie, Brennhausgasse 14, Germany

SYNTHESIS AND PROPERTIES OF REECOB IN TERMS OF CRYSTAL STRUCTURE AND CHEMISTRY

The development in optical and sensor technologies increased steadily during the last century. For that reason, the demand for more efficient, cleaner and ecological machinery has to be improved; sensors which can resist and work under high temperature and high pressure are required. Most of the piezoelectric materials that are known today, e.g. quartz, cannot proceed at elevated temperatures above 600°C. Any other materials with higher temperature resistance are more expensive and energy consuming in production, or only available in sufficient size as naturally occurring minerals with fluctuating properties like tourmaline [2].

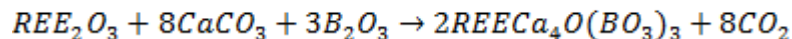
First mentioned in the early 1970s, rare earth element calcium oxoborates (REECOB), synthesised by the Czochralski method, started to play a very important role in technical applications in the recent years. They are displaying constant piezoelectric properties up to 1200°C. The low temperature dependence of dielectric and piezoelectric properties, along with an electrical resistivity and both mechanical and chemical stability, predestined the REECOBs for non-linear optics and sensor technology [2].

The general crystal structure is build of four different structure elements: It includes differently tilted, planar $[\text{BO}_3]^{3-}$ -triangular groups, two independent Ca-sites, and a slightly distorted REE^{3+} octahedron. The Ca(1)-

site can also be interpreted as a distorted octahedron, while the Ca(2)-position is more irregular with a six- to eightfold coordination sphere. The $[B(1)O_3]^{3-}$ -group is approximately parallel to the crystallographic ab-plane and corner-connected to the surrounding structural units, whereas the $[B(2)O_3]^{3-}$ -triangle is tilted towards the ac-plane. The REE-octahedron build edge-sharing chains along the c-axis, but there is the suggestion of a disorder between the REEs and the Ca(1)-position to different extents, depending on the rare earth element [1].

The differences in the cell parameters of the known REECOBs, grown by the Czochralski-method, shows, that the decrease of the unit cells correlates with the decrease of REE^{3+} radii, with the strongest change in the c-direction. Furthermore, the change in ion size directly transferred to a change in the unit cell parameter, whereas a change in the other directions is partially buffered by the structure [1].

Before the synthesis, the solid state reaction is necessary, regardless to the type of synthesis. Ordinarily this reaction follows the equation:



This equation shows the most common possibility for the source of boron. Another opportunity is the presence of H_3BO_3 , which is strongly hygroscopic [1].

Suitable crystals for the application as e.g. sensor materials are grown from Czochralski-, Bridgman- or flux-method. The advantages of the flux-method are that crystals are larger, of high optical quality, and experiments are easier to control. But also, the Bridgman-method provides perfect crystals with effectual sizes and could be an alternative to the Czochralski-method. The Czochralski-method is the most common method for synthesising of REECOBs anyway, because this technique is the cheapest and easiest for synthesis the of pure crystals [1].

It is important, that the growth conditions are always the same for one crystal, because any variation in composition or structure would influence the mechanical and optical properties of the result. These conditions are e.g. the pulling rate, rotation rate and the diameter of crystals, that has to be determined for each configuration. Large crucibles allow other pulling rates and diameters of crystals than smaller crucibles. For the REECOBs, iridium crucibles of different sizes are used. Because of the danger of oxidation, the synthesis usually take place in nitrogen or argon atmospheres. But even crystal growth in platinum crucibles under atmosphere were reported [1,3].

The resulting monoclinic crystals are 10-15 cm long, with diameters of the cylindrical main body about 10-30 mm. They are non-hygroscopic and possess a hardness between 6 and 7 on the Mohs scale. The synthesised single crystals YCOB, LaCOB and GdCOB are transparent and colourless, whereas others show a distinct coloration depending on the rare earth ion. For example SmCOB have a yellow coloration, NdCOB is purple and ErCOB rose. The resulting colour depends on the energy levels in the visible light range of the involved rare earth ion. GdCOB, YCOB and LaCOB reveal a large optical window, which makes these crystals interesting for optical application. That is why these components are the most intensively studied materials regarding dopant ions [1].

References:

- [1] Möckel, R., Reuther, C., Götze, J. (2013): REECOB: 20 years of rare earth element calcium oxoborates crystal growth research. In: Journal of Crystal Growth. 371, 70-76
- [2] Möckel, R., Hengst, M.; Götze, J., Heide, G. (2012): $REECa_4O(BO_3)_3$ (REECOB): New Material for High-Temperature piezoelectric applications, in: S. V. Krivovichev (Ed.): Minerals as Advanced Materials II, Heidelberg. S. 367-373
- [3] Mougél, F., Kahn-Harari, A., Aka, G., Pelenc, D. (1998): Structural and thermal stability of Czochralski grown GdCOB oxoborate single crystals. in: Journal of Materials Chemistry 8, 1619-1623

DEVIRM GÜRSEL, JUTTA LENNARTZ, BEN BREUER, DARIO KREMER, PAUL IHL
Rheinisch Westfälische Technische Hochschule Aachen, Germany

RWTH AACHEN UNIVERSITY - UNIT OF MINERAL PROCESSING

RWTH Aachen University (Rheinisch-Westfälische Technische Hochschule Aachen) is the largest technical university in Germany. It was founded in 1870 and has now approximately 45.000 matriculated students. RWTH Aachen University consists of nine faculties with 270 institutes. The Unit of Mineral Processing (AMR) belongs to Faculty 5 – the faculty for Raw Materials and Disposal Technology. The head of the department is Professor Dr. Ing. Hermann Wotruba. The main services and work areas of the AMR are analyses and characterization of minerals, milling and crushing, screening, dewatering and sorting. In the area of sorting the AMR provides density, magnetic and electrostatic separation and furthermore flotation and sensor-based-sorting.

The research focus of the AMR lies in different areas: Firstly, in sensor-based sorting. Therefore, there are different kind of sensors available at the AMR: optical sensors, NIR, XRT, XRF and metal detectors. Sensor-based-sorting is a key feature to optimize the processing of primary and secondary raw materials and to achieve a more

sustainable management. Moreover, with sensor-based sorting the processing of (complex) ores with low grades is possible. It is necessary to combine different sensor technologies in the processing process. By collecting the data from the sensors and adding machine learning to the process there is a high potential for increasing the efficiency of a whole process. To achieve these goals, research in sensor-based sorting and control is required.

Secondly, the AMR does research in the processing of finegrade complex ores. To achieve better results in processing these ores a whole process including for example crushing, grinding, magnetic and gravity separation and flotation has to be investigated. Especially sorting of fines e.g. with flotation is a challenge for the future.

Thirdly, due to a research and innovation action funded by the European Commission the processing of marine resources is another project the AMR does research in. The key objective is to develop a new highly-automated and technologically sustainable deep sea mining system for the harvesting of polymetallic nodules from the sea floor. It is planned to operate at depths of 3,000 to 6,000 meters with an In-situ processing (sediment separation and sizing). On the surface of the sea follows an on-board processing consisting of dewatering and conditioning. To achieve these objectives two conditions are ensuring safe working conditions and harvesting of the polymetallic nodules with a minimum environmental impact. Figure 1 shows a concept design of the process.

XHAFERRI, ENERA*, BIER, THOMAS.A

**Msc. Enera Xhaferrri, Institut für Keramik, Glas- und Baustoff-technik, TU Bergakademie Freiberg, Leipziger Str. 28, Freiberg, Germany*

SURFACE MODIFICATION OF SLAG PARTICLES BY DRY/LIQUID COATING VIA HIGH ENERGY MIXER

Abstract

Use of the coated process makes it possible to change the physical properties of the individual particles or of a bed of particles in targeted manner. This, in turn, paves the way for the creation of new particle and material properties. Two different devices from the Japanese company Nara were utilized for this research work. The samples were prepared by using a granulator NMG-1 (Nara mixer granulator) and a high energy impact coater “Hybridizer”, NHS-0 (type-0). Three different types of blast furnace slags, Poland slag (P), Lafarge slag (L) and FeHS slag (G) were used as binder and 3 different types of activators were used in their liquid and solid form. Based on SEM images it can be stated that the samples prepared with Poland slag using NMG-1 and NHS-0 showed the desired results. A thin layer of sodium hydroxide was detected around P slag particles, partly surrounded it.

1. Introduction

Dry coating is a relatively simple approach to coat powders with specific guest particles via mechanical means to produce composites having desired tailor-made properties, without the constraints of harmful emissions or huge capital investment. The Japanese researchers have been the pioneers in this field. One of the methods to mix the powders is by shearing forces and this concept has been used in the mechanical dry coating. By generating a mechano-chemical reaction between two or more materials, new materials having different physical and chemical properties are created. Figure 1 presents the schematic view of the dry coating process

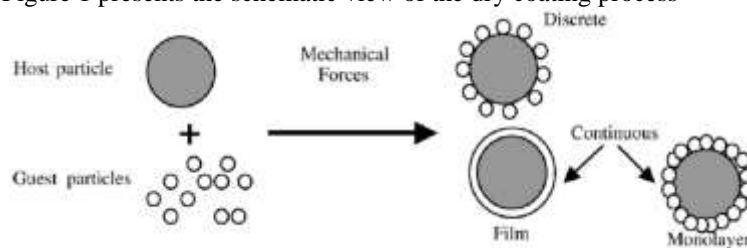


Figure.1 Dry Coating scheme

2. Experimental work

Table 1 shows the composition and the procedure of the preparation of samples with NMG- 1L and NHS-0. Samples were labelled with different codes for facility reason as shown in the tables below.

Table 1 Tests realized with NMG-1 and NHS-0

Code	Slag Type	Activator	Device	Process time [min]	Main shaft [min ⁻¹]	Powder T [°C]	Adhesion [g]
T1	P	NaOH	NMG-1	4	400	27	-
T2	P	WG	NMG-1	4	400	27	-

T1A	P	NaOH	NMG-1	10	400	30	-
T2A	P	NaOH	NMG-1	4	600	32	+
T3A	P	NaOH	NMG-1	4	400	33	-
T4A	P	WG	NMG-1	10	400	32	+
T5A	P	WG	NMG-1	4	600	33	+
T6A	P	WG+ NaOH	NMG-1	4	400	34	+
T8B	G	Gypsum	NHS-0	3	16200	100.5	-
T9B	P	Gypsum	NHS-0	3	16200	102.1	-

3. Results

The results for samples prepared with P slag and sodium hydroxide/ sodium silicate by different parameters are presented in figure 2 and 3 (a, b, c, and d).

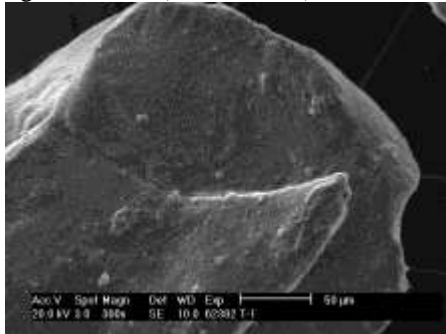


Figure 2a. Sample T1

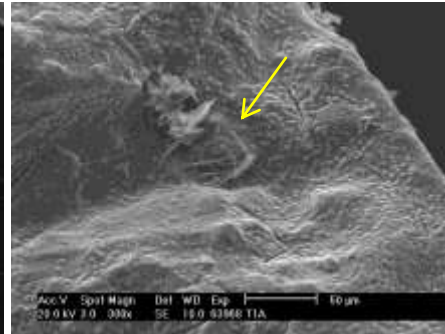


Figure 2b. Sample T1A

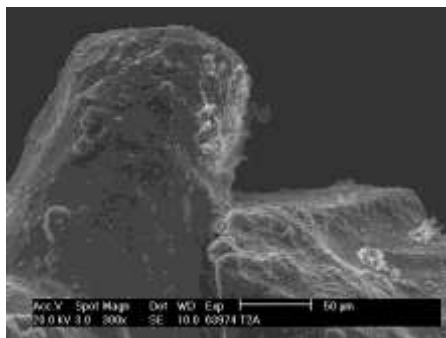


Figure 2c. Sample T2A

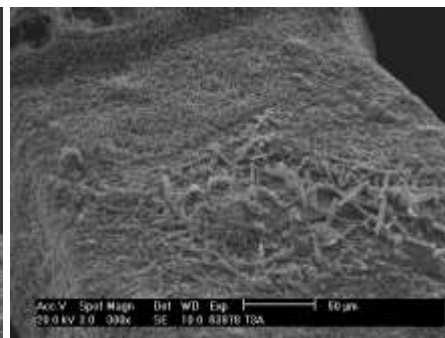


Figure 2d. Sample T3A

Sample T1 (fig.2a) was prepared by mixing Poland slag and NaOH solution using NMG-1 with a speed of 400 rotation/min and 2 minutes mixing time. Increasing mixing time up to 10 minutes, figure 2b, leads to a better distribution of the activator solution through the slag particles and NaOH concentrated areas as shown with the yellow arrow. In figure 2c, the speed of the rotation was increasing up to 600 rpm, and in comparison with figure 2a we can distinguish a higher content of activator around the slag particle. Keeping the rotation speed and mixing time at the same levels as for sample T1, and increasing the amount of the activator solution results in an improved coating process as presented in figure 2d.

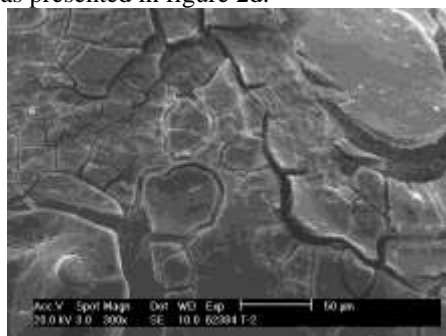


Figure 3a. Sample T2

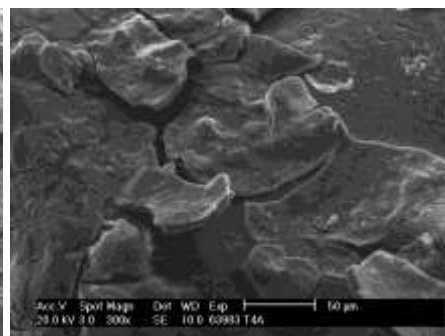


Figure 3b. Sample T4A

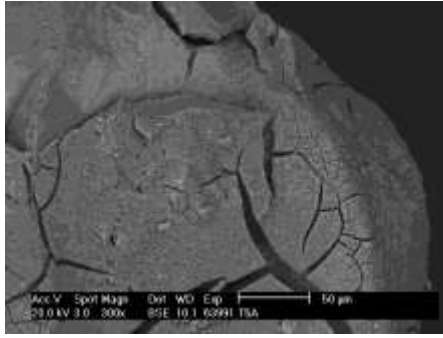


Figure 3c. Sample T5A

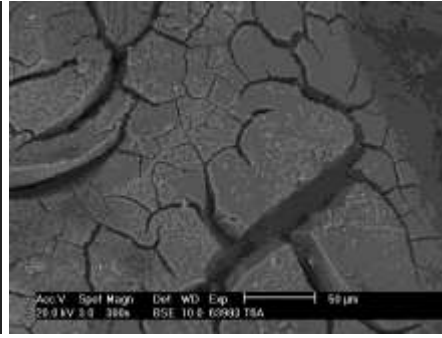


Figure 3d. Sample T6A

Sample T2 (fig.3a) was prepared by mixing Poland slag and sodium silicate solution using NMG-1 with a speed of 400 rotation/min and 4 minutes mixing time. Increasing mixing time up to 10 minutes, figure 3b, leads to a better distribution of the activator solution through the slag particles and NaOH concentrated areas as shown with the yellow arrow. In figure 3c, the speed of the rotation was increasing up to 600 rpm, and in comparison with figure 2a we can distinguish a higher content of activator around the slag particle. Keeping the rotation speed and mixing time at the same levels as for sample T1, but using a combination of both activators (NaOH +Na₂SiO₃) improved coating process as presented in figure 3d.

3.1. Heat of hydration

Pastes of the binary powder using water powder ratio of 0.35 and 0.5 were prepared by normal hand mixing for 30 seconds and filled into 3 sample holders for the calorimeter measurements.

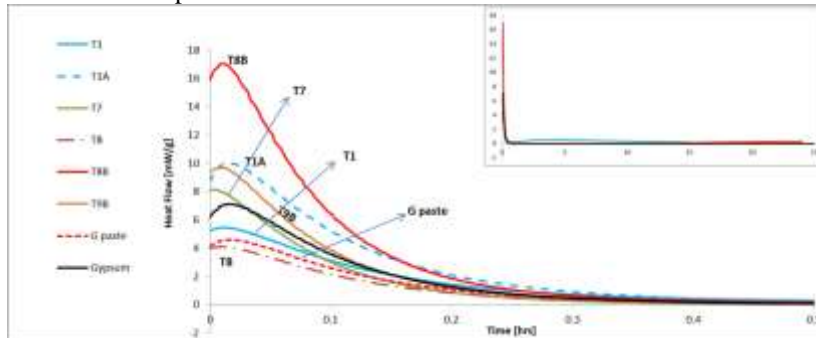


Figure 4. Heat release rate of different pastes as a function of time. Each curve represents the average of three measurements.

From the graph in fig. 4 it is shown that the heat release curves show the same trend for all the pastes, with the difference on the dissolution rate peak. Sample T8B shows the highest peak in comparison with the other pastes. In order to highlight the difference of the coating process by the use of the different devices, we can compare samples T8B and T8. The samples have the same composition, but the former one is prepared by NHS-0 and the later with NMG-1. A comparison between samples T8B and T9B, both prepared with NHS-0 results with better behavior for G slag. Samples T1 and T1A have the same composition and were prepared by employing the NMG-1. For the sample T1A, the mixing time was higher compared to sample T1 and this can also be seen from the calorimeter graph above, where T1A line show a higher dissolution pick. Also from the SEM results, sample T1A results in a better distribution of the activator solution through the slag particles. The mixing time factor is a very important task for the coating process in improving it.

4. Discussion of the results

The following conclusions can be drawn from this study:

- Changing the device's parameters can lead to a different coating process; the same slag activated with the same activator under different mixing times and/or rotation speeds showed a dissimilar coatings layer (comparison of picture 2 –a, b, c and picture 3 –a, b, c).
- Increasing the amount of activator logically leads to higher possibility of coating since the chances to surround slag particles are higher in this case (Figure 2a and 2d).
- The increase of mixing time between the slag particles (the so called host particles) and the activator particles (guest) makes it possible that the guest particles can be embedded onto the host particle due to the mechanical forces and guide till the creation of the layer, as shown in picture 2a and 2b.
- The bigger the rotation speed the thicker will be the layer around the slag particles. (Figure 2a and 2c)
- The heat release rate is higher during the initial dissolution for the samples prepared with G slag and gypsum using the hybridizer. Heat flow of G slag paste and gypsum paste was measured separately for comparison and, as shown from figure 4 the heat release is lower compared with the coated material.

5. References

- [1] Hybridization system-Powder surface modification Technology Patented, Nara.
[2] Provis, J. L., & Van Deventer, J. S. J. (2009). Geopolymers: Structure, processing, properties and industrial applications. Cambridge, UK: Woodhead.
[3] Pacheco-Torgal, F., Castro-Gomes, J., & Jalali, S. (2008). Alkali-activated binders: A review: Part 1. Historical background, terminology, reaction mechanisms and hydration products. Construction and Building Materials, 22, 1305–1314

П.Э. ВЕРБИЛО

Санкт-Петербургский горный университет

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ БЛОЧНОГО РУДНОГО МАССИВА

Предложен метод прогноза прочностных характеристик трещиноватого горного массива с помощью численного моделирования методом конечных элементов в программном комплексе Simulia Abaqus применительно к условиям месторождения апатит-нефелиновых руд. Построены геомеханические модели трещиноватого массива, где блочность учитывается в явном виде, получены показатели прочностной и деформационной анизотропии по результатам проведенных численных экспериментов.

Геомеханическое обоснование строительства подземных сооружений, освоения месторождений полезных ископаемых в массивах, имеющих блочное строение, включает решение таких важных задач, как оценка механических характеристик массива, выбор коэффициента структурного ослабления, обоснование устойчивости подземного сооружения, расчет несущей способности целиков, и невозможно без достоверного прогноза геомеханических процессов [1]. Методы определения прочностных и деформационных характеристик блочного горного массива можно разделить на прямые и косвенные. Прямые методы включают лабораторные и натурные эксперименты. Косвенные методы разделяются на аналитические, эмпирические и численные [2,3], из которых каждый имеет свои преимущества и недостатки. Научные подходы и методы, используемые для решения поставленных задач, базируются на принципах комплексного изучения вопросов трещиноватости массивов горных пород [4]. Исследования процессов деформирования и разрушения блочного массива в приконтурной области подземных сооружений традиционно выполняется в рамках механики сплошной среды, когда породный массив рассматривается как упругопластическая среда, а сам механизм упругопластического деформирования усреднен по определенной области. В то же время хрупкое разрушение блочных рудных и горных массивов приводит к формированию большого количества новых поверхностей ослабления, на которых локализуется сдвиговые и нормальные растягивающие деформации. Развитие трещиноватости из существующей структуры массива формирует так называемую деформационную анизотропию, которая в свою очередь оказывает влияние на последующий процесс деформирования и разрушения массива.

Для проведения исследований используется численная модель представительного участка породного массива, на основании которой проводятся виртуальные лабораторные исследования с целью изучения его механического поведения и последующего определения прочностных и деформационных характеристик. Формирование исходной численной модели участка породного массива осуществляется на основании результатов геомеханических и геофизических исследований. Взаимосвязь между поверхностями ослабления формируется в явном виде, через контактное взаимодействие, в то время как микро- и макротрещины учитываются через эквивалентные механические показатели внутри блоков горной породы. Таким образом, смещения по поверхностям ослабления моделируются в явном виде, а не рассматриваются через усредненные показатели. Механика дискретных сред в работе используется для описания механического поведения нарушенного породного массива, который разделен поверхностями ослабления.

С целью проведения численных экспериментов выбран имеющий блочное строение Хибинский массив. По результатам детального изучения месторождения Плато Расвумчорр с помощью стереографических поверхностей и картирования трещиноватости среднего горизонта месторождения выделено основная система трещиноватости, простирающаяся в субширотном направлении (угол падения 0-15°), сеть трещин является полигональной, системной и непрерывной. Частота трещин в системе, как правило, составляет 1-3 шт./м. Трещины ровные, плавно искривленные, иногда притерты. Для изучения анизотропии механических характеристик целиков в трещиноватом горном массиве были построены модели с шириной 2 м и высотой 2 м. Вращение угла наклона трещиноватости производилось с шагом 15 градусов.

В рамках работы по изучению физико-механических свойств ненарушенной горной породы в лабораторных условиях экспериментальным путем получена следующая информация о физико-механических характеристиках: $\rho=2760$ кг/м³, модуль упругости, $E=5\ 104$ МПа, коэффициент Пуассона $\nu=0,255$, угол внутреннего трения $\varphi=27^\circ$, сцепление $c=30$ МПа. Экспериментальным путем получены

следующие величины показателей при взаимодействии блоков горной породы по контакту: остаточный угол внутреннего трения составляет 27 градусов, сцепление 795 Па, прочность на сжатие материала стенки трещины 20 МПа, коэффициент шероховатости поверхности взаимодействия блоков равен 18. Исследования показали, что при соприкосновении двух шероховатых поверхностей, площадь действительных контактов равна практически нулю, а контактные напряжения возникают только в соприкасающихся местах. Построенная геомеханическая модель использовалась для выбора и составления расчетной схемы – модели, для которой заданы начальные и граничные условия, выбран размер исследуемой зоны, определен метод, использующийся для анализа происходящих в массиве механических процессов.

После проведения ряда численных экспериментов были построены графики деформирования блочного массива при различных углах наклона системы трещиноватости (рис. 1 а,б). Преимущественно для разработанных моделей блочного массива с размерами сторон 2 м при их деформировании проявляется линейная зависимость между напряжениями и деформациями до момента достижения предельного значения прочности. По мере нагружения массива в нем накапливаются напряжения в зонах, где в дальнейшем возникнет главная площадка разрушения. Постепенно, по мере развития, в процесс деформирования включаются новые микроплощадки.

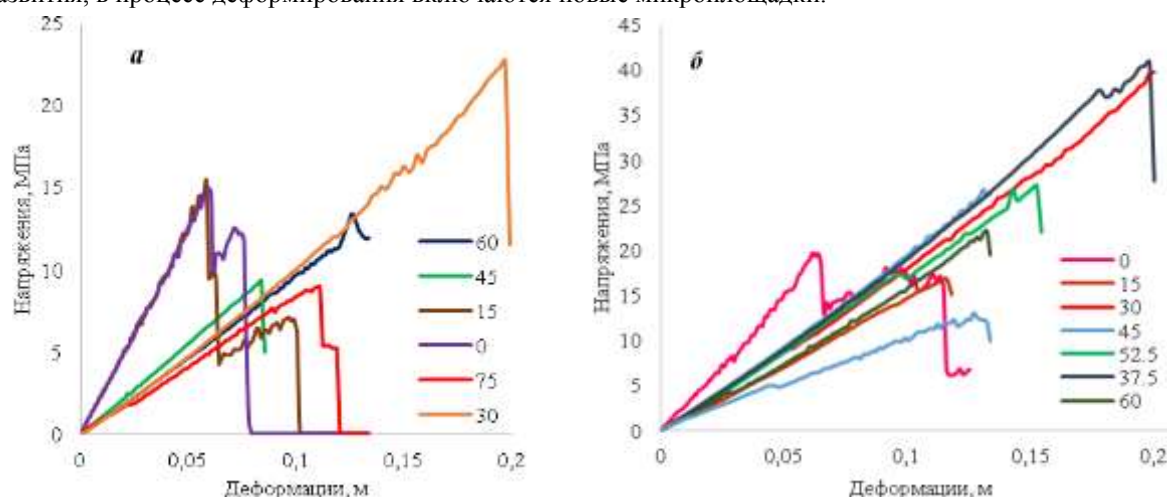


Рис. 1 - Графики деформирования блочного рудного массива с соотношением сторон 1:1 при различных углах наклона системы трещиноватости при боковом давлении 0 МПа (а) и 10 МПа (б).

Сам процесс деформирования не сопровождается формированием новых трещин, а только раскрытием и выходом из зацепления существующих, что справедливо для блочной структуры массива. По результатам проведенных численных экспериментов над блочным рудным массивом на одноосное и двухосное (с приложением боковой давления 10 МПа) сжатия выявлено и графически отображено (рис.2) влияние наличия трещиноватости на механические характеристики массива.

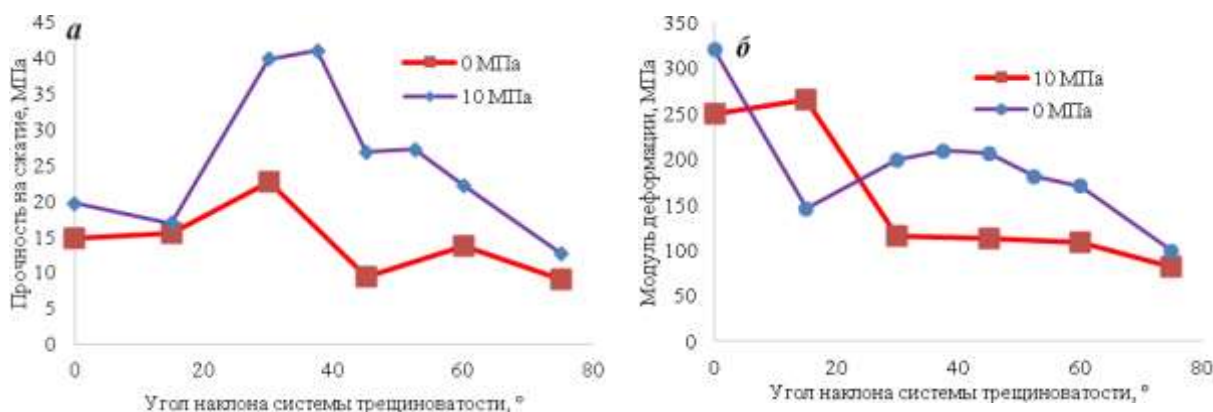


Рис. 2 – Зависимости прочности на сжатие (а) и модуля деформации (б) от угла наклона системы трещиноватости в блочном рудном массиве.

Разработанная численная геомеханическая модель блочного горного массива, представленного дискретной средой, учитывает контактные условия между блоками, строение блочного массива в явном виде, позволяет моделировать формирование и развитие трещин сдвига и разрыва, получать зависимость деформирования массив в осях σ - ϵ , деформационная анизотропия учитывается в явном виде в процессе разрушения блочной структуры массива. Выполненные численные эксперименты позволили вычислить механические показатели блочного горного массива и их анизотропию. По результатам численных экспериментов возможно выявление закономерностей изменения деформационных характеристик блочного массива в зависимости от достигаемых напряжений.

Список литературы:

1. Yang Jian Ping, Chen Wei Zhong, Yang Dian Sen, Yuan Jing Qiang Numerical determination of strength and deformability of fractured rock mass by FEM modeling (2015) Computers and Geotechnics, 64, pp. 20–31.
2. Min K.B., Jing L. Numerical determination of the equivalent elastic compliance tensor for fractured rock masses using the distinct element method (2003) Int J Rock Mech Min Sci, 40(6), pp. 795–816.
3. Esmaili K., Hadjigeorgiou J., Grenon M. Estimating geometrical and mechanical REV based on synthetic rock mass models at Brunswick Mine (2010) Int J Rock Mech Min Sci, 47(6), pp. 915–926.
4. Khani, A. Numerical investigation of the effect of fracture intensity on deformability and REV of fractured rock masses / A. Khani, A. Baghbanan, H. Hashemolhosseini // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2013. Volume 63. P. 104-112.

**А.Ю. ГРИЦАЕНКО, И.В. КУПЕНКО, С.В. БОРЩЕВСКИЙ,
Н.Д. БАРСУК, Д.А. МОЗАЛЕВСКИЙ**
ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет»

**ПРОГРАММНО-АППАРАТНАЯ СИСТЕМА ДЛЯ
ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ И ДЕФОРМАЦИОННЫХ
ХАРАКТЕРИСТИК БЕТОНОВ И ФИБРОБЕТОНОВ С
ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ДАТЧИКОВ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ, ОСНОВАННЫХ
НА ЭФФЕКТЕ ХОЛЛА**

Авторами разработана универсальная программно-аппаратная система для определения прочностных и деформационных характеристик бетонов и фибробетонов при одноосном сжатии, включающая установку, оборудованную датчиками перемещений на основе эффекта Холла, предполагающая непрерывную запись результатов измерений с использованием макросистемы сбора данных m-DAQ 12, а также специально разработанного авторами программного обеспечения.

Ключевые слова: модуль упругости, коэффициент Пуассона, призмная прочность, бетон, фибробетон, датчики на эффекте Холла, индикаторы часового типа, магниточувствительные схемы.

Authors have developed universal computer system for diagnosis of durability and deformative characteristics of concrete and fiber-reinforced concrete in uniaxial compression, including the installation, equipped with movement sensors based on Hall effect, involving the continuous recording of results using data collection macrosystem m-DAQ12 and also involving specifically developed by authors additional software for it.

Keywords: elastic modulus, concrete, fiber-reinforced concrete, sensors based on Hall effect, Poisson's coefficient, prismatic durability, clock-type indicators.

Согласно [1], призмная прочность, модуль упругости и коэффициент Пуассона бетонов и фибробетонов определяются с использованием индикаторов часового типа ИЧ-10 с ценой деления 0,01 мм, прикрепляемых к металлическим рамкам по одному на каждую боковую грань. Поперечные деформации измеряются с помощью индикаторов часового типа МИГ-2 с ценой деления 0,002 мм, устанавливаемых на специальных прижимных устройствах, опирающихся на боковые грани образцов-призм.

Необходимо отметить ряд недостатков данного метода. Как показывает практика, индикаторы часового типа в ходе испытаний образцов из высокопрочных бетонов и фибробетонов довольно часто выходят из строя. Приобретение же новых индикаторов с ценой деления 0,001 или 0,002 мм в современных условиях весьма проблематично ввиду их высокой стоимости и дефицитности. Кроме того, данные приборы требуют регулярных проверок и обслуживания (чистки, смазки и пр.), т.к. на результаты измерений оказывают существенное влияние всевозможные механические повреждения, неисправности, загрязнения и т.п. Использование индикаторов часового типа требует дополнительного задействования в испытаниях как минимум 2 опытных специалистов для снятия показаний приборов и занесения их в рабочий журнал. Наконец, в соответствии с [1], отсчеты по приборам фиксируются только в начале и в конце выдержки каждой из ступеней нагрузки, т.е. через 4...5 минут. В то же время, непрерывная запись результатов измерений в память ЭВМ позволила бы получить дополнительные сведения о «поведении» материала образца под нагрузкой; более точно зафиксировать момент начала его разрушения; максимально автоматизировать и, таким образом, существенно упростить последующую обработку результатов эксперимента.

Существует ряд альтернативных методик определения указанных характеристик. Одним из распространенных способов измерения деформаций является тензометрия. Номенклатура выпускаемых

тензорезисторов столь велика, что они перекрывают почти все задачи измерения малых и больших деформаций.

К числу недостатков этого типа первичных преобразователей следует отнести небольшой предел измеряемых деформаций, относительно невысокий коэффициент тензочувствительности (плёночные тензорезисторы), нелинейность температурной характеристики и большой гистерезис (полупроводниковые тензорезисторы).

Наряду с тензорезисторами в системах измерения деформаций применяют лазерные и индукционные датчики, цифровые датчики абсолютных перемещений, ёмкостные и пьезоэлектрические датчики. Существуют также трёхосевые датчики деформаций, использующиеся в составе систем комплексного мониторинга зданий и сооружений, а также обнаружения и оценки динамических подвижек массивов горных пород. Это привариваемые и съёмные датчики на основе тензорезисторов, закладные датчики для бетонов различных марок.

Все они пригодны для использования в качестве лабораторных или в составе мобильных систем мониторинга напряжённо-деформированного состояния инженерно-технических конструкций, обеспечивая беспрецедентно высокую разрешающую способность (до 1 мкм).

Однако такие измерительные системы ввиду своей высокой стоимости и сложности мало распространены. В случае же испытаний бетона на призменную прочность их использование ограничено небольшими размерами и формой образцов [1, 2], а также конструктивными особенностями датчиков: истинная деформация бетона может маскироваться и искажаться деформациями системы измерения (прогибы и деформации упругих элементов крепления, посторонние смещения) и ошибками, вызванными упругостью самих датчиков, предназначенных для локальных измерений.

Поэтому истинные деформации бетона при испытаниях для определения призменной прочности и деформационных характеристик образцов лучше всего измерять посредством внешних смещений по аналогии с измерениями механическими индикаторами часового типа, особенно в диапазоне больших деформаций.

Учитывая вышесказанное, авторами статьи была предложена экспериментальная установка оборудованная датчиками перемещений на основе эффекта Холла предполагающая систему непрерывной записи измерений с использованием макросистемы сбора данных m-DAQ 12, а также специально разработанного авторами программного обеспечения.

Общий вид установки изображен на рисунке 1. Конструкция состоит из двух прямоугольных рамок с датчиками для измерения продольных деформаций образца и двух рамок с датчиками для измерения поперечных деформаций.

На верхней рамке для измерения вертикальных (продольных) деформаций образца установлены 4 датчика перемещений, а также четыре индикатора часового типа с ценой деления 0,01 мм. Все датчики перемещений и индикаторы часового типа соединены посредством тяг с нижней рамкой. На верхней и нижней рамках для измерения горизонтальных (поперечных) деформаций образца установлено по два датчика перемещений и четыре индикатора часового типа с ценой деления 0,002 мм. Рамки для измерения горизонтальных деформаций имеют по два стержня, расположенных на противоположных сторонах друг от друга и два подпружиненных стержня, параллельно которым расположены тяги. Индикаторы часового типа используются для обеспечения центровки образцов перед испытанием и тарировки показаний датчиков.

Рамки для измерения горизонтальных деформаций имеют по два стержня, расположенных на противоположных сторонах друг от друга и два подпружиненных стержня, параллельно которым расположены тяги. Индикаторы часового типа используются для обеспечения центровки образцов перед испытанием и тарировки показаний датчиков.

Магнитоуправляемые интегральные схемы содержат в одном полупроводниковом кристалле интегральный преобразователь магнитного поля (элемент Холла, магнитотранзистор и т.д.) и электронную схему усиления и обработки сигнала. За рубежом такие системы называют схемами Холла (Hall effect integrated circuits).

Принцип действия магнитных датчиков перемещения основан на изменении электрического сигнала на выходе датчика при изменении положения контролируемого объекта. Так как чувствительным элементом датчика перемещения является преобразователь магнитного поля, то изменение выходного сигнала фиксирует изменение величины индукции магнитного поля, воздействующего на магниточувствительный элемент датчика.

На рисунке 2 показана структурная схема оснастки, созданной для испытаний бетона на призменную прочность. В составе системы работает восемь датчиков Холла, сигналы с которых



Рисунок 1 – Общий вид установки датчиков перемещений на основе эффекта Холла

усиливаются дифференциальными усилителями на микромощных прецизионных ОУ. При этом на уровне усилителей реализуется функция компенсации смещения нуля и термокомпенсации. Тарировка измерительной системы производится один раз по данным индикаторов часового типа. Постоянные коэффициенты заносятся в память программы-самописца (рисунок 3).

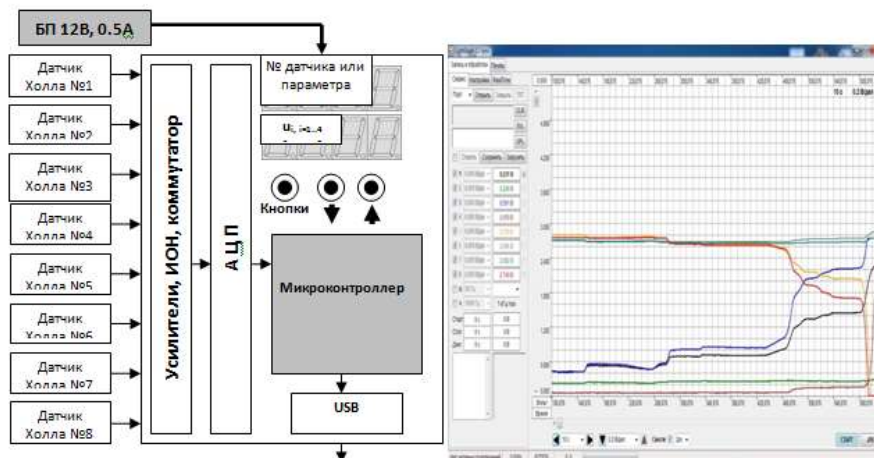


Рисунок 2 – Структурная схема аппаратной части измерительного комплекса для испытаний бетона на призменную прочность.

Рисунок 3 – Программа-самописец для записи и обработки результатов испытаний бетона.

Предложенная установка для измерения деформаций опытных образцов бетонов и фибробетонов при одноосном сжатии является первым шагом к построению универсальной программно-аппаратной системы определения прочностных и деформационных характеристик бетонов и фибробетонов при испытаниях на растяжение и сжатие.

Список источников

1. ГОСТ 24452-80 Бетоны. Методы определения призменной прочности, модуля упругости и коэффициента Пуассона.// Межгосударственный стандарт. Москва. Стандартиформ, 2005.
2. В.А. Яров, О.П. Медведева, В.И. Колдырев, Л.В. Щербаков. Испытание железобетонных конструкций // Учебное пособие. – Красноярск, КрасГАСА, 1999.

Н.Н. ГРИЩЕНКОВ, Ф.М. ГОЛУБЕВ

Республиканский академический научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики, геофизики и маркшейдерского дела (РАНИМИ), Донецк

МОДЕЛИРОВАНИЕ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ЗАТОПЛЕНИИ ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТОК ЗАКРЫВАЮЩИХСЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

При закрытии угольных шахт в Донбассе используют метод «мокрой консервации», при котором управляют затоплением горного массива до безопасного уровня. Однако инструментальные наблюдения на подработанной поверхности закрытых шахт фиксируют деформации земной поверхности, вызванные затоплением старых горных выработок и соответствующей повторной активизацией процесса сдвижения. Эти факты свидетельствуют о несовершенстве существующих методик прогноза деформаций земной поверхности при затоплении горных выработок. Это потребовало создания более совершенной методики, учитывающей физико-механические характеристики обводнённых горных пород, степень подработки горного массива, порядок залегания пластов в массиве и др.

Для разработки такой методики была создана конечно-элементная модель отработки горного массива со следующими параметрами: глубина отработки лав – 850 м; длина погашенной очистной выработки – 200 м; максимальное число лав на пласте – 11; угол залегания пласта – 0 градусов; размеры модели: ширина 4000 метров, глубина 1100.

В модель закладывались следующие физико-механические свойства: а) модуль Юнга; б) коэффициент Пуассона; в) плотность породы; г) удельное сцепление; д) угол внутреннего трения.

В модели учитывались глубина отработки, мощность угольных пластов и наносов.

Для адекватной работы модели необходимо провести её калибровку по фактическим или расчетным параметрам. Критерием калибровки были выбраны рассчитанные по Правилам [1] оседания земной поверхности при её подработке очистными работами. Результаты калибровки модели представлены на рис. 1.

Полученная сходимость графиков позволяет утверждать, что модель работает адекватно, как в отношении новых, так и в отношении погашенных лав.

В конечно-элементной модели анализировались результаты последовательного затопления горного массива над лавой (с интервалом в 50 м) при различном количестве лав на пласте (от одной до 11-ти лав). Кроме того, также моделировался подъём воды на высоту распространения зон водопродвижающих трещин (ЗВТ), которые по различным исследованиям, в зависимости от ряда горно-геологических и горно-технических факторов могут варьироваться от нескольких десятков до сотен метров над лавой[2].

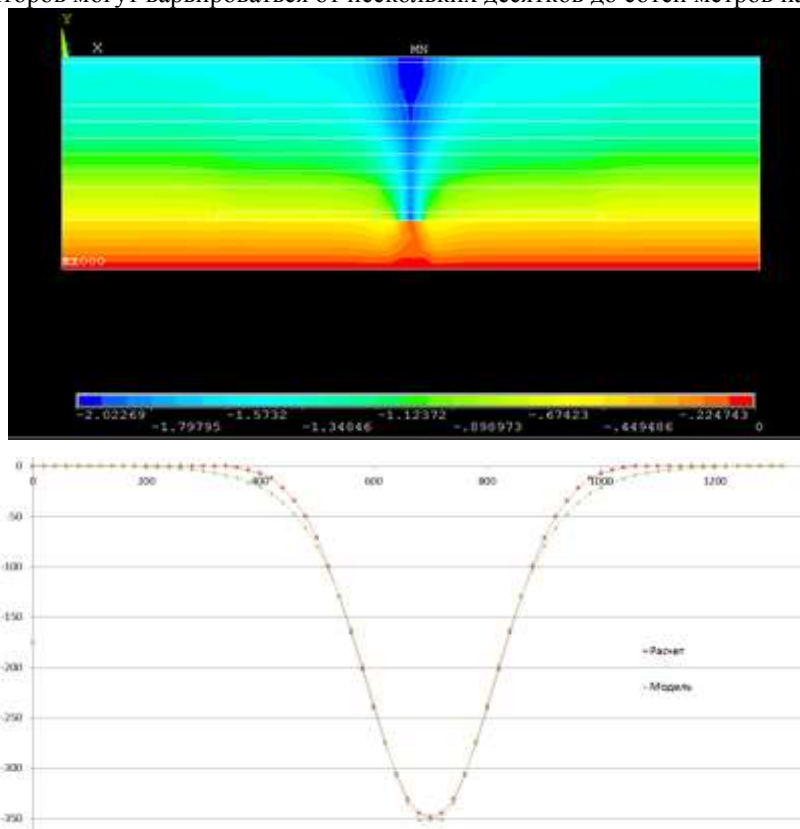


Рис. 1 – Калибровка модели по оседаниям поверхности при подработке

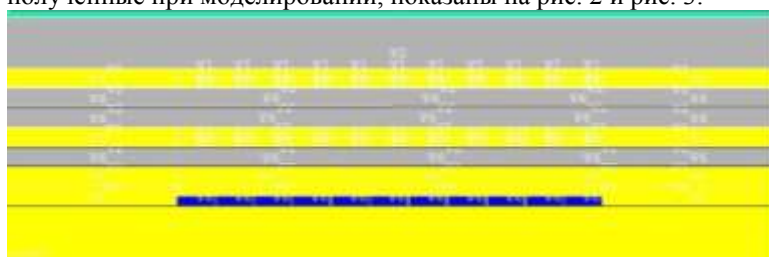
Для моделирования затопления использовались закономерности изменения физико-механических свойств горных пород при увлажнении описанные в [3, 4]. Характер изменения свойств песчаника отражают следующие зависимости:

$$E_{\text{песч}}^{\text{увлажн}} = \frac{E_{\text{песч}}^{\text{сух}}}{1,5} \quad 1)$$

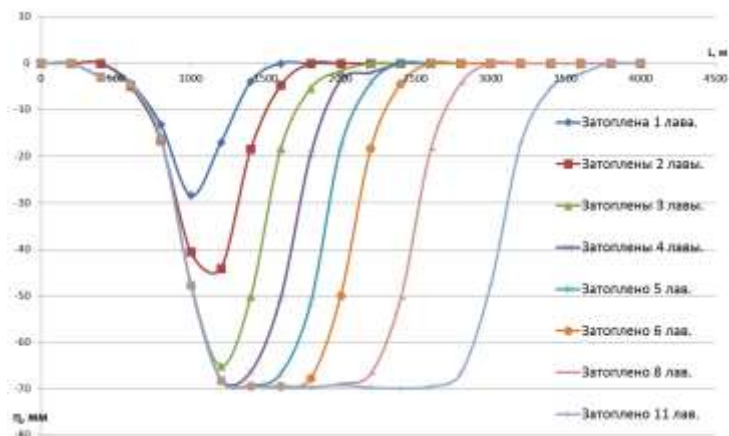
$$\mu_{\text{песч}}^{\text{увлажн}} = \mu_{\text{песч}}^{\text{сух}} \times 1,2 \quad 2)$$

Где: $E_{\text{песч}}^{\text{увлажн}}$ – модуль упругости увлажненного песчаника; $E_{\text{песч}}^{\text{сух}}$ – модуль упругости сухого песчаника; $\mu_{\text{песч}}^{\text{увлажн}}$ – коэффициент Пуассона увлажненного песчаника; $\mu_{\text{песч}}^{\text{сух}}$ – коэффициент Пуассона сухого песчаника.

Результаты, полученные при моделировании, показаны на рис. 2 и рис. 3.



А)



Б)

Рис. 2 – А) Схема затопления отработанных лав. Б) Характер оседаний земной поверхности при затоплении нескольких отработанных лав на одном пласте

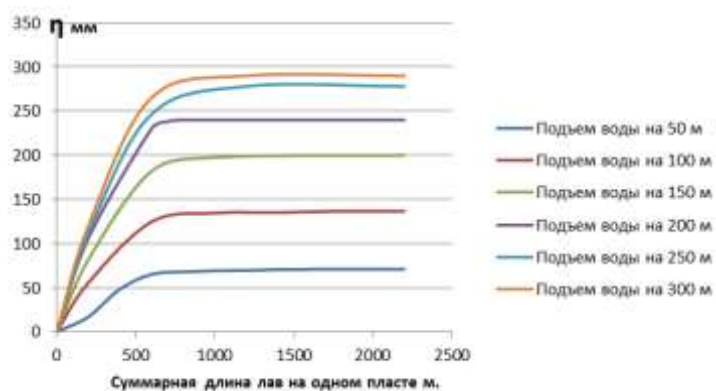


Рис. 3 – Величина оседаний в модели при различных уровнях подъёма воды

По результатам моделирования выявлено соответствие характера оседаний, вызванных затоплением горного массива, характеру оседаний при подработке. При этом величина оседаний вызванных затоплением горного массива не превышает 20 % от оседаний вызванных подработкой. В результате исследований была выведена зависимость оседаний, вызванных активизацией геомеханических процессов, от высоты подъема подземных вод при затоплении ликвидируемых горнодобывающих предприятий (рисунок 4).

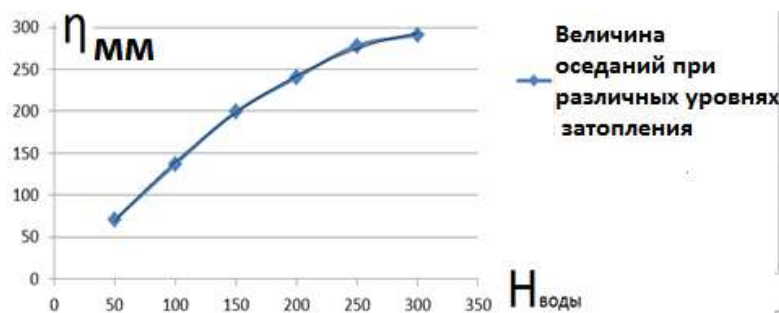


Рис. 4 – Зависимость оседаний от высоты подъема воды при полной подработке земной поверхности.

Как показывают данные исследования, величина деформаций земной поверхности зависит от степени подработанности земной поверхности, размеров зон водопроницающих трещин, величины водопритока. Активизация оседаний, вызванных полной подработкой, при подъеме воды в массиве над лавой носит нелинейный, затухающий характер.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. ГСТУ 101.00159226.001-2003 Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом [Текст] / Введ. 01.01.04. – К. : Мінпаливенерго України, 2004. – 127 с.
2. Мохов, А.В. Морфология зон водопродводящих трещин сдвижения на участках подземных разработок каменноугольных залежей [Текст] / А.В. Мохов / Москва, «Неделя горняка-2007». - С. 273 - 280
3. Математическое моделирование в задачах оценки эффективности и безопасности горных работ [Текст] /М.Ю. Иконников, Ю.Р. Иконников, Е.А. Слащева, И.Н. Слащев, А.А. Яланский. - М-во образования и науки Украины, Нац. горн. ун-т. – Днепропетровск: НГУ, 2015. – 215 с.
4. Алексеев, А.Д. Разрушение горных пород в объемном поле сжимающих напряжений [Текст] / А.Д. Алексеев, В.Н. Ревва, Н.А. Рязанцев; под общ. ред. В.М.Чиркова. – «Наукова думка» Киев, 1989. – 168 с.

Р. А. КОВНИР, Н. Н. ГРИЩЕНКОВ

Донецкий национальный технический университет

ОПЕРАТИВНЫЙ МЕТОД СОЗДАНИЯ ЦИФРОВЫХ МОДЕЛЕЙ РЕЛЬЕФА ПРИ УЧЕТЕ ВЛИЯНИЯ МЕЗОРЕЛЬЕФА НА ПОДРАБАТЫВАЕМУЮ ПОВЕРХНОСТЬ

Актуальность:

Существующая методика прогноза сдвижений и деформаций земной поверхности от влияния подземных горных работ предусматривает в расчётах использование величины средней глубины разработки, т. е. расчет сдвижений и деформаций земной поверхности в пределах мульды сдвижения выполняется для некоторой горизонтальной плоскости. Однако реальная земная поверхность в условиях мезорельефа значительно отличается от горизонтальной плоскости, тем самым при использовании существующего алгоритма расчета [1] возникает некоторая погрешность. Для условий Донбасса перепад высот точек рельефа в мульде сдвижения может достигать 50-100 метров, а погрешности прогноза относительных деформаций, обусловленные рельефом, могут достигать 50-80% допустимых значений [2].

В связи с этим был разработан алгоритм расчета деформаций земной поверхности, основанный на использовании цифровой модели рельефа (ЦМР), в котором вместо средней глубины разработки в расчете деформаций используется динамическая глубина, определяемая для каждого расчетного пункта [2]. Таким образом, для использования нового алгоритма возникает необходимость в создании ЦМР для подрабатываемых территорий.

Основой для создания ЦМР могут служить как топографические планшеты масштабом 1:20000, так и планы горных работ с нанесенными горизонталями земной поверхности. В классическом представлении создание ЦМР на основе растровых данных представляет собой процесс векторизации сканированных картографических материалов в таких программах, как AutoCAD, CorelDRAW, Surfer и т.д.

Условия ведения горных работ на территории Донбасса обусловлено большим количеством ранее отработанных участков угольных пластов, и как следствие высокую степень подработанности горного массива, что увеличивает анализируемую поверхность. Таким образом, возникает необходимость в создании инструмента позволяющего автоматизировать процесс создания цифровых моделей рельефа значительной площади.

Одним из способов быстрого создания ЦМР является использование системы SRTM (shuttle radar topographic mission) растров [3]. Однако использование SRTM графики влечет за собой ряд недостатков векторной графики, а также низкую плотность высотной сетки (90 м) для стран СНГ, которой недостаточно для построения ЦМР для подрабатываемых территорий.

Для сведения к минимуму необходимого стороннего программного обеспечения при создании ЦМР было принято использовать за основу программу «Google Планета Земля» [4], обладающую данными о высотных отметках земной поверхности.

Для автоматизации процесса сбора высотных данных из программы «Google Планета Земля» была разработана десктопная программа на языке программирования Python.

Принцип работы программы заключается в установке связи с базовой программой (Google Планета Земля) посредством создания СОМ объекта и последующая обработка им команд на получение высотных данных.

В главном окне разработанной программы имеются две кнопки: «Get Elevation» и «Pause».

При нажатии пользователем на кнопку «Get Elevation» происходит считывание текстового файла, расположенного в одном каталоге с исполняемым файлом программы. Данный текстовый файл содержит структурированные данные о создаваемой ЦМР. К исходным данным относятся: географические координаты (широта и долгота) угловых (нижней левой и верхней правой) точек участка, абсолютный путь

к сохраняемому файлу и шаг съемки квадратной сетки в градусах (рис. 1). Географические координаты и шаг сетки записываются в десятичных градусах.

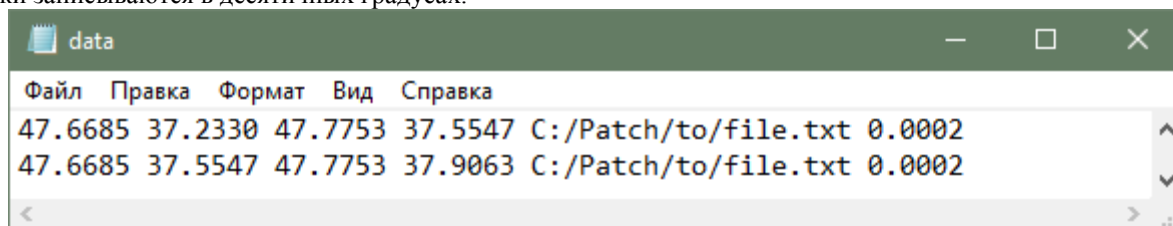


Рисунок 1 – Структура файла исходных данных для создания ЦМР

После считывания данных из текстового файла программой выполняется поточечное определение высотных отметок точек сформированной сетки квадратов и запись плановых и высотных координат этих точек в выходной текстовый файл.

При нажатии на кнопку «Pause» выполняется остановка процесса получения высотных отметок.

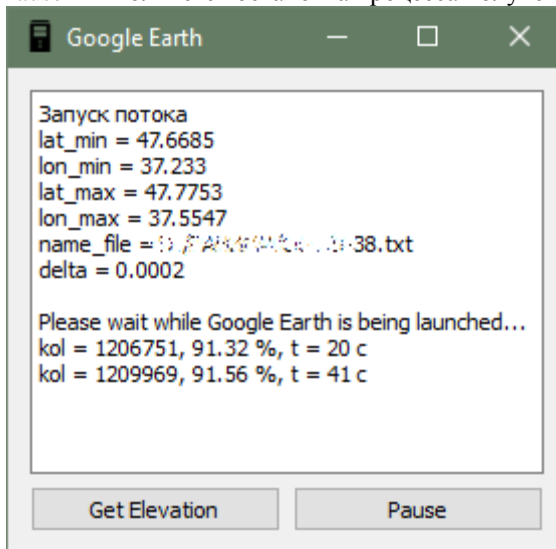


Рисунок 2 – Отображение сведений о создаваемой ЦМР

Результатом работы программы является текстовый файл, содержащий пространственные координаты точек, расположенных по квадратной сетке с заданным шагом. Координаты точек определяются в международной системе WGS-84. Программа предусматривает возможность приостановки работы и последующего продолжения формирования ЦМР в новом сеансе. Для перевода этих координат в систему СК-42 используется другая программа, написанная на языке Visual Basic.

Выводы:

В данной статье описан основной принцип оперативного создания цифровых моделей рельефа с целью учета влияния мезорельефа при расчете смещений и деформаций. Практическое использование данной программы позволило выполнять создание ЦМР со скоростью определения высотных отметок более 4000 точек/мин (в зависимости от вычислительной мощности компьютера). Для планшета плана масштаба 1:10000 формируется по квадратной сетке ЦМР объемом свыше 401 тыс. точек. Среднее время обработки одного планшета составляет около полутора часов.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ:

1. ГСТУ 101.00159226.001-2003 Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом. – Взамен “Правил охраны...” (М.: Недра, 1981. –288с); Введ. 01.01.04. – К., 2004. – 128 с.
2. Алгоритм прогноза деформаций склонов мезорельефа при их подработке подземными горными работами / Н.Н. Грищенко, В.Р. Шнеер, Е.В. Блиникова // Науч. труды УкрНИИМИ НАН Украины. – 2010. – № 7. — С. 199-210. – Библиогр.: 4 назв.
3. SRTM [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: <https://uk.wikipedia.org/wiki/SRTM>. – Название с экрана.
4. Google Планета Земля [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: <https://www.google.com/intl/ru/earth/>. – Название с экрана.

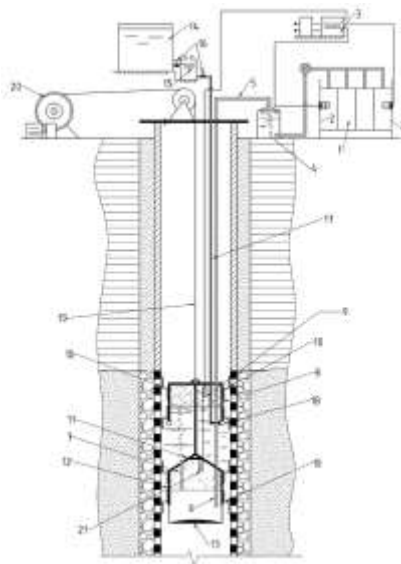
ИМПУЛЬСНО-РЕАГЕНТНАЯ РЕГЕНЕРАЦИЯ СКВАЖИН С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЗРЫВА ВОДОРОДНО-КИСЛОРОДНОЙ СМЕСИ

В БНТУ разработана установка для импульсно-регентной регенерации скважин взрывом водородно-кислородной смеси. Установка предназначена для восстановления дебита водозаборных скважин, в том числе с длительными сроками эксплуатации, когда их фильтр и прифильтровая зона закольматированы прочными цементированными отложениями. При подводном взрыве водородно-кислородной смеси ($2\text{H}_2 + \text{O}_2 = 2\text{H}_2\text{O} + Q$) в открытой снизу камере образуется паровой пузырь, давление в котором превышает гидростатическое примерно в 10 раз, пузырь вначале расширяется примерно в 6-8 раз, а затем, за счет конденсации паров схлопывается, и создает в фильтре волну давления, гидропоток знакопеременного направления, а за стенкой фильтра - знакопеременный фильтрационный поток. Перечисленные факторы обеспечивают эффективное разрушение и растворение кольматирующих отложений. Для сокращения времени обработки фильтра, источник водородно-кислородной смеси (электролизер) выполнен не в погружном исполнении, а размещен у устья скважины. Это позволяет не ограничивать его габариты, мощность и производительность. Применение конструкции электролизера с раздельной схемой получения водорода и кислорода и подачи их по отдельным шлангам во взрывную камеру, позволяет обеспечить необходимую безопасность при выполнении работ.

Установка изображена на рисунке 1.

Погружную часть устройства на тросе 19 опускают в зону очищаемого фильтра и устанавливают в его верхней части. Затем открывают вентиль 16 и подают из бака для реагента 14 в дозатор 15 порцию реагента, объем которой определяют по насыщенности обрабатываемого участка фильтра и обсыпки кольматантом. Реагент по шлангу 17 подают в кольцевую перфорированную трубку 18, которая распределяет его равномерно на обрабатываемом участке фильтра.

Затем подают напряжение от источника постоянного тока 3 на пакет электродов 2 электролизера 1, заполненного раствором гидроксида калия КОН. Образующиеся при разложении воды водород и кислород, по отдельным трубкам снизу поступают в предохранительный затвор 4, барботируют через слой жидкости, раздельно собираются в верхней части затвора 4. Затем поступают по газопроводным шлангам 5, газоподводящим трубкам 6 в полость газового колпака 12 и заполняют его до уровня нижнего среза газоотводящей трубки 7. По газоотводящей трубке 7, барботируя через слой жидкости, газовая смесь попадает в полость рабочей камеры 8.



1-электролизер; 2-электроды; 3-источник постоянного тока; 4-предохранительный затвор; 5-шланги для газов; 6-газоподводящие трубки; 7-газоотводящая трубка; 8-рабочая камера; 9-свеча поджига рабочей камеры; 10-манжеты; 11-отражатель; 12-газовый колпак; 13-коническое днище; 14-бак для реагента; 15-дозатор; 16-вентили; 17-шланг для реагента; 18-кольцевая перфорированная трубка; 19-трос; 20-лебедка; 21-свеча поджига колпака.

Рисунок 1 – Схема установки для импульсно-регентной регенерации скважин

Через определенное время, достаточное для накопления в рабочей камере заданного объема газа, напряжение на электролизере 1 выключают и включают свечиподжиг 9 и 21.

Газовые объемы в рабочей камере 8 и газовом колпаке 12 поджигали одновременно, в результате чего в них происходит взрывное химическое превращение. Образуются полости высокого давления продуктов взрыва, состоящие из водяных паров. Паровые полости как поршни воздействуют на жидкость. Наличие уплотняющих манжет 10 предотвращает утечки реагента вдоль ствола скважины. В реагент излучаются волны сжатия на стадии расширения продуктов взрыва и волны разряжения на стадии конденсации паровых пузырей. Энергия залпом произведенных газовых взрывов, расходуется на разрушение отложений на участке фильтра между рабочей камерой 8 и коническим днищем 13. Таким образом, проведение залпового взрыва в рабочей камере и газовом колпаке за счет суммирования энергий взрывов с большой вероятностью позволяет разрушить сцементированные отложения, характерные для длительно эксплуатирующихся скважин. Подводные взрывы производят в среде реагента, что значительно интенсифицирует процесс растворения [1].

Стенд (рисунки 2,3) состоит из цилиндрического бака, грузоподъемного устройства, наружного, перфорированного цилиндра внутрь которого устанавливали фрагмент закольматированного скважинного фильтра диаметром $D=0,2$ м (8"). Фильтр предварительно взвешивали на весах и устанавливали в центральной части бака 1. Затем обсыпали песком. После этого проводили гидравлические испытания фильтра. Строили индикаторные кривые связи понижения S в функции притока воды Q к фильтру, т.е. $S=f(Q)$. Понижение S определяли как разность напоров в кольцевом бьефе H_1 и фильтре H_2 , т.е. $S=H_1-H_2$. Приток Q определяли объемным методом. Удельный дебит q определяли по формуле $q=Q/S$.

Эффективность регенерации фильтра модельной скважины определялась как отношение удельного дебита q_i - после обработки к удельному дебиту до обработки q_0 .

$\varepsilon = (q_i/q_0)$. Внутри фильтра опускали скважинное газодинамическое устройство и производили обработку взрывами водородно-кислородной газовой смеси (ВКГС) нижней части фильтра длиной 0,5 м. Взрывы ВКГС осуществляли в режиме взрывного горения в цилиндрической взрывной камере с внутренним диаметром $d=150$ мм, геометрическим объемом $V_k=3$ дм³. Взрывы производились полной камерой с интервалом, равным по высоте расстоянию от нижнего среза камеры до отражателя $h=0,07$ м.

Из анализа результатов следует, что 1-ая импульсная обработка взрывами ВКГС позволила увеличить удельный дебит модельной скважины в среднем в 2,8 раза (удельный дебит сравнивался при равных водопонижениях S), т.е. $q_1=2,8q_0$.

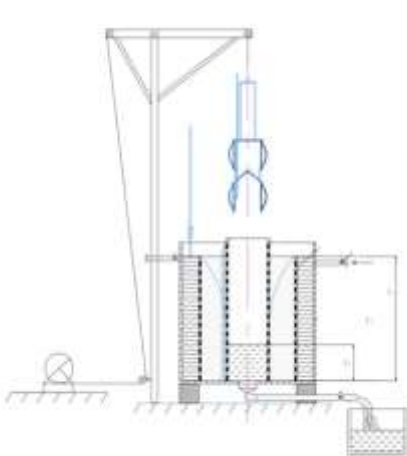


Рисунок 2 - Схема стенда для импульсно-реагентной обработки скважинных фильтров



Рисунок 3 - Общий вид стенда

После заливки в фильтр 120 дм³ 20% HCl с добавками «Дескама» из расчета обработки только нижней части фильтра высотой 0,5 м, и выдержки реагента в течение 16 часов, удалось достигнуть значительного прироста удельного дебита: $q_5=137q_0$.

В то же время визуальный осмотр фильтра показал, что на внешней поверхности фильтра и каркаса с внутренней стороны осталось соответственно и (20-25)% отложений. Оставшиеся отложения были удалены импульсно-реагентной обработкой.

Литература

1. Аксельруд, Г.А. Растворение твердых веществ / Г.А. Аксельруд, А.Д. Молчанов. – Москва.: «Химия», 1977. – 272 с.

ОЦЕНКА ВЫБОРА РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ И ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ТОННЕЛЕЙ

Решение задач связанных со строительством подземных сооружений и обеспечения инновационного пути развития транспортной сети может осуществляться путем разработки оптимальных способов строительства, использования новейшего оборудования, прогрессивных технологий для увеличения стойкости, комплексной механизации и автоматизации процессов для обеспечения высоких технико-экономических показателей при сооружении тоннелей.

Целью данных исследований является технико-экономическая оценка существующих методов строительства транспортных, гидротехнических и коллекторных тоннелей глубокого и мелкого залегания с точки зрения повышения эффективности использования материалов и оборудования, улучшения технико-эксплуатационных и экономических показателей возведенных сооружений.

Мы предлагаем применять метод роликового уплотнения за международной терминологией "Roller - compacted Concrete". Способ роликового уплотнения хорошо зарекомендовал себя при строительстве ответственных монолитных сооружений, в частности гидротехнических сооружений, дорог, а также при производстве плоских (роликовое формование) и кольцевых (радиальное прессование) сборных железобетонных изделий [1–4].

Реализация технологии обработки контура грунтового слоя тоннеля для формирования свойств почвы с помощью роликового формирования представлен на схеме работы проходческого щита с формированием и обжатием почвы при строительстве тоннелей методом роликового прессования (рис. 1). Щит 1 и ротор 4 двигаются в направлении забоя за счет усилия щитовых домкратов 3, которые упираются в сборную обработку 2. Щитовые домкраты 3 двигают щит, формирующую секцию опалубки 2 и ротор 4 в направлении забоя. При вращении ротор 4 разрабатывает грунтовый массив, и почва частично попадает под роликовые рабочие органы 5. Ролики 5 вдавливают его в радиальном направлении, и грунтовый слой уплотняется и выравнивается по внутренней периферии подземного сооружения.

Возведение монолитной обработки тоннелю по технологии роликового формирования может проходить по схеме, приведенной на рис. 2. Гриперная секция 1 двигает щит 2, формирующую секцию опалубки 3 в направлении прокладки тоннелю. Вращаясь, ротор 4 захватывает порции строительной смеси, которые попадают из бункера 7 в распределительные рукава 6 и удерживаются центробежными силами, при этом строительная смесь попадает под уплотняющие ролики 5. Ротор 4, вращаясь вместе с уплотняющие роликами 6, вдавливают строительную смесь в радиальном направлении и при этом происходит уплотнение монолитного бетонного массива.

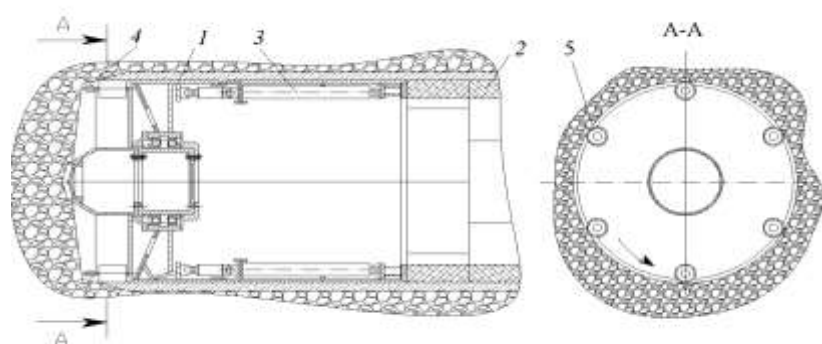


Рис. 1 Схема проходческого щита с формированием почвы методом роликового прессования (повод ротора и тубингоукладчика не показаны)

Экономия расходов на ведение строительных работ при сооружении тоннелей достигается за счет внедрения в производство новой технологии уплотнения элементов обработки, при которых достигается наиболее эффективное использование несущей способности прилегающего контура и качественное уплотнение высокотехнологичных строительных смесей. Они отличаются от традиционных повышенной жесткостью с малым содержанием цемента (к 18%) и высокими технико-экономическими показателями. Образование грунтоцементного слоя позволяет уменьшить и равномерно распределить нагрузку на обработку тоннелю, что, подобно породобетону, что образуется при торкретировании, позволяет уменьшить

толщину обработки. Экономия вяжущих компонентов обеспечивается за счет добавления относительно малого количества воды (к 12%), что при сохранении оптимального значения водоцементного отношения дает экономию цемента. Сумма экономии от внедрения новой технологии уплотнения рассчитывается путем сопоставления проектных затрат на возведение тоннелю с затратами, которые имеют место при применении предложенной технологии роликового уплотнения приконтурного слоя и обработки тоннелю за инструкцией "Определения экономической эффективности использования в строительстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений" СН 509-78.

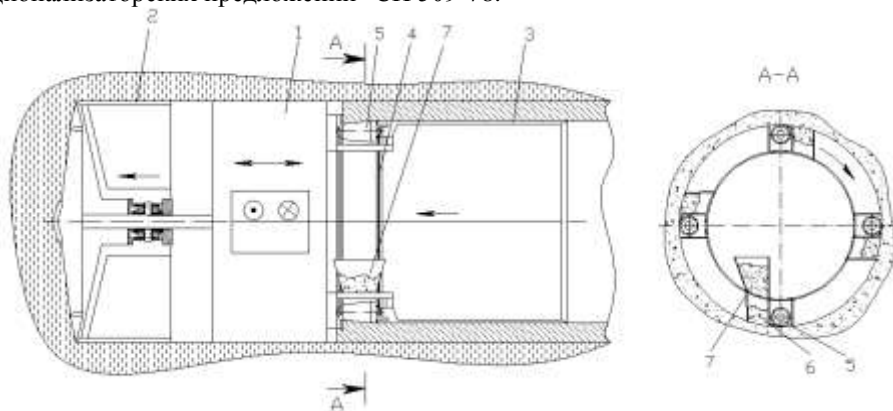


Рис. 2 Схема проходческого щита с роликовым формированием монолитной обработки тоннелю (повод ротора, шнековый и ленточный конвейеры не показаны)

Рассмотрим строительство тоннелю метро проходческим щитом S - 402 транснациональной компании "Herrenknecht" участка метро эксплуатационная длина которой представляет 1,49 км (табл. 1)

Таблица 1. Выходные данные для расчета экономического эффекта от внедрения новой технологии

Показатели	Единица измерения	Базовый вариант	Новая технология
Объем применения (длина тоннеля)	м	1490	1490
Объем бетона на один метр сооружения тоннелю: В40 М200	м ³	5,46 2,6	4,5 2,6
Приведенные расходы на изготовление сборной железобетонной оправы на заводе	Тыс.руб	22410	18850
Себестоимость работ по сооружению конструкции (81/59 чел·год)	Тыс. руб	3521	2565
Удельные капитальные вложения к производственным фондам строительной организации	Тыс.руб	853	1064

Экономический эффект (тыс. руб.) от использования технологии роликового уплотнения приконтурного слоя и обработки тоннелей рассчитывается за формулой:

$$E = ((Z_1 + Z_{c1}) \phi + E_3 - (Z_2 + Z_{c2})) A_2 =$$

$$= ((22410 + 1971 + 3649)1 + 0 - (18850 + 1361 + 2725))1490 = 7590 \text{ тыс. руб}$$

где A_2 – часть объема применения новой технологии; Z_1, Z_2 – приведенные расходы на производственное изготовление сборной железобетонной оправы с учетом стоимости транспортировки к строительной площадке по сравниваемым вариантам базовой и новой технологии, руб на погонный метр тоннелю; Z_{c1}, Z_{c2} – приведенные расходы на возведение конструкций на стройплощадке (без учета стоимости заводского изготовления) по сравниваемым вариантам базовой и новой технологии, руб на погонный метр тоннеля; E_3 – экономия в сфере эксплуатации конструкций на протяжении срока их службы; ϕ – коэффициент изменения срока эксплуатации новой строительной конструкции по сравнению с базовым вариантом.

Эффект от использования технологии роликового уплотнения приконтурного слоя и обработки на один погонный метр тоннелю:

$$E = ((Z_1 + Z_{c1}) \phi + E_3 - (Z_2 + Z_{c2})) A_2 =$$

$$= ((22410 + 1971 + 3649)1 + 0 - (18850 + 1361 + 2725)) = 5094 \text{ тыс. руб.}$$

Использование технологии роликового уплотнения позволяет создавать монолитную обработку тоннелю без образования слоя тампонируемого песчано-цементного раствора и без необходимости транспортировки сборной железобетонной оправы. В данном случае экономический эффект от использования технологии роликового уплотнения на один погонный метр тоннелю представляет:

$$E = ((3_1 + 3_{c1}) \phi + E_3 - (3_2 + 3_{c2})) A_2 =$$

$$= ((22410 + 1971 + 3649)1 + 0 - (18850 + 2725 - 1612)) = 8067 \text{ тыс. руб.}$$

Для условий реализации данной технологии на участке метро длиной 1,49км экономический эффект составляет 13161 тыс. руб.

Литература

1. Зайченко С. В., Шевчук С. П., Гарнец В. М. Контактное взаимодействие роликовых рабочих органов при формировании кольцевой конструкции //Горные, строительные, дорожные и мелиоративные машины. - 2011. - №. 78. - С. 52-58.
2. Berga L. Roller Compacted Concrete Dams. Taylor & Francis. – 2003.
3. Farshid Vahedifard, Mahmoud Nili, Christopher L. Meehan. Assessing the effects of supplementary cementitious materials on the performance of low-cement roller compacted concrete pavement Construction and Building Materials. – Vol. 24, Issue 12. – December 2010. – pp. 2528–2535.
4. Kravets V., Zaychenko S., Gayko G. Increasing stability of underground mine workings by forming new geotechnical properties of adjoining layers via roller compaction //Mining of Mineral Deposits. – 2016..

МЕТАЛЛУРГИЯ. ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ

AGNIESZKA PARADECKA

*Institute of Engineering Materials and Biomaterials,
Silesian University of Technology, Gliwice, Poland*

EVALUATION OF THE MICROSTRUCTURE AND TRIBOLOGICAL PROPERTIES OF TiC LOW-FRICTION THIN FILM.

1. Introduction

Many industries such as automotive and mining require the use of thin coatings that will combine the strength, hardness, low density, wear resistance and good corrosion resistance [1, 2]. Sliding wear elements can exhibit poor tribological properties leading to delamination, cracks, oxidation, plastic deformation and structural changes. The low friction coating deposited on the surface of the wear-resistant components lead to longer service life and to enable the change of the range of conditions in which they can be applied [3].

2. Experimental procedures

Study of the structure was performed using a Raman spectroscopy. The topography of the samples was examined using a SEM and AFM. To determine the tribological properties of the TiC thin films, an abrasion test under dry slide friction conditions was carried out by the ball-on-disk method. Adhesion of the coating to the substrate material was verified by the scratch test by moving the diamond indenter along the examined specimen's surface with the gradually increasing load.

3. Results and discussion

The TiC coating was deposited successfully on the X6CrNiMoTi17-12-2 steel substrate. TiC thin film characterized by a cluster of irregular spherical microparticles. The average surface roughness of samples for TiC is 6 nm (Fig. 1a, b). The chemical composition of the coating was confirmed by examining the surface of the EDS made from the surface of the samples (Fig. 1c).

On the spectrum of the Raman of TiC (Fig. 2) are clearly marked peaks G (1581 cm^{-1}) and D (1355 cm^{-1}) derived from carbon, can also be observed three peaks around the 397 cm^{-1} , 419 cm^{-1} , 628 cm^{-1} , which responsible for spectrum TiC.

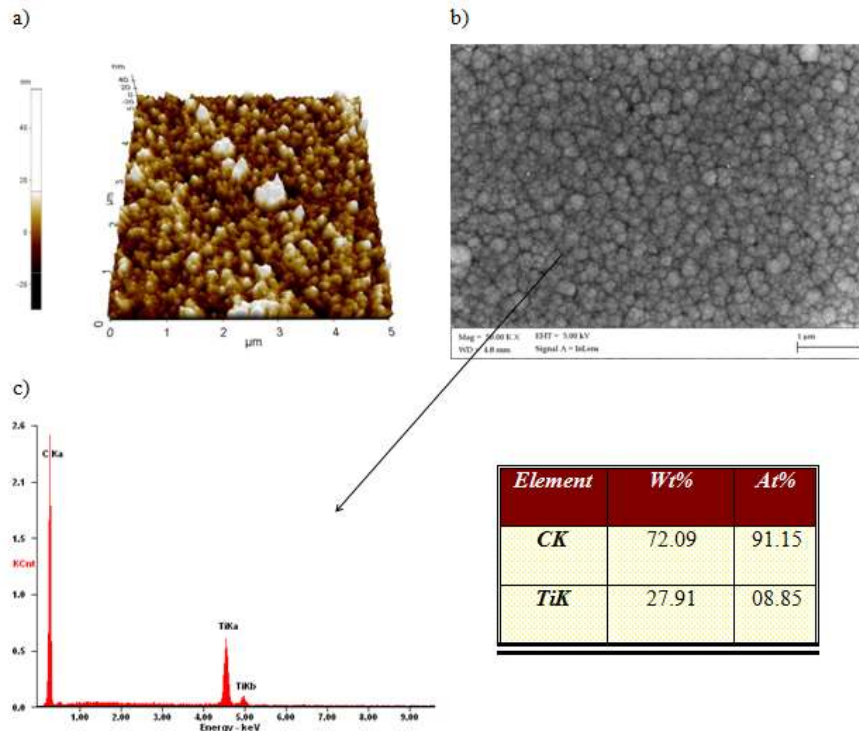


Fig. 1. The topography of the surface of TiC thin films a) AFM, b) SEM, c) EDS

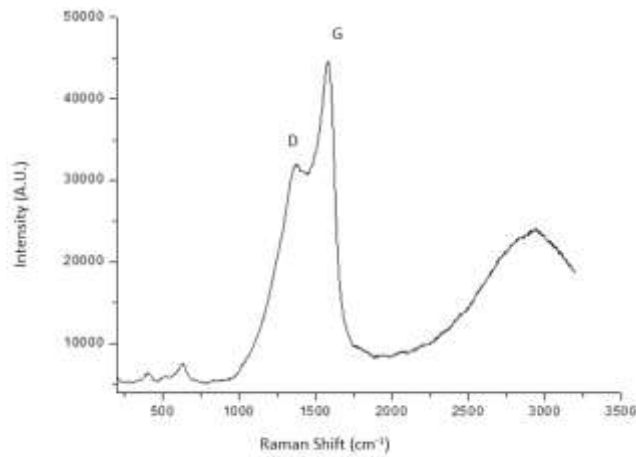
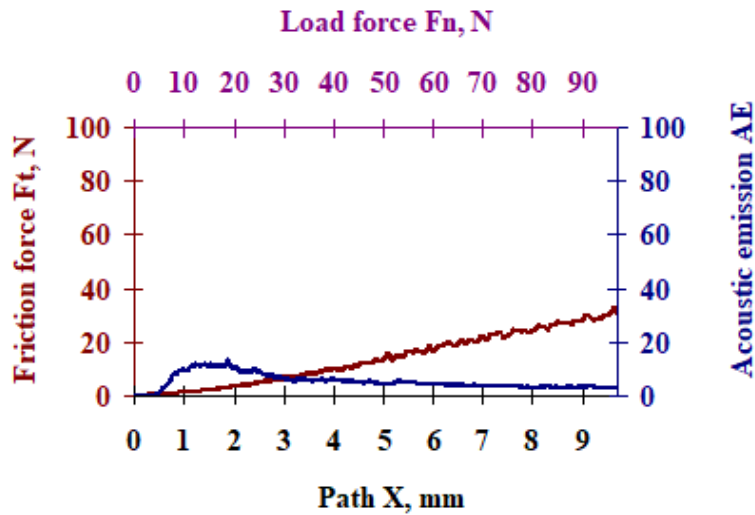


Fig. 2 Raman spectra of TiC

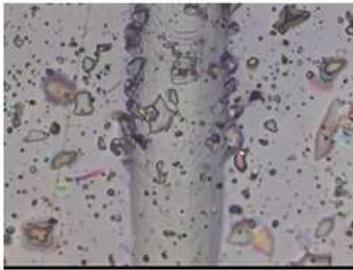
Coating adhesion of the substrate material is one of the crucial concepts concerning the deposition of coatings on tools (Fig. 3a). The critical load L_{C1} (the first cohesion related failure event) and L_{C2} (the first adhesion-related failure event) values were determined with a scratch test with a growing load allowing to determine the values of the force causing coating damages. Tests with the metallographic microscope were held to determine the nature of damages (Fig. 3 b, c).

The investigated coating shows relatively good values of critical load. The first failure occurs at values 4 N. The second critical load values L_{C2} occurs at 9 N.

a)



b)



c)

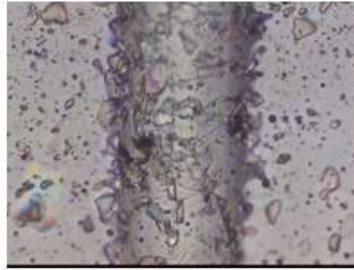


Fig. 3 Testing the adhesion of the TiC coating to the substrate, a) acoustic emission (AE) and friction force F_t as a function of the load F_n for TiC coating, b) scratch failure pictures of TiC for L_{C1} , c) scratch failure pictures of TiC for L_{C2}

Figure 4 illustrates the diagrams of changes in a dry friction coefficient μ obtained during tests of wear in relation to counterpart with Al_2O_3 for a wear track of 1000 m. Under technically dry friction conditions, the friction coefficient recorded for the associations tested is stabilized in the range $0.2 \div 0.3$.

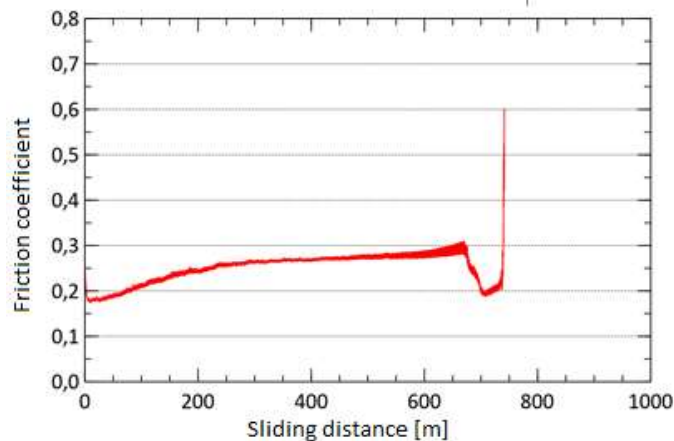


Fig. 4 Dependence of friction coefficient on sliding distance during the wear test for TiC coating.

4. Conclusions

The investigated coating shows relatively good values of the critical load. The scratch tests on coating adhesion reveal the cohesive and adhesive properties of the coatings deposited on the substrate material.

The beneficial tribological properties of the friction associations with the participation of the investigated coatings indicate that they may be applied to cover selected elements of abrasive joints of machines and tools and, consequently, to enhance their efficiency and durability.

5. References

1. N. Oláh, Z. Fogarassy, A. Sulyok, M. Veres, G. Kaptay, K. Balázi, *TiC crystallite formation and the role of interfacial energies on the composition during the deposition process of TiC/a:C thin films*, Surface and Coatings Technology, vol 302, 410-419, 2016.
2. G. Rasool, M.M. Stack, *Wear maps for TiC composite based coatings deposited on 303 stainless steel*, Tribology International, vol 74, 93-102, 2014.
3. A. Z. Ait Djafer, N. Saoula, N. Madaoui, A. Zerizer, *Deposition and characterization of titanium carbide thin films by magnetron sputtering using Ti and TiC targets*, Applied Surface Science, vol 312, 57-62, 2014.

ANNA WOŹNIAK¹

¹ Department of Biomedical Materials Engineering, Silesian University of Technology, Konarskiego 18a, 44 – 100 Gliwice Poland,

ANNA ZIĘBOWICZ², MARCIN ADAMIAK²

² Department of Biomaterials and Medical Devices Engineering, Silesian University of technology, Roosevelta 40, 41 – 800 Zabrze, Poland

ELECTROCHEMICAL AND PHYSICOCHEMICAL PROPERTIES OF COBALT BASED ALLOYS

Abstract: Direct Metal Laser Sintering is the most popular 3D printing method used for manufacturing high dimensional components. The aim of the work is to characterize the influence of manufacturing technology on the physicochemical and electrochemical properties of cobalt based alloys. The work present the results of roughness measurements, contact angle measurements and Surface Free Energy calculation, and pitting corrosion test.

Based on obtained result it can be confuted that the type of manufacturing technology have significantly affected of quality of the components.

Keywords: CoCr alloy, DMLS, SFE, corrosion resistance.

1. Introduction

Currently, there is a noticeable increase in interest in the use of modern technologies used in the manufacturing of metal components. Simultaneous technology development has resulted

in increasing use of i.e. CAD / CAM systems based on Rapid Prototyping. The most popular 3D printing techniques are Selective Laser Sintering (SLS), Selective Laser Melting (SLM) and Direct Metal Laser Sintering (DMLS). Fabrication of the metal framework at the CAM stage in the 3D printing procedure with the use metal material consists of spread super – thin layer of powdered to the working platform and next sintering it selectively with a laser beam. The laser beam is guided according to virtual recording of the manufactured element and raise the temperature of those areas just above the melting point. The biggest advantages of the process are high dimensional accuracy of printed details, no waste and compared to the traditionally manufactured methods little energy is used.

2. Materials and Methods

The study materials used for testing were two cobalt based alloys in form of the discs with the diameter $d = 14$ mm. The tested samples were divided into two groups, depending on the manufacturing technology. First group of samples was obtained from the traditional casting methods (Realloy C) and the second group was obtained from Direct Metal Laser Sintering procedure (EOS CoCr SP2). The chemical compositions of the tested materials were given in Tab.1.

Tab. 1. Chemical compositions of the tested alloys

	Elements, [%]								
	CO	Cr	Mo	W	Si	N	S	Fe	Mn
Realloy C	59.00	25.00	3.90	10.10	1.60	0.19	-	-	0.75
EOS CoCr SP2	63.80	24.70	5.10	5.40	-	-	1.00	> 0.50	> 1.00

The samples were subjected to mechanical treatment: mechanical grinding with the use abrasive paper SiC with the grain size of 320, 500, 800 and 1000, and mechanical polishing with the use SiO₂ polishing pasta.

In the first step the surface roughness measurements were performed with the use profilometer Surtronic 3+ by Taylor Hobson. The test was carried out with the use contact method. On the basis of measurements values of R_a parameter was determined.

The contact angle measurements and Surface Free Energy (SEP) calculation were performed. The test stand included Surfrens Universal goniometer by OEG and PC with Surfrens 4.5 software. Drops of the two measure liquids (distilled water and diiodomethane), each 1.5 μ l volume, were placed on the surface of the samples. The

measurements were started 20 s after dispensing the drop on the samples. The test was carried out at room temperature $T = 23\text{ }^{\circ}\text{C}$.

In the next stage the pitting corrosion test was performed with the use of potentiodynamic method by recording of anodic polarization curves. The test was carried out with the use the test stand comprised of the VoltaLab PGP201 potentiostat, PC with VoltaMaster 4 software and three - electrode system (anode – test sample, auxiliary electrode – platinum wire PTP – 201 and reference electrode – calomel electrode SEC KP – 113). The anodic curves were recorded from the value of starting potential $E_{\text{init}} = E_{\text{ocp}} - 100\text{ mV}$ and the polarization rate was equal

3 m/s. When the anodic current density reached the value $i = 1\text{ mA/cm}^2$, the polarization direction was changed. Based on recorded polarization curves characteristic values describing to pitting corrosion were determined i.e: corrosion potential E_{corr} (mV), potential of transpassivation E_{tr} (mV) and the value of polarization resistance R_p was determined with the use Stern method.

3. Results

The mean value of R_a parameter for the Realloy C samples was $0.37\text{ }\mu\text{m}$. The smaller values were recorded for the samples obtained from DMLS method, whose average value was $R_a = 0.07\text{ }\mu\text{m}$.

Results of contact angle measurements and energy calculation were presented in Tab.2. The highest values of contact angle were recorded for the EOS CoCr SP2 samples, whose the average value was 91.83 ° . The values of contact angle more than 90 ° indicate the hydrophobic character of the surface. While, the average value of contact angle of the Realloy C samples was 82.75 ° and pointed to the hydrophilic character of the surface. For the both groups of tested alloys values of the surface energy γ are comparable. Additionally for the all samples high value of the apolar component and the low values of the polar components were obtained. On this basis, can be concluded that the surface of tested samples exhibited a greater affinity for the apolar groups.

Tab.2. Results of contact angle and SFE

Sample	No.	Contact angle, [°]		Surface energy, [mJ/m ²]		
		Distilled water	Diiodomethane	γ_s	γ_s^d	γ_s^p
Realloy C	1	82.75	53.24	34.35	25.70	8.07
EOS CoCr SP2	1	91.83	59.23	29.08	26.13	2.95

The obtained results of the pitting corrosion test in the form of polarization curves for both group of tested samples were presented in Fig. 1. Meanwhile, the characteristic values describing the pitting corrosion resistance were given in Tab. 4.

For the both groups of samples, the polarization curves had a similar character. For the Realloy C samples as well as for EOS CoCr SP2 samples the progress of the curves was characteristic for materials of high corrosion resistance – no hysteresis loops were stated. Basing on the obtained polarization curves existence of transpassivation potential E_{tr} has been stated. The mean value of transpassivation potential for the cast samples was $E_{\text{tr}} = 837\text{ mV}$ and for the EOS CoCr SP2 samples was $E_{\text{tr}} = 875\text{ mV}$. Additionally, the mean value of corrosion potential E_{corr} for Realloy C samples and EOS CoCr SP2 samples was -327 mV and -232 mV , respectively.

Tab.3. Results of pitting corrosion test

Sample	E_{corr} , [mV]	E_{tr} , [mV]	R_p , [M Ω /cm ²]
Really C	- 327	1011	0.39
EOS CoCr SP2	- 234	946	0.35

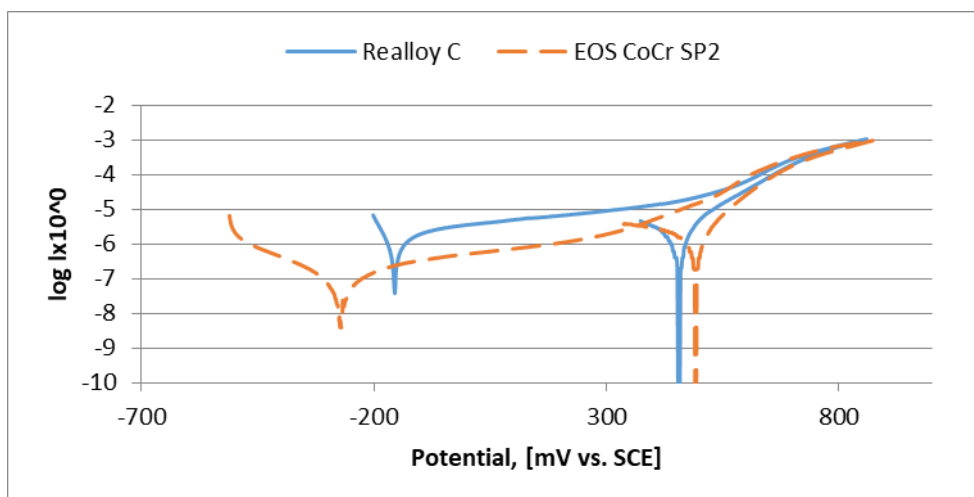


Fig. 6. Results of pitting corrosion test

4. Conclusion

Based on the obtained results, it can be concluded that DMLS technology is a good alternative to traditional techniques used for manufacturing metal component. The samples obtained from the DMLS procedure are characterized by better corrosion resistance, smaller values of surface roughness and higher values of contact angle compared to the samples obtained by cast techniques.

5. References

- [1] Santos E., Shiomi M., Osakada K., Laoui T., Rapid manufacturing of metal components by laser forming, *International Journal of Machine Tool and Manufacture*, iss 12 - 13, vol. 46, 2006, pp.1459 - 1468.
- [2] Walczak M., Gaška D., Guzik M., Characteristics of Products Made of 17-4PH Steel by means of 3D Printing Method, *Applied Computer Science*, iss 3, vol. 12, 2016, pp. 29 – 36.
- [3] Stwora A., Skrabalak G., Influence of selected parameters of Selective Laser Sintering process on properties of sintered materials, *Journal of Achievements in Materials and Manufacturing Engineering*, iss 2, vol. 61, 2013, pp. 375 – 380.
- [4] Aassime A., Bayle F., Plante M.P., Hamouda F., Comparative study of SML electron beam resist characteristics with different developers, *Microelectronic Engineering*, vol 168, 2017, pp 62 – 66.
- [5] Guo P., Zou B., Huang Ch., Gqo H., Study on microstructure, mechanical properties and machinability of efficiently additive manufactured AISI 316L stainless steel by high-power direct laser deposition, *Journal of Materials Processing Technology*, vol. 240, pp. 12 – 22, 2017.

JÖRG ZOCHER

TU Bergakademie Freiberg, Freiberg, Germany

PARAMETER STUDY ON NANOFILTRATION OF SYNTHETIC LEACHING SOLUTION

1. Introduction

Due to an increasing scarcity of raw elements in the world, it is essential to tap new resources. As a consequence, particularly the demand of the elements germanium and indium will obtain a rapid increase until 2030 as described in the report of strategic elements of the European Union [1]. In this context, since 2013 a biohydrometallurgy process chain was developed at the TU Bergakademie Freiberg with the aim of the utilization of secondary raw materials from ore heaps or deposits. In particular the separation of elements from a PLS (pregnant leaching solution) with nanofiltration membranes is investigated. During the conventional recovery process by pretreatment with nanofiltration membranes a minimization of solvent application is intended. By application of this, an already existing process, such as heap leaching or in-situ leaching of ores to produce strategic elements, becomes more cost-efficient and environmentally friendly.

2. Bioleaching and membrane process

Bioleaching can be described as a wet digestion of metals from ores with the facility of microorganisms, thereby insoluble metals are converted into a soluble form. This process is used for ores with low metal contents where conventional methods like pyrometallurgy are no longer profitable. Due to the irrigation of the heap from above with water or a diluted sulfuric acid solution, the leaching solution migrated through the fixed bed and interacts with the solid particles. The result is a pregnant leaching solution, where 10 % of the PLS is removed for the metal extraction. The residual PLS is return to the heap and operates in a loop [2–4].

Nanofiltration is a pressure-driven process predominantly using asymmetric synthetic polymer membranes at pressures between 3 and 30 bar in winding modules. These membranes can be considered as very thin layers of semipermeable structures, where on the one hand separation is carried out by diffusion and on the other hand by size exclusion. A characteristic advantage of nanofiltration membranes is their ion selectivity caused by electrically charged surfaces. Thus, the separation is carried by the electrical charge of the component ions [5–7].

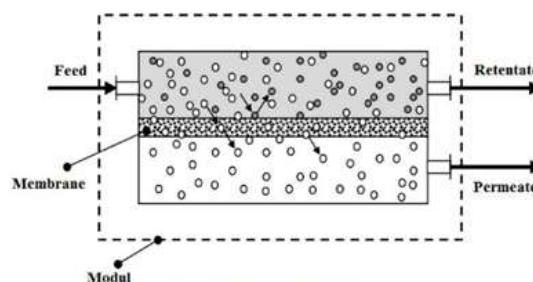


Figure 1: Basic principle of membrane process [1].

The feed stream will be separated into two sub-streams: retentate and permeate. In the permeate stream being continuously removed from the system all components have passed the membrane. On the other hand, all remaining components are in the retentate stream. Due to the selectivity of the membrane, the components are retained differently. On the contrary, polarisation effects on the laminar boundary layer may affect the flow and quality of the resulting permeate. In order to minimize these effects, the process parameters have to be varied and spacers may be applied too. Spacer affect a turbulent flow and thereby promote the mass transfer and minimization of the laminar boundary layer [8–10]. The aim of this study is the investigation of the influence of spacers offering various geometries and the impact of different process parameters.

3. Materials and methods

In this study, 3 fully woven polyamide spacers with different filament interspaces from 0.5 mm till 1.5 mm and filament diameters from 0.15 till 0.5 mm were investigated at overflow velocities of 2-3.3 m/s and temperatures in the range of 25-40 °C. The investigations were carried out using the nanofiltration membrane NF99HF from Alfa Laval in a membrane test cell with cross flow stream conditions and a synthetic PLS at 15 bar. The concentration of the individual elements in the permeate and retentate streams were determined by ICP-MS using an XSERIES 2 from Thermo SCIENTIFIC. The permeate stream was removed from the system at all times, while the retentate stream was returned to the storage tank and subsequently concentrated.

4. Results and discussion

In order to ensure a selective separation of germanium and indium with high yields, the retention and the permeate flux of the individual elements are crucial. Without the presence of ions or charged particles an increase in permeate flux up to 30 % is observed, caused by changes in flow conditions (**Ошибка! Источник ссылки не найден.**).

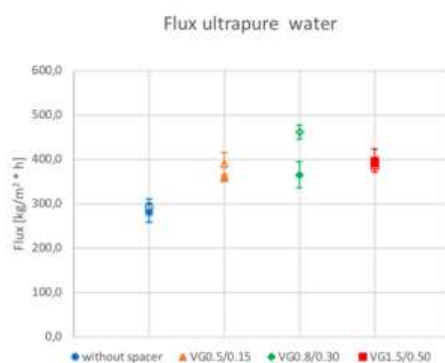


Figure 2: Flux values of different applied spacers. First number conforms the distance between the two filaments in mm. The second number represents the diameter of filament also in mm.

The presence of spacers leads to formation of vortices and a associated increase in the mass transport perpendicular to the membrane surface. Due to high shear forces the formation of the boundary layer is additionally counteracted, and so the mass transport by diffusion is increased too. The selectivity is used as criterion to obtain a statement about the separation of the elements. This characteristic value is the ratio of the component-specific concentrations of elements in the permeate to retentate. For achieving a high selectivity, the retention for the favoured component is deceasive. **Ошибка! Источник ссылки не найден.** shows retention values for all elements of the synthetic PLS about the recovery amount of permeate. It has to be noticed that all elements - except of Ge – have featured retention values near 1. Germanium shows retention values by about 0.4, so it is accumulated in the permeate and all other components are found in the retentate.

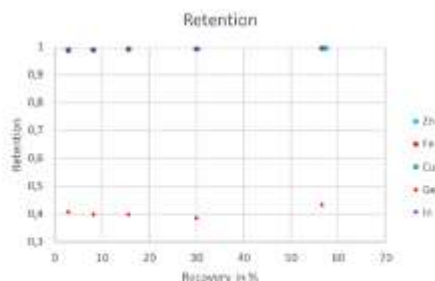


Figure 3: Typical values for retention of individual elements for NF99HF.

That result is also obtained for other process conditions. This behaviour is membrane-specific and spacers have no perceptible influence. In contrast, an increase of the process temperature will lead to a higher permeate flux. For all considerations to increase the flux, the pressure drop caused by a spacer in the winding module has to be taken into account. Thus, it is found that an increase in the filament diameter results in an increase in the permeate flux, but

also in an increase in the pressure loss. In consequence, the choice of the spacer has a significant influence on the economy of this separation process and should be chosen with care.

References

- [1] European Commission. Report of the Ad-hoc Working Group on defining critical raw materials: Report of the Ad hoc Working Group on defining critical raw materials.
- [2] Rohwerder T, Gehrke T, Kinzler K, Sand W. Bioleaching review part A: Progress in bioleaching: fundamentals and mechanisms of bacterial metal sulfide oxidation. *Appl Microbiol Biotechnol* 2003;63(3):239–48.
- [3] Werner A, Meschke K, Bohlke K, Daus B, Haseneder R, Repke J-U. Biohydrometallurgie und Membrantechnik zur Wertstoffgewinnung aus Armerzlagerstätten und bergbaulichen Altablagerungen. *Chemie Ingenieur Technik* 2017;89(1-2):40–52.
- [4] Bosecker K. Bioleaching: Metal solubilization by microorganisms. *FEMS Microbiol Rev* 1997;20(3-4):591–604.
- [5] Goedecke R (ed.). *Fluidverfahrenstechnik*. Weinheim, Germany: Wiley-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA; 2006.
- [6] Saleh TA, Gupta VK. *Nanomaterial and polymer membranes: Synthesis, characterization, and applications*. Amsterdam, Boston, Heidelberg, London, New York, Oxford, Paris, San Diego, San Francisco, Singapore, Sydney, Tokyo: Elsevier; 2016.
- [7] Chilyumova E. *Rückgewinnung zweiwertiger Kationen aus Komplexmedien durch prozessintegrierte Nanofiltration: Staats- und Universitätsbibliothek Bremen*; 2014.
- [8] Schäfer AI (ed.). *Nanofiltration - principles and applications*. Oxford: Elsevier; 2006.
- [9] Ohlrogge K, Ebert K (eds.). *Membranen: Grundlagen, Verfahren und industrielle Anwendungen*. 1st ed. Weinheim: Wiley-VCH; 2012.
- [10] Goedecke R, Hofen W, Sass R, Wendeler H, Schembecker G, Wozny G et al. *Verfahrensentwicklung*. In: Goedecke R, editor. *Fluidverfahrenstechnik*. Weinheim, Germany: Wiley-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA; 2006, p. 5–185.

LIWIA SOZAŃSKA-JĘDRASIK

Silesian University of Technology, Faculty of Mechanical Engineering, Institute of Engineering Materials and Biomaterials, Gliwice Poland

MECHANICAL PROPERTIES OF HIGH MANGANESE STEEL OF TRIPLEX TYPE

Abstract: The paper presents the results of investigations of the mechanical properties of the newly developed high manganese steel of the TRIPLEX type. These steel is characterized by an average density of 6.67 g/cm^3 , which is less than 15% lower than conventional structural steels. TRIPLEX steel after hot rolling in order to determine the mechanical properties were subjected to static tensile test. Based on the results of the static tensile test determined the mean value of plasticity reserve, tensile strength and yield strength. On the basis of the researches steels structure after static tensile test, it can be concluded that the grains are elongated in the direction of the tensile forces. It can be seen little refinement of particles in relation to those which were obtained after four-step hot rolling. Ferrite grains are distributed on a wide angle grain boundaries of the austenite or in the form of elongated particles remaining after the thermo-plastic treatment.

Keywords: high manganese steel, mechanical properties, tensile strength, plasticity reserve

Introduction

The dynamic development of the automotive industry around the world puts the present construction elements of passenger cars and trucks ever higher demands on the anticipated working conditions and existing needs by supporting and directing advances in the field of material engineering. This favors the production and study of new materials, which are characterized by improved mechanical properties while maintaining the required technological formability. The combination of strength and plastic properties of the steel is particularly preferred important in the manufacturing process, the zones of controlled energy absorption of the damaged car [1-9]. The mechanical properties of high manganese steel can be shaped by appropriately selected thermo-mechanical treatment, which economically is a preferred mass production method. Thermo-mechanical treatment allows to increase the strength of the material without decreasing its ductility. The mechanical properties of such steels, as indicated above, are determined to high extent by the location, size and morphology of $\kappa\text{-(Fe,Mn)}_3\text{AlC}$ carbides. κ carbides may also be a reason for the occurrence of steel brittleness during plastic deformation at room temperature, when they are formed on the grain boundaries as large precipitates [1-9]. TRIPLEX type of steel have a combination of high strength, good toughness, and also to reduce the density and provide high energy absorption are very attractive from the point of view of their use in the automotive industry. Due to the lower specific weight

density can be used as a material for electric rotary machines, generators, as well as devices for storage and transport of liquid gases [2-9].

Experimental

The aim of this work was presents mechanical properties of newly developed high manganese steel X98MnAlSiNbTi24-11 TRIPLEX type. The subject of researches have been high manganese steel of TRIPLEX type with micro additives Ti and Nb (Tab. 1).

Tab. 1. Chemical composition of high manganese X98MnAlNbTi24-11 steel

Elements	C	Mn	Al	Si	Nb	Ti	Ce	La	Nd	P _{max}	S _{max}
[wt. %]	0,98	23,83	10,76	0,20	0,048	0,019	0,029	0,006	0,018	0,002	0,002

The tested steel was melted in a laboratory vacuum induction furnace after cooling in air, plastic working performed on the ingot by hot forging at high speed hydraulic press with load of 300 tonnes. Then hot rolling was performed on a one-roll reversing mill with a roll diameter of 550 mm, at a linear speed of 0.74 m/s. Hot rolled has been subjected to trial sections of tested steel with dimensions of 5x185x600mm. The batch was austenitized at 1150°C for 15 min. The finishing temperature for all rolling variants was 850 °C. Three variants of thermomechanical treatment were presented in figure 1. The degree of plastic deformation in all hot rolling variants was $\epsilon = 0.2$.

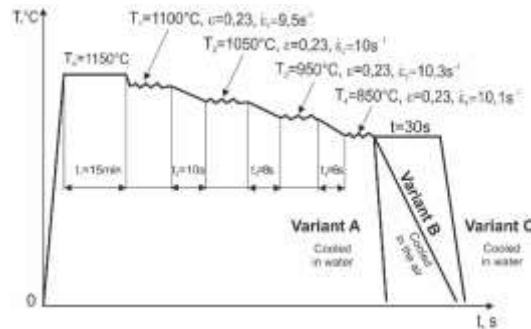


Fig. 1. Thermo- mechanical treatment scheme

The specimens for structural examinations in a light microscopy (LM) were embedded, then ground and polished mechanically with sandpapers and discs wetted with a diamond suspension with the maximum grain size of 1 μm . 5% of HNO_3 solution in ethyl alcohol (nital) was used as a reagent to reveal the structure. The time of etching was about 10-70 s.

Mechanical properties tests were performed on the Zwick Z050 universal strength machine with a force range of 50 kN. The textExpert II program was used to develop the test results. The static tensile test was performed using an analog extensometer directly attached to a flat sample. Static tensile test was performed in accordance with standard PN-EN 10002-1. At least 3 samples were cut in accordance with the direction of hot rolled steel.

Results and the discussion of results

Metallographic studies carried out on light microscopy of X98MnAlNbTi24-11 steel of TRIPLEX type of hot rolled under semi-industrial conditions are shown in the figure 2a-c. The structure is composed of austenite grains containing numerous of annealing twins. The higher Al content causes the tendency for this formation of lines of α -ferrite parallel to the strip surface in hot rolling direction. Hot strip samples processed with air cooling show the same microstructure as water-cooled. The use of isothermal heating after the last deformation step at 850°C results in a recrystallized fine grains statically or meta dynamically, which are arranged on the boundaries of large grains of dynamic recovery austenite. Based on structural research steel after the static tensile test (fig. 2d-f) can be concluded that the steel is relatively brittle. The grains are slightly elongated in the direction of the tensile forces. Only find minor fragmentation of the particles with respect to those which were obtained after four-step hot rolling. Small grains of austenite are visible on the borders of large grains. Small ferrite grains are distributed on a wide angle grains boundaries of the austenite or in the form of elongated particles remaining after the thermo-mechanical treatment.

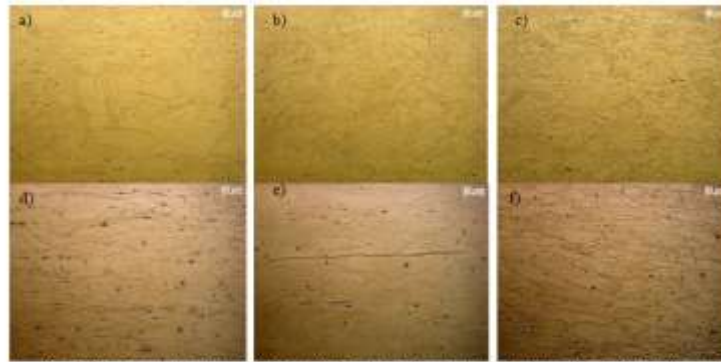


Fig. 2. Microstructure of steel X98MnAlNbTi24-11 a), b) i c) after hot rolling, d), e) i f) after the static tensile test: a) i d) cooling in water, b) i e) cooling in the air, c) i f) isothermally heated for 30 seconds at temperature 850 °C and cooled in water

Steel X98MnAlNbTi24-11 after four-stage hot rolling has a yield strength of 896 - 1086 MPa (fig. 3a). The tensile strength values are in the range 1113 - 1142 MPa (fig. 3a). The highest value of the elongation equal to 24% (fig. 3b) TRIPLEX steel processed thermo-mechanical treatment was achieved for steel subjected to four- step hot rolling according to the variant A of a thermo-mechanical treatment shown in Fig. 1. The high ratio of $R_{0,2}/R_m = 0.98-0.99$ for hot rolling steel irrespective of the variant used shows that the TRIPLEX steel is less susceptible to gradual strengthening, while the high $R_m \cdot A_g$ product of 17875 MPa·% guarantees stable conditions cold plastic deformation during technological shaping. The most important mechanical property characterizing the high manganese consistency is the reserve of plasticity, ie the energy that can accumulate during a vehicle collision. The mean value of the plasticity reserve was determined by calculating the area under the real stress curve - the actual deformation determined by the static tensile test. The plasticity reserve results for the tested steel are shown at the figure 3c. For X98MnAlNbTi24-11 steel, average value of plasticity reserve are in the range of 216 to 260 MJ/m³ (fig. 3c). The highest average value of the value of plasticity reserve (~260 MJ/m³) was obtained for the steel after hot rolling and cooling in water.

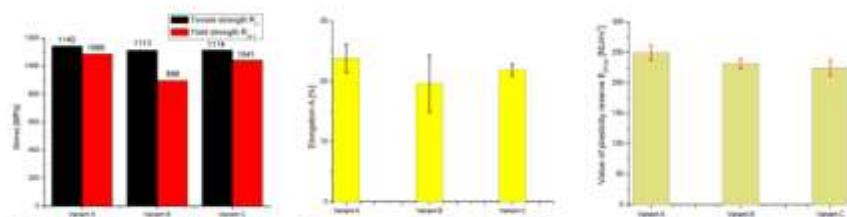


Fig. 3. a) value of yield and value of tensile strength, b) value of elongation, c) value of plasticity reserve depending on variant thermo-mechanical treatment

Summary

The following conclusions have been formulated based on the results of the investigations and their analysis:

- The structure of the X98MnAlNbTi24-11 steel after hot rolling under semi-industrial conditions consists of austenite grains containing numerous of annealing twins. The high content of aluminum results in the elongation of the ferrite grain parallel to the rolling direction. The use of isothermal heating after the last deformation step at 850 °C results in a recrystallized fine grains statically or meta dynamically, which are arranged on the boundaries of large grains of dynamic recovery austenite. The structure of the steel after static tensile has proved to be relatively brittle, the grains are slightly elongated in the direction of the tensile forces. At the wide angle grain boundaries of austenite are distributed small grains of ferrite in the form of elongated particles remaining after the thermo-mechanical.
- Steel X98MnAlNbTi24-11 of the TRIPLEX type after four-stage hot rolling has a yield strength of 1047 - 1079 MPa and the tensile strength values are in the range 1064 - 1084 MPa, which is about 500MPa higher than TRIP and TWIP steels. Steel after thermo-mechanical of hot rolling and cooling in water showed the greatest elongation value equal to 24%.
- The high ratio of $R_{0,2}/R_m = 0.98-0.99$ for hot rolling steel irrespective of the variant used shows that the TRIPLEX steel is less susceptible to gradual strengthening, while the high $R_m \cdot A_g$ product of 17875 MPa·% guarantees stable conditions cold plastic deformation during technological shaping. The highest average value of the value of plasticity reserve 259 MJ/m³ was obtained for the steel after hot rolling and cooling in water.

Acknowledgement

Scientific work was financed in the framework of project funded by the National Science Centre based on the decision number DEC-2012/05/B/ST8/00149.

Liwia Sozańska-Jędrasik is a scholarship holder of the Visegrad International Scholarship Grant for the period September 2017 to June 2018. so some of the research was conducted in collaboration with Ing. Martin Kraus from VŠB- Technical University of Ostrava in the Czech Republic.

Literature

- [1] 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 (2007).
- [2] Dobrzański L.A., Borek W.: Mechanical properties and microstructure of high-manganese TWIP, TRIP and TRIPLEX type steels. *Journal of Achievements in Materials and Manufacturing Engineering* 55/2 (2012) 230÷238
- [3] Grajcar A.: Nowoczesne stale wysokowytrzymałe dla motoryzacji II generacji. *Stal Metale & Nowe Technologie* 7/8 (2013) 10÷13
- [4] Mazancová E., Jonšta Z., Mazanec K.: Structural metallurgy properties of high manganese Fe-Mn-Al-C alloy. *Hutnické listy* 2 (2008) 60÷63
- [5] Kim H., Suh D., Kim N. J.: Fe–Al–Mn–C lightweight structural alloys: a review on the microstructures and mechanical properties. *Science and Technology of Advanced Materials* 14 (2013) 1÷11
- [6] Etienne A., Massardier-Jourdan V., Cazottes S., Garat X, Soler M., Zuazo I., Kleber X.: Ferrite Effects in Fe-Mn-Al-C Triplex Steels. *Metallurgical and Materials Transactions* 45A (2014) 324÷334
- [7] Niewielski G., Kuc D., Cebulski J., Lalik S.: Microstructure and selected properties of Mn-Al duplex steels. *Archives of Materials Science and Engineering* 47/1 (2011) 11÷18.
- [8] Bausch M., Frommeyer G., Hofmann H., Balichev E., Soler M., Didier M., Samek L.: Ultra high-strength and ductile FeMnAlC light-weight steels (MnAl-steel). (2013) 5÷157
- [9] 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 96 (2015) 301÷310

MONIKA KAROŃ, MARCIN ADAMIAK

Institute of Engineering Materials and Biomaterials, Silesian University of Technology

MICROTEXTURES OBTAINED BY PICOSECOND LASER

Abstract: This study reports influence of laser impact on various types of surface. Hard coatings TiN and TiAlN on tool steel as a base material were used. Carried out multiply tests to obtain specific patterns. For texturing 355nm wavelength picosecond laser was used. Test results reveal that different parameters has big influence on geometry and dimensions of obtained structures.

Introduction

Recently, extending work life and reducing wear friction of working material surface were one of the most developing field of material science. More effective lubrication is needed increasingly due to the greater demand for working machines. In industry the most popular and effective method of developing working surface area is laser texturing. Researches in surface engineering field has reported that systematic patterning on investigated material surface changed its topography in order to improve tribological properties. 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 texturing. In this paper laser microtexturing to evaporate surface material were used. In results surface of material is removed (evaporated) and specific geometry left instead. Laser microtexturing modification can increase surface durability and reduce friction [1-9].

Material and experimental method

Tool steel ASP 2030 with chemical composition given in table 1 as a based material was used. Steel was obtained by powder metallurgy and contain chromium, molybdenum, tungsten, vanadium, silicon and cobalt. Additionally experiment was carried out on commercial TiN and TiAlN coatings obtained by PVD deposition. Before coating specimens were mechanically grinded and polished with 1µm diamond polishing suspensions to obtain lowest roughness.

Tab. 1 Chemical composition of tool steel ASP 2030 [6]

Elements	C	Si	Mn	Cr	Mo	V	W	Co	P+S
[wt. %]	1,27	0,30	0,30	4,20	5,00	3,10	6,40	8,50	0,030

Laser working on 355nm wavelength was used. Cimita is control software system enables to create, edit and run CNC programs. The parameters which were controlled was frequency of laser pulse, speed of sample movement, number of passes, number of laser pulses in one place and distance between obtained craters. Texturing was accomplished by picosecond small power solid state laser to obtain four different geometry. The main aim of this research is to show the possibilities of laser and prepare surface for further tribological tests.

Results

First tests were based on sending single impulse, multiply times in the same place at the sample. Used 100% of laser power with frequency 24Hz and speed 6mm/s, repeating five times. Obtained set of dimples, one of dimple is shown in fig. 1d. Distance between each dimple is equal 250 μ m. Noticed impact waves (costal walls) around the middle of affecting area. The tests were carried out on steel surface. Second tests were based on drilling holes. Holes were made by laser beam, divided on five smaller beams which were rotating. Obtained set of holes of diameter \sim 25 μ m and \sim 1 μ m depth (fig. 1c). Holes were made by using 100% of laser power and with drilling time 1s. The tests were carried out on steel surface. Distance between each hole is \sim 200 μ m calculated from center of hole. Third pattern obtained by 355nm wavelength laser are scratched lines (fig. 1c). Lines were made with 100% of laser power and frequency 400Hz one line had been scratched 5 times and distance between lines is equal 50 μ m. Tests were carried out on TiAlN coating, made in PVD process. Fourth pattern is grid, made by 50% of laser power. Distance between each line in grid is \sim 150 μ m. Tests were carried on TiN coating made in PVD process.

To observe obtained geometries light microscope (LM) and scanning electron microscope (SEM) were used.

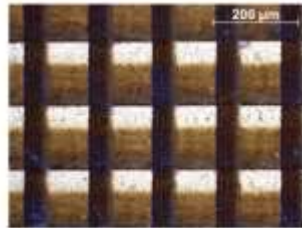


Fig 1a. Micrograph of grid pattern textured on TiN coating using by 50% of laser power, mag 200x, LM

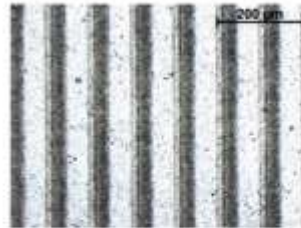


Fig. 1b. Micrograph of lines pattern on TiAlN after one pass of laser using by 100% of laser power, mag 200x, LM

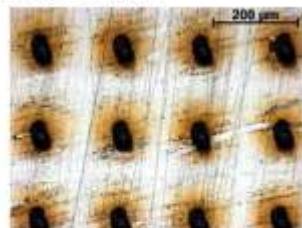


Fig 1c. Micrograph set of holes pattern on uncoated sample, mag 200x, LM

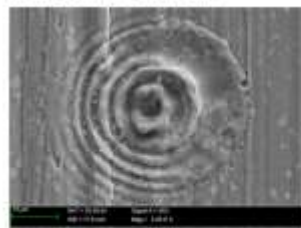


Fig. 1d. Micrograph of dimples created by 5 impulses of laser beam on steel surface, mag 5000x, SEM

Topography of each sample was tested. For grid and lines patterns research reveals that multiplying number of passes increase depth of obtained structures. As it is shown in figure 2, depth of grid lines are approximately \sim 0,5 μ m.

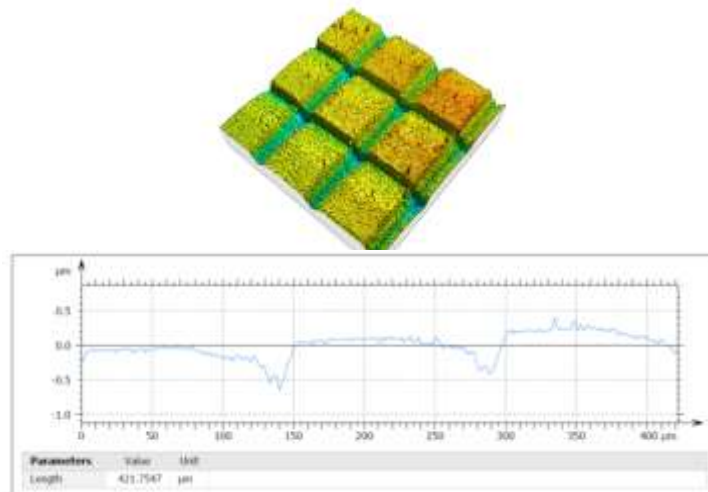


Fig. 2. Topography of grid pattern textured on TiN coating using by 50% of laser power

Summary

1. Different geometry pattern are possible to be obtained by A-355ps Laser Micromachining system based on 355nm wavelength picosecond laser.
2. Every kind of materials are able to be textured by diode-pumped solid-state 355nm wavelength laser.
3. Very regular textures has been produced and then was observed by a light microscopy and scanning electron microscopy.

4. Microscopic observations showed that increasing the number of passes of the laser beam affected on surface and increases the size and depth of microtextures.

References

- [1] A. Erdemir; Review of engineered tribological interfaces for improved boundary lubrication; Tribology International; Volume 38, Issue 3, March 2005, p. 249–256
- [2] I. Etsion; Improving tribological performance of mechanical components by laser surface texturing; Tribology Letters; Vol. 17, No. 4, November 2004
- [3] A.A. Voevodin, J.S. Zabinski; Laser surface texturing for adaptive solid lubrication; Wear 261 (2006) 1285–1292
- [4] Avanish Kr. Dubey, Vinod Yadava; Journal of materials processing technology 195 (2008); p. 15–26
- [5] J. Meijer; Laser beam machining (LBM), state of the art and new opportunities; Journal of Materials Processing Technology 149 (2004); p. 2–17
- [6] Polish standards PN-EN ISO 4957:2002U
- [7] 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); p. 369–379
- [8] A. Kr. Dubey, V. Yadava; Experimental study of Nd:YAG laser beam machining—An overview; Journal of Materials Processing Technology 195 (2008); p. 15–26
- [9] BT. Zhang, HT. Huang, JF. Yang, JL. He, CH. Zuo, JL. Xu, XQ. Yang, S. Zhao; Generation of 7.8W at 355 nm from an efficient and compact intracavity frequency-tripled Nd:YAG laser; Optics Communications 283 (2010); p. 2369–2372

А.К. ЕФРЕМОВА

ОТК ЗК Майское

Северо-Восточный Государственный Университет

ОБОГАЩЕНИЕ ПО КОМБИНИРОВАННОЙ СХЕМЕ ОКИСЛЕННОЙ РУДЫ ОГР МЕСТОРОЖДЕНИЯ МАЙСКОЕ

Руды месторождения Майское в соответствии со своими технологическими свойствами могут быть разделены на три группы: **первичные руды, руды переходных зон и окисленные руды.**

В настоящей статье рассмотрена возможность переработки окисленных руд.

К окисленным рудам относят те руды, из которых при сорбционном цианировании извлекается более 70 % золота. Извлечение золота во флотоконцентрат для них обычно составляет менее 50 %. Поэтому такие руды не подвергают флотации, их перерабатываются в готовую продукцию – сплав Доре методом СІЛ непосредственно на месторождении.

Исследования по переработке окисленной руды месторождения Майское многократно проводились ранее. В проведенных исследованиях было показано, что обогащение методами флотации и гравитации неэффективно. Наиболее эффективным методом переработки является цианирование. Цианируемым является 67-70% золота из данной окисленной руды, но введение операции предварительного окисления руды в щелочном растворе позволяет поднять извлечение до 73-75%.

При этом наличие в руде сорбционно-активных материалов предопределяет использование сорбционного выщелачивания по методу СІЛ (уголь в выщелачивании) или RIL (смола в выщелачивании).

В 2017 г была изучена и проверена на практике возможность переработки окисленной руды гидрометаллургическим методом с осаждением золота на активированный уголь.

Длительность ОНР составила 25 дней. В ходе проведения опытных работ было определено, что руды имеют повышенное содержание углерода, практически весь он находится в органической форме и является очень активным сорбентом для растворенного золота. При этом введение в пульпу искусственного сорбента (активированного угля) не оказывало эффективного действия по сорбции растворенного золота на уголь.

В период ОНР планировалось достичь коэффициента извлечения золота 68,55%, по факту достигли 55,04%.

Остро встал вопрос о выводе органического углерода из питания цианирования.

Задачей наших исследований являлось рассмотреть возможность переработки углеродосодержащих руд по комбинированной схеме обогащения (флотация + СІЛ), где в пенный продукт максимально выводится углерод общий/органический и извлекается золото с невысоким коэффициентом, а на хвостах флотации реализуется технология сорбционного выщелачивания золота с наименьшими потерями его в хвостах цианирования за счет уменьшения прег-роббинга углистыми компонентами руды.

При более глубоком анализе изучения проблемы сам собой напрашивается формат решения в следующем исполнении:

- при помеле 80-82% готового класса -0,074 мм провести флотацию в щелочной среде при pH выше 9,0 с применением определенной номенклатуры аполярных реагентов собирателей и соснового масла, что даст возможность вывести углерод в пенный продукт;

- на обезуглероженных хвостах флотации провести операцию сорбционного цианирования, т.к. основной объем золота будет именно в хвостах из-за депрессии его на флотации ионами извести;

- эффект от комбинирования двух технологий в одной цепи ожидался в получении коэффициента извлечения золота не менее 75% (сквозной ФК+НАУ).

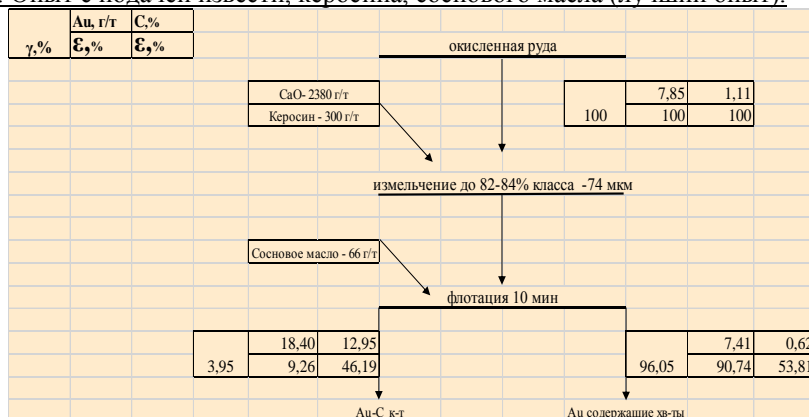
В промышленной практике флотации в качестве собирателя углистых вкраплений наиболее широкое применение находят аполярные реагенты керосин и другие углеводороды, например, окисленный керосин. Расход керосина зависит от особенностей руды и колеблется в пределах от 0,5 до 12,5 кг/т руды. Флотацию ведут в щелочной среде (pH 8,8-10). Ассортимент применяемых при флотации пенообразователей широк и включает сосновое масло, легкие и тяжелые древесно-смоляные масла, флотоол, смеси спиртов пиранового и диоксанового ряда, Т-80, ОПСБ и др.

В качестве депрессоров пустой породы (при необходимости) обычно используется жидкое стекло, регуляторов среды - известь, сода или гидроксид натрия. Для улучшения селекции в некоторых случаях подают алюмосиликат калия и кремнистый натрий, а также кремнефтористый натрий для депрессии слюд.

При способе флотационного разделения углерода и сульфидов при обогащении углеродсодержащих сульфидных и смешанных руд предпочтительно измельчение исходной руды в присутствии реагента спиртового типа, например бутилового спирта и аполярного реагента, например керосина, что позволяет исключить операцию контактирования измельченной пульпы в контактном чане и улучшить условия закрепления реагентов на вновь обнажающихся поверхностях углеродсодержащих минералов.

Результаты проведенных опытов показали:

Рисунок 1. Опыт с подачей извести, керосина, соснового масла (лучший опыт).



1) Задача, максимально извлечь Сорг в пенный продукт на флотации, выполнена за счет изменения номенклатуры реагентов. При отказе от гетерополярных собирателей (Кх, Аэро), и вовлечении в процесс аполярных собирателей (керосин) появилась возможность вывести более 45% Сорг из питания цианирования, тем самым снизить эффект прег-роббинга.

2) Качество флотационного концентрата получено на уровне 18-19 г/т. В сегодняшних условиях этот ФК не является ликвидным для реализации продуктом. Для решения проблемы его сбыта есть два пути: а) найти потребителя на ФК указанного качества по золоту и с высоким содержанием углерода; б) при получении ФК от сульфидной руды с высоким качеством по золоту (50-60 г/т), небольшими партиями подшихтовывать высокоуглеродистый бедный концентрат, и его реализацию осуществлять в общем объеме выпущенной готовой продукции.

3) Извлечение золота в пенный продукт составило 7-10%. Следовательно, на цианирование было направлено 90-93% золота.

Далее хвосты флотации каждого из опытов были направлены на сорбционное выщелачивание. Реагентный режим одинаковым сохранялся во всех опытах. Цианирование проводилось в бутылочном агитаторе при режиме уголь в выщелачивание СП, концентрация цианида 0,5 г/л, время цианирования 24 часа, pH 10,5, дизельное топливо – 500 г/т.

Выводы по результатам цианирования:

1) В опытах, где питанием цианирования являются хвосты флотации не обезуглероженные, сорбция золота на активированный уголь составила 60,1%. В общем объеме питания общее количество углерода составило 88,02%.

2) В опытах, где питанием цианирования являются обезуглероженные хвосты флотации, сорбция золота на уголь составила 68,28-69,32%. В общем объеме питания количество углерода составило 45-53%. Наилучшим признан опыт с подачей извести и керосина в измельчение.

3) Сквозное извлечение золота (ФК +НАУ) в базовом опыте составило – 70,52%. Сквозное извлечение золота в опытах с подачей керосина на флотацию составило 75,72-78,58%.

При сравнении экономических показателей отработанного факта в июне 2017 г и предложенного в данной статье режима работы Флотация углерода + СІІ, получаем значительный экономический эффект, и в условиях реализации углеродистого ФК с получением сквозного коэффициента извлечения золота выше 75,0%, и в условиях отнесения полученного углеродистого ФК к отвальному продукту коэффициентом извлечения золота на уголь 69,32%.

Так же стоит отметить, что в период переработки окисленной руды ОГР на ЗИФМайское по технологии сорбционного выщелачивания, для снижения эффекта прег-роббинга применяли дизельное топливо в объеме 2 кг/тн руды в операции предоисления. Эффекта ингибирования углистых включений достигнуто не было, на это указывает низкий коэффициент извлечения (сорбции) золота на уголь – 55,04%. В проведенных нами опытах удалось достигнуть снижения расхода дизельного топлива в 4 раза, что позволило снизить воздействие экологического аспекта.

С.С. ЖЕВЕДЬ, В.В. КОЧУРА

Донецкий национальный технический университет, г.Донецк

АНАЛИЗ ОСВОЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ВДУВАНИЯ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА НА ЧАО «ЕНАКИЕВСКИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ЗАВОД»

Постановка задачи

Важнейшая задача черной металлургии - снижение энергоемкости металлопродукции не может быть решена без существенного сокращения расхода кокса на выплавку чугуна. Поэтому особое значение приобретает широкомасштабное внедрение технологии доменной плавки с вдуванием в горн пылеугольного топлива (ПУТ), приготовленного из недефицитных и относительно недорогих некоксующихся марок углей с низким содержанием серы и золы. Преимуществами угля по сравнению с другими заменителями кокса является его низкая стоимость, большие запасы и высокая теплота сгорания у фурм доменной печи [1-3].

Результаты промышленного внедрения ПУТ-технологии

Енакиевский металлургический завод (ЧАО «ЕМЗ») имеет благоприятные предпосылки для высокоэффективного использования ПУТ: современные доменные печи объемом 1513 и 1719 м³, аглофабрика, склад окатышей и кокса (СОК), предусматривающий подготовку основных шихтовых материалов к плавке, воздухонагреватели Калугина с температурой дутья до 1250 °С, лотковое загрузочное устройство на ДП-3 и другое.

Для реализации ПУТ-технологии фирмой Kuttner построена современная ПУТ-установка, введенная в эксплуатацию в 1-м квартале 2016 г.

Используемые шихтовые материалы: свой агломерат и окатыши СевГОК с отсевом мелочи (0-5 мм), кокс Авдеевского, Енакиевского и Макеевского КХЗ.

Для производства ПУТ поставлялся кузнецкий слабоспекающийся уголь марки СС (0-50 мм) с содержанием серы до 0,2 %, золы – 7,5 %, летучих веществ – 22 %.

Освоение ПУТ-технологии на ЧАО «ЕМЗ», начатое с марта 2016 г. на доменной печи №5 (ДП-5) и с 20 апреля 2016 г. на ДП-3, проходило в неблагоприятных шихтово-технологических условиях из-за нерегулярных поставок, прежде всего, железорудных материалов (окатышей СевГОК), изменения качества кокса (марки и КХЗ-поставщики).

На ДП-5 освоена технология с вдуванием в горн пылеугольного топлива совместно с природным газом (ПУТ+ІІГ) и пылеугольного топлива (ПУТ) (табл. 1) [4,5].

Таблица 1 - Показатели работы ДП-5 ЧАО «ЕМЗ»

Показатели	Периоды		
	январь- февраль 2016 (базовый)	20.03- 21.04.2016 (1-й опытный)	11-31.07.2016 (2-й опытный)
Технологические показатели:			
Производительность т/сутки	2595,5	2999,6	2896,7

Удельная производительность, т/(м ³ сут)	1,715	1,983	1,915
Расход топлива, кг(м ³)/т чугуна:			
кокс	564,2	440,7	440,0
коксый орешек	34,6	34,1	34,1
ПУТ	0	127,8	122,1
ПГ	0	21,0	0
Расход сухих материалов, кг/т чугуна:			
агломерат ЕМЗ	634,1	571,8	689,8
агломерат ЮГОК	0	0	165,7
окатыши СевГОК	1038,3	1050,1	788,5
известняк	75,9	55,2	43,6
конвертерный шлак	60,1	95,1	66,2
Дутье: расход, м ³ /т чугуна	1552	1535	1384
содержание кислорода, %	20,0	23,0	22,8
температура, °С	906	1100	1100
давление, атм	2,495	2,555	2,61
Степень использования СО, %	35,0	35,35	35,19
Содержание в чугуне, % : Si	0,55	0,67	0,64
S*	0,061	0,070	0,083
Выход шлака, кг/т чугуна	430,5	393	390,3
Основность шлака, CaO/SiO ₂	1,16	1,09	1,08
Содержание MgO в шлаке, %	5,48	5,72	5,11
Расчетные показатели:			
Объемная доля кокса в шихте, %	56,2	51,8	51,7
Теоретическая температура, °С	2102	2132	2192
Расход углерода, дошедшего до фурм, кг/т чугуна	340,8	284,6	259,6
Выход горновых газов, м ³ /т чугуна	1932	2049	1809
Выход восстановительных газов, м ³ /т чугуна	651,68	862,11	736,36
Степень прямого восстановления, %	53,65	27,44	35,52
Приход серы с шихтой, кг/т чугуна	6,59	5,874	6,03
Расход условного топлива, кг/т чугуна	607,68	634,0	602,0
К.п.д. использования тепла печи, %	85,08	76,26	80,99
Выход колошникового газа, м ³ /т чугуна	2154	2131	1953
Определяющие показатели:			
Рудная нагрузка, т/т кокса	2,92	3,67	3,61
Выход шлака, кг/т кокса	763	892	833
Выход горнового газа, м ³ /т кокса	3355	4649	4120
Приход мелочи с шихтой, кг/т кокса	179	201,4	207,2
Скорость газа в распаре, м/с	8,36	13,36	11,11

Из сопоставления базового и опытных периодов следует, что вдувание в горн ПУТ в 1-м и 2-м периодах 127,8 (+21 м³ ПГ) и 122,1 кг/т чугуна обеспечило снижение расхода кокса соответственно на 123,5 и 124,2 кг/т чугуна (22 %). При этом производительность печи повысилась в исследуемых периодах на 404,1 т/сут (15,6 %) и 301,2 т/сут (11,6 %).

Суммарный коэффициент замены кокса составил 0,97 и 1,02 кг/кг. За исключением влияния компенсирующих мероприятий и ПГ коэффициент замены кокса ПУТ составил в 1-м и 2-м периодах 0,63 и 0,76 кг/кг. Основной причиной указанного расходования является крайне низкий показатель использования восстановительного потенциала горновых газов (η_{co}) 35; 35,35 и 35,19 %, а содержание СО₂ в колошниковом газе 13,2; 13,5 и 13,9 % в базовом и опытных периодах).

Аналогичные результаты получены при сопоставлении базового и опытных периодов работы на ДП-3 [4,5].

ДП-3 в базовом периоде работала с вдуванием ПГ, температурой дутья 1100 °С и содержанием кислорода в дутье 22,67 %. Поэтому ресурсы компенсирующих мероприятий были значительно ограничены и компенсировались выводом из состава дутья природного газа. Применение ПУТ в 1-м опытным периоде позволило при практически неизменной производительности печи снизить расход кокса на 41,2 кг/т чугуна (8,6 %) и ПГ на 58,3 м³/т чугуна.

Суммарный коэффициент замены кокса углем составил 0,31 и 0,56 кг/кг в 1-м и 2-м опытных периодах. При этом перерасход кокса за счет вывода ПГ составил 46,64 кг/т чугуна.

Низкая степень использования восстановительного потенциала газов определяет повышение расхода кокса. В отечественной и зарубежной практике выплавки чугуна η_{co} составляет 45-55 % (содержание

* Чугун подвергался внедоменной десульфурации в кислородно-конвертерном цехе

CO₂ в колошниковом газе - 16-24 %), что наравне с другими факторами обеспечивает снижение расхода кокса до 250-350 кг/т чугуна [1,2]. Основной причиной низкого значения степени использования газа (η_{CO}) в условиях ЧАО «ЕМЗ» является низкое и нестабильное качество кокса (показатель горячей прочности (CSR) составлял 45-55 %. Естественно, что при использовании ПУТ и соответственном снижении расхода кокса процесс разрушения кокса в печи усиливается. В зарубежной практике при работе доменных печей с применением ПУТ величина CSR оговорена потребителем и составляет не менее 65 % [1].

Во 2-м опытном периоде на ДП-3 повышена эффективность компенсирующих мероприятий: увеличено содержание кислорода в дутье (2,44 %), повышена теоретическая температура горения (95 °С), снижены расход конвертерного шлака (47,2 кг/т чугуна) и основность шлака (0,05 единиц), благоприятно изменился состав железорудной части шихты (+323,9 кг/т чугуна агломерата ЮГОК). Это позволило повысить до 138,8 кг/т чугуна расход ПУТ, снизить расход кокса (77,6 кг/т чугуна, 16,3 %), повысить производительность печи (370 т/сут, 11,8 %).

Выводы

Освоение ПУТ-технологии на ЧАО «ЕМЗ» начато с марта 2016 г. на ДП-5 и с 20 апреля 2016 г. на ДП-3. Для приготовления ПУТ использовался высококачественный кузнецкий уголь марки СС (A=7,5 %, S=0,2 %). Используемый кокс не отвечал требованиям современной ПУТ-технологии из-за низкого и нестабильного значения показателя горячей прочности (45-55 %) и нестабильных технико-аналитических параметров и фракционного состава поставщиков кокса.

Промышленный опыт освоения ПУТ-технологии на ДП-5 позволил снизить расход кокса в опытных периодах на 123,5 и 124,2 кг/т чугуна (22 %). Производительность печи при этом повысилась на 404,1 т/сут (15,6 %) и 301,2 т/сут (11,6 %).

На ДП-3 в опытных периодах расход кокса снизился на 41,2 кг/т чугуна (8,6 %) и 77,6 кг/т чугуна (16,3 %). Производительность печи при вдувании ПУТ повысилась на 33,9 т/сут (1,07 %) и 370 т/сут (11,8 %).

Литература

1. Савчук, Н.А. Доменное производство на рубеже XXI века / Н.А. Савчук, И.Ф. Курунов // *Новости черной металлургии за рубежом*. - 2000. - Часть II. - Приложение 5. - М.: ОАО «Черметинформация». - 42 с.
2. Товаровский, И.Г. Доменная плавка. Эволюция, ход процессов, проблемы и перспективы. - Днепропетровск: Пороги, 2003. - 597 с.
3. Ярошевский, С.Л. Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. - М.: Металлургия, 1988. - 176 с.
4. Кузнецов, А.М. Освоение и эффективность технологии доменной плавки с применением пылеугольного топлива на ЧАО «Енакиевский металлургический завод» / А.М. Кузнецов, А.В. Зубенко, В.П. Падалка, А.С. Хайбулаев, С.Л. Ярошевский, В.В. Кочура // *Металл и литье Украины*. – 2017. - №8-10. - С. 23-30.
5. Подкорытов, А.Л. Освоение технологии доменной плавки с вдуванием в горн пылеугольного топлива на ЧАО «Енакиевский металлургический завод» / А.Л. Подкорытов, А.М. Кузнецов, А.В. Зубенко, В.П. Падалка, С.Л. Ярошевский, В.В. Кочура // *Бюллетень «Черная металлургия»*, 2017. - №10. - С. 53-65.

Н.А. ЗВЯГИНЦЕВА, В.Г. НАУМЕНКО, Н.М. МАЖАРА
Донецкий национальный технический университет, Донецк

ИССЛЕДОВАНИЕ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ АНТРАЦИТОВ ПРИ МЕХАНИЧЕСКОМ РАЗРУШЕНИИ

Проведены экспериментальные исследования по механическому разрушению антрацитов. Представлены результаты ситового анализа полученных продуктов. Установлена зависимость степени разрушения антрацита от его структурных и текстурных характеристик. Изменение крупности частиц и их перераспределение в классах крупности также зависит от количества падений материала. Это дает возможность установить участки технологической цепочки фабрики, являющиеся источниками наибольшего разрушения и изменения гранулометрического состава продуктов.

Ключевые слова: антрацит, гранулометрический состав, класс крупности, механическое разрушение, перераспределение, физические свойства

Введение. Количество и качество сортовых концентратов являются основными показателями работы обогатительных фабрик, перерабатывающих антрациты. Технологические схемы реализованы большим количеством обогатительного, вспомогательного и транспортного оборудования. В отдельных

узлах этой цепочки имеется значительный перепад высот. Такие перепады встречаются при перегрузке материала на ленточные конвейеры, в различные аппараты и бункеры, и являются источниками механического разрушения кускового антрацита. Прохождение рядового антрацита по точкам технологических операций сопровождается изменением его крупности [1,2]. Механическое воздействие на частицы приводит к изменению ситового состава исходного материала и перераспределению классов крупности в гранулометрическом диапазоне [3]. Также на гранулометрический и фракционный составы существенно влияют физические свойства антрацита и минеральных примесей. Ситовый состав и шламообразование в процессе переработки связаны с механической прочностью антрацита и сопутствующих пород, которая оценивается в частности, хрупкостью. Разрушение кусков углей в значительной мере определяется не только хрупкостью угольного вещества, но и наличием трещин [4]. Наиболее полно это свойство проявляется во время транспортировки, на перепадах, при соударении кусков.

Постановка задачи и анализ результатов. Задачей исследования являлось установить зависимости перераспределения классов крупности при механическом воздействии. В качестве исследуемых объектов были взяты антрациты трех шахт крупностью более 100 мм. Образцы первой шахты (№1) и второй шахты (№2) имели слоистую текстуру с видимыми трещинами; образцы первой шахты отличались более высоким содержанием минеральных примесей; в антрацитах третьей шахты (№3) четко прослеживалась полосчатая структура. Антрациты отдельной шахты бросали с высоты 4,5 м; количество повторений составило 8-10. После каждого падения выполняли рассев для определения степени разрушения кусков материала и перераспределения классов крупности. По результатам опытов были построены графики зависимости выхода каждого класса крупности от количества повторений падения (рис. 1-3).

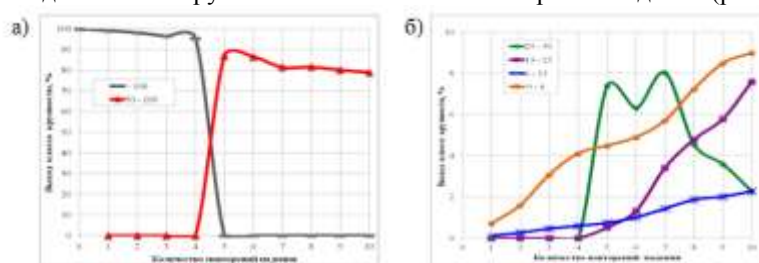


Рис. 1. Распределение классов крупности в образцах антрацита шахты №1:
а) выходы классов более 50 мм; б) выходы классов менее 50 мм

На рис. 1 представлены результаты испытания образцов шахты №1, отличающихся наличием большего количества минеральных примесей, по сравнению с другими образцами. На графиках видно, что после 4-х падений размеры исходных кусков практически не изменились, откололись отдельные частицы крупностью 6-13 мм, появился и постепенно прибавлялся класс 0-6 мм. Переломным явилось 5-ое падение, в результате которого крупные куски разрушились на несколько частей. Большая их часть составила класс 50-100 мм (около 87 %), образовался класс 25-50 мм (7,4 %), остальная масса перераспределилась между нижними классами. С увеличением числа падений больше всего разрушились частицы крупностью 25-50 мм, заметно их распределение между нижними классами. В целом после 10-ти падений основным стал классом крупности 50-100 мм с выходом 78,9 %. Выходы классов 13-25 мм - 7,6 % и 0-6 мм – 9 %; по 2,3 % составили классы 25-50 мм и 6-13 мм.

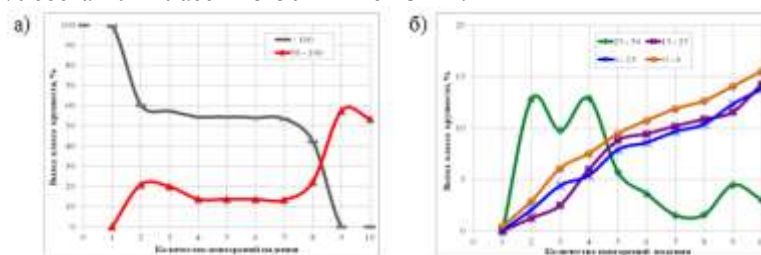


Рис. 2. Распределение классов крупности в образцах антрацита шахты №2:
а) выходы классов более 50 мм; б) выходы классов менее 50 мм

На рис. 2 показаны результаты испытания образцов шахты №2, по которым видно, что куски крупностью >100 мм начали разрушаться при 2-м падении, образуя нижние классы крупности. Последующие падения сопровождались постепенным разрушением крупных кусков и переход их в более мелкие классы. Начиная с 8-го падения, куски более 100 мм значительно уменьшаются в размерах, при 9-м падении они полностью разрушаются; за счёт этого увеличивается выход класса 50-100 мм до 57,5 %. В результате 10-ти падений распределение классов крупности следующее: 50-100 мм с выходом 53,3 %; 25-50 мм – 3 %; 13-25 мм – 14,3 %; 6-13 мм – 13,8 % и 0-6 мм – 15,6 %.

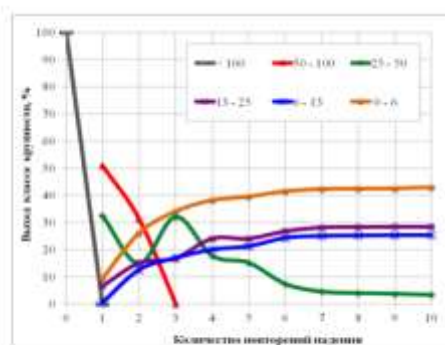


Рис. 3. Распределение классов крупности в образцах антрацитов шахты №3

На рис. 3 представлены результаты испытания образцов №3, отличающихся явно выраженной полосчатой структурой. На графиках видно, что исходные куски антрацита крупностью >100 мм разрушились при первом падении, образуя пять классов крупности: 50-100 мм с выходом 51 %; 25-50 мм – 32,4 %; 13-25 мм – 6,6 %; 6-13 мм – 0,6 % и 0-6 мм – 9,4 %. При последующих падениях наблюдается уменьшение в 2 раза классов крупности 50-100 мм и 25-50 мм, при третьем падении частицы крупностью 50-100 мм полностью разрушились. В результате 10-ти падений крупные классы полностью исчезли; 42,3 % составил штыб 0-6 мм; 28,2 % и 25 % классы 13-25 мм и 6-13 мм соответственно; класс 25-50 мм всего 4,5 %. Такое значительное разрешение крупнокускового антрацита связано с наличием большого числа трещин в данных образцах.

Полученных ситовые характеристики показывают, что материал разных шахт имеет различную степень разрушения крупнокускового антрацита и, как следствие, неравномерное распределение классов крупности в продуктах. Это необходимо учитывать при обогащении шихты, в которую входит сырье с различными характеристиками.

На рис. 4 приведен усредненный ситовый состав испытываемых образцов всех шахт.

На графиках видно, что полученные уравнения линии тренда усреднённой характеристики соответствуют инженерным расчетам; высокие значения коэффициента свидетельствуют об адекватности данной модели исследуемому процессу.

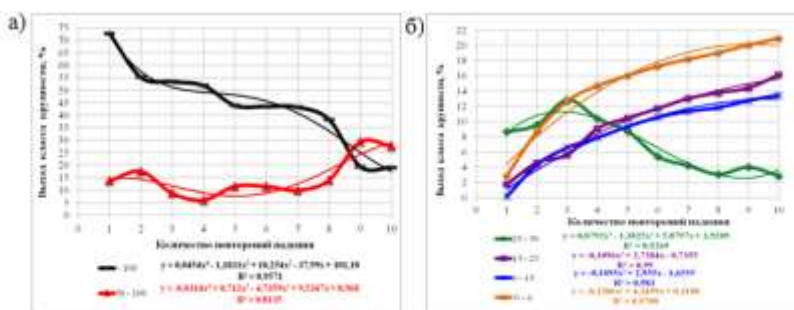


Рис. 4. Распределение классов крупности в шихте:

а) выходы классов более 50 мм; б) выходы классов менее 50 мм

Заключение. По результатам исследований, можно сделать вывод, что при падении с высоты на степень разрушения антрацитов и существенные изменения гранулометрического состава в большей степени влияет текстура материала, раскалывание происходило по трещинам кливажа и линиям напластования. С увеличением количества падений снижается выход крупных классов, которые переходят в мелкие классы. Это особенно важно учитывать при наличии в технологических схемах фабрик большого количества участков, имеющих значительную высоту или перепады высот. Дальнейшие исследования позволят прогнозировать количественные показатели товарных продуктов в зависимости от характеристик входящего сырья.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Н.А. Звягинцева.* Моделирование перераспределения классов крупности антрацита при механическом разрушении // Перспективы инновационного развития угольных регионов России: Сборник трудов V Международной научно-практической конференции. Прокопьевск, 2016. – с.355-357.

2. *Н.А. Звягинцева.* Исследование перераспределения классов крупности в продуктах обогащения антрацита на основе результатов опробования // Фундаментальные и прикладные проблемы в горном деле. Материалы всероссийской научно-технической конференции. Междуреченск, 2016. – с.97-99.

3. *Н.А. Звягинцева.* Определение коэффициентов измельчения классов крупности в продуктах обогатительной фабрики на основе практических результатов // «Збагачення корисних копалин». Науково-технічний збірник. Випуск 62(103), Дніпропетровськ, 2016. - с.51-56.

4. *И.С. Пельдяков.* Геология месторождений ископаемых углей. Углетехиздат, Москва, 1954. – 310 с.

А.С. МАРКОВА

ООО Золоторудная компания «Майское»

СКОРОСТНАЯ ФЛОТАЦИЯ КАК СПОСОБ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ ЗОЛОТА

При обогащении золотосодержащих руд имеют место потери металла, для сокращения которых необходимо использовать различные технологические приёмы. Одним из видов потерь являются потери золота со шламами. Такие шламы образуются в цикле рудоподготовки в результате переизмельчения руды. Если своевременно не вывести этот металл из схемы, он перейдёт в хвосты. Цель данной работы заключается в сокращении потерь золота с отвальными хвостами за счёт снижения шламообразования на стадии измельчения с помощью внедрения процесса скоростной флотации.

Скоростная флотация находит всё большее применение среди предприятий горнодобывающей промышленности. Изучению этого вопроса посвящён ряд работ. Вкратце о скоростной флотации: это процесс мгновенной флотации высвобожденных минеральных частиц из циркулирующей нагрузки контура измельчения. Ни для кого не секрет, что разделение частиц в гидроциклонах происходит не только по крупности, но и по удельному весу. Так, частицы с высокой плотностью даже при их небольшой крупности остаются в циркулирующей нагрузке. Такой продукт является благоприятным для флотации, т.к. в нём содержится меньше шламов, а частицы ценного компонента имеют более чистые и менее окисленные поверхности.

Объектом исследований выступила золотосодержащая высокоуглеродистая руда. Руда относится к сульфидному типу арсенопирит-пиритного состава. Среди нерудных минералов главное место занимают кварц, мусковит, полевошпатовый и железомagneзиевый карбонат. Важной особенностью данного типа руды является повышенное содержание органического углерода от 0,4 до 2 %.

Перед началом флотационных опытов было изучено распределение металлов по классам крупности в песках гидроциклонирования (таблица 1).

Таблица 1 – Результаты ситового анализа песков второй стадии классификации

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание Au, г/т	Распределение, %
+0,5	10,65	11,86	1,77
-0,5+0,25	16,97	35,23	8,38
-0,25+0,1	41,21	69,56	40,16
-0,1+0,071	7,96	167,15	18,64
-0,071+0,040	10,35	173,35	25,14
-0,040+0,020	3,56	93,65	4,67
-0,020+0	9,30	9,55	1,24
Итого	100,00	71,37	100,00

Как видно из таблицы 1, ~84% металла сконцентрировано в классе крупности -0,25+0,040 мм, что говорит о возможности его извлечения флотацией.

Поисковые опыты по скоростной флотации проводились в одну операцию, с применением реагента-активатора медного купороса и реагента-собирателя бутилового ксантогената калия. В первой серии опытов варьировался расход активатора, во второй – расход собирателя (рисунок 1). По результатам опытов были установлены оптимальные расходы реагентов, при которых получили лучшие технологические показатели (10 г/т медного купороса и 130 г/т ксантогената).

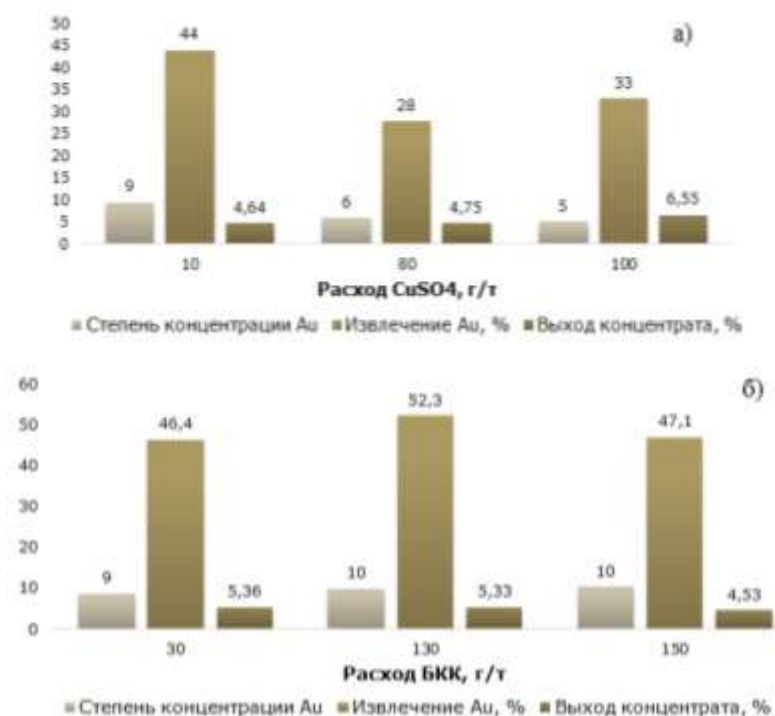


Рисунок 1 – Технологические показатели лабораторных опытов по флотации:
 а – при изменении расхода CuSO₄
 б – при изменении расхода БКК

Следующий этап работы заключался в расчёте качественно-количественной схемы действующей фабрики и схемы после внедрения в неё операции скоростной флотации. Баланс металла по обеим схемам приведён в таблице 2.

Таблица 2 – Баланс металла

Продукт	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Текущая ситуация			
Концентрат	8,73	60,27	86,24
Хвосты	91,27	0,92	13,76
Исходный	100,0	6,10	100,0
Ситуация после внедрения			
Концентрат 1	2,22	136,00	49,54
Концентрат 2	5,70	40,67	38,00
Концентрат объединённый	7,92	67,41	87,54
Хвосты	92,08	0,83	12,46
Исходный	100,0	6,10	100,0

По результатам выполненных расчётов можно отметить, что в случае применения схемы с операцией скоростной флотации извлечение золота в концентрат повышается на 1,3% при увеличении его качества и сокращении выхода. Соответственно, количество флотоконцентрата снизится, что повлечёт за собой уменьшение затрат по его транспортировке сторонним организациям.

Библиографический список

1. Колеман Р. Применение скоростной флотации Оутотек для повышения извлечения ценных минералов. Золотодобыча, №169. 2012
2. Аксенов Б.В., Галютин А.Ю. Применение песковых флотомашин SkimAir при обогащении золотосеребряных руд месторождения «Дукат». Золотодобыча, №130, 2009
3. Аксенов Б. В., Бабук А. В., Галютин А. Ю. Повышение извлечения золота и серебра и создание гибкой технологической схемы с использованием процесса песковой флотации. Обогащение руд, №2. 2009
4. Комогорцев Б.В., Вареничев А.А. Технологии и оборудование флотационного обогащения золотосодержащих сульфидных руд. Горный информационно-аналитический бюллетень, №10. 2016. С. 222-235

М.Ю. ПРОЦЕНКО, С.В. ТКАЧЕНКО, С. А. ФИСТИК, В. Д.ГРЯЗНОВ

*Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования
Луганской Народной Республики «Донбасский государственный технический университет», г.
Алчевск*

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗЛИЧНЫХ СПОСОБОВ ПРОДУВКИ ЖЕЛЕЗОУГЛЕРОДИСТОГО РАСПЛАВА В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ

В настоящее время современные технологические схемы производства качественной металлопродукции из железоуглеродистых сплавов предусматривают перенос операций по раскислению, легированию, рафинированию, нагреву и гомогенизации расплава в сталеразливочный ковш. Такая трансформация технологии позволила значительно увеличить производительность плавильных агрегатов и обеспечить высокое качество подготовки металла для последующей его разливки.

Одним из наиболее распространенных способов ковшевой металлургии является продувка расплава в ковше инертным газом с целью его гомогенизации по химическому составу и температуре, а также рафинирования от неметаллических включений эндогенного и экзогенного происхождения. Как правило, такой способ внепечной обработки предусматривает вдувание в расплав, через пористые пробки, расположенные в днище ковша или погружные фурмы, определенного количества инертного газа в единицу времени.

Скорость гомогенизации и возникающих в процессе продувки конвективных потоков находится в прямой зависимости от удельного расхода инертного газа. Однако при увеличении интенсивности продувки возникает ряд существенных проблем обусловленных развитием процессов вторичного окисления и повышенного износа футеровки сталеразливочного ковша.

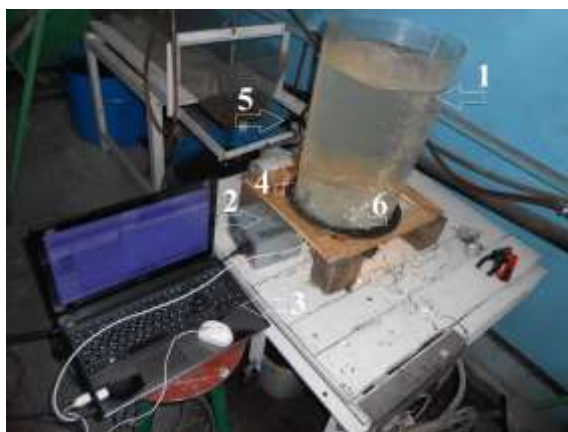
Основной причиной вторичного окисления стали является раскрытие зеркала металла, обусловленное выходом пузырьков инертного газа на поверхность при высокой интенсивности продувки и взаимодействие его с кислородом атмосферы, что приводит к образованию дополнительного количества оксидной фазы, снижению качества стали по загрязненности неметаллическими включениями, а также выхода годного металла ввиду ухудшения его уровня физико-химических свойств.

Повышенный износ футеровки может иметь место при воздействии на нее образующихся при продувке интенсивных газожидкостных потоков. Особенно это проявляется при перемещении продувочных пробок ближе к поверхности стен ковша с целью предотвращения образования застойных зон в этой части объема ванны.

Исследование гидродинамики перемешивания металла в ковше в производственных условиях является достаточно сложной задачей. Поэтому основные параметры и характер поведения металла при продувке инертными газами наиболее удобно изучать с использованием методов физического моделирования.

На физической модели сталеразливочного ковша ПАО «Алчевский металлургический комбинат», выполненной с использованием необходимых критериев подобия, были проведены исследования по изучению характера поведения моделирующей жидкости (воды) при традиционном и пульсирующем режиме подачи рафинирующего газа (воздуха) через две продувочные пробки конфигурация которых была максимально приближена к конструкции, используемой на предприятии.

Базовыми критериями подобия при разработке физической модели были выбраны критерии Фруда, Струхаля, геометрического подобия и критерий гомохронности. Физическая модель сталеразливочного ковша была выполнена из оргстекла в виде усеченного конуса высотой 456 мм, диаметром в верхней части 313 мм, а в районе днища 272 мм. Общий вид модели показан 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°.



1 – емкость из оргстекла моделирующая сталеразливочный ковш; 2 – блок управления электромагнитными клапанами; 3 – компьютер, оснащенный программой Cubase 5;
4 – газовый счетчик; 5 – вентиль регулировки подачи газа; 6 – продувочные узлы
Рисунок 1 – Общий вид физической модели для исследования продувки расплава в сталеразливочном ковше

В качестве рабочей жидкости, моделирующей жидкую сталь, использовали воду при температуре 18-25°C, а в качестве жидкого шлака – машинное масло. Выбор воды как моделирующей жидкости объясняется тем фактом, что значения вязкости воды и стали в области температур внепечной обработки достаточно близки друг к другу. Продувка модельной жидкости воздухом осуществлялась через две продувочные пробки, имеющих по 6 отверстий диаметром 0,33 мм.

Расход газа при моделировании продувки по исследуемым схемам составлял 2,5 л/мин. Управление электромагнитными клапанами при пульсирующей подаче газа осуществлялось от компьютера через звуковую плату с использованием программы Cubase 5. Частота открытия электромагнитного клапана составляла 2 Гц.

При использовании традиционной схемы продувки расплава в сталеразливочном ковше через две донные пробки было установлено, что дуваемый с расходом 2 л/мин модельный газ образует две вращающихся газожидкостных струи раскрывающихся на выходе из модельной жидкости и оголяющих ее поверхность (рис. 2 и 3).

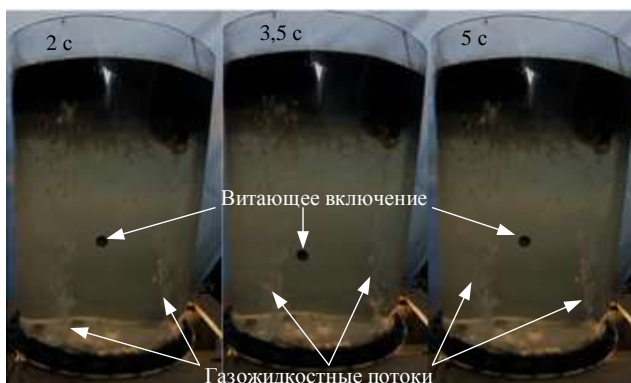


Рисунок 2 – Характер поведения жидкости и неметаллических включений при традиционной схеме продувки через 2 с, 3,5 с и 5 с от начала опыта

Площадь раскрытия поверхности модельной жидкости для рассмотренных условий продувки колебалась в пределах 17-25 % от площади зеркала модели, что способствует интенсивному вторичному окислению расплава в течении всей технологической операции. Кроме того, отмечено, что объем жидкости находящийся между газожидкостными струями практически не подвергается гомогенизации представляя собой застойную зону. Показанное на рисунке 2 неметаллическое включение в этой зоне практически не подвергалось воздействию образованных потоков и витало в объеме металла, не смотря на свой достаточно большой размер. Поэтому можно утверждать, что при таком расходе инертного газа традиционный способ продувки с целью гомогенизации расплава и его рафинирования от неметаллических включений является малоэффективным.

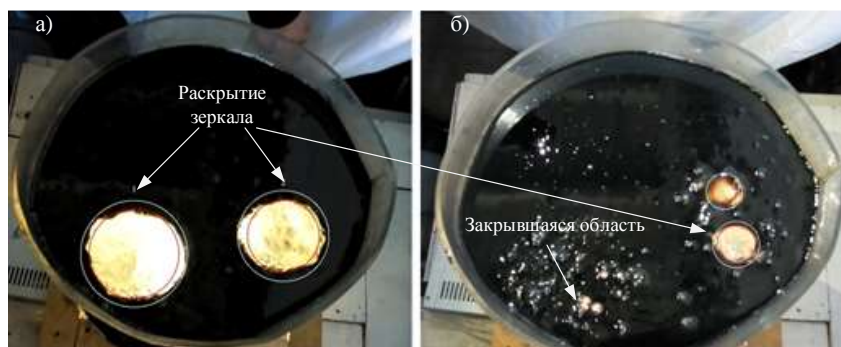


Рисунок 3 – Характер раскрытия зеркала металла при традиционной схеме продувки (а) и с использованием пульсирующей подачи газа (б)



Рисунок 4 – Характер поведения жидкости и неметаллических включений при пульсирующей схеме продувки через 1 с, 1,5 с, 2 с и 4 с от начала опыта

На рисунке 4 представлена динамика поведения вдуваемого газа в объеме модельной жидкости при использовании пульсирующего режима продувки с частотой 120 импульсов/мин, а также характер раскрытия зеркала при выходе его пузырьков в атмосферу. Анализ представленных рисунков показывает, что при пульсирующем режиме подачи газа интенсивное раскрытие потока происходит в средней части модели, а к зеркалу модельной жидкости доходит поток, имеющий не большую кинетическую энергию. Такой характер поведения вдуваемого газа увеличивает интенсивность перемешивания жидкости в средней части модели и обеспечивает значительно меньшее раскрытие зеркала (2-3 % от площади зеркала), что позитивно влияет на процессы перемешивания и снижение интенсивности вторичного окисления. Кроме того, при пульсирующей подаче газа в средней части объема жидкости образуются потоки, способствующие удалению неметаллических включений (рис. 4). Пульсирующая подача газа позитивно влияет на снижение не только площади, но и времени контакта расплава с атмосферой. Это обусловлено тем фактом, что чередующиеся импульсы приводят к периодическому раскрытию и закрытию зеркала металла над каждой из продувочных пробок, тогда как при традиционном способе продувки непосредственный контакт расплава и атмосферы наблюдается в течении всей обработки.

Таким образом, проведенные исследования позволили установить значительные преимущества пульсирующего способа продувки с точки зрения снижения интенсивности вторичного окисления, снижение объема застойных зон, а также эффективности удаления неметаллических включений.

В ходе последующих исследований предполагается проведение запланированного эксперимента с целью более глубокого изучения влияния основных параметров пульсационного перемешивания (удельного расхода газа, интенсивности пульсаций, конфигурации донных пробок) на эффективность процессов гомогенизации и рафинирования.

И. Н. ФОМИН
ЗАО «Золото Северного Урала»

ОСАЖДЕНИЕ ДРАГОЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ НА АКТИВИРОВАННЫЙ УГОЛЬ В СОРБЦИОННЫХ КОЛОНАХ ИЗ ОБОРОТНЫХ РАСТВОРОВ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ «УГОЛЬ-В-ПУЛЬПЕ»

К изучению данной темы нас подтолкнули следующие проблемы: низкий коэффициент извлечения золота и повышенная концентрация драгоценного металла в циркулирующих растворах контура измельчения. Было принято решение о внедрении процесса обезметалливания оборотных растворов.

В технологическом процессе золотоизвлекательной фабрики «уголь-в-пульпе» (ЗИФ УВП) процесс выщелачивания начинается на стадии измельчения руды, так как для разбавления пульпы в мельницах используется обратная вода с содержанием цианида натрия (0,15 г/л) и с высоким содержанием золота (более 1 мг/л). В результате, скорость протекания процесса растворения золота снижается. К примеру, коэффициент извлечения за 2015 год = 78,5%, за 2016 год = 78,38%, при плановых показателях 78,7%.

Проработав детально проблему, мы предложили нарушить равновесие системы посредством сорбции золота на активированный уголь. Благодаря чему повысится эффективность реакции растворения золота, и, как следствие, это приведет к повышению извлечения в целом.

Мы провели исследование о влиянии концентрации золота в оборотных растворах на технологическое извлечение.

Для исследования были подготовлены 3 измельченные пробы руды. Произвели отбор пробы оборотной воды частично обезметалленного раствора, и водопроводной воды. В отобранных пробах растворов выровняли содержание NaCN и рН.

Каждый раствор был перемешан с 1 пробой руды. На полученной пульпе симитировали технологический процесс ЗИФ УВП.

В пробах мы измеряли рН и проводили отбор пробы пульпы через 2, 4, 6, 8, 24 часа после начала агитационного цианирования. Отобранная проба пульпы отфильтровывалась через фильтр «синяя лента». Фильтрат передавался в лабораторию для анализа.

Через 24 часа от начала опыта отбиралась проба пульпы в объеме, необходимом для определения в твердой фазе, методом пробирного анализа содержания драгоценных металлов (ДМ). Навески сухого и измельченного кека передавались на пробирный анализ для определения в нем содержания Au и Ag (рис.1).



Рис.1 – Результаты исследования в лаборатории.

На основании проведенного исследования мы сделали вывод о том, что концентрация драгоценных металлов в оборотных растворах влияет на технологическое извлечение золота.

По результатам исследования было принято решение о проведении опытно-промышленных испытаний на производстве ЗИФ УВП.

Из контура измельчения часть растворов отправляли на обезметалливание в колонне с углем, а обезметалленный слив возвращался обратно в контур измельчения.



Рис. 2 - Результаты проведения испытания.

Столбчатая диаграмма означает итоговое месячное извлечение, линейная диаграмма - объем раствора, который уходил на обезметалливание.

Сопоставив данные, мы пришли к выводу: чем больше растворов уходило на обезметалливание, тем выше итоговое извлечение.

Опытно промышленные испытания, которые проходили в течение 2016 года, подтвердили данные, полученные в лабораторных условиях. Мы предложили инициировать производственный проект по обезметалливанию оборотных растворов в контуре измельчения.

А именно: установить две колонны с производительностью 70 м³/ч на каждую колонну (Рис. 3)

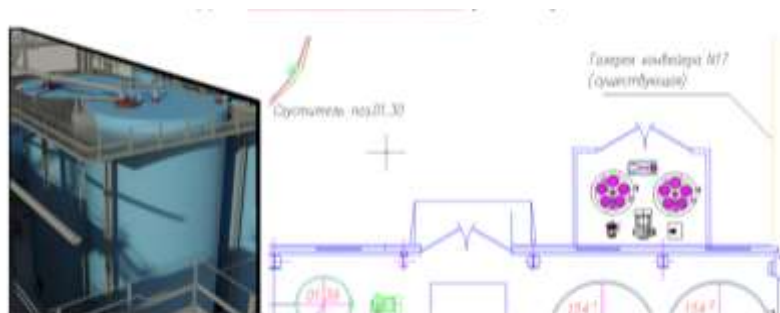


Рис. 3 – Планируемое расположение цеха по обезметалливанию.

Затраты, необходимые для реализации проекта, составят 13 млн. руб. (экспертный расчет проведен по аналогии с установленными колоннами участка кучного выщелачивания.)

Экономический эффект в результате осуществления данного проекта будет достигнут за счет снижения потерь ДМ и увеличения извлечения и составит около 9,7 млн рублей в год.

ОБОРУДОВАНИЕ, ТРАНСПОРТНОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОИЗВОДСТВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА

MIECZYSLAW LUBRYKA

Silesian University of Technology, Polish Academy of Science, Poland

JAN LUBRYKA

Becker-Warkop Sp. z o.o. Świerklany, Silesian University of Technology, Poland

ENDIS 4.0 AS A REPLAY ON REQUIREMENTS OF INDUSTRY 4.0 IN THE FIELD OF POWER SUPPLY AND AUTOMATION FOR MINING.

SUMMARY: The article presents a new product line for energy distribution and control ENDIS 4.0 from the perspective of Industry 4.0 requirements made by Europe. The paper presents various variants of the technical solution and the possibilities of configuration and quick reconfiguration. The authors also included their remarks and observations of the current level of implementation of the Industry 4.0 guidelines in the Polish and world mining industry.

KEY WORDS: ENDIS, Industry, Industry, Industry, Station, Energy,

1. INTRODUCTION

The idea of Industry 4.0 is well established in Europe. In Poland, the mining industry is increasingly being discussed and visible in the activities of many companies. The concept itself brings to mind the associations like an intelligent mine, plant, factory, digitalization, full integration of products with the infrastructure, their communication with the manufacture or analysis of data in real time.

So what is Industry 4.0?

This is the fourth phase of the industrial (r) evolution. The first revolution took place in the 18th century and was based on the mechanization of production by using a steam engine. The second one, began at the beginning of the 20th century after the introduction of mass production and the use of electrification. The third one started after the popularization of automation in the 1970s, which was made possible by the dynamic development of electronics

and IT solutions. The fourth revolution is happening now. This is a revolution based on cyber-physical systems and dynamic data processing (Figure 1).

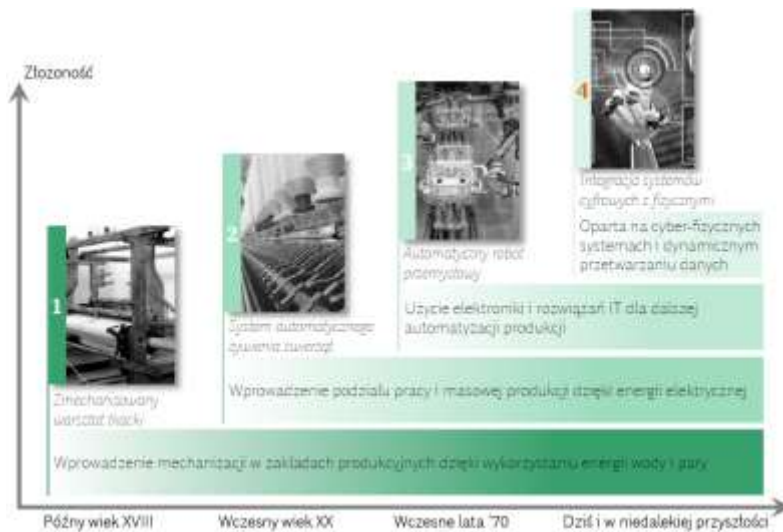


Figure 1. Industrial revolution stages [1]

The Becker Group, as a world leader in the production of highly advanced electrical solutions for the mining industry within its new ENDIS 4.0 product line, also meets the requirements of the Industry 4.0 as well as the requirements of customers from all continents. Below we present the various technical and technological solutions in this area.

2. ENDIS 4.0 – introduction of product line referring to Industry 4.0 requirements

ENDIS 4.0 is a family of universal compact stations for different voltage levels depending on demand. Thanks to its modular construction, it provides possibility for 4,8,12,16 or 24 contactor panels, including circuit breakers. The compact station design enables the use for voltages from 500V to 4.16kV, resistance to voltages up to 25kV, nominal current 1250A and connecting short-circuit current 25kA. This feature makes it easy and quick to reconfigure stations as customer requirements needs or powered machines and equipment change.

The compact station can be installed in the so-called high (H) and low (L) housing. In the high version, 2 levels are available with up to 24 slots for contactor panels. The individual compartments are closed by a quick-action door. The construction enables its installation on the flange of the transformer station. The applied constructions are as standardized as possible and well thought out in terms of quick reconfiguration and servicing.



Figure 2. Configuration possibilities of compact stations.

Additionally housings can be equipped with many types of fast connectors and grooves on both sides which was presented on figure 3 below.



Figure 3. Different types of connectors and grooves can be used.

The construction frame for the insertion of contactor panels is mounted completely outside the flameproof housing. The frame design eliminates the need to connect main and auxiliary bushes in a flameproof housing. Thanks to this, it is also possible to use a construction frame for inserting contactor panels in the non-explosive zone after installation in a suitable industrial enclosure. In addition, when there is a need to replace the interior of the casing in underground conditions, the entire structure is prepared in a suitable place (workshop) and the whole structure is changed at the station work place.



Figure 3. Construction frame for the insertion of contactor panels.

Particular characteristics of the frame:

- Contactor panels are electrically inserted and pulled out with the possibility of manual manipulation;
- Automatic disconnection of faulty contactor panels from the main circuit with constant diagnostics connection to the panel;
- Automatic recognition of inserted panel, no panel encoding;
- Load capacity of main contacts up to 1000A;
- Possibility of using a power switch up to 1000 A;
- Optionally integrated arc protection is optional;
- Free-access from back of the compact station for cable connection;
- Universal sliding position for single and double- and double-outlet contactor panels and transformer panels.

Compact stations of the ENDIS 4.0 family are equipped with optimized new generation of contactor panels. The design of all contactor panels is identical for all voltage levels. The TCU 2-output contactor panels are made for rated voltages of up to 1140V, load currents of 2 x 250A and have a switching capacity of 4kA. The contactor panel type HPC 500 has been designed for rated voltages up to 4.16kV, 500A load current and rated switching current of 6kA. Power current contacts can be replaced independently. The CB 1000 type power switch has been designed for a rated voltage of 4.16kV, rated current of 1000A and a holding capacity of 25kA (Figure 5). The light output is integrated into the compact station without having to use a space for the contactor panel.

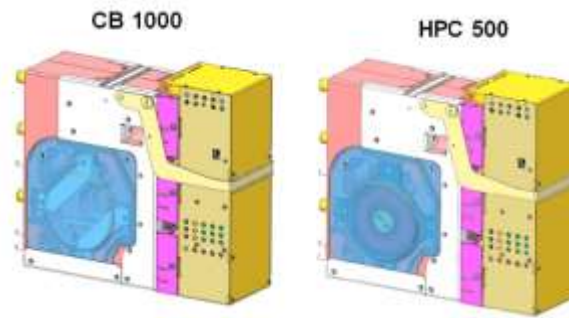


Figure 4. Contactor panel.

The standard equipment is a control module with a transmission speed of 500kBit/s for network interfaces and communication with contactor panels. The station has a 15" touch screen with full visualization of diagnosis of individual panels, their configuration and their history (Figure 6). Even when the panel is disconnected from main power supply, full diagnostic transmission and power supply of control circuits is maintained.

At present, in industrial plants only a part of the equipment and sensors are connected together. Sensors combined with automation systems are mainly used to read parameters and control the production process. Industrial Internet of Things means that more and more devices are equipped with built-in sensors and processors, which allows for efficient communication and interaction. It also influences the increasingly centralized control, and decentralized analysts enable decisions to be made in real life. [1]

Within the compact station, all important components are diagnosable, "connected" and intelligent, able to communicate with the outside world. Thanks to this feature, Becker's service team can even remotely determine which component has failed and how it happened. Additionally, thanks to such extensive diagnostics, in some cases it is possible to perform predictive service activities. The Becker Group places particular emphasis on this functionality because of the fact that it has customers on every continent, where the possibility of remote service and prediction of failures is a significant saving of maintenance costs.

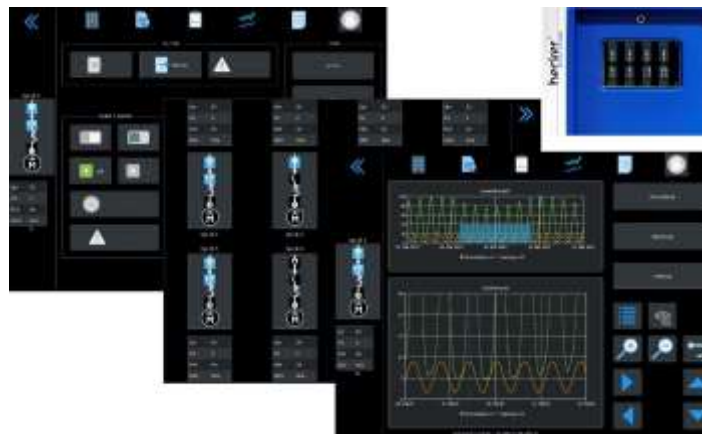


Figure 5. Touch-screen display of the compact station visualization panel – examples.

Optionally, the compact station can be integrated with the PLC via the Mincos AST, BTS or other system bus interfaces or other from customer requirements for applications without additional external controllers.

With widespread connectivity and the use of standard communications protocols from Industry 4.0, there is a growing need for cyber-attack protection or interference with proper operation. As a consequence, the core of cyber-security is reliable communication and advanced user-identification systems providing access to devices. ENDIS 4.0 fully meets these standards by protecting the communication interfaces as well as providing access to parameters changes or important settings.

For easy operation, commissioning and servicing of the station via a 15" screen, there are numerous easy-to-understand instructions available in both text and graphic form (schemes, animations) in the language of the user's country and other required languages. Additionally, the station can act as a transmission hub and converter between different transmission technologies. (Figure 7)

Additionally, it is possible to remotely connect by Becker service to the compact station and remote support of customer service while allowing for such connection.

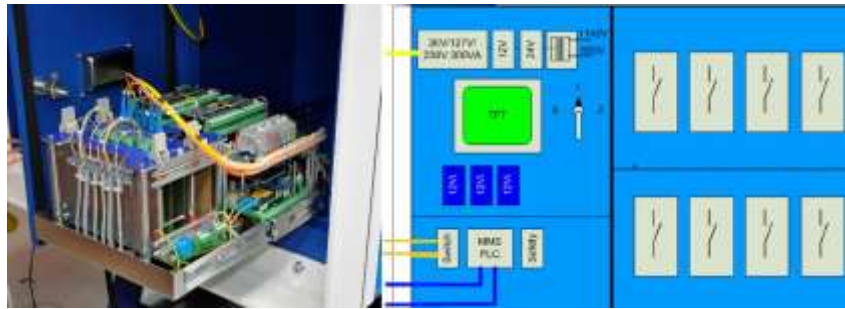
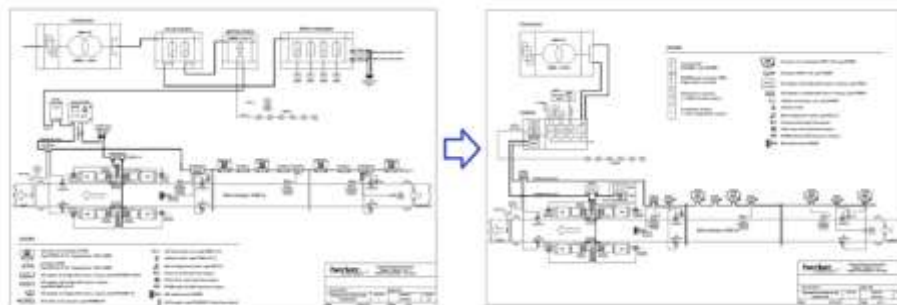


Figure 6. Fully configurable transmission and control equipment.

ENDIS 4.0 technology is fully integrated with the PROMOS 4.0 automation system and is integrated on both hardware and software level. The following figure shows the traditional configuration of the previous version of ENDIS and PROMOS on the left. Here we can see a separate compact station for supplying the main motor of the belt conveyor, a stand-alone lighting module and a Promos system controller. On the right, thanks to the full integration of the ENDIS 4.0 into PROMOS 4.0, everything is integrated into the frames of compact station.



The possibilities and functionality of the PROMOS 4.0 system are described in the article "Automation system of conveyors Promos 4.0 " in papers of the 13th International Conference on WORK SAFETY OF TRANSPORT DEVICES IN MINING in 2017[2].

3. SUMMARY

The world's mining industry is already moving from Industries 3.0 to 4.0. The results are already visible in the control of production, shortening the investment preparation cycle and customer relations. Maintaining contact with international clients, at the technical level with the world's top tycoons is an essential factor influencing the increase in the profitability of extraction.

One we should not forget about regulatory issues related to, among other things, access to the data. Companies collect huge amounts of data and are responsible for protecting them. The scale of technological changes accelerates exponentially. No one used smartphones 10 years ago, and now we have such devices available even in potentially explosive atmospheres. It is likely that in 10 years' time the longwall will be fully autonomous. We are unable to predict what new solutions will be available and what we will need in the future in our industry.

It is very important to overcome one of the main barriers to effective implementation of Industry 4.0: low awareness of staff and regulators. This is still a very fresh topic. The increasing use of automation systems, sensors, software and analytical tools allows us to analyze the effects of implemented solutions and, most importantly, to focus on those changes that bring the greatest value.

A very important issue is also our education system, which should be based on projects and teach problem-solving engineers. We have plenty of talented and craving for knowledge engineers, but we lack interdisciplinary specialists who combine technical knowledge with business soft skills. And just such once are needed to be able to fully implement the assumptions of the Industry 4.0 ideas.

The presented product group ENDIS 4.0 is one of the components, the means of reaching the Industry 4.0 level, but whether and how we will use it depends only on ourselves.

LITERATURE

- [1] Boston Consulting: Industry 4.0 EN Opportunity or threat to the development of an innovative economy?
- [2] Szymiczek K. Lubryka J. 2017: Conveyor Automation System Promos 4.0 - Materials of the 13th International Conference SAFETY OF WORKING EQUIPMENT TRANSPORT DEVICES IN MINING.
- [3] Instructions for use of Becker CS4008 stations.

TOM KASPER¹, RÜDIGER SCHWARZE¹

ROTATING MAGNETIC FIELD – INFLUENCE ON THE DECAY OF A FREE FALLING JET

1. Introduction

Metal powders are a base material for additive manufacturing by laser or electron beam melting in 3D-printers. However, the quality of the printed product is restricted by the mean particle size of the metal powder. To increase the product quality, the mean particle diameters have to be decreased. Typically, metal powders are produced in metallurgical atomization processes. The process begins by melting steel alloy in a crucible. Then, the metal melt passes an atomization nozzle, where a gravity-driven free falling jet is produced. In general, existing atomization technologies use a vacuum inert gas with high atomization pressure to break up the jet. Fig. 4 shows a divergent-convergent atomization model used by industry. [2]

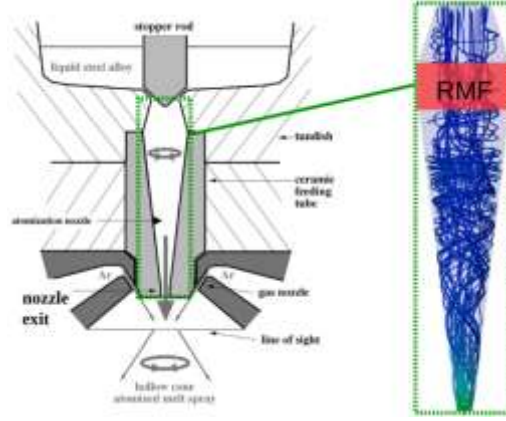


Fig. 4: Sketch of the divergent-convergent industrial atomization nozzle of ALD Vacuum Technologies GmbH, Germany [1] and modification with a constant diameter for RMF and visualized streamlines

Experimental and analytical studies have shown that flow instabilities in the nozzle can disturb the free falling jet and enhance the atomization process [2].

The present work investigates if a deliberate instability by using a rotating magnetic field (RMF) can influence the jet stream because of the liquid metal magnetic properties. Furthermore, it is studied if the RMF can be used to control and regulate the liquid metal during the flow process. Hence, an improvement in efficiency for the technical process occurs because atomized particles can be adjusted. Therefore, the behavior of a free falling jet of liquid steel is investigated with the use of computational fluid dynamics (CFD). CFD offers the possibility of analyzing different problems, where experiments are expensive and difficult. The study uses volume of fluid (VOF) approach in the open-source library OpenFOAM.

2. Numerical Model

The liquid steel flow, which is surrounded by a gaseous atmosphere, is considered to be transient, incompressible, isothermal and has a fully developed laminar inlet flow [2]. The material properties are shown in Table 1.

Table 1: Material properties of liquid steel and gas [2]

Property		Liquid metal	Gas
Density	kg m^{-3}	6930	1.19
Viscosity	$\text{m}^2 \text{s}^{-1}$	$0.9 \cdot 10^{-6}$	$15.33 \cdot 10^{-6}$
Surface tension	kg s^{-2}		0.9

Based on the assumptions, the governing equations can be formulated as:

$$\nabla \cdot \underline{\underline{u}} = 0, \quad (1)$$

$$\rho \left[\frac{\partial \underline{\underline{u}}}{\partial t} + \nabla \cdot (\underline{\underline{u}} \underline{\underline{u}}) \right] = -\nabla \bar{p} + \rho \underline{\underline{g}} + \eta \nabla \cdot (\nabla \underline{\underline{u}}) + \nabla \cdot \underline{\underline{\tau}}^{SGS} + \underline{\underline{F}}_{surf} + \underline{\underline{F}}_L, \quad (2)$$

where $\underline{\underline{u}}$, \bar{p} , ρ , $\underline{\underline{g}}$ and η represent the velocity, pressure, density, gravity acceleration and dynamic viscosity, respectively. $\underline{\underline{\tau}}^{SGS}$ describes the subgrid scale stress and $\underline{\underline{F}}_{surf}$ specifies the surface tension force. The simulations are done with the implicit large eddy (ILES) method.

The RMF is represented by the Lorentz force $\underline{\underline{F}}_L$. The components for a two-pole ($p=1$) magnetic field are defined by [3]:

$$\bar{F}_r = -\frac{1}{8}B_0^2\omega^2\gamma^2\mu_0r^3, \quad (3)$$

$$\bar{F}_\theta = 0, \quad (4)$$

$$\bar{F}_z = 0, \quad (5)$$

here B_0 , ω , γ , r and μ_0 are the magnetic flux density, angular velocity of electric current, electrical conductivity, radius of the orifice and magnetic permeability constant, respectively.

The discretization and interpolation schemes depend on the terms in the momentum equation. Therefore, the discretization accuracy contains first- and second-order calculations. A time step of $\Delta t = 10^{-6}$ s is used for a stable computation. Moreover, mesh has an amount of 2.3 million cells. To deal with the phase interaction and the jet breakup, the significant area outside of the nozzle (computational domain is enhanced by an additional outlet area compared to Fig. 4) has a local mesh refinement.

3. Results and Discussion

The simulations show an increase in velocity because of the rotational movement resulting from RMF and the angular momentum (see Fig. 4). The velocity at the nozzle inlet is set to be $1.5 \text{ m} \cdot \text{s}^{-1}$. At the nozzle outlet, the liquid metal flow accelerates and leaves the nozzle with a velocity, which depends on RMF and its rotating frequency, Fig. 5.

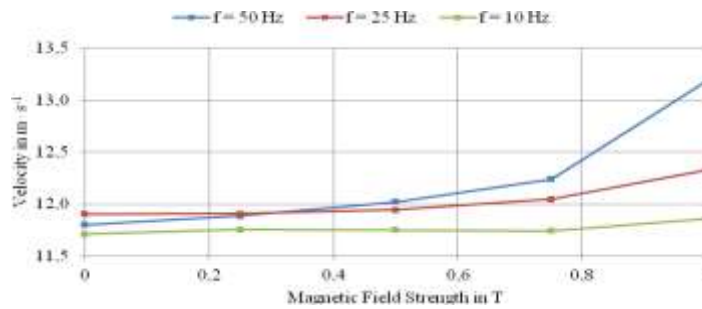


Fig. 5: Comparison of different flow velocities under the influence of an increasing magnetic field strength and different rotating frequencies

The results indicate an increasing flow velocity depending on the magnetic field. It is worth pointing out that the velocity increases considerably by 0.75 T. Below 0.75 T, the velocity is almost unaffected from the rotating magnetic field. However, the variation of the frequency leads to different velocities. This research shows that a rising frequency influences the liquid metal drops out of the nozzle by an increasing rate up to 15 % in case of 50 Hz. In conclusion, a high rotating magnetic field strength leads to an increase in flow speed.

The primary breakup and the flow development are shown as a screenshot after a jet development time of 0.5 seconds in Fig. 6.

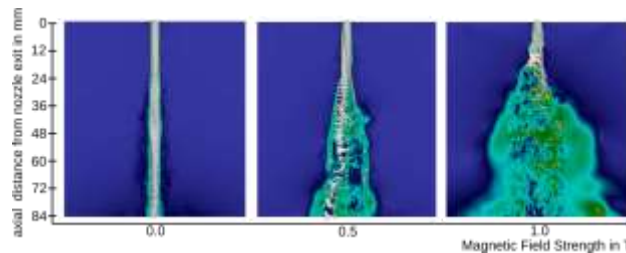


Fig. 6: Contour plot of the jet and the gas velocity in the background; comparison of the influence of magnetic field strength on jet behavior at $t = 0.5$ s of an atomization process with an rotating frequency of 50 Hz

With an increasing magnetic field strength the free falling jet forms a helix or hollow-cone-shaped beam. In case of 0.5 T, the jet shows a transformation although the velocity is not affected by the RMF, compared to Fig. 5. Increasing RMF, the jet is characterized by a deformation. Thus, flat twisted sheets and ripped wing-spread ligaments arise. Furthermore, small particles can be observed. This is due to instabilities, which effectuate a high velocity and agent forces, which influence the jet surface. As a result, the magnetic field induces a primary breakup, which occurs faster depending on the magnetic field strength and its rotating frequency.

Acknowledgment

The authors would like to thank the financial support from the German Helmholtz Association in the framework of the Helmholtz Alliance LIMTECH. Furthermore, we thank Dr. Gunter Gerbeth for helpful comments and suggestions.

References

- Kirmse, C. & Chaves, H., 2016. Measurements of the Velocity of Drops in a Melt Atomization Process Using Particle Image Velocimetry. *steel research international*, pp. 1295-1301.

- Neumann, S. et al., 2016. Influencing Parameter Study on Primary Breakup of Free Falling Steel Melt Jets Using Volume of Fluid Simulation. *steel research international*, Issue 8, pp. 1002-1013.
- 2] Barz, R. U., Gebeth, G., Wunderwald, U. & Buhrig, E. G. Y. M., 1997. Modelling of the isothermal melt flow due to rotating magnetic fields in crystal growth. *Journal of Crystal Growth*, Issue 180, pp. 410-421.

OFORI AARON

MSc Mining Engineering Student, TU Clausthal- Germany

MR. GANESAN VARUN AIYAR

M.Sc, TU Clausthal- Germany

Univ.-Prof. Dr. rer. nat. **WEBER ALFRED**

TU Clausthal- Germany

COMPARATIVE ANALYSIS OF GOLD RECOVERY FROM FREE MILLING AND REFRACTORY ORES

Introduction

Gold is a soft yellowish, corrosion-resistant element, the most malleable and ductile metal, occurring in veins and placers (www.elementmatter.info) with chemical symbol Au (Pappas, 2016). The recovery process depends on the ore type and metallurgists have categorized the ore types into two major categories: free milling and refractory ores (Zhou et al, 2004). Free millings are ores with particle size of 80% passing 75 microns and have extraction greater than 90% with conventional cyanidation (Marsden et al., 2006). Refractory ores yield lower recovery (<80%) by direct cyanidation (Fleming, 2012). La Brooy et al., 1994 demonstrated that, gold is locked up in the host rock by physical locking (Sulphide, silicate, oxide), chemical locking as gold alloys or compounds (electrum), gold substitution into a sulphide lattice, chemical layer formation causing gold surface passivation. The recovery processes include conventional cyanidation, biological oxidation, pressure oxidation, roasting and ultrafined grinding.

Problem Definition

Gold recovery methods/processes are based on mineralogical factors or the mineralogy of the ore. Ore characteristics influence the type of recovery method that is appropriate to use (Marsden and House, 2006). The method of recovery for free milling ores is different from refractory ores. Selecting an inappropriate recovery method will result in serious negative consequences such as low recovery, high cost of operations and environmental issues. It is in line with these that this study seeks to identify the most appropriate method to use in recovering gold from its ore.

Objectives

The objectives of this research are:

- To identify the different recovery methods for free milling ores and refractory ores
- To design a flowsheet for both recovery methods and compare both recovery methods

Purpose of Study

The design, construction and operation of a mineral processing or metallurgical plant requires a huge sum of financial investment. Energy consumption, chemicals, labour and equipment all contribute to high operational cost. Some chemicals used are hazardous and will have adverse implications on the environment if not applied in the right process.

It is based on the aforementioned, that this study is being conducted to identify the most appropriate recovery method for free milling and refractory ores by comparing the different existing recovery methods. The findings will be very instrumental for the mining industry, mineral and metallurgical regulatory bodies.

Methodology

Literature review was the research methodology used in executing the study. Existing literatures in the field of gold processing with emphasis on free milling and refractory ores were carefully reviewed and these formed the basis for selecting the appropriate recovery method. This was done by comparing the efficiency of recovery, the energy consumption, chemical consumption and environmental implications.

Recovery of Free Milling and Refractory Gold Ores

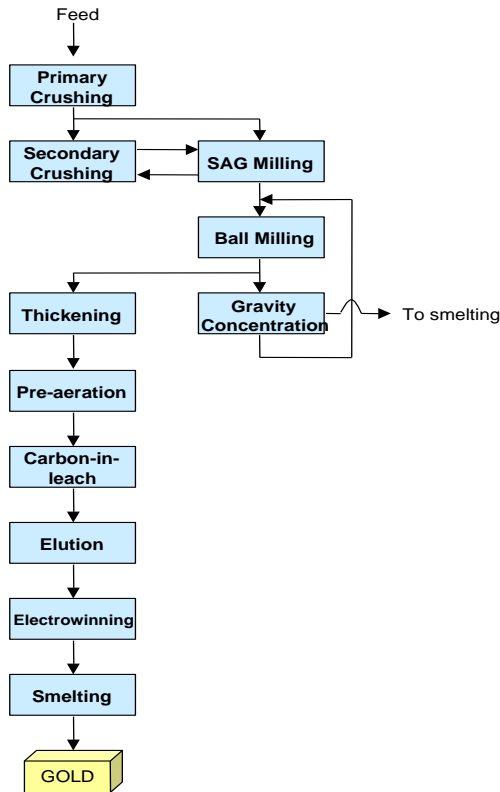
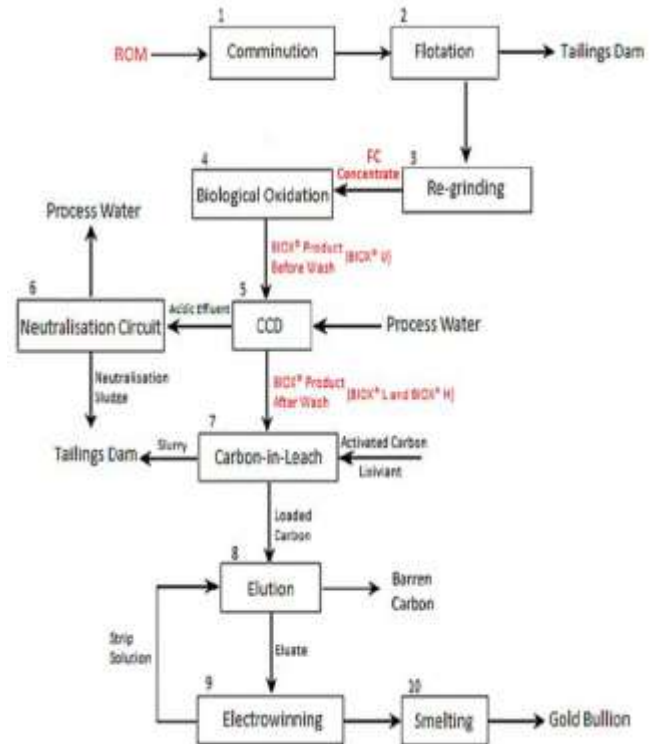


Fig. 1:

Flow sheet for free milling ores (slide player.com)

Fig. 2: Simplified flowsheet for refractory ore



(Biological Oxidation) (www.researchgate.net)

Comparative Analysis

The observations made during the study are outlined in the table below.

Table 5: Cost, Environmental Impact and Percentage Recovery Analysis

Ore Type	Cost of Treatment	Environmental Impact	Percentage Recovery
Free Milling	Relatively Low	Low	High (above 90%)
Refractory	Relatively High	High	Low (below 80%)

Cost of Treatment

Free milling ores do not require pre-treatment, thus reducing the cost of treatment. Construction of pre-treatment plant comes with a cost as well as utility and operational costs which is negated here.

Refractory ores require pre-treatment before the gold can be recovered effectively and this makes the cost of treating the ore high. Pressure oxidation and biological oxidation, which are pre-treatment processes, require high energy and high chemical consumption respectively for effective pre-treatment and these contribute to high operational cost.

Environmental Impact

The absence of pre-treatment processes in free milling ore makes it have low negative environmental impact because the pre-treatment processes use chemicals as well as emit gases which may cause pollution to the environment as well as mortality in human beings.

On the other hand, refractory ore processing have relatively high negative environmental impact if not well monitored and controlled because of the pre-treatment processes. These pre-treatment processes uses chemicals and also emit gases which are harmful to the environment. For instance, roasting emit gases such as sulphur dioxide and arsenic (III) oxide which are dangerous to the environment. Sulphur dioxide gas causes eye irritation, heart failure and difficulty in breathing. Arsenic causes pollution to water bodies thereby endangering aquatic lives and also causes mortality in humans. Sulphuric acid which is used in chemical oxidation process can caused blindness and mortality in humans.

Percentage Recovery

Free milling ores give higher recovery (above 90%) due to their mineralogical conditions such as, the gold is not locked up in the lattice of the mineral, no sulphide occlusion and no chemical locking of the gold particles. The gold particles surface are free and there is direct contact between the gold particles and the lixiviant during leaching process.

Refractory ores does not give high recovery (below 80%) unless pre-treated due to factors such as physical locking of gold, chemical locking of gold, gold substitution in sulphide lattice and chemical layer formation which passivate the gold surface. These factors limit the recovery of gold from refractory ore when direct cyanidation is employed and in order to improve the percentage recovery, the ore is pre-treated.

Conclusion

Upon carefully analyzing and comparing the processes of treating free milling and refractory ores, the following conclusions are drawn.

Free milling ores are relatively easy to treat, have low negative environmental impact as well as capital and operational cost compared to refractory ores. The mineralogical characteristics of the ore allow high gold recovery (above 90%) by direct cyanidation. The gold particles are fully or partly liberated after crushing and grinding, and thus become amenable to direct cyanidation.

Refractory ores are relatively complex to treat, have low recovery by direct cyanidation (below 80%) and have high capital and operational cost due to their mineralogical characteristics. Therefore for effective gold recovery pre-treatment is required. They are complex and expensive to treat because one has to know the specific mineralogical characteristics in order to know which of the pretreatment method to employ. The high capital and operational cost stems from the cost of constructing and operating the pre-treatment plant.

Based upon the obtained data, the study therefore concludes that free milling ores are relatively easy to treat, give high recovery, have relatively less capital and operating cost, and low environmental impact as compared to refractory ores.

Further studies be carried out on comparative cost analysis between treating of free milling and refractory ores.

References

1. Fleming, C. (2012). Recovering refractory resources: available at <http://www.sgs-group.fr> (accessed: 18th July, 2017).
2. Marsden. J.O and House. C. I. (2006). The chemistry of gold extraction. SME
3. Pappas, S. (2016). Facts about Gold by available at <http://www.livescience.com/39187-facts-about-gold.html> (accessed: 18th July, 2017).
4. www.elementmatter.info (accessed: 4th July, 2017).
5. www.researchgate.net (accessed: 15th July, 2017).
6. www.slideplayer.com (accessed: 20th July, 2017).
7. Zhou, J. Jago, B and Martin, C. (2004). Establishing the Process Mineralogy of Gold Ores available at <http://www.sgs> (accessed: 18th July, 2017).

PRASANNA KUMAR, OLIVER LANGEFELD, ALEXANDER HUTWALKER
Institut für Bergbau, TU Clausthal, Germany

CONTACT AND NON-CONTACT CONVEYOR SKIRTING SYSTEM

Abstract

Conveyor belt skirt board rubber sheets are very essential to improve conveyor belt performance. It is used to reduce belt slippage, improve tracking and extend life of belt, bearing and other components. With features like good resistant to abrasion, cut and wear skirt board rubber is designed to resist heavy impact at loading areas. Historically they comprise of two elements, a liner plate (sometimes termed hungry board) that is used to centralize the bulk of the material being transferred onto the centre of the receiving belt and a rubber skirt system that is used to minimize spillage and assist in the control of any dust emissions. The liner plate is usually constructed of wear resistant materials and is bolted, slotted or spot welded into place. It is a consumable item and its design and set up should reflect the abrasiveness and size of the material being transferred. The skirting rubber assembly and design is usually reflective of the ore being handled and its abrasiveness. It is usually 12mm thick rubber and it is important to select a rubber quality that is inferior to the rubber quality of the conveyor belt if the skirting system is a contact type skirt arrangement. The reason is that it is most important that the skirt rubber wear preferentially compared to the belt. It is also important to understand the geometry of the transfer system.

Skirt boards are used in conjunction with delivery chutes at tail end of the conveyor, to guide the material while loading. It essentially consists of a fabricated frame firmly supported on the conveyor structure. A skirt rubber is attached at the bottom keeping uniform pressure on the belting.

In this paper, an attempt explanation of spilling problems and dust control with the traditional skirting system, case studies and selection criteria and cost effective analysis of contact skirt and air skirting system.

Motivation

Conventional conveyor rubber skirting system has been used for skirting the transfer points of conveyor worldwide. Combined with its low cost, it has made a logical choice to date. However, the bulk material handling industry is seeing dramatic changes and innovations in the area of highly abrasive-resistant skirting material and non contact skirting. These innovations are the result of changes in plant operating environments, including higher belt speeds, ongoing reductions in employees, and a skills shortage in the market. Today a variation of the high performance polyurethane is now the most economical way of skirting rubber conveyor belts but for fine material non-contact air skirting also available now. Selection depends on material and economic conditions. I am trying to

provide analyses and case studies of both traditional bulk material handling conveyor skirting system and non contact skirting system that is air skirting system of advantages and disadvantages, performance and working conditions of contact and non-contact skirting system.

Types of contact skirting systems:

Standard Polyurethane Skirting:

Dust Seal:

Fold-N-Seal:

Load Zone Containment Skirting:

Wedge-Loc Clamping System:

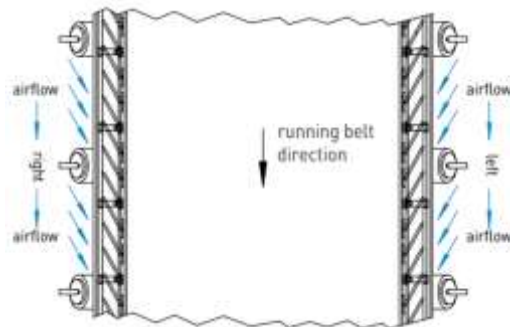
And so on....

Air Skirting System

Contact free conveyor belt skirting again significantly differs from the conventional conveyor belt skirting as it does not touch the conveyor belt while stopping material side spillage.

The air scrape skirting system is fitted slightly above the belt on the outside of the hard skirts at transfer points and on other critical areas on the conveyor belt.

The system consist of a polyurethane casing with integral molded diagonally very wear-resistant sheet steel blades which divert the inward airflow generated by the moving conveyor and product displacement back into the product flow and so preventing side spillage. Larger particles get deflected by the diagonal flutes while the inward suction disperses the dust particles back into the product flow area



Presentation will concentrate on this dissertation (Themes):

- Introduction of skirting system
- Main problems in bulk material handling (like spilling and conveyor maintenance)
- Skirt board reaction forces
- Characteristics of wear liner
- Introduction of air skirting system
- Technical details of air skirting system
- Combination of air skirting system and dust sealing system
- Advantages and disadvantages of air skirting system
- Cost comparison of traditional and air skirting system
- Case study 1: Traditional skirting system; problem and result
- Case study 2: Air skirting system
- Conclusio

**WEIGEL, CONSTANTIN; ROMERO, ALEXANDER;
TUDESHKI, HOSSEIN; KOREI, HESSAM**
TU Clausthal, Germany

**INFLUENCE FACTORS ON THE ONLINE GRAIN SIZE ANALYSIS VIA
STRUCTURE-BORNE SOUND IN HYDRAULIC CONVEYOR SYSTEMS**

The grain size distribution is an important quality determining parameter for bulk materials. In the mining industry, grain-size distributions are not only part of quality assurance, but also play an important role in the control and optimization of processing processes. An example for such a processing process is the classification in a hydro-sizer. In a hydro-sizer, bulk material flows downwards through a water tank. In the tank an upwards water current collects the finest grains and transports them upwards. To maintain an optimal separation precision the flow rate of the upwards stream needs to be adjusted to the amount of fine grains in the bulk material. Therefore, the determination of the grain size distribution is necessary before the classification.

Nowadays such grain size distributions can be determined with structure-borne sound on belt conveyor systems. This process is based on the utilization of piezoelectric sensors. These sensors measure the impulse that occurs when grains collide with an oscillator that is connected to the sensor. Whereas fine grains result in smaller signals, coarse grains trigger bigger signals:

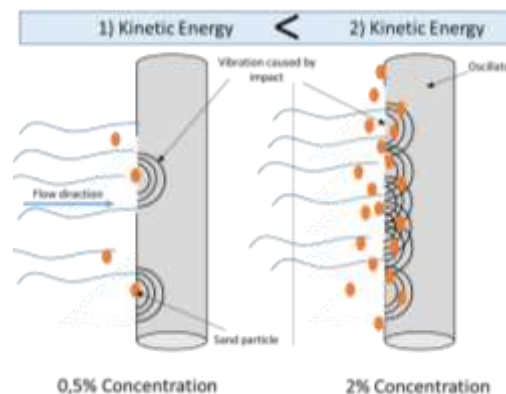


Principle of the grain size analysis

The piezo-element of the sensor receives each of these impulses as a charge change. For the measurements included in this paper, sensors with a sensitivity of 1.02mV per m/s^2 are used, which work in a high-frequency range. The signals taken from the sensor are forwarded to a computer via a data acquisition unit. Up to 51.200 signals per second can be recorded. These signals are converted into a particle size distribution by the utilization of a calibration function. In the course of calibration, the particle sizes are assigned to specific signal strengths. For example, if the finest 10% of the grains are smaller than 63 μm , the largest of the smallest 10% of the signals is defined as the fractional limit for the grains smaller than 63 μm .

For this process, it is important that apart from the grain size, all influences on the sensor are kept constant; otherwise, the calibration cannot provide accurate results. In this case, neither the grain spectrum of the bulk material, which is being analyzed, can be significantly altered, nor a bulk material with a different density, may be analyzed without new calibration.

In contrast to the conveying on conveyor belts, additional factors must be included for the calibration regarding hydraulic conveying of bulk materials. These factors are the water-to-solid ratio (the concentration) of the specific fluid, as well as the flow rate. Both the concentration of the supported fluid and the conveying speed, influence the acoustic signal in different ways. The velocity affects which kinetic energy and with which impulse the grains hit the oscillator. Previous investigations, where there was no dependence between concentration and velocity, index a linear dependence between the acoustic signal and the velocity of the particle. Neither of these factors can be kept constant in hydraulic conveyor systems. In addition, both the flow rate and the concentration are related to each other.



Influence of velocity and concentration on the signal

The concentration affects how often particles hit the oscillator. The concentration is also dependent on the density of the fluid. Previous investigations in which the concentration is independent of the speeds indicate a linear relationship between concentration and the acoustic signal. However, at high concentrations, a saturation can occur, from which the influence of a further concentration increase is negligibly small. This is the case when a maximum number of collisions of grits with the sensor is reached.

Laboratory and field tests

For this paper, the influence of the concentration and the conveying speed on the acoustic signal for particle size analysis is investigated and statistically analyzed. In addition, the particle size analysis is based on sensor and metrological influences. Finally, an algorithm is presented, with which the influences of concentration can be calculated, so that a real-time correction of the calibration function is possible.

The laboratory tests are accompanied by field measurements in the plant of Quarzwerke AG in Haltern, Germany. In the test stand, a fluid consisting of approx. 30 l water and a certain amount of quartz sand ($\rho \sim 2.65$ kg/L) is moved by a pump. The grain size distribution of the sand is kept constant in the laboratory and measured each hour in the field. The concentration is measured with the usage of a measuring cup as well as with a load cell sensor. The velocity can be determined via a strain gauge sensor in the field, or via an air-bubble-based measurement system in the laboratory. This system measures the time an air bubble needs to pass between two sensors. In the laboratory the velocity can only be roughly controlled, as the pump heats up over time and loses efficiency. In addition to the sensor technology in the test stand, the pump performance is monitored. Thus, the following parameters are determined, or set, during the tests:

- Concentration of the fluid
- Signal of the load cell
- Flow velocity
- Pump performance
- Grain size distribution
- Acoustic signal

Concentration

The concentration [-] describes the ratio of the mass [kg] of the grains in the fluid to the fluid mass:

$$c = \frac{m_p}{m_t} = \frac{1}{1 + \frac{m_w}{m_p}} \propto m_p \propto \rho_p * V_t$$

The concentration is measured with a load cell. In the case of laboratory tests, the concentration is predetermined. Load cells use strain gauges to determine a change in load. They make use of the piezoresistive effect. The load cell is installed directly under the conveyor line. If the density of the fluid increases (or the concentration), then the load on the strain gauge increases. This generates a signal. The signal is proportional to the fluid mass:

$$Signal \propto m_t = \frac{m_p}{c} = V_t [1 + (\rho_p - \rho_w)c]$$

According to this equation, there is a linear proportionality between the signal of the load cell and the concentration. This proportionality has been confirmed in the field with a correlation coefficient of 0.78, taking into account almost 200 samples.

A linear correlation is expected between the signals of the acoustic sensors and the concentration (or the signals of the load cell). This correlation can be confirmed in the field taking into account over 1500 data pairs with a correlation coefficient of 0.71 as well as in the laboratory.

Velocity

The analysis of the field measurements show that the measurement of the velocity via a strain gauges is highly inaccurate. The measurement via the air-bubble-based system in the laboratory is a viable method to determine the flow speed. The most viable way, especially for the industry, to determine the flow velocity is, anyhow, via the power of the pump. This is possible because the power of the pump (or the related electric consumption of the pump) is related to the flow rate [m³/s] and the concentration [-]:

$$P = Q \left(\frac{1}{2} \rho v^2 + \rho gh + p_{friction} \right) \propto vc (v^2 + \beta_{f+g}) \propto v^3 c + vc$$

The laboratory experiments verified that the velocity can be accurately calculated via the power of the pump and the concentration.

Both, the field and the laboratory test show a quadratic relation between the velocity and the signal of the piezoelectric signals. In addition, a cross-relation between velocity and concentration has been discovered.

Conclusion

This paper presents several results, which can be used to improve the online grain size analysis in hydraulic systems:

- A load cell delivers reliable information about the change of fluid concentration
- The fluid concentration is linearly related to the signals of the piezoelectric sensors
- Strain gauges do not present a reliable way to determine the flow velocity
- A determination of the flow velocity via an air-bubble system as well as the determination of the velocity via a change of the electrical consumption (power) of the pump is accurate
- The flow velocity seems to be quadratic related to the signal of the piezoelectric sensors

RESEARCH ON FRICTION CHARACTERISTICS OF HYDRAULIC SEALS IN DEWATERING PUMPS APPLIED IN MINES

Abstract

Removing the dirty water in mining is a very important task to create the best working environment. Improving the efficiency of equipment used in drainage is therefore essential. In this paper, the results of research on the friction characteristics of hydraulic seals used in dewatering pumps of mines are presented. Hydraulic applications are challenging for seals. Seals have to prevent leakage of fluid from the cylinder as well as to withstand high pressures, extreme temperatures and transverse forces within the cylinder. They are used in pumps to ensure suction pressure and ensuring tightness when working in different environments (water, mud, soil, sand, etc.). This paper discusses experimental results of friction and wear of seal materials in water and mud under different velocities and pressures.

Keywords: rubber seals, pumps, friction, wear

1. Introduction

Mining techniques can be divided into two common excavation types: surface mining and underground mining. Surface mining is done by removing surface vegetation, dirt, and, if necessary, layers of bedrock in order to reach buried ore deposits. In underground mining, ore, for processing, and waste rock, for disposal, are brought to the surface through the tunnels and shafts. In both technologies, dirty water disposal is essential. There are many kinds of pumps used in wastewater disposal systems. Pump are described in [1].

Using in pumps, there exist several types of hydraulic seals, which are available as rod seals, piston seals and wiper seals [2]. During work, the piston seals always have contact with cylinder under different pressure and environmental conditions. Research on improving the lifetime of seals is essential to enhance efficiency of pumps. This paper discusses the friction characteristics of hydraulic seals to improve the efficiency of them.

2. Experimental

2.1 Preparing

Testing of friction characteristics is based on the contact between the rubber and the metal surface. The rubber samples made from raw material [ethylene propylene diene](#) monomer rubber (EPDM) and natural rubber (NR) filled with carbon black. They have a hardness of 60 shore A. The length of sample is 20 mm and radius of sample is 7.5 mm.



Fig 1. Geometry of sample

After vulcanisation, the samples were stuck with sample holder which are fixed on the machine when working. Counterpart is a plate, which is made from steel. When contacting with sample, steel plate rotates to make sliding velocity between sample and steel plate. Water or mud is stored in contact area same to environment in pumps, see Fig 2.

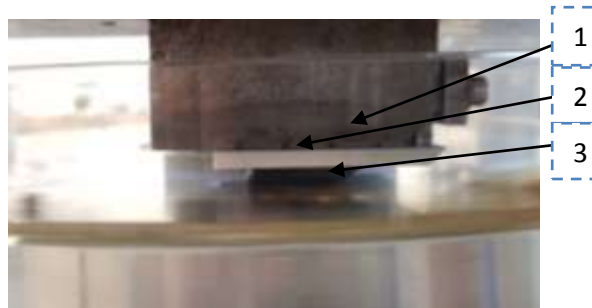


Fig 2. Contact between sample and steel plate 1. sample holder, 2. sample, 3. steel plate

2.2 Experimental setup

The experiments are done using the tribometer test rig [3]. Structure of tribometer test rig is shown in Fig 3. When testing, test sample contacts with rotating disk. The rotating disk is transmitting rotary motion from the drive to make sliding velocity. The input parameters are load, velocity and contact environment. Friction coefficients are calculated by relation between friction force and normal force which are determined by force sensor.

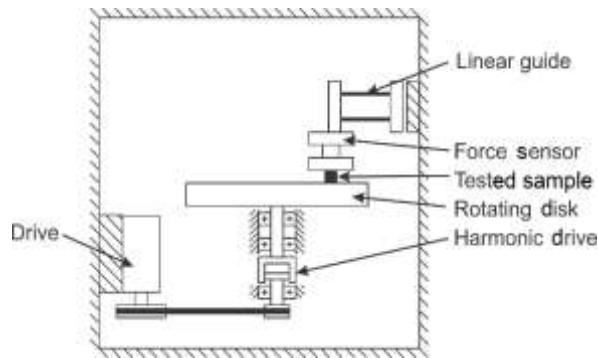


Fig 3. Structure of tribometer test rig

The pressure is calculated based on dimension and operating conditions of the pump. Here we calculate with mud pump TPK 4 "x4", operating pressure maximum is 20 bar, cylinder diameter is 4 inches. The fluid pressure dependent part of pressure on the seal surface, which is in contact with the cylinder surface, is determined by 15 bar. The absolute pressure in contact is higher due to preload. In this experiment, input normal force is 100 N resulting in a mean pressure of 17 bar. In the experiments four velocities steps 10 mm/s, 50 mm/s, 100 mm/s and 200 mm/s were used. In order to reproduce the realistic environmental conditions water and mud was brought into the contact zone.

3. Results of experiments

3.1 Friction coefficient of EPDM sample

In the beginning the contact between EPDM and steel was measured under dry contact. With different velocities we collect different friction coefficients. At 10 mm/s, the friction coefficient is 0.60. Friction coefficients of 0.82, 0.92 and 1.0 were measured for the velocities 50 mm/s, 100 mm/s and 200 mm/s. We can see that friction coefficient increase when velocity is increased. The results of friction coefficient are compared in Table 1.

Table 1. Friction coefficient between EPDM sample and steel plate under dry contact

Velocity [mm/s]	10	50	100	200
Dry contact	0.60	0.82	0.92	1.0

After experiments with dry contact, the experiment was repeated with an alternative environment condition, water as well as mud were put in contact area. The results of friction coefficients are shown in Table 2.

Table 2. Friction coefficient between EPDM sample and steel plate in water and mud

Velocity (mm/s)	10 (mm/s)	50 (mm/s)	100 (mm/s)	200 (mm/s)
Contact in water	0.25	0.16	0.11	0.08
Contact in mud	0.38	0.35	0.32	0.31

The friction coefficients under contact in water and mud are reduced when velocity is increased. This is inverse to the results of dry contact. The friction coefficients under contact in water and mud are very much smaller than the friction coefficients under dry contact. Under contact in mud, the friction coefficients are higher than the friction coefficients under contact in water. However, dependence of friction coefficient on velocity is small. That means when increasing the sliding velocity considerably, the coefficient of friction decreases slightly.

3.2 Friction coefficient of NR sample

NR is often used in pumps, too. After experiments with EPDM sample, we continue with NR sample to determine friction characteristic. With the same experimental we measured values of friction coefficients of NR. Table 3 depict the experimental results.

Table 3. Friction coefficient between NR sample and steel plate.

Velocity [mm/s]	10	50	100	200
Dry contact	0.50	0.53	0.57	0.68
Contact in water	0.29	0.18	0.14	0.10

Contact in mud	0.40	0.35	0.32	0.30
----------------	------	------	------	------

With dry contact, the friction coefficients of NR are smaller than the friction coefficients of EPDM. The friction coefficients increase when velocity is increased. The friction coefficients under contact in mud are higher than the friction coefficients under contact in water. The friction coefficients of NR are slightly higher than the friction coefficients of EPDM under contact in water. However, the friction coefficients of NR and EPDM are nearly equal under contact in mud. Under contact both in water and in mud, friction coefficient reduce when sliding velocity is increased.

3.3 Wear rate of EPDM and NR sample

Wear measurements are carried out to determine the amount of material loss during operation. The material worn away can be expressed either by mass loss, volume loss or changed geometry [4]. In this paper, we measured wear rate by determining mass loss of the sample. The initial mass of the sample is 2600 mg, slide velocity is 300 mm/s. Under contact in water and mud, after slide distance 3180 m, the amount of materials removed of EPDM and NR is negligible. Under dry contact, after slide distances 540 m, 1620 m, 2200 m and 3180 m, the amount of materials removed of EPDM samples is 5 mg, 29 mg, 46 mg and 67 mg. The mass loss of NR samples is 6 mg, 17 mg, 25 mg and 32 mg. Fig 4 shows the mass loss of samples.

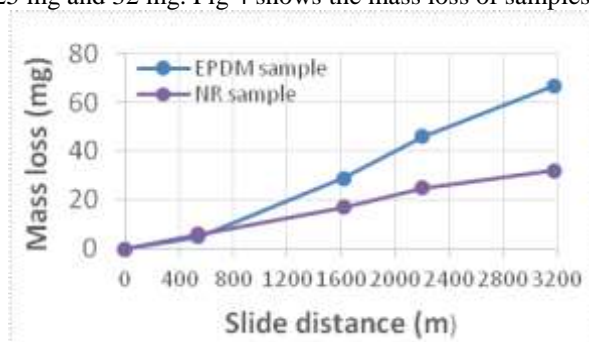


Fig 4. Mass loss of EPDM and NR samples under dry contact

In the same slide distance, mass loss of EPDM sample is higher than mass loss of NR sample.

4. Conclusion

With the results of the experiment showed above, we can summarize that with an increasing sliding velocity, the coefficient of friction increases with dry contact and the coefficient of frictions decreases under contact in water and mud. The friction coefficients of EPDM is higher than the friction coefficients of NR with dry contact. Under contact in water, the friction coefficients of EPDM is smaller than the friction coefficients of NR. However, the friction coefficients of EPDM and NR are nearly equal under contact in mud. Under contact in mud, dependency of friction coefficient on velocity is small. Under dry contact, mass loss of EPDM and NR is significant.

Reference

- [1] F. J. Weber, *Arbeitsmaschinen: Kolbenpumpen und Kolbenverdichter*, (1971).
- [2] R. K. Flitney, *Seals and Sealing Handbook, Sixth edition*, (2014).
- [3] Y. T. Doan; K. M. de Payrebrune; M. Kröger, *Experimental Investigation of Friction Characteristics on three-body Abrasion with low Applied Loads*, Tribologie Fachtagung GfT, Göttingen, pp. 9/1-9/8, (2012).
- [4] V. L. Popov, *Contact Mechanics and Friction*, (2009).

Д.В. ВОРОНЦОВ

РГУ нефти и газа (НИУ) им.И.М.Губкина

ОДИН ИЗ МЕТОДОВ ОПТИМИЗАЦИИ РАСЧЕТА ЗАМЕНЫ ДИЗЕЛЬНЫХ ГЕНЕРАТОРОВ НА ВОЗОБНОВЛЯЕМЫЕ ИСТОЧНИКИ ЭНЕРГИИ, С ЦЕЛЬЮ УВЕЛИЧЕНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВ

Активное внедрение возобновляемых источников энергии – это реалии ТЭКа начала 21 века. На многих производствах, в частных домах их используют для увеличения энергоэффективности объектов и уменьшению затрат на закупку электроэнергии. На производствах внедряются солнечно-ветровые установки, которые позволяют в перспективе значительно экономить на закупках топлива для дизель-генераторов, которые являются резервными источниками питания. Одновременно с этим резервные генераторы, обеспечивают повышения категории надежности потребителей, либо выставляются на

аукционы и продаются сторонним организациям. Также существующая концепция «Smart – grid» подразумевает, что любой потребитель электроэнергии в любой момент может стать ее продавцом.

Большая часть проектов в современных реалиях выполняется с помощью специализированных программно-вычислительных комплексов. Процесс внедрения возобновляемых источников энергии взамен дизель-генераторов смоделирован в программе. С ее помощью возможно автоматизировать подбор мощностей солнечно-ветровой установки, которая будет покрывать 100% графика нагрузки, с учетом стохастического характера генерации. Определяются основные технико-экономические показатели проекта внедрения источников альтернативной генерации, капитальные вложения, себестоимость кВт*ч. Так же на выходе программа выдает типовые графики, которые позволяют оценить оптимальность выбранных мощностей.

Оценка программы проведена на проекте замены дизельных генераторов, питающих аварийные задвижки на нефтепроводе «Гаас – Юрях – ВСТО». Подобран тип и количество основного технологического оборудования. Обоснована экономическая и техническая эффективность предлагаемой инициативы.

Научный руководитель: к.т.н., доц. И.Н. Шушпанов

**А.Ю. ГРИЦАЕНКО, С.В. БОРЩЕВСКИЙ,
С.В. КОНОНЫХИН, И.В. КУПЕНКО**

ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет»

ИССЛЕДОВАНИЕ ОТРАЖЕННОГО СИГНАЛА, КАК ПОКАЗАТЕЛЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНОЙ ПОРОДЫ ПРИ БУРЕНИИ

Актуальность. При бурении шпуров и скважин для взрывных работ одной из главных задач является выбор бурового инструмента для бурения конкретных горных пород, спектр которых очень широк – от мягких и пластичных до крепких, хрупких, абразивных и трещиноватых. В настоящее время для бурения взрывных скважин на открытых горных работах, в породах средней крепости и пластичных, широкое распространение получили трёхшарошечные долота, заменившие ударный буровой инструмент. Однако жесткость шарошечных долот значительно меньше, ударного и режущего бурового инструмента за счет установки шарошек на цапфах, консольно закрепленных на лапах, консольно установленных в корпусе долота. В результате использования такой конструкции бурового инструмента ограничен рост его производительности и эффективности из-за возникновения высокого уровня вибраций бурового станка. Попытки наложения продольных колебаний на систему подачи бурового става, также приостановлены, из-за возникновения высокого уровня вибраций бурового станка при бурении. Бурение трещиноватых горных пород также становится проблемным из-за появления высокого уровня вибраций бурового станка.

Бурение ударным инструментом предусматривает формирование энергии ударного импульса в буровом агрегате и передаче его на забой скважины. При тензометрировании и записи ударного импульса можно проследить его первоначальную форму, а затем измененную после отражения от забоя. При шарошечном бурении ударный импульс формируется на забое скважины путём преобразования вращательного движения корпуса долота в перекачивание шарошки с зубками по забюю. При этом корпус шарошечного долота воспринимает отраженный от породы забоя импульс энергии, который воспринимается тензодатчиком, установленным на буровом ставе вблизи корпуса долота, и передается дальше на устройство подачи бурового станка. Поэтому отраженный от забоя сигнал может служить мерилем качества процесса разрушения на забое.

Новизна. Для повышения жесткости бурового инструмента разработано новое одношарошечное долото с вертикальной цапфой [1], позволяющее передавать осевое усилие от корпуса долота непосредственно на шарошку, которая установлена под углом к корпусу долота и соединена с ним вертикальной цапфой со сферическим подшипником, а усилие от корпуса долота на шарошку передается через радиально-упорный подшипник. Испытание таких одношарошечных долот при бурении скважин в породах средней крепости и пластичных показало их более высокую эффективность по скорости бурения и снижению уровня вибраций на долоте и буровом ставе [2, 3].

Объект исследования. В работе приведены результаты исследования технологических и конструктивных показателей бурения одношарошечных долот с вертикальными цапфами при бурении взрывных скважин диаметром 76 мм в известняке крепостью 8 по шкале проф. М. М. Протодяконова.

Ключевые слова: долото одношарошечное, вертикальная цапфа, скорость бурения, дисперсия и частота продольные колебания.

Цель работы – установить функциональную зависимость между конструктивными параметрами долот и режимными параметрами бурения для оценки технологических, динамических и частотных показателей бурения одношарошечными долотами **Последовательность выполнения работы.**

Экспериментальные исследования проводились в лабораторных условиях на буровом стенде путём реализации D-оптимального, рототабельного пятифакторного плана с числом опытов N=42, каждый фактор реализован на трёх уровнях, с повторением каждого опыта. Запись динамических нагрузок велась по двум каналам одновременно для продольных и крутильных колебаний.

В качестве факторов, оказывающих влияние на технологические параметры бурения, были приняты: X₁-угол наклона шарошек долот, (Q=20⁰, 25⁰ и 30⁰); X₂-число зубчатых венцов на каждой шарошке, (n=4,5 и 6 шт); X₃-расстояние между зубками в зубчатом венце, (l=12,14 и 16 мм); X₄-усилие подачи на забой, (F=26,47,60 кН); X₅-частота вращения долота, (ω=100,150,300 об/мин.).

Конструктивные и режимные параметры бурения представлены в таблице 1. В качестве измерительной аппаратуры использовался осциллограф, тензоусилитель, тензодатчики. Записи колебаний обрабатывались по соответствующей методике. После обработки осциллограмм и разложения записей колебаний в ряд Фурье спектр колебаний разложен на пять гармоник. Для каждой из пяти гармоник рассчитана дисперсия и спектр частот входящих в состав этой гармоники.

Таблица 1.

Натуральные и кодированные значения факторов

Факторы		Уровни факторов			Интервал варьирования
		-1	0	+1	
Конструктивные	X1 - угол наклона шарошки, Q ⁰ , градусы	20	25	30	5
	X2 - число зубчатых венцов шарошки, n, штук	4	5	6	1
	X3 - расстояние между зубками, l, мм	12	14	16	2
Режимные	X4 - усилие подачи на забой, F, кН	26	43	60	17
	X5 - частота вращения долота, ω, об. / мин.	100	200	300	100

Результаты проведенной работы. В работе приведены результаты и анализ следующих параметров: скорость бурения, дисперсия и частота первой гармоники продольных колебаний. Результаты исследования представлены в виде уравнений регрессии (1,2,3) для скорости бурения, дисперсии и частоты продольных колебаний на первой гармонике, полученных в результате обработки экспериментальных данных по известным методикам. Для удобства и наглядности анализа исследований каждое аналитическое выражение сопровождается графическим материалом, состоящим из двух рисунков, каждый из которых в четырёхмерном пространстве показывает исследуемые зависимости. Четвёртое измерение на каждом рисунке представлено дискретным в виде трёх поверхностей отклика выполненных для одношарошечных долот с одним из трёх углов наклона шарошки.

1. Уравнение регрессии для скорости бурения

$$Y_1 = 0.14876 + 0.03462X_1 + 0.00878X_2 + 0.00662X_3 + 0.04193X_4 + 0.08685X_5 + 0.00227X_1X_2 + 0.00098X_1X_3 + 0.01127X_1X_4 + 0.0208X_1X_5 - 0.013X_2X_3 + 0.00133X_2X_4 - 0.001X_2X_5 - 0.0096X_3X_4 - 0.0014X_3X_5 + 0.02011X_4X_5 + 0.01X_1^2 + 0.00574X_2^2 - 0.0075X_3^2 - 0.0338X_4^2 + 0.05349X_5^2 \quad (1)$$

2. Уравнение регрессии для дисперсии первой гармоники

$$Y_2 = 392.2 + 188.6X_1 - 203.5X_2 + 61.9X_3 + 76.7X_4 - 87.67X_5 - 147.1X_1X_2 + 66.4X_1X_3 - 73.4X_1X_4 - 44.2X_1X_5 - 53.1X_2X_3 + 45.2X_2X_4 - 53.1X_2X_5 + 168.3X_3X_4 - 209.9X_3X_5 + 96.9X_4X_5 - 160.2X_1^2 + 269.3X_2^2 + 122.8X_3^2 - 1.731X_4^2 + 111.8X_5^2 \quad (2)$$

3. Уравнение регрессии для частоты первой гармоники

$$Y_3 = 22.25 + 2.205882X_1 + 0.911765X_3 + 2.705882X_4 + 3.823529X_5 - 2.375X_1X_2 - 0.8125X_1X_3 - 0.25X_1X_4 + 1.0X_1X_5 + 1.4375X_2X_3 + 2.75X_2X_4 - 0.875X_2X_5 + 5.0625X_3X_4 + 4.6875X_3X_5 + 2.875X_4X_5 - 5.75X_1^2 + 4.75X_2^2 - 0.75X_3^2 - 0.25X_4^2 + 1.75X_5^2 \quad (3)$$

На рис. 1а показаны зависимости скорости бурения одношарошечными долотами с углами наклона шарошек Q=30⁰, 25⁰ и 20⁰. Последовательность перечисления поверхностей отклика для углов наклона долот соответствует порядку их размещения на всех рисунках по высоте. Первым перечисляется долото с углом наклона для верхней поверхности и так далее.

Скорость бурения возрастает с увеличением усилия подачи и частоты вращения для всех долот. Скорость бурения возрастает с увеличением усилия подачи несколько нелинейно. При малых усилиях подачи скорость бурения достигает экстремума - максимума при среднем усилие подачи F=0 усл. ед. и небольшой частоте вращения ω= 0,5 усл. ед.

На рис. 1б показана зависимость скорости бурения от вооружения шарошки долота – числа рядов зубков и расстояния между зубками. Скорость бурения возрастает с увеличением числа рядов с зубками и от увеличения расстояния между зубками для всех долот. Причём закономерности изменения скорости бурения для всех долот при Q=20⁰, 25⁰ и 30⁰ одинаковы.

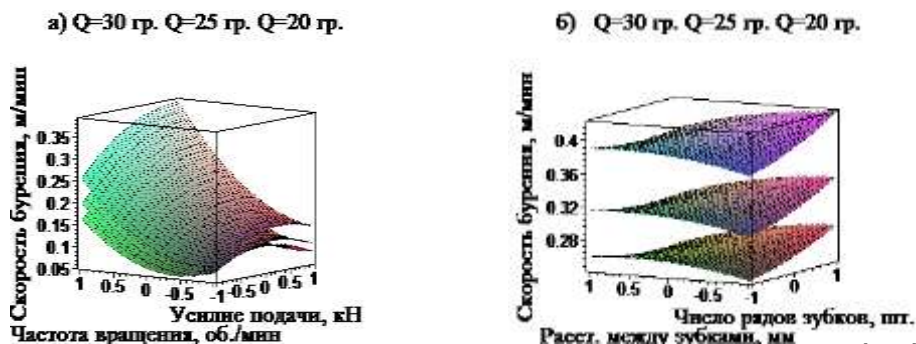


Рис. 1. Зависимость скорости бурения долотами с наклоном шарошек под углом $Q=20^{\circ}$, 25° и 30° от: а) усилия подачи и частоты вращения долот; б) числа рядов зубков и расстояния между зубками шарошки.

На рис.2а показана зависимость дисперсии продольных колебаний от усилия подачи и частоты вращения. Для долота с углом наклона шарошки 30° увеличение усилия подачи и частоты вращения снижает дисперсию продольных колебаний во всём диапазоне изменения режимных параметров. Дисперсия изменяется от $D=1200$ усл. ед. до $D=530$ усл. ед. В диапазонах (от $F=+0,5$ до $F=+1,0$) для усилия подачи и частоты вращения (от $\omega=+0,5$ до $\omega=+1,0$) форма поверхности близкая к плоской.

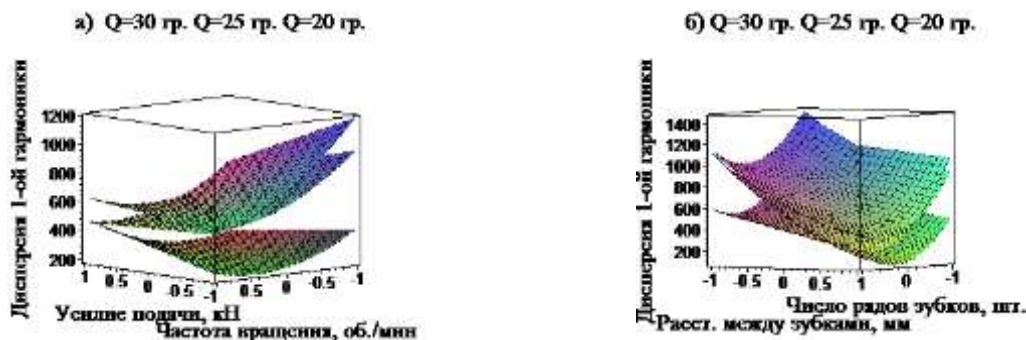


Рис. 2. Зависимость дисперсии 1-ой гармоники продольных колебаний при бурении одношарошечными долотами с наклоном шарошки под углом $Q=20^{\circ}$, 25° и 30° от: а) усилия подачи и частоты вращения долот; б) числа рядов зубков и расстояния между зубками шарошки.

Для долота с углом наклона шарошки 25 град. поверхность отклика представлена в виде экстремальной зависимости минимальное значение которой проходит через следующие точки на поверхности отклика: одна точка на поверхности отклика, ($F=+1,0 \omega=0$) вторая точка ($F=-1,0 \omega=-0$). Причём дисперсия по линии перегиба возрастает с увеличением усилия подачи с 500 до 540 усл. ед. После линии перегиба дисперсия возрастает с увеличением усилия подачи и частоты вращения. Для долота с углом наклона шарошки $Q=20$ град. поверхность отклика также представлена в виде экстремальной зависимости. Перегиб поверхности, её минимум, проходит по линии через следующие точки на поверхности отклика ($F=+1,0 \omega=-0,5$) и вторая точка ($F=-1,0 \omega=+0,5$). в виде экстремальной зависимости минимальное значение которой проходит через следующие точки на поверхности отклика: одна точка на поверхности отклика, ($F=+1,0 \omega=0$) вторая точка ($F=-1,0 \omega=+0,5$). После линии перегиба дисперсия на долоте возрастает с изменением частоты вращения и усилия подачи в обе стороны - при увеличении и уменьшении. Линию перегиба на поверхности отклика можно считать областью рациональных режимных параметров.

На рис. 2б показана зависимость дисперсии 1-ой гармоники продольных колебаний от числа рядов зубков и расстояния между зубками. поверхности отклика для всех долот имеют экстремальную зависимость от числа рядов зубков шарошки, минимальное значение дисперсии достигается при среднем значении числа рядов.

На рис. 3а показана зависимость частоты продольных колебаний 1-ой гармоники от усилия подачи и частоты вращения одношарошечных долот с углами наклона шарошек $Q=20^{\circ}$, 25° и 30° .

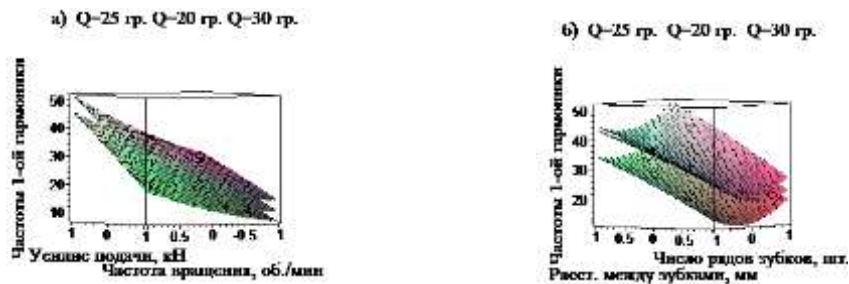


Рис. 3. Зависимость частоты 1-ой гармоники продольных колебаний при бурении одношарошечными долотами с наклоном шарошки под углом $Q=25^{\circ}$, 20° и 30° от: а) усилия подачи и частоты вращения долот; б) числа рядов зубков и расстояния между зубками.

Поверхности близки к плоским, параллельным плоскостям показывающим, что частоты первой гармоники возрастают пропорционально увеличению усилия подачи и частоты вращения. На рис. 3б показана зависимость частоты продольных колебаний 1-ой гармоники от числа рядов зубков и расстояния между зубками. Увеличение расстояния между зубками увеличивает частоту а изменение числа рядов зубков форму поверхности делает экстремальной, минимум экстремума достигается при среднем значении числа рядов зубков.

Выводы. Исследования показали увеличение скорости бурения и снижение уровня вибраций при бурении долотом с более жесткой конструкцией. Отраженный от забоя сигнал, в виде импульса энергии, можно использовать для создания автоматической системы регулирования режимных параметров бурения шарошечным буровым инструментом в связи с постоянно изменяющимися физикомеханическими свойствами горных пород забоя скважины и динамическими характеристиками бурового става по мере изменения его длины за счёт углубления скважины. Амплитудофазочастотную характеристику отраженного сигнала рекомендуется использовать для формирования дополнительных импульсов при наложении вибраций на буровой став с шарошечным долотом повышенной жесткости его конструкции.

Список литературы

1. А. с. № 859 588 СССР. Одношарошечное долото / Харлашкин К.Н., Кононыхин С.В., Манакин А.П., [и др.]. Оpubл. 1981. Бюлл. № 32.
2. Харлашкин К.Н. Исследование влияния конструктивных параметров одношарошечных долот на кинематику шарошки / К.Н. Харлашкин, С.В. Кононыхин // Сборник научных трудов "Горные, строительные и дорожные машины" - К.: Изд - во "Техника", 1981. - № 32. - С. 55 - 60.
3. Кононихин С.В. Исследование траекторий движения зубков одношарошечного долота с вертикальной цапфой. // С.В. Кононихин Збірник матеріалів II регіональної науково – практичної конференції «Сучасні аспекти механізації енергоємних виробництв». / 25 квітня 2013р., К І І ДонНТУ. Красноармійськ. С. 48- 53.

А.П. КОНОНЕНКО, Р.И. БОЖКО

ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет»

ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ НАГНЕТАТЕЛЬНЫХ ЭРЛИФТНЫХ УСТАНОВОК С ЦЕНТРОБЕЖНЫМИ НАГНЕТАТЕЛЯМИ

При эксплуатации эрлифтных установок традиционной конструкции движение жидкости (гидросмеси) по отводящему трубопроводу осуществляется самотеком, что требует обеспечения уклона этого трубопровода в сторону потребителя. Обеспечить движение жидкости по отводящему трубопроводу с восходящим уклоном возможно только при абсолютном давлении в воздухоотделителе, превышающем абсолютное давление у потребителя перекачиваемой жидкости.

Работа эрлифта традиционной технологической схемы с избыточным давлением в воздухоотделителе повлечет снижение его энергетической эффективности, так как это эквивалентно увеличению высоты подъема при прочих равных условиях.

При промышленном использовании эрлифтных установок возникают ситуации, когда существуют ограничения по допустимой высоте подъема эрлифта традиционной конструкции из-за ограниченных вертикальных габаритов в месте расположения установки (например, ограничения вертикальными

габаритами горных выработок, загроможденностью пространства оборудованием и т.д.), что делает невозможным применение таких установок как средств водоотлива (гидроподъема). В различных отраслях промышленности возникают так же случаи необходимости напорной транспортировки жидкости по горизонтальному или наклонному отводящему трубопроводу.

Увеличить энергоэффективность работы эрлифтной установки с центробежным нагнетателем в качестве источника сжатого воздуха возможно при подаче во всасывающий патрубок нагнетателя воздуха с избыточным давлением, имеющим место в воздухоотделителе. Реализация этого возможна при работе газожидкостного подъемника по принципу нагнетательной эрлифтной установки (Рис. 1). Устройство и работа нагнетательной эрлифтной установки изложены в [1].

В ходе исследования проведена оценка энергетической эффективности работы нагнетательной эрлифтной установок на примере использования в ее составе центробежного (радиального) нагнетателя ЦНВ 200/3 производства ОАО «Дальневосточный завод энергетического оборудования», г. Хабаровск, РФ.

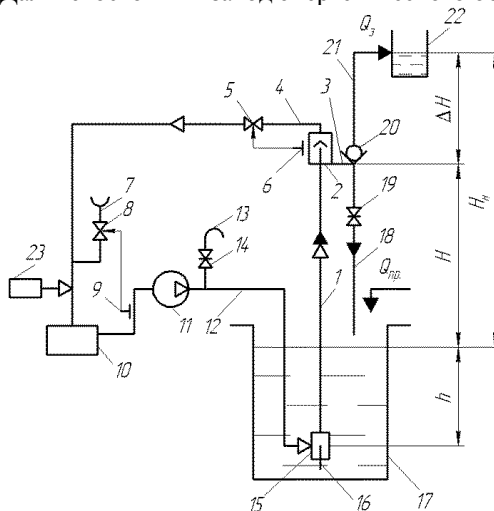


Рис. 1. Принципиальная схема нагнетательной эрлифтной установки: 1 – подъемная труба; 2 – воздухоотделитель; 3 – сливная труба; 4 – воздухоотводящая труба; 5, 8 – регулирующие клапаны; 6 – датчик уровня; 7 – патрубок; 9 – датчик давления; 10 – влагоотделитель; 11 – радиальный нагнетатель; 12 – напорный воздухопровод; 13 – пусковой патрубок; 14, 19 – задвижка; 15 – смеситель; 16 – подающая труба; 17 – зумпф; 18 – сбросной трубопровод; 20 – обратный клапан; 21 – отводящий трубопровод; 22 – потребитель перекачиваемой жидкости; 23 – дополнительный источник сжатого воздуха (для компенсации уноса воздуха транспортируемой жидкостью).

По разработанной методике расчета, основанной на общеизвестных зависимостях [2 – 5], вычислены значения параметров, характеризующих работу нагнетательной эрлифтной установки с нагнетателем ЦНВ 200/3, в диапазоне абсолютных давлений в воздухоотделителе $p_{a\text{вз}} = (1,013 \div 1,25) \cdot 10^5$ Па (Рис. 2, б) и относительных погружений смесителя $\alpha = (0,15 \div 0,95)$. Зависимости $\eta_{\text{эн}} = f(\alpha)$, $\eta_{\text{эм}} = f(\alpha)$, $\bar{\eta}_0 = f(\alpha)$ и $\bar{H} = f(\alpha)$ (Рис. 3 – 5) построены при значении абсолютного давления на входе в нагнетатель $p_{a\text{вз}} = 1,25 \cdot 10^5$ Па. При вычислении безразмерных величин $\bar{\eta}_0$, \bar{Q}_0 и \bar{H} в качестве базовых принимались значения соответствующих параметров работы эрлифтной установки традиционной технологической схемы (Рис. 2, а) с высотой подъема, аналогичной нагнетательной ($H + \Delta H_n = H_m$).

Используя методику, изложенную в [6, 7], графическим методом построены газодинамические характеристики нагнетателя при давлениях во всасывающем патрубке $p_{a\text{вз}}$ в оговоренном диапазоне.

Повысив давление в воздухоотделителе до значения $p_{a\text{вз}} = 1,25 \cdot 10^5$ Па возможно добиться следующих изменений параметров работы эрлифтной установки: увеличить высоту подъема эрлифта на величину ΔH_n , обеспечить работу центробежного нагнетателя с повышенными значениями давления и подачи, обеспечить увеличение геометрического погружения смесителя эрлифта до величины h_n (Рис. 2, б).

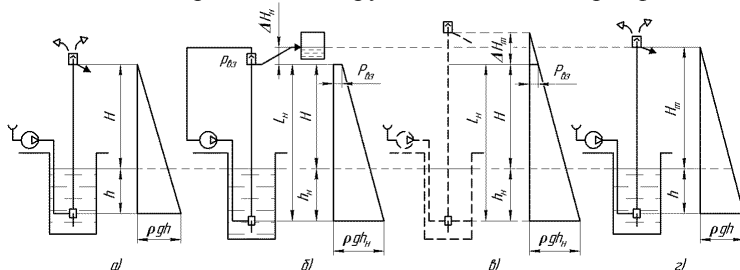


Рис. 2. Эпюры давлений в подъемных трубах эрлифта традиционной технологической схемы - а), нагнетательного эрлифта - б), традиционной схемы с глубиной погружения смесителя, аналогичной нагнетательному (эквивалентная схема) -в) и эрлифта традиционной схемы с высотой подъема, аналогичной нагнетательному -г)

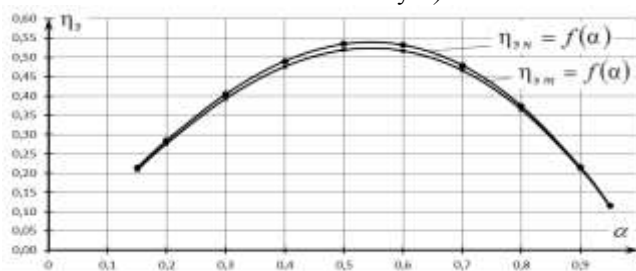


Рис. 3. Изменение КПД нагнетательного эрлифта и эрлифта традиционной технологической схемы (с нагнетателем ЦНВ 200/3) при абсолютном давлении на входе в нагнетатель $p_{a\text{вз}} = 1,25 \cdot 10^5$ Па

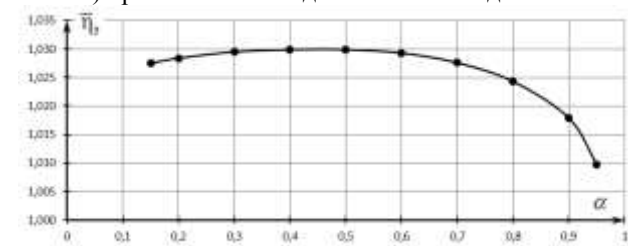


Рис. 4. Изменение отношения КПД нагнетательного и традиционного эрлифта (с нагнетателем ЦНВ 200/3) при абсолютном давлении на входе в нагнетатель $p_{a\text{вз}} = 1,25 \cdot 10^5$ Па

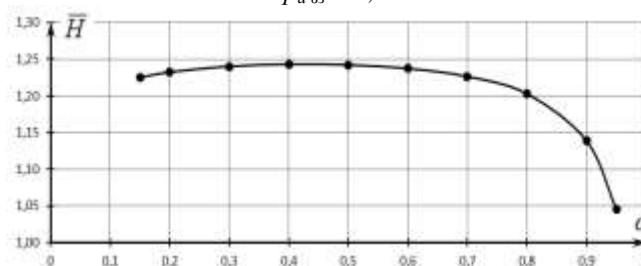


Рис. 5. Изменение отношения высоты подъема нагнетательного и традиционного эрлифта (с нагнетателем ЦНВ 200/3) при абсолютном давлении на входе в нагнетатель $p_{a\text{вз}} = 1,25 \cdot 10^5$ Па

В ходе проведенного исследования установлено, что в сравнении с эрлифтной установкой традиционной конструкции работа эрлифтной установки с нагнетателем ЦНВ 200/3,0 в нагнетательном режиме, при абсолютном давлении в воздухоотделителе (на входе в нагнетатель) $p_{a\text{вз}} = 1,25 \cdot 10^5$ Па в диапазоне относительных погружений $\alpha = (0,15 \div 0,95)$ обеспечивает увеличение высоты подъема на $(4,6 \div 24,3)\%$ и подачи эрлифта – на 23,6% при практически равноценной энергетической эффективности. Установлен характер данных зависимостей.

Вычислены количественные показатели изменения высоты подъема, КПД и подачи нагнетательного эрлифта с центробежным нагнетателем ЦНВ 200/3,0 в диапазоне относительного давления в воздухоотделителе $\bar{p}_{a\text{вз}} = (1,0 \div 1,234)$, что соответствует диапазону абсолютного давления $p_{a\text{вз}} = (1,013 \div 1,25) \cdot 10^5$ Па, при взятом в качестве примера значении относительного погружения $\alpha = 0,3$. Так высота подъема, в этих условиях, увеличивается на 5%, подача эрлифта увеличивается на 57,6% при увеличении КПД эрлифта на 12,4%.

Литература

1. Божко Р.И. Обоснование энергетической целесообразности применения нагнетательных эрлифтных установок с радиальными нагнетателями / А.П. Кононенко, Р.И. Божко // Вестник Донецкого национального технического университета. Серия А - "Естественные науки". - 2017. - № 1(7), – С. 11-19.
2. Эрлифтные установки: Учебное пособие / В.Г. Гейер, Л.Н. Козыряцкий, В.С. Пашенко, Я.К. Антонов – Донецк: ДПИ, 1982. – 64 с.
3. Энциклопедия эрлифтов / Ф.А. Папаyani, Л.Н. Козыряцкий, В.С. Пашенко, А.П. Кононенко – М.: Информсвязьиздат, 1995. – 592 с.
4. Кононенко А.П. Опыт применения эрлифтных установок в технологических системах ТЭС / А.П. Кононенко, В.И. Мизерный, Л.Л. Глухман // Энергетика та електрифікація. – 2006. – № 11. – С. 8-12.

5. Кононенко А.П. Оптимизация параметров газожидкостных подъемников /А.П. Кононенко, Т.А. Устименко // Промислова гідраліка і пневматика. – 2010. - № 3 (29). – С. 51-53.
6. Рис В.Ф. Центробежные компрессорные машины. – М.-Л.: Машиностроение, 1964.– 336 с.
7. Цейтлин Ю.А. Пневматические установки шахт / В.А. Мурзин, Ю.А. Цейтлин // М.: Недра. – 1991. – 268 с.

П 493 **Проблемы недропользования:** Сборник научных трудов. Часть I / Санкт-Петербургский горный университет. СПб, 2018. 155 с. (Международный форум-конкурс молодых ученых. 18-20 апреля 2018 г.)

ISBN 978-5-94211-802-0 (Часть I)

ISBN 978-5-94211-801-3

УДК 00(55+62+66+33+50+54)

ББК 2(26+33+60+66)

Научное издание

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Международный форум-конкурс молодых ученых

18-20 апреля 2018 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 12.04.2018. Формат 60×84/8. Уч.-изд.л. 23.
Тираж 130 экз. Заказ 317. С 92.

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