

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

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

МЕЖДУНАРОДНЫЙ ФОРУМ-КОНКУРС МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

22-24 апреля 2015 г.

Сборник научных трудов

Часть I

САНКТ-ПЕТЕРБУРГ
2015

УДК 00(55+62+66+33+50+54)

ББК 2(26+33+60+66)

П 493

В сборнике помещены труды молодых исследователей, участников Международного форума-конкурса «Проблемы недропользования» (Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 22-24 апреля 2015 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 22nd to 24th April 2015. The Volume can be of great interest for a wide range of researchers, scientists, university lecturers, specialists and managers of industrial enterprises and organisations as well as for businesspeople involved in exploration, prospecting, development and processing of minerals.

Редакционная коллегия: профессор *В.Л.Трушко* (председатель), доцент *Л.С.Синьков*, доцент *Ю.М.Сищук*, *А.Н.Мартемьянова*.

ISBN 978-5-94211-724-5 (Часть I)
ISBN 978-5-94211-723-8

© Национальный минерально-сырьевой
университет «Горный», 2015

СОДЕРЖАНИЕ

<i>ПОИСК И РАЗВЕДКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ В АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЕ И НА ШЕЛЬФЕ.....</i>	<i>4</i>
<i>КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ГЛУБОКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТВЕРДЫХ, ВКЛЮЧАЯ УГОЛЬ И СЛАНЕЦ, ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....</i>	<i>19</i>
<i>КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ТРАНСПОРТИРОВКА И ГЛУБОКАЯ ПЕРЕРАБОТКА УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ.....</i>	<i>87</i>
<i>АВТОМАТИЗАЦИЯ, РОБОТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА.....</i>	<i>126</i>
<i>МЕТАЛЛУРГИЯ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА.....</i>	<i>176</i>
<i>ЭКОНОМИЧЕСКИЕ МЕХАНИЗМЫ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ.....</i>	<i>205</i>

ПОИСК И РАЗВЕДКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ В АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЕ И НА ШЕЛЬФЕ

L.C. BROMBACHER

*TU Bergakademie Freiberg, Germany
Helmholtz-Zentrum Dresden - Rossendorf,
Helmholtz Institute Freiberg for Resource Technology, Germany*

U. KEMPE

TU Bergakademie Freiberg, Germany

R. MÖCKEL

*Helmholtz-Zentrum Dresden - Rossendorf,
Helmholtz Institute Freiberg for Resource Technology, Germany*

G. HEIDE

TU Bergakademie Freiberg, Germany

J. GUTZMER

*Helmholtz-Zentrum Dresden - Rossendorf,
Helmholtz Institute Freiberg for Resource Technology, Germany*

ENVIRONMENTAL RISKS INDUCED BY ELEVATED THORIUM CONTENTS IN THE COMPLEX RARE EARTH ELEMENTS DEPOSIT STRANGE LAKE, QUÉBEC (CANADA): MINERALOGICAL INVESTIGATIONS

Abstract

The Strange Lake pluton is situated on the northern border between Québec and Labrador in northeastern Canada. The ore-body, located within a complex peralkaline granite-hosted system of pegmatites and aplites, contains elevated concentrations of both LREE and the highly coveted HREE, as well as other HFSE (high field strength elements, such as Zr, Nb, Y, Ti, and Th). The REE mineralization, however, is extremely complex and the elements of interest are variably distributed between various “exotic” minerals from different mineral classes that may also contain considerable amounts of unwanted impurities such as thorium, uranium and beryllium. Naturally occurring radioactive materials (NORM) like Th may be concentrated during beneficiation, thus constituting a serious hazard to the workers and the environment. In order to limit transportation and storage of hazardous material during production, it is of the company’s interest to separate these deleterious constituents early in or at best in advance to the extraction process. This study focuses on the characterization of the mineral phases that primarily host thorium for early recognition. Combined chemical and structural analyses indicate that there is one particular mineral phase in which Th is present in highly elevated concentrations. This mineral is best described as a metamict Th-silicate occurring in isolated, rounded grains enclosed in quartz. Further studies are required to indicate if this mineral can be separated early during minerals processing from the ore without considerable loss of valuable REE.

Keywords: rare earth elements, peralkaline complex, exotic minerals, thorium mineralogy

Introduction

The Strange Lake peralkaline complex, located on the Québec-Labrador border about 150 km west of Nain, Canada, is one of the most promising REE-Zr-Y-Nb-(HFSE) exploration targets (Fig. 1, Miller, 1990; Boily and Williams-Jones, 1994; Salvi and Williams-Jones, 2006).

Due to similar ionic radii, high valences and electronegativity, Th and U behave geochemically similar to the REEs (Adams et al., 1959). Therefore, these radioactive elements are often associated with REE deposits introducing a potential hazard to the local environment (Chakhmouradian and Wall, 2012; Hendry et al. 2009). The tetravalent Ce, for example, closely relates to the tetravalent actinides Th and U, but also to Zr and Hf, so that these elements may substitute for one another into REE-minerals and into zircon, respectively (Adams et al., 1959; Förster, 2006). Although the Strange Lake pluton contains considerable quantities of zircon and other Zr-silicates that could take up Th (Birkett et al., 1992; Salvi and Williams-Jones, 1995), the chemically assessed contents of Th have been documented to rather occur as thorite, ThSiO₄ (Brousseau-Liard, 2012; Miller, 1990; Salvi and Williams-Jones, 1990, 2006; Vasyukova and Williams-Jones, 2014).

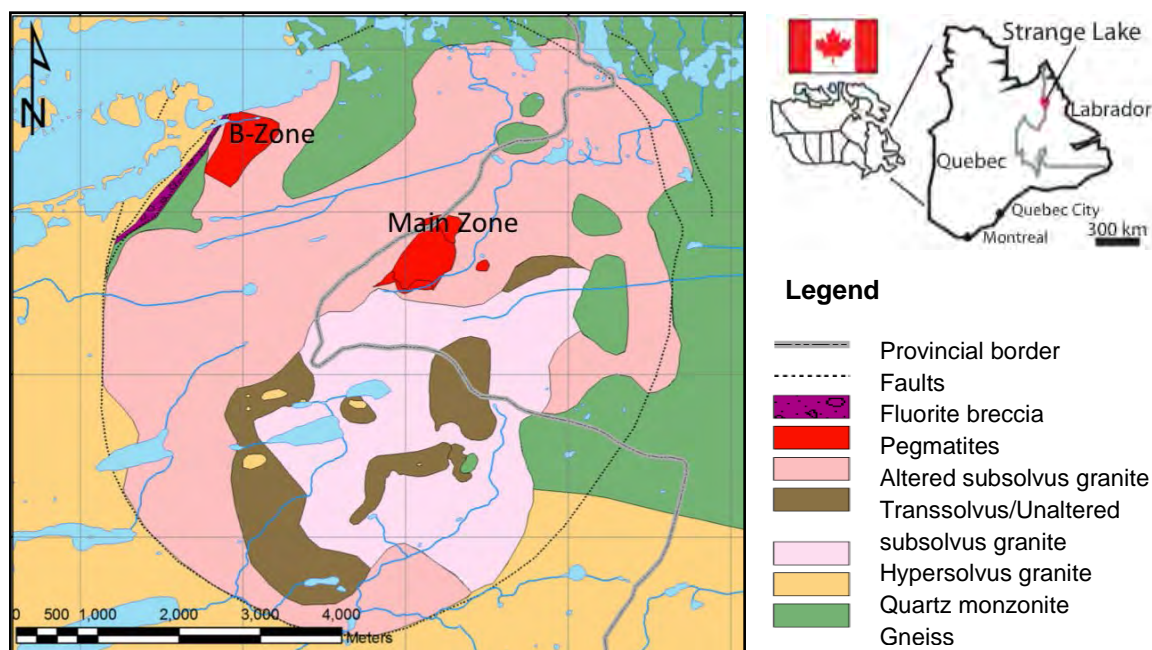


Figure 1. Geological map and geographical location of the Strange Lake peralkaline intrusive complex. At present the REE-HFSE-rich B-Zone pegmatite is subject to extensive exploration and is claimed as one of the most promising HREE-deposits outside of China. Maps modified after Brosseau-Liard (2012) and Gysi and Williams-Jones (2013).

The Strange Lake mineralogy is highly complex and solid solutions and mineral phase transitions are common. Since the element-phase relations of a deposit predict the profitability and determine its processing feasibility (Mariano and Mariano, 2012), it is of primary importance to accurately characterize both the minerals that carry the elements of interest, and those bearing undesired species which are to be removed during the beneficiation. This study focuses on the detection of the main Th-bearing mineral phase(s) to critically assess the possibility of removing Th whilst minimizing the loss of the closely related REEs and Y.

Materials and Methods

The samples for this study were kindly provided by Quest Rare Minerals Ltd., collected from a small exploration quarry within the REE/HFSE-enriched B-Zone pegmatite lens in the northwest part of the deposit (Fig. 1). A total of six bulk samples were selected for a general heavy mineral analysis via density and subsequent magnetic susceptibility separation in order to concentrate the mineral phases of interest. Prior to single grain analyses, major and trace element concentrations of each bulk sample were determined by inductively coupled plasma mass spectroscopy (ICP-MS). Mineral identification was achieved by optical and polarization microscopy, combined with scanning electron microscopy (SEM) and energy dispersive X-ray (EDX) spectroscopy for chemical analysis on mineral grains and respective thin sections. X-ray diffraction (XRD) was utilized for comparison and to confirm the optical and chemical findings by aligning the structural information to the results.

Results

From the bulk geochemical analysis there is a clear indication of elevated Th contents of 100 to 300 ppm in the investigated samples, with one sample reaching Th quantities exceeding 1,000 ppm. For the thorium only one specific mineral phase could be determined as its major carrier. Single grains of 100-200 μm in size were found in quartz matrices (Fig. 2) and as isolated grains of equal size in the paramagnetic granular fractions. The mineral is of rounded, no distinct crystal shape and occurs in a deep wine red to orange color with resinous luster. It shows no cleavage but conchoidal fracture and is frequently interspersed with small fissures (Fig. 2). Preliminary chemical analyses on single grains (EDX) suggest a Th-silicate composition, comprising major contents of Th (37-43 wt-%) followed by considerable amounts of Nb (15-20 wt-%), variable Y contents (at least 2.5-4 wt-%), and minor amounts of Fe (3-5 wt-%), As (2.3-2.9 wt-%), Ti (1-1.3 wt-%), Al and Ca (both 0.7-0.9 wt-%). The distribution of Nb determined by elemental mapping (EDX) appears to negatively correlate with Th within the analyzed grains, which is supported by BSE images, where phase boundaries are visible due to phase (element) contrast (Fig. 2). The X-ray diffraction pattern produced from less than ten crushed single grains are very broad and indistinct, indicating an amorphous state.

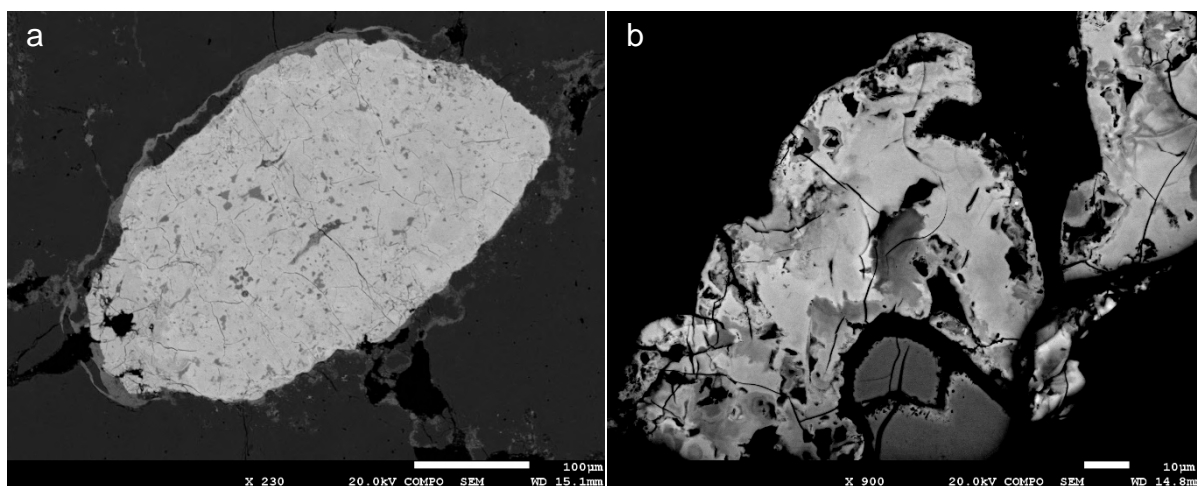


Figure 2. Scanning electron microscope (BSE) images of two individual grains of the Th-silicate. (a) A Th-silicate grain with a thin rim of hematite embedded in a quartz matrix. (b) Intergrowth of the Th dominated silicate (brighter shades of gray) with a zonation dominated by Nb (darker gray) in a quartz matrix.

Discussion and concluding remarks

Microscopic and chemical analyses on thin sections and single grains suggest that a metamict Th-silicate closely associated with quartz is the only mineral that contains Th in highly elevated concentrations. Although the exact department remains unknown, preliminary data on the mineral chemistry of minerals into which actinides are known to substitute, i.e. for Zr and Ce into REE/HFSE-minerals such as zircon, zirconosilicates and xenotime, or for Ca in titanite or allanite (Adams et al., 1959), suggest that Th is present in these minerals only in very minor concentrations. The Th-silicate, however, contains considerable concentrations of not only Th, but also of Nb (and Y) with strong internal variation (Fig. 2b). This is not typically known from members of the thorite-xenotime-zircon solid solution, for which incorporation of respectable amounts of Nb has not been reported (Förster, 2006). If further studies confirm our suggestion of the Th-silicate being the major host of Th, a separation from the ore prior to processing may be considered possible without appreciable loss of valuable REEs. For Nb, pyrochlore and Nb-rich titanite, and for Y, gittinsite, kainosite-(Y) and another unidentified Ca-Y-silicate (e.g. Brosseau-Liard, 2012) represent the primary resources. Hence, loss of these metals may also be minor.

Acknowledgements. Sincere thanks are given to Quest Rare Minerals Ltd. for kindly providing the samples and financial support for this study.

References

1. Adams JAS, Osmond JK, and Rogers JJW (1959) The geochemistry of thorium and uranium. In: *Physics and Chemistry of the Earth* (3), p. 298-348.
2. Birkett TC, Miller RR, Roberts AC, Mariano AN (1992) Zirconium-Bearing Minerals of the Strange Lake Intrusive Complex, Quebec-Labrador. *Canadian Mineralogist* (30), p. 191-205.
3. Boily M, and Williams-Jones AE (1994) The role of magmatic and hydrothermal processes in the chemical evolution of the Strange Lake plutonic complex, Québec-Labrador. *Contributions to Mineralogy and Petrology* (118), p.33-47.
4. Brosseau-Liard A (2012) The nature and origin of REE and associated rare metal mineralization in the B-Zone at Strange Lake, Québec. Masters Thesis, McGill University Department of Earth and Planetary Science (supervised by AE Williams-Jones), pp. 165.
5. Chakhmouradian AR, and Wall F (2012) Rare Earth Elements: Minerals, Mines, Magnets (and More). *Elements* (8) 5, p. 333-340.
6. Förster HJ (2006) Composition and origin of intermediate solid solutions in the system thorite-xenotime-zircon-coffinite. *Lithos* (88), p- 35-55.
7. Gysi AP, and Williams-Jones, AE (2013) Hydrothermal mobilization of pegmatite-hosted REE and Zr at Strange Lake, Canada: A reaction path model. *Geochimica et Cosmochimica Acta* (122), p, 324-352.
8. Hendry JH, Simon SL, Wojcik A, Sohrabi M, Burkart W, Cardis E, Laurier D, Tirmarche M, and Hayata I (2009) Human exposure to high natural background radiation: what can it tell us about radiation risks? *Journal of Radiological Protection* (29) A29-A42.
9. Mariano AN, and Mariano AJr (2012) Rare Earth Mining and Exploration in North America. *Elements* (8) 5, p. 369-376.
10. Miller RR (1990) The Strange Lake Pegmatite-Aplite-Hosted Rare-Metal Deposit, Labrador. NFL Dep. of Mines and Energy, Geol. Survey Branch, Report 90-1, p. 171-182.
11. Quest Rare Minerals Ltd. (2014) NI 43-101 Technical Report on the Preliminary Economic Assessment (PEA) for the Strange Lake Property, Québec, Canada. By Gowans RM, Lewis WJ, Shoemaker S Jr, Spooner J,

Zalnieriunas RV. Micon Interntaional Ltd. Toronto, Canada. Pp. 258.

12. Salvi S, and Williams-Jones AE (1990) The role of hydrothermal processes in the granite-hosted Zr, Y, REE deposit at Strange Lake, Quebec/Labrador: Evidence from fluid inclusions. *Geochimica et Cosmochimica Acta* (54), p. 2403-2418.

13. Salvi S, and Williams-Jones AE (1995) Zirconosilicate phase relations in the Strange Lake (Lac Brisson) pluton, Quebec-Labrador, Canada. *American Mineralogist* (80), p. 1031-1040.

14. Salvi S, and Williams-Jones AE (2006) Alteration, HFSE mineralisation and hydrocarbon formation in peralkaline igneous systems: Insights from the Strange Lake Pluton, Canada. *Lithos* (91), p. 19-34.

15. Vasyukova O, and Wiliams-Jones AE (2014) Fluoride-silicate melt immiscibility and its role in REE formation: Evidence from the Strange Lake rare metal deposit, Québe-Labrador, Canada. *Geochimica et Cosmochimica Acta* (139), p. 110-130.

JI JIA LIAO

State Key Laboratory of Oil and Gas Reservoir Geology and Exploitation, Chengdu, China

XIU CHENG TAN

School of geoscience and technology of Southwest Petroleum University, Chengdu, China

JING DONG XIAO

Faculty of China University of Geosciences, Wuhan, China

THE DISCOVERY OF GLAUCONITE IN EARLY ORDOVICIAN FLAT-PEBBLE CONGLOMERATES OF EASTERN YANSHAN, CHINA

Abstract: Glauconite is newly identified on the surfaces of flat, bamboo-leaf-shaped pebbles from the Lower Ordovician flat-pebble conglomerate (FPC, conglomeratic limestone) of Changshan quarry, Kailuan, and Liangjiashan quarry, Funing, in the east Yanshan region of China. Under plane-polarized light, the glauconite is green, scaly, with a particle size of 3–10 μm , and co-occurs with framboidal pyrite. In modern marine environments, glauconite is formed at depths of 50–500 m, but is enriched at depths of 150–400 m. The co-occurrence of glauconite and pyrite indicates that early diagenesis of the FPC took place in an anaerobic, deep-water environment.

Keywords: Yanshan area, Early Ordovician, flat-pebble conglomerate, glauconite.

The Ordovician of the Yanshan region is one of the first intervals of that age to have been studied in China. A conglomeratic limestone known as flat-pebble conglomerate (FPC) is widely developed in Lower Ordovician successions of the Yanshan area. Until now, due to restricted exposures, the FPC has only been researched at a general, outcrop scale. It is thin- to moderately thick-bedded, and contains preferentially oriented, flat, bamboo-leaf-shaped pebbles (FBLSP) with a dark red oxidation halo on their surface (Fig. 1A). These characteristics have been used as primary sedimentological data for reconstructing the Ordovician epicontinental sea of North China [1-7]. Since the start of the 21st Century, many large quarries have opened between Qinhuangdao and Kailuan, and these have led to the FPC becoming exposed to a depth of dozens of meters or more. The FPC is found in Liangjiashan quarry, Funing, and Changshan quarry, Kailuan. These exposures have enabled a re-examination of the stratigraphy. Fresh FPC is dark gray–celadon in color, horizontally bedded, clast-supported, and forms thin to moderately thick layers. The FBLSPs are celadon-colored (Fig. 1B), and comprise flat, sub-rounded, elliptical balls of micrite. They are poorly sorted, ranging in size from $0.1 \times 0.8 \times 2$ cm to $0.2 \times 0.3 \times 10$ cm and some surfaces have limonite rims caused by weak oxidation. Glauconite occurs on the edges of FBLSPs. Between the clasts, the cement is green, and composed of calcite, bioclastic material, and microcrystalline glauconite (Fig. 1C).

In this study, the petrographic observation of glauconite samples was carried out using an optical microscope (Axio Imager, Carl Zeiss). Micromorphology was studied using a scanning electron microscope (SEM; QUANTA-200, Dutch FEL) with a voltage of 20 kV. Electron probe micro-analysis (EPMA) was carried out using a JEOL JXA 8230 analyzer (with spectrometer), with an accelerating voltage of 15 kV, an accelerating current of 20 nA, and a beam spot diameter of $<1 \mu\text{m}$. using a standard sample from the American Standards Bureau. The analyses were carried out in the State Key Laboratory of Geological Processes and Mineral Resources, and the State Key Laboratory of Biogeology and Environmental Geology, China University of Geosciences(Wuhan), and the Materials Research and Testing Center at Wuhan University of Science and Technology.

Under plane-polarized light, the glauconite seen in FBLSP rims is dark gray (Fig. 1D, $\times 50$). At high magnification, it is green, scaly, and microcrystalline. The edges of FBLSPs are embayed because the glauconite alternates with calcite. Cements are composed mainly of sparry calcite, and bioclastic and microcrystalline limestone debris (Fig. 1E, $\times 500$). Under SEM, the glauconite layers have a thickness of 0.05–0.15 mm around the surface of FBLSPs (Fig. 1F). Glauconite occurs as scaly microcrystals, and the crystals are elliptical, fan-shaped, or irregular. Crystal plates bend irregularly or show an “S” type structure (Fig. 1G). Under SEM slice scanning, glauconite is seen to form distorted sheet aggregates, growing loosely with gaps developed between the aggregates; the size of a single chip is 3–10 μm . The co-occurrence of framboidal pyrite with glauconite is shown in Figure 1I; the framboidal pyrite is 2–10 μm in size, whereas hexagonal pyrite is 10–15 μm in size.

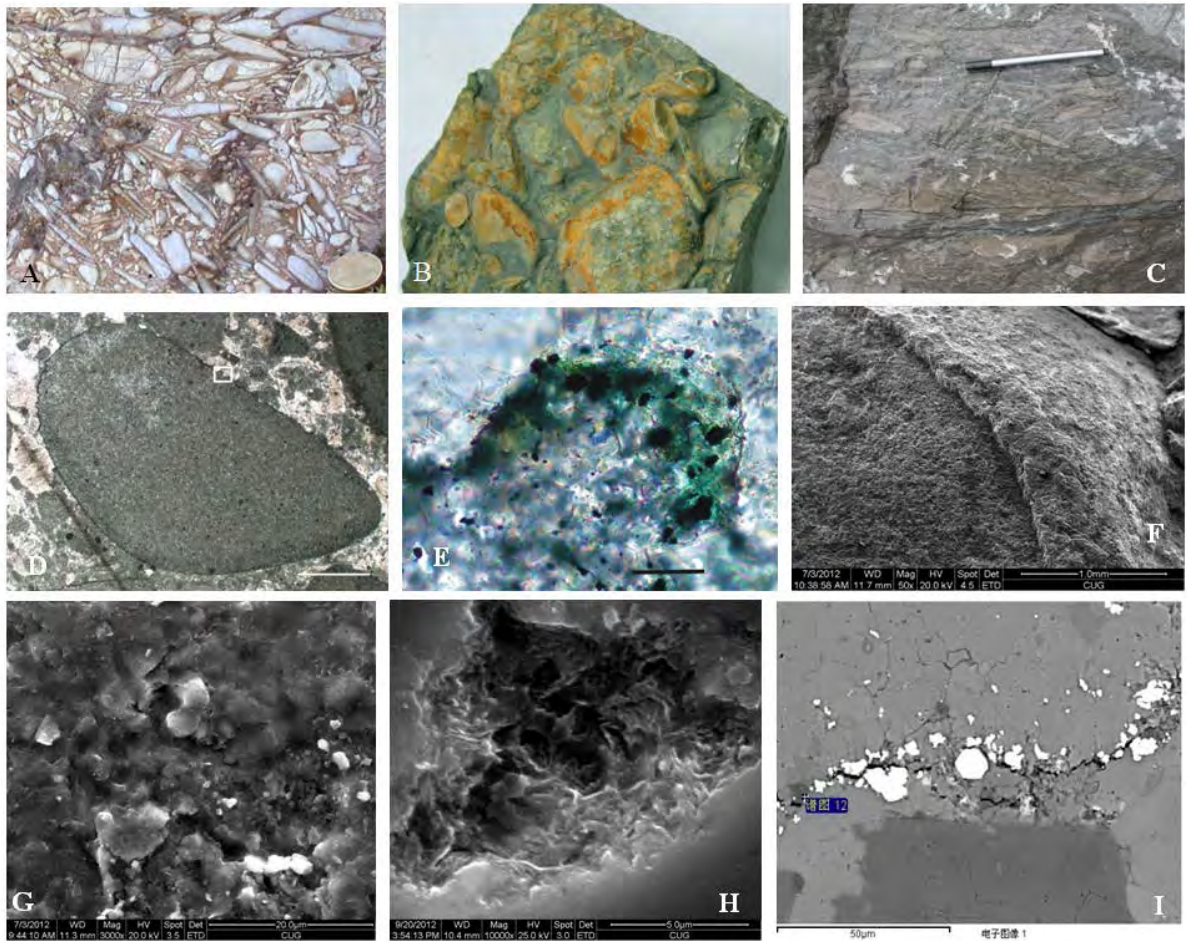


Fig. 1. A: Specimen of oxidized FPC, with edges of flat, bamboo-leaf-shaped pebbles (FBLSP) having red oxidation haloes, with surrounding cement also colored red (Liangjiashan Quarry, Funing; $\times 5$). B: Thin layer of fresh FPC showing celadon-colored FBLSP and green-colored cement. Orange-colored surface of FBLSP due to part-oxidation of pyrite (Changshan quarry, Kailuan; $\times 2$). C: Fresh, outcrop surface of FBLSP showing a green glauconite rim (Changshan quarry, Kailuan). D: Dark green surface rim of glauconite on an FBLSP surface, with rim partly embayed (white box). Surrounding cement composed of sparry and bioclastic calcite (plane-polarized light, scale: 0.1 mm). E: Close-up of white box in Figure 1D, showing raised edge of FBLSP, which has been dissolved and replaced by green, authigenic glauconite (plane-polarized light, scale: 20 μm). F: SEM image of thin glauconite layer covering the surface of FBLSP. G: SEM image of irregularly scaly glauconite. H: SEM image of scaly, irregularly oriented glauconite. I: Energy-dispersive x-ray spectroscopic (EDS) image of FBLSP margin, showing framboidal and hexagonal pyrite (white) co-occurring with glauconite.

Table 1

EPMA data measured in glauconites from Early Ordovician FPC, Changshan quarry, Kailuan, China

Compound	Samples and percentage concentration ($w_B/\%$)							
	N ₀ :1	N ₀ :2	N ₀ :3	N ₀ :4	N ₀ :5	N ₀ :6	N ₀ :7	N ₀ :8
Na ₂ O	0.020	0.013	0.000	0.019	0.012	0.031	0.009	0.015
MgO	5.183	4.036	2.464	4.140	5.149	5.326	4.437	4.519
CaO	5.171	10.360	24.135	13.383	3.579	2.632	2.148	2.326
TiO ₂	0.020	0.221	0.000	0.005	0.000	0.074	0.072	0.036
Al ₂ O ₃	9.430	9.819	6.791	8.499	8.825	10.206	8.678	8.336
SiO ₂	46.806	39.387	31.709	37.749	38.536	41.152	37.146	35.281
K ₂ O	6.596	6.033	4.978	5.539	5.627	5.847	4.781	2.759
Fe ²⁺ +Fe ³⁺	14.419	10.084	10.452	12.309	14.249	10.197	14.752	16.516
Total	87.897	82.870	80.895	83.211	80.768	83.738	78.045	75.715

Potassium content is used to determine the maturity index of glauconite [8-9]. Data show that the potassium oxide content of glauconite in Lower Ordovician FPC ranges from 2.759% to 6.596%, with a mean value of 5.27%. This is slightly higher than the mean K₂O content of glauconite from the South China Sea [10], and shows that the Ordovician glauconite is of low maturity. In modern marine settings, glauconite is found mainly in temperate zones or subtropical outer shelves and upper slopes, and forms near the sediment-water interface [11, 12]. The depth range of glauconite formation is 50–500 m, with an optimal depth of ~200 m [13]. Glauconite forms slowly in seawater

that is typically of normal salinity, 15–20 °C, and with a pH value of 7.5–8.5 [14–18]. In the South China Sea, the greatest enrichment occurs at depths of 146–400 m [19].

In the present study, the glauconite is distributed around the surfaces of FBLSPs. A large quantity of sparry and bioclastic calcite in the cement shows that significant void space was present initially between the FBLSPs in the FPC. This provided an interface between the nutrient-rich seawater and the surfaces of the FBLSPs, where glauconite could form. Consequently, numerous micron-grade, scaly glauconite crystals grew around the surfaces of FBLSPs or in the gaps between FBLSPs. These characteristics testify to the glauconite being colloidal, forming in situ as authigenic glauconite [20].

The discovery of authigenic glauconite in Early Ordovician FPC of the Yanshan region provides three important lines of evidence for a revised sedimentary environmental and paleogeographic interpretation of the Early Ordovician of North China. Firstly, the red “oxidation halo” around FBLSP surfaces is not the result of exposure and oxidation during diagenesis but of recent tectonic movements bringing the formation up to the Earth’s surface. Due to weathering, Fe^{2+} in the glauconite and pyrite has changed to Fe^{3+} . The red “oxidation halo” is therefore not relevant to an understanding of the early diagenetic environment of the FPC. Secondly, the discovery of glauconite suggests a deep water environment, located on the outer shelf or slope, with a low deposition rate. Thirdly, the presence of framboidal pyrite indicates that the FPC formed in a marine environment with anaerobic reduction.

References

1. Ye Liangfu, Liu Jichen. Former agro-business Depart. Geol. Sur., Geol. Report, No. 1. 1919, 38-39
2. H.T. Lee. Bulletin of the Geological Society of China, 1927, 6(2) 121-126
3. W.T. Zhang. Bulletin of the Geological Society of China, 1949, 28(7) 110-116
4. The National For. Comm. 1960, For. Prel. Speci. Stra. code draft spec. Beijing: science press.
5. W.T. Zhang. The National Formation Meet. Acad. Report Ass., 1962, Beijing: science press.
6. Hebei Pro. Sec. Regional Geol. Sur. Team. 1974, (K-50-XXXVI)(J-50-VI) Regional Geol. Sur. Report.
7. Bureau of Geo. & Min. Res. of Hebei Pro., 1996, Wuhan: China university of geosciences press.
8. Amorosi A. : [J]. Journal of Sedimentary Research, 1995, B65: 419-425.
9. Amorosi A. [J] Sedimentary Geology, 1997, 109: 135-153.
10. Chen Lirong, 2008, Sedimentary Mineralogy of the China Sea, Ocean Press. 365-368
11. S. J. M. Huggett, J. Cuadros, UK [J]. Clay Minerals, 2010, 45: 35-49.
12. H. Chafetz, A. Reid. [J]. Sedimentary Geology, 2000, 136: 29-42.
13. Ordín G S. Matter A. [J]. Sedimentology, 1981, 28: 611-641.
14. Bremner J. M. Willis J P. [J]. Marine Geology, 1993, 115: 85-116.
15. Rao V P, Lamboy M, Dueuble P A. [J]. Marine Geology, 1993, 111: 133-158.
16. Kitamura A. [J]. Sedimentary Geology, 1998, 122: 151-163.
17. Harris L C, Whiting B M. [J]. Sedimentary Geology, 2000, 134: 129-147.
18. Rousset D, Leclerc S, Clauer N. et al. [J]. Journal of Sedimentary Research, 2004, 74: 631-642.
19. Chen Lirong. Sedimentary Mineralogy of the China Sea, Ocean Press. 2008, 374
20. Zhou X Q, Li N, Liang G S, et al. [J]. Geological Bulletin of China, 2009, 28(7), 985-990.

M. MOSKWA

AGH University of Science and Technology, Poland

CHALLENGES AND OPPORTUNITIES OF CLARION-CLIPPERTON FRACTURE ZONE EXPLORATION

Introduction

Water area occupies over three quarters of the earth surface. This huge reservoirs provide completely various and unimaginably large amounts of resources. The oceans had long been subject to the freedom-of-the-seas doctrine. But since nineteenth century were being exploited as never before. And finally, the oceans were generating a multitude of claims, counterclaims and sovereignty disputes. In 1970 the United Nations General Assembly declared the resources of the seabed beyond the limits of national jurisdiction to be *"the common heritage of mankind"*. This regulations led to the rapid development of deep-seabed mining. Nowadays, man has possibilities, as well as appropriate technical and technological knowledge, to explore the deepest ocean abyss and to mine its treasures. Paper discusses issues related to innovative technologies and attractive solutions of exploring polymetallic nodules from Pacific Ocean seafloor. Author tries to emphasize that the vision of providing access to the natural resources for the future generations should be the absolute priority for present-day science (Moskwa, 2013).

Keywords: crust, Clarion-Clipperton Fracture Zone, deep-seabed, mining, prospecting, exploration, exploitation, nodules, ocean, Pacific, polymetallic, seafloor

Clarion-Clipperton Fracture Zone description

Manganese nodules were first discovered in 1868 in the Kara sea area, off the coast of Siberia. This discovery sparked interest of scientific world and contributed to undertake an expedition aimed at more accurate exploration of the prospective resource. And so in the years 1872 – 1876 research vessel called HMS Challenger during expedition around the world stumbled upon a collection of small, dark spheres rich in manganese. These accumulations were called at that time manganese nodules (Fig. 1). This evidence of significant deposits rich in numerous



Figure 1. Manganese Nodules (2014, <http://www.iom.gov.pl>)

metals, such as nickel, copper, cobalt and manganese from sixties, is a potential alternative to the slowly vanishing land deposits (Morgan, 2012). The highest nodule abundance (more than 10 kg/m²) with the high average percentage of metals (at least 2.5% content for Ni+Cu, 0.2% Co, 30% Mn, 0.15% Zn, 0.07% Mo, etc.) were found at seafloor in the eastern equatorial Pacific (Clarion-Clipperton Fracture Zone, CCZ) and in the central equatorial Indian Ocean (2014, <http://www.iom.gov.pl>).

Clarion-Clipperton Fracture Zone (CCZ) covers area between two faults – Clarion and Clipperton. Zone is located in the South-East Pacific Basin (Fig. 2) – the deepest, oldest and greatest of all the oceans of the Earth. CCZ zone is latitudinal oriented, its extent is approximately 5200m, with an average width of 1000km. The total area of this field is around 5.5 million square kilometers, representing approximately 3.5% of the surface of the Pacific Ocean. The bottom of the CCZ area shows the slope from east to west, and the difference in height varies between 3500 ÷ 6000 meters below sea level. It is distinguished by a large number of elevations and depressions of the meridional orientation, which gives it a wavy, hilly sculpture. In addition, the bottom is varied with massifs submarine volcanic mountains, volcanoes-tectonic elevations and slopes of fault zones (Kotliński, 2011).



Figure 2. Location of Clarion-Clipperton Fracture Zone (2013, <http://www.world-geographics.com>)

One of the first scientists, who became interested in potential exploring and exploitation of these deposits was John Mero, who published in 1965 a book "Mineral Resources of the Sea". In this work, Mero released spectacular photo of the seabed, covered by nodules at depths of more than 5km (Fig. 3).

Clarion-Clipperton Fracture Zone exploration and prospecting

The specificity of the occurrence of oceanic polymetallic nodules raises some problems and difficulties of identifying and estimating their resources generally different from the problems related with estimating land deposits. Nodules of oxides-hydroxides of iron and manganese located on the Pacific seabed are rich in many other minerals (such as Ni, Co, Cu, Mo, Zn or RRE) what puts them in the world-class deposits level. Recovery of this kind of deposits is expected to begin before 2020. The specific parameters of occurrence of deep-seabed deposits enforces

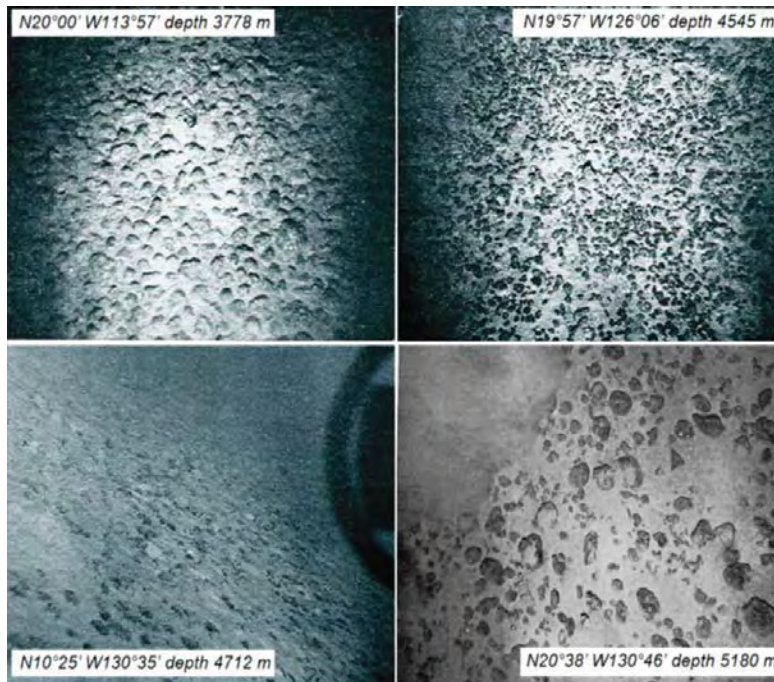


Figure 3. First photograph of polymetallic nodules (Mero, 1964)

component and small range of autocorrelation. Constructing a more precise model and increasing resource estimation accuracy will be possible after applying a denser sampling grid in the next stage of exploration (Kotliński, Mucha, Wasilweska, 2008).

creation of alternative methods of exploration and resource estimation. Geological and mining conditions related with depth (over 4km below sea level) and specific bottom conditions results in many technical and technological difficulties of taking a samples. Highly irregular "orebody", or in the other words – the shape of deposit limits technical possibility of extraction. The accuracy of resource estimation (plots 500 x 500m) was geostatistically evaluated with the method of ordinary kriging (Fig. 4). Estimation was expressed as the low kriging error, achieving average 60% (for the 0.95 confidence level). The cause of this level is relatively wide sampling grid (11 ÷ 15km) which is not conducive for creation of reliable model of deposit diversity in a small scale (up to few kilometer). Moreover, the variability of this deposit parameter is high and reveals a strong effect of the random

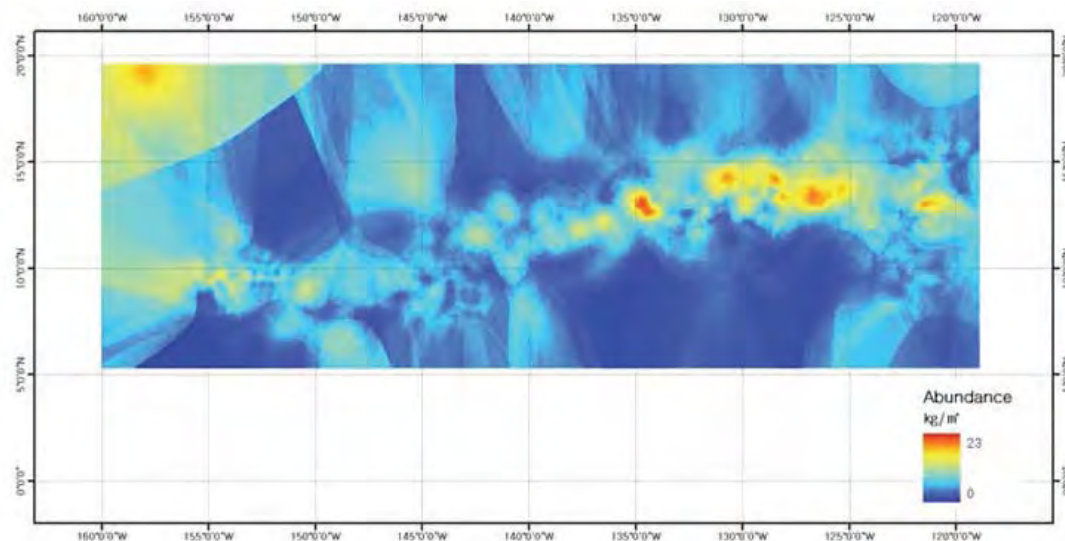


Figure 4. Nodule Abundance, Entire Study Area using ArcGIS Software (Morgan, 2012)

References

1. Morgan, C. (2012). *A Geological Model of Polymetallic Nodule Deposits in the Clarion-Clipperton Fracture Zone*. Kingston: International Seabed Authority.
2. Moskwa, M. (2013). *Analysis of the possibilities of using the experience from exploitation of the ocean polymetallic deposits in the Solwara project, in the conditions of polymetallic nodules exploitation in the Clarion-Clipperton Fracture Zone*.
3. Mero, L. J. (1964). *The Mineral Resources of the Sea*. USA: Elsevier Publishing Company.
4. Kotliński, R. (2011). *Pole koncentracjonalne Clarion-Clipperton - źródło surowców przyszłości*. Kraków: Górnictwo i Geoinżynieria, Zeszyt 4/1.
5. Kotliński, R., Mucha, J., Wasilewska, M. (2008). *Problemy szacowania zasobów złóż koncentracji polimetalicznych na Pacyfiku*.
6. Morgan, C. (2012). *A Geological Model of Polymetallic Nodule Deposits in the Clarion-Clipperton Fracture Zone*. Kingston. Briefing Paper 01/12. www.isa.org.jm.
7. Interoceanmetal Joint Organization. 2014, <http://www.iom.gov.pl>

GEOCHEMICAL EVOLUTION AND WATER – ROCK INTERACTIONS IN MAKOOK KARST AQUIFERS, KURDISTAN REGION, IRAQ

Keywords: Karst Spring; saturation index; Barite; incongruent dissolution; Carbonate

Abstract This work investigates the geochemical evolution during flowing of karst waters through their aquifers. The water – rock interactions was defined in terms of correlations between water and karst rocks parameters. The limestone rock shows higher Sr and lower Na contents, whereas the dolomites contain higher Mg and lower K. Correlation of saturation indices of minerals with karst water constituents indicates the presence of gypsum, fluorite, celestine and barite impurities in carbonate karst rocks of the area. The active geochemical processes that control the chemistry of karst waters are incongruent dissolution of carbonate minerals, de-dolomitization and cation exchange.

Introduction. Cretaceous rocks are cropping out in the area of interest. Bekhme formation and Kometan formation composed of limestone, dolomitic limestone and dolomite are dominant. Near Sarwchawa town, Kometan formation changes laterally to Bekhme formation through a transitional zone (Karim et al., 2012), and both formations are overlain by Shiranish formation. Makook Anticline represents a double plunging anticline (NW–SE) within in the parallel trend of Zagros folded structures. Springs of the region of interest drain from Behkme and Kometan aquifers (well karstified, highly fissured aquifers with confined to semi-confined conditions and overlain by Shiranish formation (Stevanovic and Markovic, 2004). Only Shkarta spring drains from the Shiranish aquitard.

Methodology. Eight karst springs were monitored and aquifer rocks sampled. The carbonate rock samples were digested using microwave aqua regia method. The determination of chemistry in rock aliquot and trace elements in water samples were done with an ICP-MS XSeries-2 (Thermo Scientific). The mineralogy of rock samples were measured with X-ray diffraction method (URD-6 XRD, Seifert-FPM). Major cations and anions in karst waters were measured with ion chromatography (IC) using an 850 Professional IC Metrohm. All analysis of the rock and water samples was conducted in laboratories of TU Bergakademie Freiberg.

Results and discussion

Karst rocks geochemistry and classification: Depending on the entire data gained from water and rock samples of the karst springs, a hierarchical cluster analysis was conducted. Three principal groups (limestone, dolomite and marly carbonate) can be distinguished (Fig.1a). This grouping is consistency with the mineralogical analysis of the rocks, which categorize the karst rocks in the same manner into limestone, dolomite and marly carbonate rocks. The predominant components of karst rocks are Ca and Mg, forming more than 50% of the rock. The abundance of K in most karst rocks is higher than the abundance of Na (Table 1). Na is correlated significantly to Ca (Fig.1b), confirming the previous classification and indicates lower Na in limestone rocks ($Na_{Marl} > Na_{Dolomite} > Na_{Limestone}$). The pure calcite forming limestone (Bla and Betwata) contains higher Sr and lower Mg concentration compared to other rocks (Fig.1c). The potassium in karst water is significantly correlated to K in karst rock, indicating the source of potassium in karst water (Fig.1d). The concentration of K in R-Shkarta rocks is 3 times higher than the other rocks, forced by the presence of clay minerals (Table 1).

Table 1

Geochemical composition of karst rocks

	Ca	Mg	K	Na	Mn	Fe	Mineralogy
R-Sarwchawa	393840	13560	857	184	40	1987	Calcite, Dolomite
R-Shkarta	122147	31149	3203	391	2336	27109	Calcite, Quartz, Clay
R-Betwata	410160	2467	117	81	18	479	Calcite
R-Zewa	235865	120239	58	244	45	321	Dolomite, Calcite, Quartz
R-Chewa	353373	35361	300	142	47	664	Calcite, Dolomite, Quartz
R-Bla	412962	3105	250	154	10	492	Calcite
R-QalaSiada	230020	119762	810	272	28	1193	Dolomite, Calcite
R-Gullan	227784	120479	227	347	27	591	Dolomite, Calcite

R = state for rock and followed by name of the spring; concentrations are in mg/kg rock sample.

Water – rock interactions: Ion balance and geochemical modelling in the karst waters were carried out by means of PHREEQC (Parkhurst and Appelo, 2013). The relative analytical error (E%) was within an acceptable range of $\pm 2\%$. Ca^{2+} , Mg^{2+} , SO_4^{2-} and HCO_3^- are the most dominant ions indicating carbonate minerals as the major source. The Shkarta spring had higher Na, K, Cl and Si concentrations (Table 2) than all other springs revealing the presence of clay minerals of the Shiranish Formation (marly carbonate). This is convenient with the detection of clay minerals in R-Shkarta rock sample. Presence of impurities of different minerals was traced from the significant correlations between hydrogeochemical components of karst water (Fig.2). Ca is significantly correlated with SO_4 and saturation index of gypsum (SI_{Gypsum}) indicating presence of gypsum impurities in karst rock, especially in

springs drained from limestone (Fig.2a). A same significant correlation was notice between fluoride (F), SI_{Fluorite} and Ca (Fig.2a), reflecting the presence of fluorite mineral traces (CaF_2). Furthermore, Sr is correlated to SO_4 and $SI_{\text{Celestine}}$ indicating the existence of Celestine (SrSO_4) impurity in carbonate rocks of the area (Fig.2b). In addition to gypsum, fluorite and celestine, existence of barite (BaSO_4) is possible depending on the significant correlation between Ba and SI_{Barite} (Fig.2b).

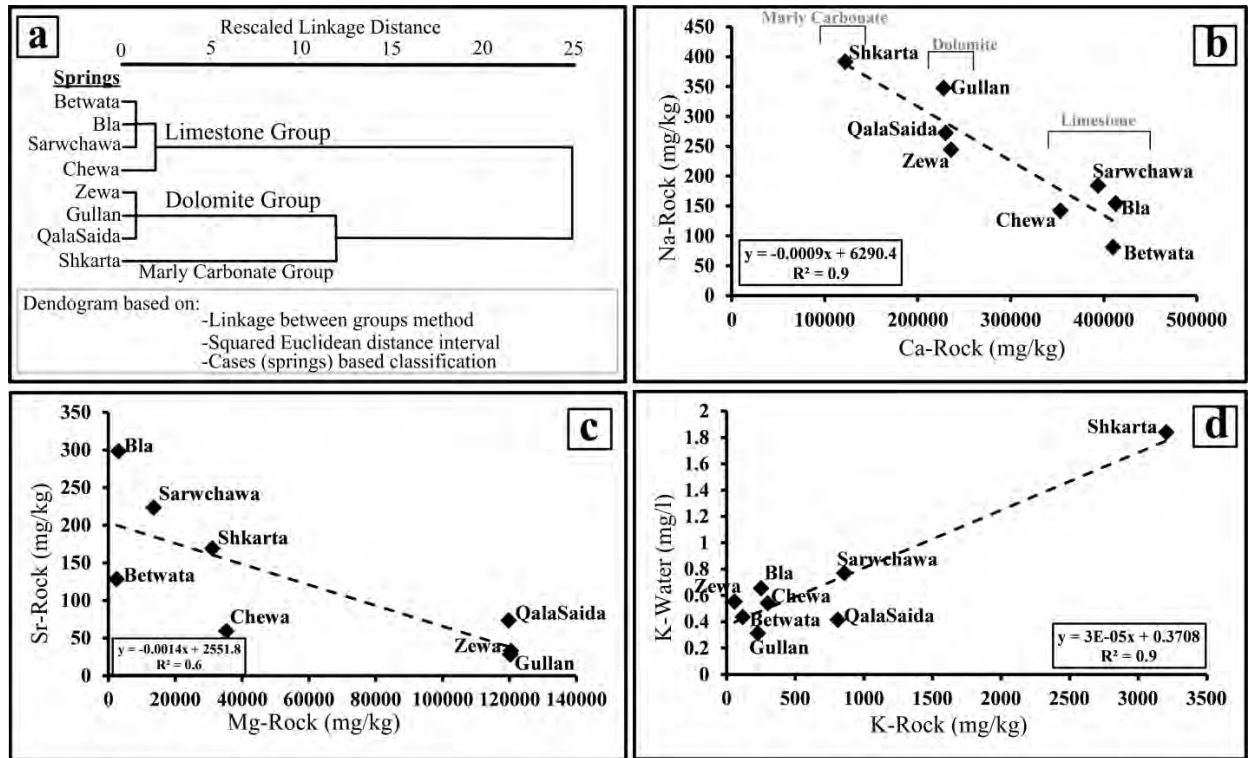


Figure 1. Geochemical correlations and classification of Karst aquifers

Geochemical processes: Modeled saturation indices indicate that Zewa, Chewa and Qala Saida springs are saturated ($SI \geq 0.05$) with calcite and Sarwchawa, Shkarta, Betwata and Bla springs are in equilibrium ($-0.05 \leq SI \leq 0.05$). De-dolomitization processes are in progress in waters in equilibrium with calcite and under-saturated with dolomite (Pavlovskiy and Selle, 2014). Only Gullan spring is under-saturated ($SI \leq -0.05$) with respect to calcite, which suggests shorter flow path and residence time in the aquifer compared to the other springs (Fig.2c). Regarding the SI_{Dolomite} , only Qala saida spring was in equilibrium, and the rest were under-saturated with dolomite. A solution assumed to be incongruent if a mineral will dissolve while another one is in equilibrium (Moral et al., 2008). Therefore, incongruent dissolution happens in waters of Sarwchawa, Shkarta, Betwata and Bla springs. The correlation of HCO_3^- and $\text{Ca}+\text{Mg}$ is an indication for dissolution -precipitation processes in karst waters (Moral et al., 2008). According to the correlation in Fig.2d cation exchange processes play as well a certain roll in karst waters.

Table 2

Hydrogeochemistry of karst waters

	Sarwchawa	Shkarta	Betwata	Zewa	Chewa	Bla	QalaSiada	Gullan
Ca^{2+} (mg/l)	76.1	66.5	49.8	47.1	65.3	58.9	59.4	42.7
Mg^{2+} (mg/l)	21.5	10.7	18.8	14.2	19.2	21	21.6	12.8
Na^+ (mg/l)	2.41	4.36	1.28	0.88	1.91	1.52	1.32	1.02
K^+ (mg/l)	0.77	1.84	0.44	0.55	0.54	0.65	0.42	0.31
SO_4^{2-} (mg/l)	70.4	24	12.4	10	10.7	12.4	12.1	10.4
HCO_3^- (mg/l)	279.3	231.5	243.9	186.1	340.4	305.3	267.6	172.2
F(mg/l)	0.13	0.09	0.06	0.05	0.08	0.06	0.05	0.04
Ba(ppb)	661.1	329	123.6	106.9	183.8	138.8	77.9	62.6
Sr(ppb)	24.7	19.6	14	10	21.3	16.4	15.2	9.1

The presented values are mean of 6 sampling periods for each spring (n=6).

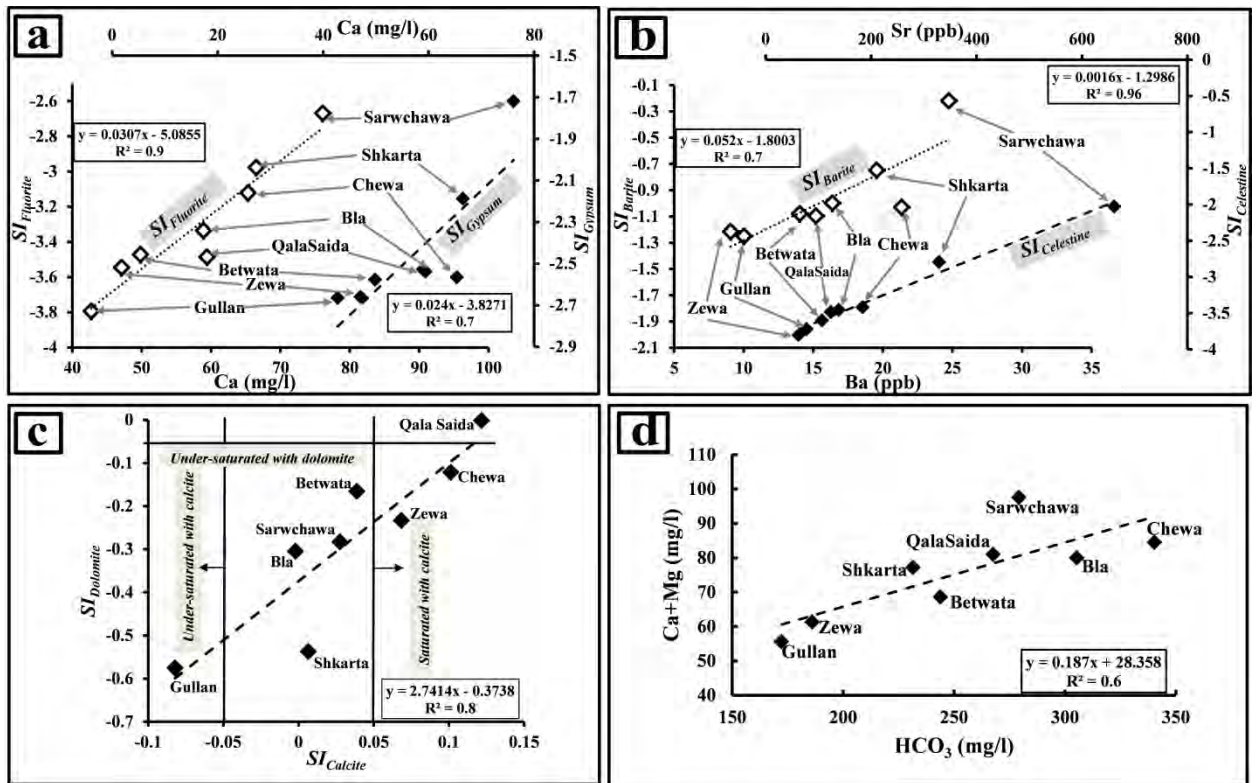


Figure 2. Hydrogeochemical correlations in Karst waters

Conclusions

This work confirms that the geochemistry of karst waters in this area is governed by the geochemistry of the karst rocks. The karst rocks in the area are limestone, dolomite and marly carbonates and hydrochemistry of the springs clearly shows the same sources. However, the hydrogeochemical signature of the karst waters varies according to residence time as well. In karst aquifers, the presence of gypsum, fluorite, celestine and barite impurities can be traced from the hydrogeochemistry, even if the rock analysis doesn't emphasized their occurrence.

References

1. Karim, K., Al Hamadani, R., Ahmad, S., 2012. Relations between Deep and Shallow Stratigraphic Units of Northern Iraq during Cretaceous. Iranian Journal of Earth Science, 495–103.
2. Moral, F., Cruz-Sanjulián, J., Olías, M., 2008. Geochemical evolution of groundwater in the carbonate aquifers of Sierra de Segura (Betic Cordillera, southern Spain). Journal of Hydrology 360, 281–296.
3. Parkhurst, D., Appelo, C. 2013. Description of Input and Examples for PHREEQC (Version 3)-A Computer Program for Speciation, Batch-Reaction, One-Dimensional Transport, and Inverse Geochemical Calculations. United States Geological Survey.
4. Pavlovskiy, I., Selle, B., 2014. Integrating hydrogeochemical, hydrogeological, and environmental tracer data to understand groundwater flow for a karstified aquifer system. Groundwater.
5. Stevanovic, Z., Marcovic, M., 2004. Hydrogeology of Northern Iraq. General Hydrogeology and Aquifer System, vol 2, 1st edn, FAO.

S. RICHTER

TU Bergakademie Freiberg, Germany

MINERALOGICAL INVESTIGATIONS OF AGATES FROM CORDÓN DE LILA AND SIERRA DE ALMEIDA, CHILE

Agates are present on the whole earth. Only in Chile, a volcanic dominated country, no founding's confirmed until now. In this presentation the investigations of the first agates from Chile will be presented.

The study contained the investigations with XRD, the XRF and the Microscopy and the aim was to analyze the mineral phases and the genesis of the agates.

The samples are from a volcanic-sedimentary complex in the north of Chile, the Cordón de Lila. These rocks have a volcanic composition. A rhyolitic structure, that means big phenocrysts and a fine-grained matrix, build up the samples. The mineral composition consists of feldspar and fine-grained quartz. Also small concentra-

tions of pyroxene, apatite and hematite can be found in the rock. All the samples include small veins, which are filled with agates.

Only one sample is an altered rock, a breccia, which has a hydrothermal background. The breccia consists of quartz and calcite.

The final discussions exposed, that the investigated rock was a dazite and the intern agate occurred in two different ways. So the agate was formed by a combined genesis in veins and lithophysen. Through the hydrothermal overprint secondary minerals were formed. Those were mainly clay minerals from kaolinite-, smectite- and vermiculitegroup

С.С. ВЛАСЕНКО

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ПЕРЕОПРЕДЕЛЕНИЕ ЦИРТОСПИРИФЕРИД ИЗ ВЕРХНЕДЕВОНСКИХ ОТЛОЖЕНИЙ ВОСТОЧНО-ЕВРОПЕЙСКОЙ ПЛАТФОРМЫ

Была переопределена коллекция брахиопод сборов 30-40-х годов прошлого века, хранящаяся на кафедре исторической и динамической геологии, как эталон вида *Spirifer disjunctus*. Интерес к данному виду вызван его широким распространением в верхнедевонских отложениях, в результате чего он используется как руководящая форма в региональных стратиграфических схемах. При работе с коллекцией применена новая систематика для брахиопод, проведены сравнения с типовыми коллекциями циртоспириферид музея ЦНИГРИ и Горного музея. В результате изучения в её составе было установлено 5 видов: *Cyrtospirifer vjacheslavi*, *Cyrtospirifer zadonicus*, *Cyrtospirifer brodi*, *Cyrtospirifer markovski* и *Cyrtospirifer rudkinensis*. Данные виды распространены в отложениях семилукского горизонта (средний фран), а *Cyrtospirifer disjunctus* по современной стратиграфической схеме приурочен к отложениям средневерхнефаменского возраста Корнуолла (*Scaphignathus velifer* и *Polygnathus stygiacus*). На основе подсчёта рёбер на боковых и центральных частях каждой створки выявлена изменчивость количества рёбер, которая связана с возрастом индивидуума и характером грунта места обитания. На основе степени загнутоности макушек раковин каждого вида определено прижизненное положение раковины.

Научный руководитель: д.г.м.н, профессор Е.Д. Михайлова

А.М. ДУРЯГИНА, В.С. НИКИФОРОВА, Г.А. ГРОШЕВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЛАТИНОНОСНЫХ ЭЛЮВИАЛЬНЫХ ОБРАЗОВАНИЙ СВЕТЛОБОРСКОГО И НИЖНЕТАГИЛЬСКОГО МАССИВОВ

Работа посвящена выявлению геохимических закономерностей распределения редких элементов в породах кор выветривания и перекрывающих их элювиальных отложениях Светлоборского и Нижнетагильского массивов с целью использования полученных результатов при поисковых работах на коренные месторождения платины, развернувшихся на Урале в последнее время.

Светлоборский и Нижнетагильский концентрически-зональные клинопироксенит-дунитовые массивы Платиноносного пояса Урала располагаются на Среднем Урале. Геологическое строение массивов подробно описано в работах И.А. Малахова, О.К. Иванова, К.К. Золоева и других. Коры выветривания на них имеют мел-олигоценый возраст, относятся к линейно-площадному типу, характеризуются зональным строением с развитием неполного профиля выветривания, состоящего из серпентинитовой и нонтронитовой зон. Главной особенностью их формирования является тенденция к накоплению V, Ti, Mn, Cu, Zn, редкоземельных элементов и платиновых металлов на фоне интенсивного выноса магния при переходе от нижних к верхним горизонтам гипергенного профиля, что, вероятно, связано с их остаточным накоплением в процессе выветривания и сорбированием окислами железа и марганца, а также глинистыми минералами верхних частей профиля.

По результатам обработки данных литогеохимических ореолов рассеяния платиновых металлов в элювиальных отложениях, перекрывающих Светлоборский массив, выявлено, что платина ассоциирует с группой Ni-Mn-Cr-Co, что, наряду с выявленными закономерностями, может способствовать проведению дальнейших поисковых работ на изученной территории.

Научный руководитель: д.г.-м.н., профессор И.В. Таловина

ФАКТОРЫ, КОНТРОЛИРУЮЩИЕ НОВОЕ ПРОЯВЛЕНИЕ ФЛЮОРИТА В ДОНБАССЕ

Выделены основные факторы, контролирующие новое проявление флюорита в Донбассе. Установлена приуроченность кальцитовых жильных образований к одному карбонатному стратиграфическому горизонту, где имеют развитие кремнистые и карбонатные конкреции. Проведена систематизация трещин, заполненных жильной минерализацией и выделены закономерности распространения флюоритового оруденения в определённых из них. Обнаружена тесная ассоциация флюоритовой минерализации с кристаллами кварца. Полученные данные могут быть использованы для прогнозирования флюоритового оруденения на сопряжённых территориях.

В пределах Донецкого бассейна и его обрамления флюорит распространён достаточно широко. Его основная масса сосредоточена в нижнекарбоневой толще зоны сочленения Донбасса с Приазовским кристаллическим массивом [1]. Единственное проявление флюорита в породах среднего карбона приурочено к известняку F₁ (свита С₂¹) в пределах Волнухинской антиклинали Ореховского угленосного района [2]. При довольно широком проявлении флюоритовой минерализации в Донбассе общие признаки и предпосылки их распространения в настоящее время не сформулированы.

Новое проявление флюорита впервые установленное нами, расположено в пригороде Зоринска Перевальского района Луганской области (Украина). В целом флюоритовая минерализация находится в зоне развития малоамплитудной тектоники субширотного простирания. С севера и юга участок ограничен надвиговыми структурами северо-восточного простирания. Залегание пород внутри блока моноклинальное с падением на северо-запад. В зонах развития надвиговых структур породы смяты в брахискладки (рис. 1).

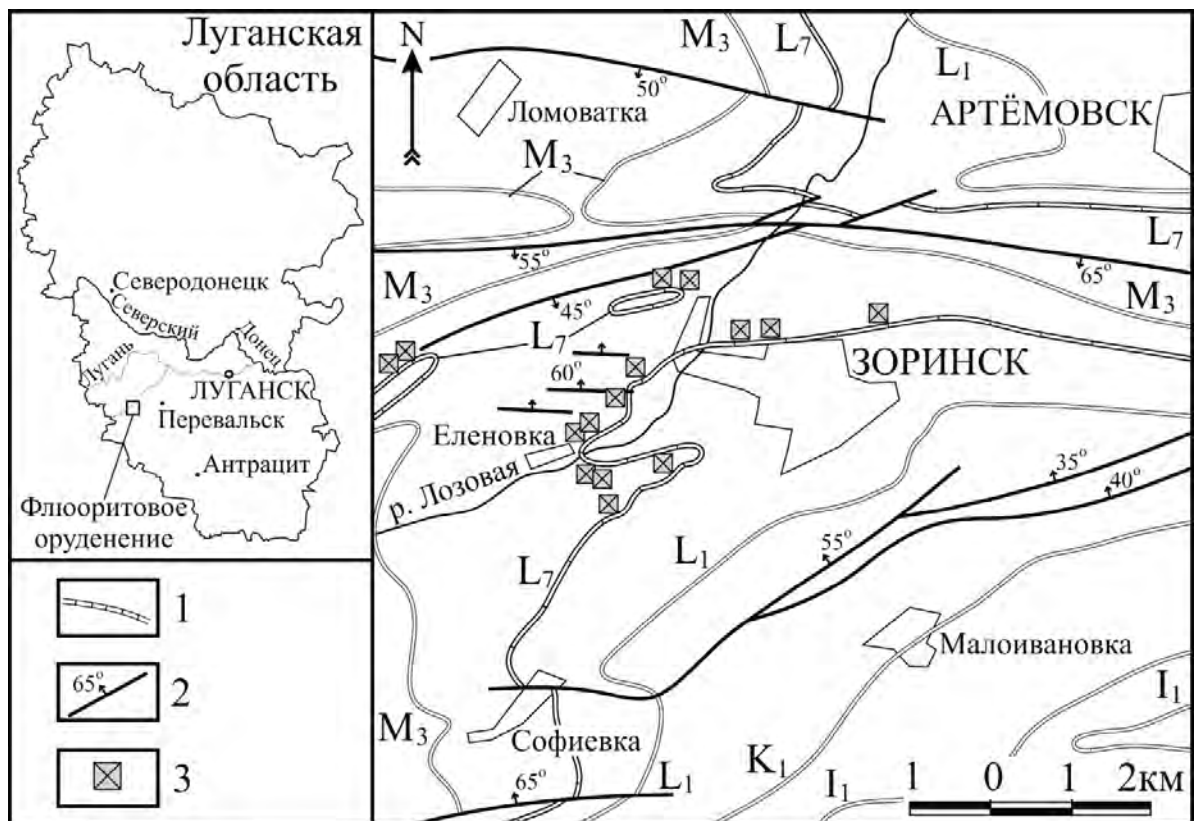


Рис. 1. Геологическая карта нового проявления флюорита Донбасса. 1 – Известняки. 2 – Тектонические нарушения. 3 – Флюоритовая минерализация

В ходе изучения нового проявления флюорита в Донбассе авторами были выделены основные факторы, контролирующие оруденение. К ним относятся: стратиграфический, литолого-фациальный, структурно-морфологический и минералогический контроль.

Стратиграфический контроль. При детальном изучении 24-х пластов известняка свиты С₂⁴ (белокалитвенская), С₂⁵ (каменская), С₂⁶ (алмазная) и С₂⁷ (горловская) среднекаменноугольных отложений кальцитовые жильные тела с флюоритовой минерализацией приурочены только к одному стратиграфическому горизонту – известняку L₇ (свита С₂⁶). Известняк имеет сложное четырёхпачечное

строение. Первый (нижний) слой: тёмно-серого цвета, среднекристаллический, детритусово-фораминиферовый. Второй слой: светло-серого цвета, скрытокристаллический, мелкодетритусовый с брахиоподами, криноидеями, трилобитами и одиночными кораллами. Третий слой: тёмно-серого цвета среднекристаллический, детритусово-фораминиферовый, с редкими остатками члеников морских лилий. Четвёртый слой: скрытокристаллический глинистый известняк, ярко оранжевого цвета. Суммарная мощность известняка варьирует от 1,6 до 4,2 м. При этом кальцитовые жильные тела с флюоритом на участке исследований приурочены к первым трём пачкам.

Литолого-фациальный контроль. Кальцитовые жильные тела с флюоритовой минерализацией распространены в известняке L₇, где имеют развитие кремнистые и карбонатные конкреции. При этом кремнистые конкреции приурочены к тёмно-серым пачкам (I и III слой), а карбонатные конкреции к светло-серой пачке (II слой). Кремнистые конкреции чёрного цвета, неправильной или удлинённой формы с бесструктурным внутренним строением. Наружная поверхность – резко угловатая. Размер конкреций меняется от 2 до 40 см. В основном они сосредоточены в нижней части пачек и образуют цепочки внутри прослоя. Карбонатные конкреции серого или светло-серого цвета, сферической, реже цилиндрической формы; наружная поверхность округлённая и резкая, внутреннее строение – концентрически слоистое. Размер конкреций от 1-2 до 15 см. В основном сосредоточены в верхней части пачки.

Распространение известняка L₇ с кремнистыми и карбонатными конкрециями на участке исследований приурочено к центральной и западной части, протяжённостью более 12 км², где и развиты жильные тела с флюоритовой минерализацией. По периферии зоны оруденения флюоритовая минерализация встречается только в жильных телах, пересекающих конкреции. При этом в северной, восточной и юго-западной части конкреции и флюоритовая минерализация отсутствуют.

Литолого-фациальный контроль флюоритовой минерализации ранее отмечен Б.С.Пановым [3]. В зоне сочленения Донбасса с Приазовским кристаллическим массивом в карьерах Докучаевского флюоритодоломитного комбината наблюдается приуроченность тонких прожилков кальцита с кристаллами флюорита к тёмно-серым известнякам визейского яруса, местами с чёрными включениями кремня и обильной фауной кораллов и брахиопод.

Структурно-морфологический контроль. Важным обстоятельством, характеризующим условия нахождения флюорита в известняке, является его приуроченность к определённым системам трещин. Во время полевых и камеральных работ были выделены три основных структурно-морфологических типа кальцитовых жильных тел с флюоритовой минерализацией: 1. Жилы, связанные с трещинами межпластового расслоения. 2. Раздувы и жеоды, связанные с трещинами межпластового расслоения. 3. Секущие друзы, пересекающие пасты по нормали.

1. Жилы, связанные с трещинами межпластового расслоения и залегающие соответственно простиранию пород. Жилы выдержанные по простиранию с мощностью от 0,5 до 25 см, сопровождаются штрихами скольжения. Изредка наблюдаются приконтактные изменения, представленные перекристаллизацией известняка. Кальцит в жилах представлен кристаллами размером до 7 см ромбоэдрического габитуса молочно-белого цвета. Из сопутствующих минералов преобладает молочно-белый и серый кварц, реже встречается дымчатый кварц и горный хрусталь. Кристаллы представлены двухговыми хорошо огранёнными индивидами, реже их сростки. Размер отдельных кристаллов достигает 10-ти см. Выделено два основных габитуса кристаллов: призматический и ромбоэдрический.

2. Раздувы и жеоды, связанные с трещинами межпластового расслоения, также залегают соответственно простиранию пород. Жильные тела невыдержанные с мощностью, меняющейся от 1 до 20 см. Редко наблюдаются приконтактная перекристаллизация известняка. Кристаллы кальцита серого цвета размером до 5 см имеют ромбоэдрический габитус. Из сопутствующих минералов преобладает горный хрусталь и дымчатый кварц ромбоэдрического габитуса, размером до 15 см. В жеодах встречаются прозрачные кристаллы исландского шпата уплощённо-ромбоэдрического габитуса, размером до 7 см. Из-за слегка выщелоченных граней имеют зеленовато-серую окраску. Важным обстоятельством, характеризующим эти жильные тела, является приуроченность флюоритовой минерализации к призальбандовой части. Флюорит представлен сростками кристаллов размером до 5 мм. Преобладает розовый, бледно-розовый и бесцветный; реже развит тёмно-фиолетовый, фиолетовый и светло-фиолетовый флюорит, содержание которого не превышает 5% объёма жильных тел.

3. Друзы, связанные с трещинами, секущими пасты по нормали. Падение друз крутое (70 – 80°) чаще вертикальное; ориентировка – по падению вмещающих пород. Для данной группы жильных тел характерно широкое развитие прозрачных кристаллов исландского шпата уплощённо-ромбоэдрического габитуса с развитым поясом призмы. Кристаллы флюорита в виде сростков размером до 3 мм также приурочены к зальбанду друзы. Преобладает тёмно-фиолетовый, фиолетовый, светло-фиолетовый и бесцветный флюорит. Содержание флюорита в жилах 10-15% в редких случаях до 40% объёма жильных тел.

Минералогический контроль. Флюоритовая минерализация в жилах, раздувах и жеодах межпластового расслоения всегда наблюдается в ассоциации с кристаллами молочно-белого, серого, дымчатого кварца и горного хрусталя. При этом по ряду типоморфных особенностей последние две разновидности кварца сходны с «мармарошскими диамантами» Карпат [4].

Для большинства граней призмы кристаллов кварца характерно наличие слоёв роста, образующих комбинированную штриховку. Для кристаллов кварца ромбоэдрического облика характерна скульптура

роста, связанная с развитием на гранях ромбоэдра одиночных или групповых вициналей в виде трёхгранных пирамидок, два нижних угла которых расположены друг другу под углом близким к 90° . Ростовые формы имеют слоистое, ступенчатое строение. Кроме вициналей первого порядка на гранях кристаллов кварца также встречаются мелкие пластинчатые акцессории роста, форма которых представляет собой пологую трёхгранную пирамидку. Причём все углы примерно одинаковы. Также для граней кристаллов молочно-белого и серого кварца характерно наличие индукционных граней кальцита.

Выводы. Установленные факторы, контролирующие новое проявление флюорита в Донбассе дополняют имеющиеся данные по региональной минералогии Донбасса и могут быть использованы для прогнозирования флюоритового оруденения на сопряжённых территориях.

Литература

1. Лазаренко Е.К., Панов Б.С, Павлишин В.И. и др. Минералогия Донецкого бассейна // Киев: Наукова думка, 1975. – Ч. II. – 409 с.
2. Фисуненко О.П., Удовиченко Н.И. Памятники природы Луганской области и их изучение в краеведческих походах и экскурсиях. Луганский государственный педагогический институт им. Т.Г. Шевченко, 1993. – Ч. II. – 32с.
3. Возняк Д. К. Типоморфные особенности «мармарошских диамантов»: Типоморфизм кварца Украины / Д. К. Возняк, В. Н. Квасница, Ю. А. Галабурда. – Киев: Наукова думка, 1974. - 147с.
4. Панов Б.С. Флюорит в Донецком бассейне // Харьков: Издательство Харьковского государственного университета им А.М.Горького, 1965 – 99 с.

КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ГЛУБОКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТВЕРДЫХ, ВКЛЮЧАЯ УГОЛЬ И СЛАНЕЦ, ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

G. BURY, A. KULINIAK

Wroclaw University of Environmental and Life Science, Poland

VERTICAL DISPLACEMENTS DETERMINATION OF MILLENIUM BRIDGE IN WROCLAW

Summary

Due the development of construction technologies are increasing ability to pursue investment with limited cost of their performance. The idea of displacement measurements came from the need for a safety check erected new engineering objects. Bridges are one of the most important structures that need to be subjected to constant research of stability. The need for these studies comes from the fact that these objects are under constant influence of the different reliefs, both static - under its own weight structures and dynamic, coming from the continuous movement of vehicles. Depending on the construction and size of the bridge shall be tested several elements of construction such as pillars or foundations.

The researched object

The study has been subjected to vertical displacements Millennium Bridge on the Oder River, which is part of the inner ring road of Wroclaw. It is a fragment of the national road No. 5 and the European route E231. It has been officially opened at the end of October of 2004. Millennium Bridge (Fig. 1) is a cable-stayed construction which consists of three parts: the left-bank flyover 325 m in length, suspension bridge with a length of 290 m and cantilever bridge of 260 m with flyover right bank of 97 m in length. The total length of the bridge is 973 m. The bridge is a beam superstructure, and is supported by 16 massive pillars. His longest span has a length of 153 m. Pylons in the shape of the letter "H" are 50 m height and rise to the level of the deck to 33 m. On the examined object is placed 68 controlled benchmarks for deformation measurements. Those points have been placed on object in the beginning of construction works.



Figure 1. Millennium Bridge

On the examined object is placed 68 controlled benchmarks for deformation measurements. Those points have been placed on object in the beginning of construction works.

Measurement techniques and equipment

The aim of the work was to determine the vertical displacements of benchmarks placed on pillars of the Millennium Bridge. Technique which was used to work was a geometric precision leveling. Measurements of this method must meet the following conditions:

- precision leveling network has an average measurement error 1 km leveling calculated in the network adjustment, the error should not be greater than 1.5 mm / km,
- measurements performed with good visibility and calm image of leveling rod in the morning and



Figure 2. Leica DNA03

- afternoon at a temperature of 0 ° C to + 25 ° C and wind speed of less than 6 m/s,
- sections of leveling should be measured twice: in the main and return direction,
- the number of stations of the level should be even as a result the same leveling rod is placed in the beginning and in the end of leveling section,
- aiming line should take place at a height of approximately 1.5 m above ground,
- differences in the length of aiming lines should not be greater than 0.5 m,
- at each station elevation is determined twice, and the difference between the assignment of elevations should not be greater than 0.18 mm.

To achieve the above-mentioned conditions is required geodetic equipment of the highest accuracy. To the work of precise leveling was used a Leica DNA03 level (Fig. 2) with a set of precision leveling rods. This level is able to read a staff with accuracy of 0,01 mm. During electronic measurements with invar staff it is possible to reach a accuracy of measurements of 0,3mm/km.

Characteristic of measurements and office work

The work has began in May 2014 which was the first measurement in ten years on the Millennium Bridge. In November 2014, we performed another control measurement. The object was divided into two parts: the northern side of the Osobowicka street and south, from the Wejherowska street and Orbita Hall. The control network has been connected with a geodetic height control (fig. 3).



Figure 3. The Control network

Each time after the reconnaissance activities proceeded to measure the reference points in order to check their constancy. To calculate their constancy we used a criterion of Hermanowski, which is given by:

$$(\Delta h' - \Delta h)_{MAX} \leq 1,5 * \mu_0 \sqrt{n + n'} \quad (1)$$

Implementation of the criterion is based on comparison of differences of elevation for all combinations of pairs of pre-accepted benchmarks for constant. This comparison is carried out based on the data from the baseline measurement and the measurement of the current. After checking the stability of the reference points began to measure points controlled. Height measurements were carried out in accordance with the principles of geometric precision leveling out in section 2 of this paper. After checking the accuracy of the measurements started to compensate observation.

Graphical interpretation of the results are graphs subsidence controlled benchmarks. Vertical displacement of benchmarks are shown in relation to the beginning of the project. Due to the large number of controlled benchmarks (68) are shown only the results of the selected points. For the southern part of the object are linear and reach values of about -16.5 mm to -3.5 mm for baseline measurements, after finish the construction. While the southern part of the bridge such values do not cause as much danger of displacement of the north side of reach alarming proportions. The values of settlement on the north side range from about -24.0 mm to -3.5 mm. In addition, differential subsidence in the axes of pillar 15 and 16 between the eastern and western side of the pillar is approximately 10 mm. Graph 1 (Figure 4) shows the settlement of one of the sample benchmarks south side of the Millennium Bridge. In the Graph 2 (Fig. 5) shows the point for which the highest settlement determined that recorded on the south side of the object. The graphs in FIG. 6 and FIG.7 show vertical displacement of the pillar number 16, wherein the differences subsidence is about 10 mm.

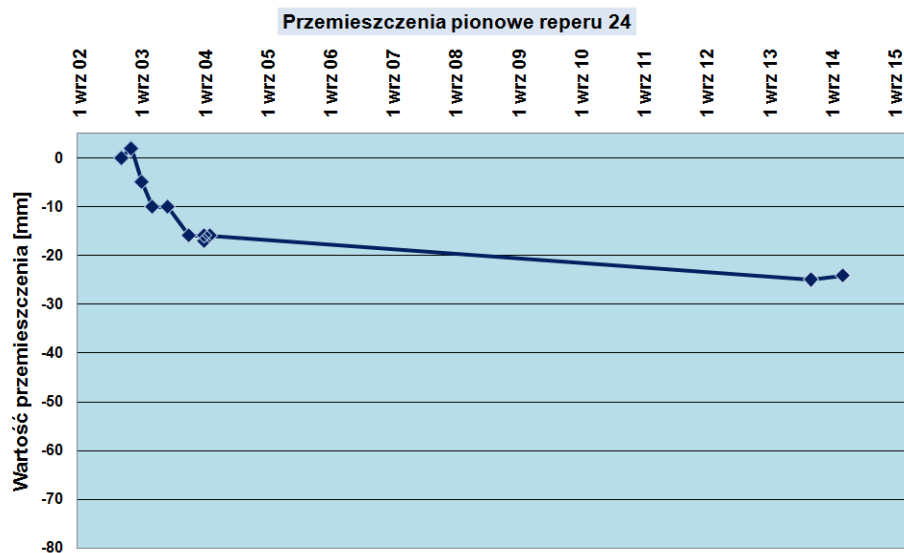


Figure 4. Graph 1

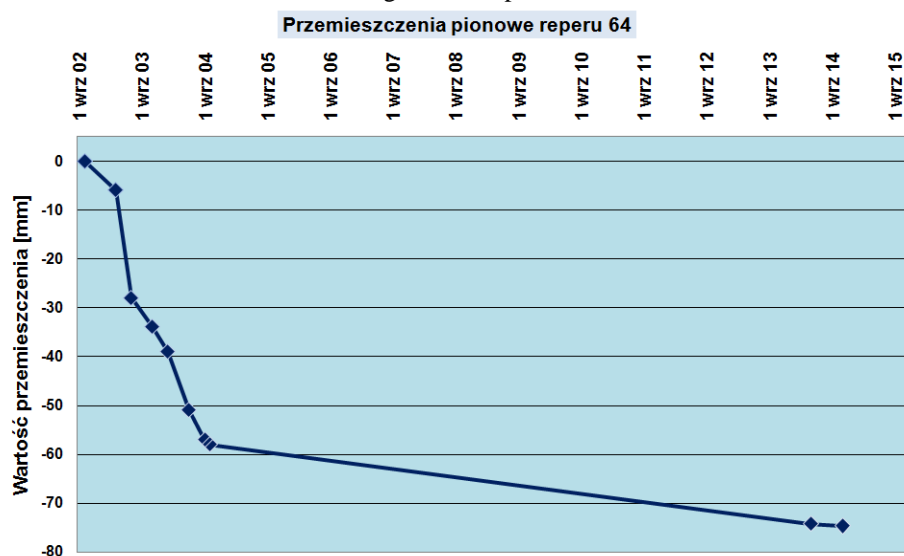


Figure 5. Graph 2

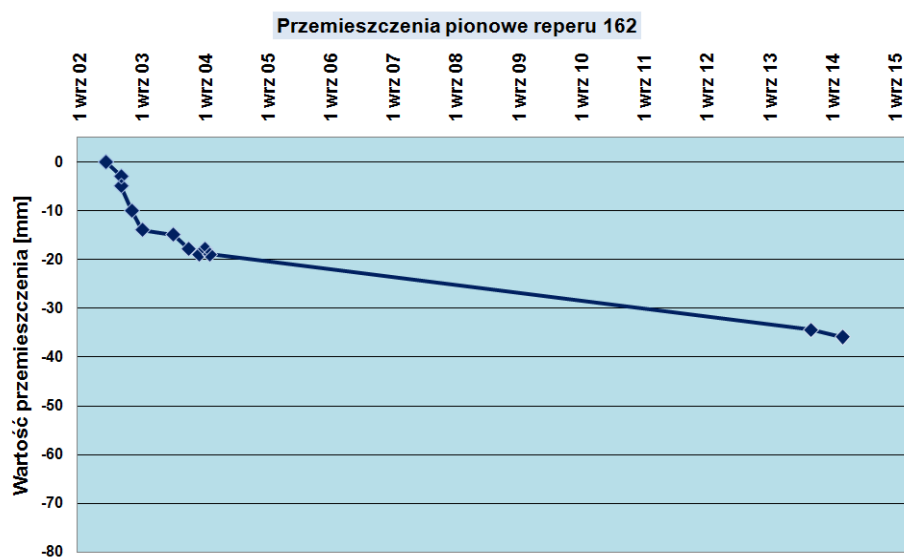


Figure 6. Graph 3

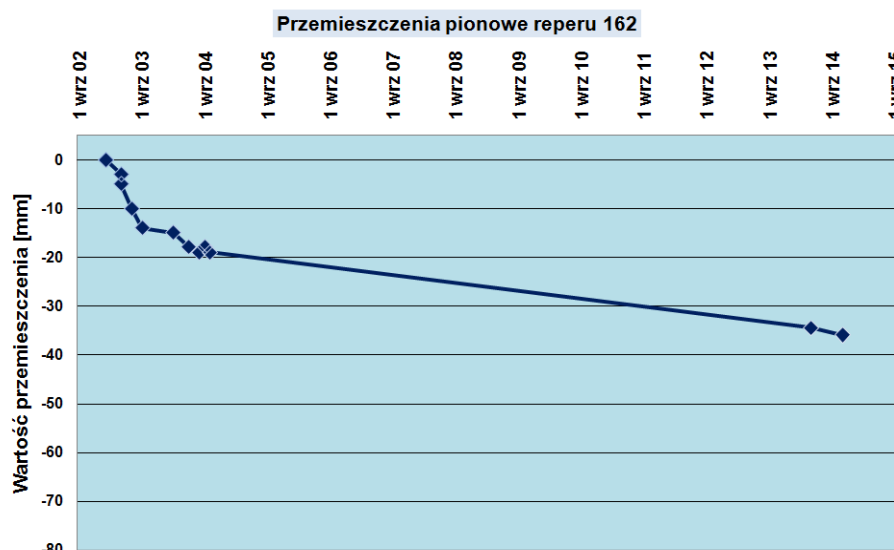


Figure 7. Graph 4

Conclusion

Such large vertical displacement controlled benchmarks for the part of the bridge located on the Osobowicka street may be due to the exchange of land, which occurred under this part of the construction during the implementation of the investment. This situation may cause a threat to the proper operation of the bridge, which is why it is necessary to continue the work on deformation measurements.

References

1. Lazzarini T. oraz zespół współautorów, 1977r., Geodezyjne pomiary przemieszczeń budowli i ich otoczenia. PPWK, Warszawa
2. Prószyński W., Kwaśniak M., 2006r., Podstawy geodezyjnego wyznaczania przemieszczeń. Pojęcia i elementy metodyki. Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa
3. Gocał J., Geodezja inżynierska – przemysłowa część 2, AGH, Kraków 2005.

P. CHU, K.E. WATERS, J.A. FINCH

Department of Mining and Materials Engineering, McGill University, Canada

ROLE OF FROTHERS ON BUBBLE FORMATION VIA BREAK-UP

Abstract

Small bubbles (ca. 1 mm) play a central role in flotation since they provide the large interfacial area for capturing hydrophobic particles. The formation of these fine bubbles is usually achieved by the use of frothers in conjunction with the air dispersing device. However, the mechanism of the action of frothers is not well understood. A general explanation is that frothers retard coalescence and this can be demonstrated. There is also speculation that the presence of frothers has impact on the air break-up process. In this work, we have developed a simple setup to study the effect of frothers on bubble formation through break-up. Single bubbles are formed by mechanically-induced deformation of a pocket of air. Results have shown the presence of frothers produces smaller bubbles than in water alone.

Keywords: Small bubbles, frothers, break-up, coalescence, flotation

Introduction

The generation of small bubbles in flotation is usually accomplished by the use of frothers. However, the mechanism is yet to be understood [4]. Most literature adapts the concept of coalescence inhibition, that fine bubbles are created and the frother preserves them [2]. Coalescence prevention can be demonstrated [7, 9, 11]. There are suggestions that frothers also aid in break-up of the air mass injected into the flotation machine [1, 3, 5, 6]. In contrast to coalescence studies, break-up has not received much experimental attention. Kracht and Finch [9] studied the effect of frothers on break-up by exposing mono-sized bubbles to a turbulent field generated by an impeller and observed the presence of frother increased the fraction of bubbles within 90% of the original volume. Javor et al. [7] adopted the same technique and studied the effect of frother with different chain lengths. Their results showed that with long-chain frothers the minimum bubble size on break-up is smaller than with short chain frothers.

The system developed by Kracht and Finch [9] exhibited both coalescence and break-up. The purpose of this paper is to introduce a setup to isolate break-up from coalescence and study the possible action of frothers on bubble formation via break-up.

Experimental

The experimental setup shown in Fig.1 consists an 800 ml breaker and a spoon to hold a pocket of air. The spoon, with a diameter of 20 mm, connects to a tube where a controllable volume of air is injected via a syringe-pump. During an experiment, the beaker is filled with 750 ml frother solution and the spoon is inverted. Fig.2 shows the initial state of an experiment. The pocket of air is drawn downward by a vortex formed due to the rotation of the stirrer bar. When the energy reaches a certain level a small volume of air is spun off and a bubble is formed. The experiment is recorded using a high speed camera (Fastec Imaging HiSpec5 8G Mono/Color) and bubble size is obtained through image analysis by ImageJ. The sphere-volume equivalent diameter was calculated using the major (a) and minor (b) semi-axes of an ellipse fitted to the projected bubble area (Eq. 1), assuming the bubble to be symmetric about the minor axis. Table 1 summarizes some details on the frothers tested.

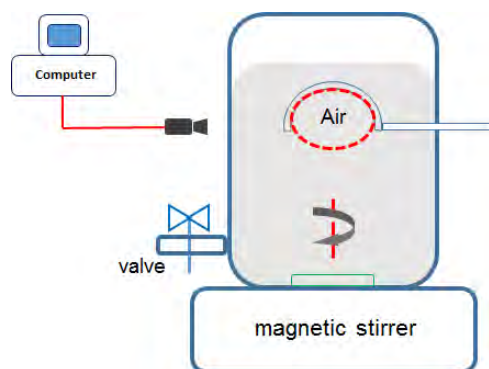


Figure 1. Experimental setup

$$d = \sqrt[3]{(2a)^2 \times (2b)} \quad (1)$$

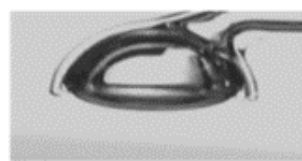


Figure 2. Initial state of an experiment

Table 1

Summary of frothers used

Reagent	Formula	Molecular Weight (g/mol)	Supplier
MIBC	$(\text{CH}_3)_2\text{CHCH}_2\text{CH}(\text{OH})\text{CH}_3$	102.18	Aldrich
Dowfroth 250 ^a	$\text{CH}_3(\text{PO})_4\text{OH}$	264.35	Flottec
F-150 ^a	$\text{H}(\text{PO})_7\text{OH}$	425	Flottec

^a PO is propylene oxide (propoxy) [-O-CH₂-CH₂-CH₂-]

Results and Discussion

Fig.3 shows the deformation of the air mass and the formation of a bubble via break-up in deionised water. It is observed that the mechanical energy provided by the rotational motion of the stirring bar causes significant distortion in shape of the air pocket. The deformation and break-up of the air mass in the presence of frothers is captured in Fig.4, an example of the sequence of images with MIBC 7 ppm. It is noticeable that the break-up in this case yields a smaller bubble compared to water only. Fig.5 summarizes the bubble size results for all the frothers tested. The figure reveals a decrease in bubble size with increasing frother concentration. The ability to produce small bubbles seems to follow the order: F150 > DF250 > MIBC.

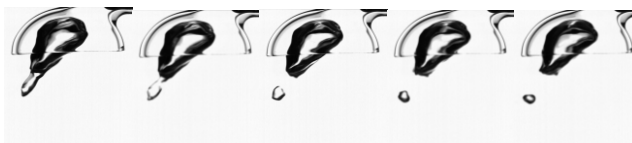


Figure3. Sequence of images (2 ms apart) showing bubble formation in Water only (no frother)



Figure 4. Sequence of images (2 ms apart) showing bubble formation in MIBC 7 ppm

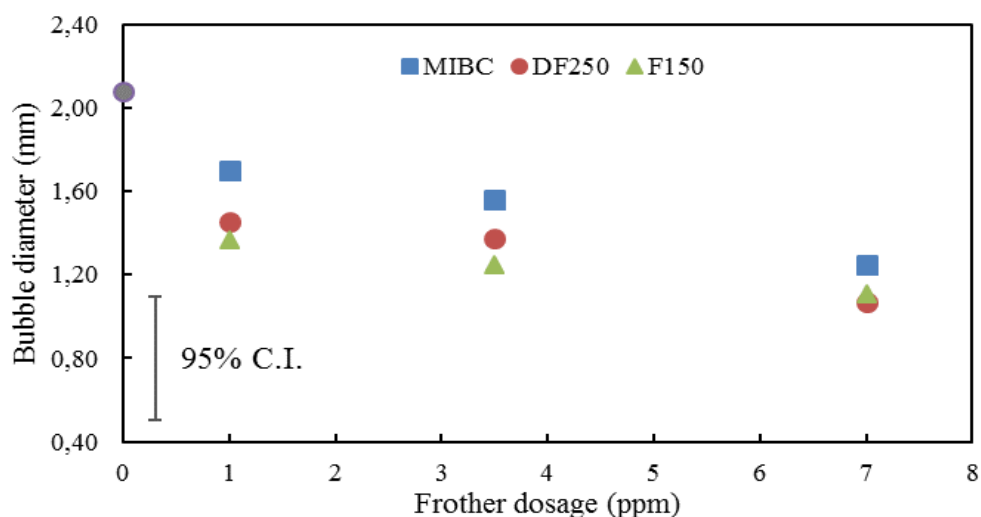


Figure 5. Effect of frother concentration on bubble size reduction

It is postulated that the presence of frothers creates surface tension gradients along air/water interface upon deformation due to local variations in surface concentration. Surface tension gradients result in a force that is speculated to aid the break-up process [10]. The surface tension gradient force will increase with frother concentration as the local surface concentration differences will be increased and thus a decrease in break-away bubble size is seen. Extending to a flotation machine, the interplay of mechanical and surface tension gradient stresses will cause multiple surface instabilities. For a given volumetric flowrate of the air an increasing number of instabilities and breakaway bubbles implies smaller bubbles, i.e., there will be a decrease in bubble size with increasing frother concentration, which is the common experience with frother addition in flotation cells.

Conclusions

We have developed an experimental setup to demonstrate the effect of frothers on bubble formation via break-up. It was shown that the presence of frother caused smaller bubbles to break away compared to water only. This is the first unambiguous demonstration that frother aids break-up in addition to its well-known effect of inhibiting coalescence.

Acknowledgements

The work was supported under the Chair in Mineral Processing at McGill University funded by Vale, Teck, Xstrata Process Support, Barrick Gold, Shell Canada, SGS Lakefield, COREM and Flottec through the NSERC CRD program. Funding from Fonds de recherche du Québec is also appreciated.

References

1. Acua, C., Nasset, J.E., Finch, J.A., "Impact of frother on bubble production and behavior in the pulp zone" (Proceedings of the Sixth International Copper-Cobre Conference, Toronto, ON, 25-30 August 2007, Volume II Mineral Processing, MetSoc CIM), 197-210.
2. Cho, Y.S., Laskowski, J.S., "Effect of flotation frothers on bubble size and foam stability," *International Journal of Mineral Processing*, 64 (2002), 69-80.
3. Finch, J.A., Gelina, S., Moyo, P., "Frother-related research at McGill University," *Minerals Engineering*, 19 (2006), 726-733.
4. Finch, J.A., Nasset, J.E., Acuna C., "Role of frother on bubble production and behavior in flotation," *Minerals Engineering*, 21(2008), 949-957.
5. Grau, R.A., Laskowski, J.S., "Role of frothers in bubble generation and coalescence in a mechanical flotation cell." *Canadian Journal of Chemical Engineering*, 84 (2006), 170-182.
6. Gupta, A. Yan, D.S., "Mineral Processing Design and Operations: An Introduction," *Elsevier*, Amsterdam, (2006), 559.
7. Harris, C.C., Ferstenau, M.C. (Ed.), A.M. Gaudin Memorial Volume, vol. 2 (SME, Flotation machines, 1976), 753-815.
8. Javor, Z., Schreithofer, N., Comez, C.O., Finch, J.A., Heiskanen, K., 2013. Effect of scale dependent dynamic properties on bubble size, In *Materials Science and Technology (MS&T)*, Montreal, pp. 2024-2033.
9. Kracht, A., Finch J.A., "Bubble break-up and the role of frother and salt," *International Journal of Mineral Processing*, 92 (2009), 153-161.
10. Malderedi, C., Jain, R.K., *Surfactant Science*, vol. 29 (The Hydrodynamic stability of thin films, 1988), 498.
11. Pugh, R.J., "Foaming, foam films, antifoaming and defoaming," *Advances in Colloid and Interface Science*, 64 (1996), 67-102.

GEOLOGICAL AND MINERALOGICAL FEATURES AND ASPECTS OF ORIGIN OF SULFIDE MINERALIZATION FORMATION IN OPHIOLITES OF CENTRAL MIRDITA, ALBANIA

In this paper are shown mineralizations of Gurthi area, situated north of Albania, and is integral part of Central Mirdita ophiolitic complex. Ophiolitic products of this area are represented by gabbro-plagiogranitic plutonic sequence, sheeted dyke complex, basalt – dacitic volcanic formation, consisting about 70% of the rocks in Gurthi area. (Figure 1).

Copper sulphide mineralizations and its associates in this area, such as: Zn, Au, Ag, As, Pb, S, etj, are located at full thickness of the volcanics section, but they are mainly concentrated in two levels: first one that belongs to horizon 600 – 800 ± 100 m is located at upper sequence of andesitic volcanics, close to ophiolitic melange, enclosing the volcanic section in this area, while second level of these mineralizations is located below in this section, at horizons 500 – 600 m in andesitic – basalt sequence of the thickness of volcanics. Based on geological and exploration works carried out so far in this area, 5 objects have been discovered; 2.8 MT ore reserves, containing 1.35% Cu, 2.63% Zn and 0.69 g/t Au. Main ore forming minerals are: pyrite, chalcocopyrite, sphalerite, and minor minerals are: bornite, galena, marcasite, etc. Elementary composition of the ore is: Cu, Zn, Au, Ag, S, Pb, etc.

Now, by most of researchers, is accepted that origin of sulfide mineralizations in the studied area and beyond, is considered to be as underwater hydrothermal, related to black plumers, (Sinojmeri A. 1994; Hoxha L. etj 2001, 2002), in analogy with the actual mineralization, formed at the bottom of present oceans or seas. But, our analytical and mineralogical studies, carried out for the preparation of a bachelor's degree, as well as identification of the sample studied by us of a series of textures (Figure 2 / a, b) have no other explanation, except by pseudomorphism of sulfide minerals, based on the fauna found close to hydrothermal plumers, which clearly shows the formation of mineralization during underwater hydrothermalism. Similarly, evidence of collomorphic structures and intergrowth automorphic crystals of chalcocopyrite, support formation of mineralizations in black plumers.

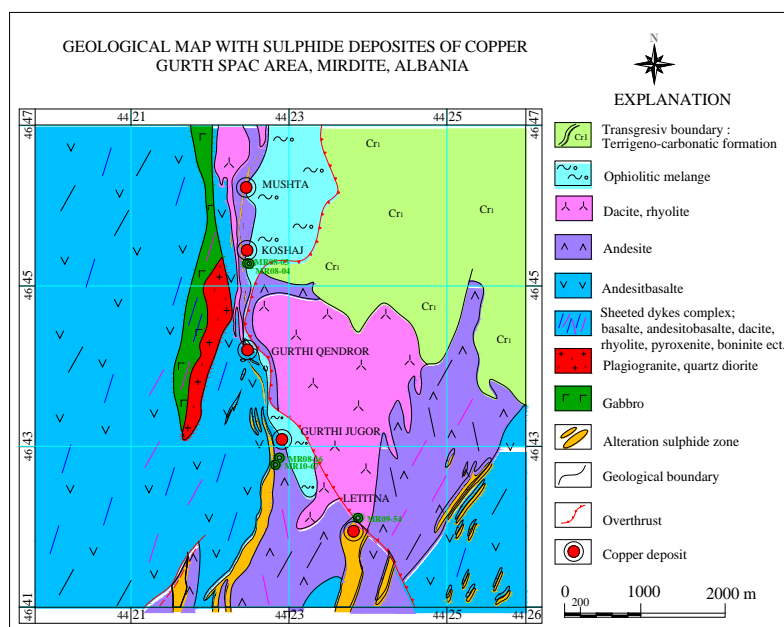


Figure 1. Geological map with copper sulphide deposits of Gurthi Area, Mirdite, Albania

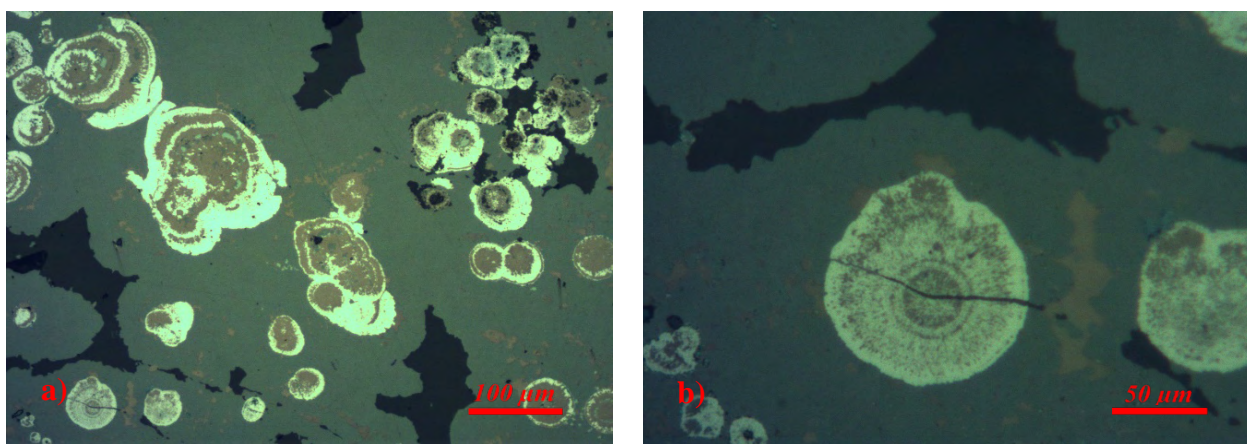


Figure 2. a) Spherulite pyrite - bornite – tennantite, surrounded by sphalerite, n.p; b) Detail of the figure, spherulite pyrite – bornite in sphalerite. Polished section 6, n.p.

Transformations of covellite and chalcosite in cuprite, as well as formation of marcasite at peripheral parts of collomorphous mineralizations of Fe disulfurs, show that by the end of formation, during paragenesis, occurred significant movements of oxygen and pH activity. These variations are typical in mineralizations formed at the bottom of the sea.

A. DZIADYK, J. KICKI

AGH University of Science and Technology, Poland

THIN SEAM COAL MINING AS A CHANCE FOR IMPROVEMENT OF COAL MINES VITALITY

Is the Polish coal is used for energy first choice? Definitely yes, especially when we look at the percentage of electricity production from all sources in Poland.

However the exploitation of coal often becomes unprofitable, notably where there are thin seams whose thickness borders on the limit criterion for economic viability. That was such the Lower Silesian Coal Basin, which ultimately collapsed in 2000.

Nonetheless the share of thin coal seams, both in Poland and in the world is more than ten percent of all coal reserves. There is huge potential in those boards for mining, which can be determined by appropriate methods to good use. The best example of this is in Poland LW Bogdanka, for example, which will be presented positive aspects of such deposits with the opportunity for further development.

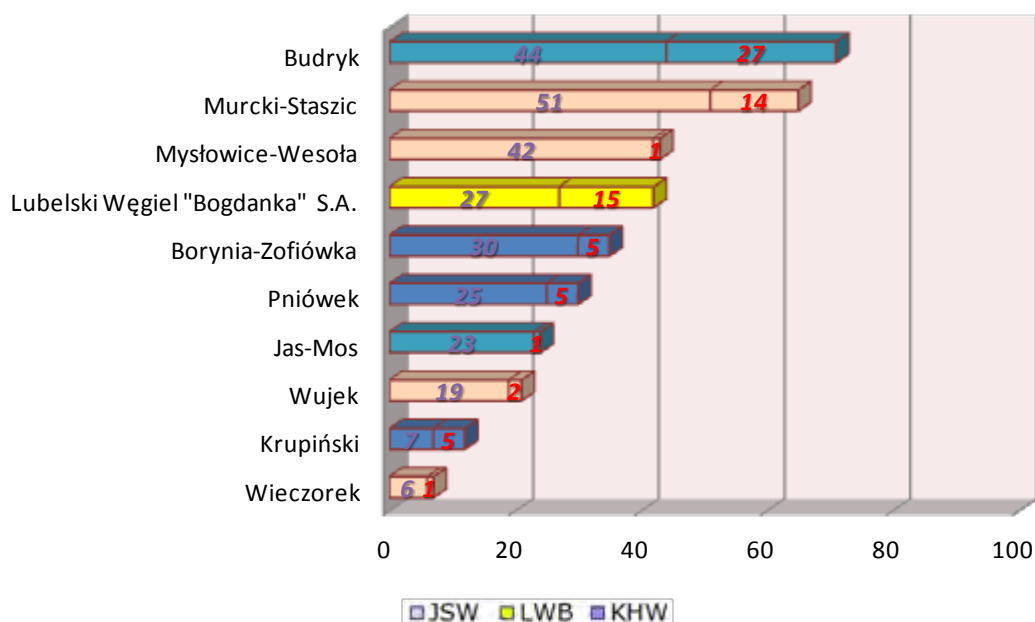


Figure 1. Sufficiency of operational reserves in selected coal mines with thin seams exploitation

S. FABICH, M. RAJZAKOWSKA, S. ŚWITOŃ

KGHM Cuprum Research and Development Center, Wroclaw, Poland

J. BAUER

University of Technology, Wroclaw, Poland

NUMERICAL ANALYSIS OF THE SHAFT STATION STABILITY: VICTORIA MINE CASE STUDY

1. INTRODUCTION

Victoria Mine is located approximately 32 km southwest of Sudbury, Ontario, Canada. Research completed in this area shows large deposits of nickel, copper and precious metals. Copper and nickel sulphide mineralization was first discovered on the Victoria property in 1886. Exploration of the aforementioned deposit is a challenge due to its location – it starts at 1,000 metres from surface and remains open at 2,000 metres. The depth of the planned production shaft is assumed to reach 1,860 m. The shaft includes ten shaft stations at levels approx. every 300 m. One of the significant stages in the mine design is the calculation of the shaft station ground support. This paper presents the results of the 2D (plain strain and axisymmetric) numerical analysis of the one of the shaft stations in Victoria Mine.

2. METHODOLOGY

The shaft station under study is situated at the 1400 m level in the weakest layer acquired from the geological investigation, namely metagabbro. The parameters of the rock mass layer are presented in the Table 1. The Geological Strength Index (GSI) is assumed to be equal 86, as the corresponding rock mass rating (RMR) indicates very good quality of the rock mass [1].

Table 1

Rock mass properties and Hoek & Brown Classification data							
Rock name	Layer thickness [m]	UCS [MPa]	Young modulus [GPa]	Unit weight [MN/m ³]	GSI	m _i	D
Metagabbro	25.5	48.2	29.6	0.030	86	27	0.2

The principal method of analysis chosen to assist in predicting the behavior of the shaft lining has been a Finite Element Method (FEM). There are a number of shaft lining calculation examples in literature (e.g. [2],[3]), however, this article presents a method which is less detailed but more engineering-friendly. The software used for the FE analysis was Phase², a two dimensional commercially available computer package, which has been specifically developed for the analysis of underground facilities [4].

A two-dimensional elasto-plastic model of the shaft station was created and the calculation has been divided into 7 modelling phases. First one contains only the calculation of the rock mass without any excavation. In the second phase, the excavation is executed to the back of the shaft station. In the third phase, the excavation is in the middle of the station height and the concrete shaft lining is constructed. In the fourth phase, the excavation does not change but another segment of lining is added. Phase 5 assumes increase of the excavation depth below the station bottom. In the Phase 6 the shaft station tunnel is excavated. Phase 7 is the final phase, where the shaft excavation reaches shaft bottom level. All the phases are presented in Figure 1.

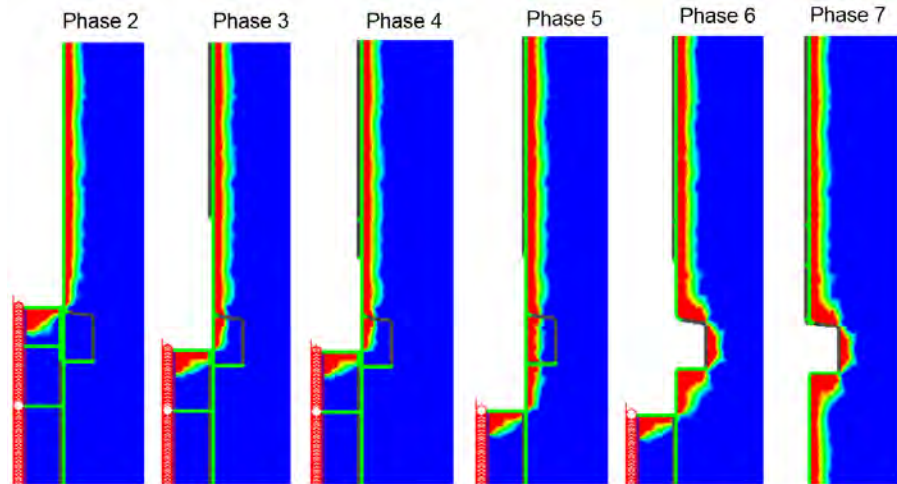


Figure 1. Phases of the numerical calculation for the load splits

In addition, the state of stress needed to be assumed. The pre-mining far-field stress regime used in the Sudbury Basin is derived from the 1980s measurements due to the absence or inconclusive recent results. In general, the major principal stress is horizontal and trending E-W whereas the minor principal stress is vertical [5]. The assumed relations are presented below:

$$\sigma_1 = 10.9 + 0.0407Z \quad (1)$$

$$\sigma_2 = 8.7 + 0.0326Z \quad (2)$$

$$\sigma_3 = 0.029Z \quad (3)$$

where σ_1 the maximal horizontal stress, σ_2 is the minimal horizontal stress, σ_3 is the vertical stress and Z depicts the depth (in meters).

3. RESULTS

The calculation was divided into two parts. Firstly, the axisymmetric state of stress was assumed in order to obtain the values of the displacement completed before the lining execution (Table 1). As a result, the loading that the rock bolts will carry was derived.

Results of the load splits				
Location	Total displacement [mm]	Displacement before lining execution [mm]	Completed displacement [%]	Rock bolts [%]
Above station	26.0	14.2	54.6	45.4
Shaft station	21.2	18.9	89.1	10.9
Below station	25.3	13.8	54.5	45.5

Next, the acquired values were used in order to calculate the nonsymmetrical horizontal loading that the construction is subjected to at the depth of the shaft station. The values of the stress tensor calculated according to Eq. (1) and (2) were multiplied by the values from Table 1 for rock bolts. They were utilized in the rock bolt analysis in the plane strain state.

The Swellex rock bolts of the 0.2 MN tensile capacity were chosen as a primary ground support for the shaft station. Initially, their length was assumed according to the “rule of thumb” formulas and Rock Mass Classification data. Due to the lack of space, the details of this analysis are not going to be presented in this paper. The length of the rock bolts was assumed as follows: 5.0 m for rock bolts above the station and 3.2 m for rock bolts below the station.

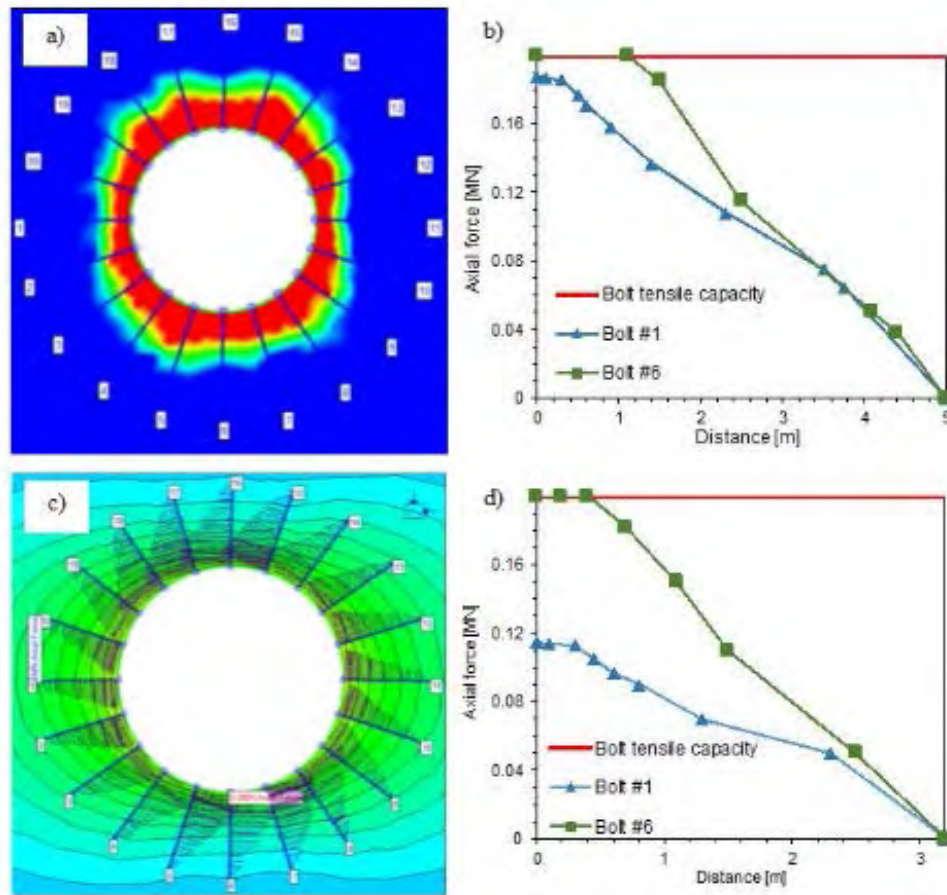


Figure 2. Location and the results of the axial force in rock bolts above (a, b) and below (c, d) the shaft station

The exemplary results of the axial forces in the rock bolts are presented in Figure 2. Figures 2a and 2c show the rock bolts location above and below the shaft station, respectively. In Figure 2a the size of the plastic zone can be observed. It is noteworthy that the rock bolts are substantially longer than the plastic zone maximal dimension. In addition, the axial force diagrams are shown in Figures 2b and 2d for rock bolts number 1 and 6 as the most extreme cases.

Furthermore, the circumferential stresses in the shaft lining were calculated in the lining segments in the Phase 7 of the calculation. Again, the analysis was conducted in the axisymmetric state of stress. The biggest stresses appeared in the existing shaft lining (the upper segment) when the shaft station was excavated: 8.6 MPa in the upper part and 19.7 MPa in the lower one, which is a very dangerous scenario. The lining segment added after shaft station execution is subjected to significantly lower stresses: from 3.1 to 6.3 MPa. The map of stresses in the aforementioned part of the construction is demonstrated in Figure 3.

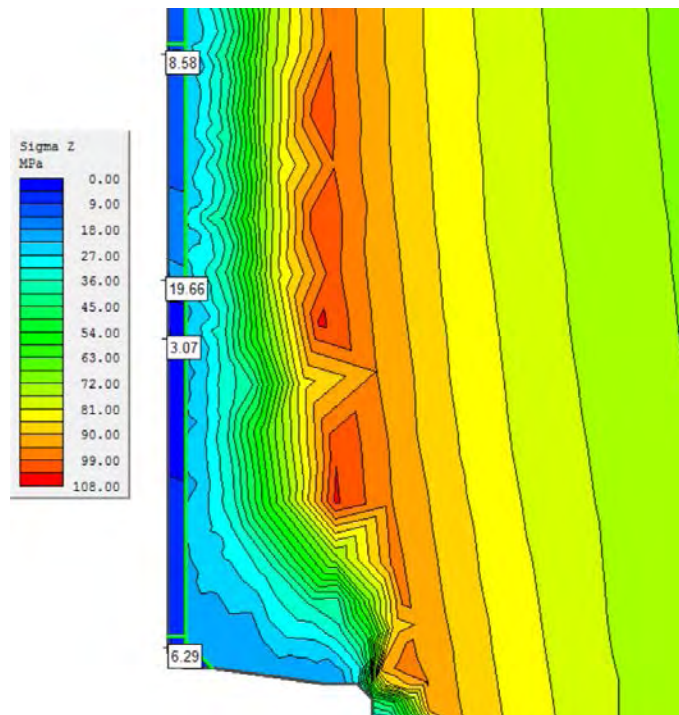


Figure 3. Stresses in shaft lining in the Phase 7

4. CONCLUSIONS

The paper presented the 2D numerical analysis of the shaft station stability for Victoria Mine located in Canada. Phase² finite element method software was utilized. Input material properties were assumed based on the laboratory and in-situ tests performed for the Victoria Project. The scope of study included calculation of the forces in the rock bolts as well as stresses in the shaft concrete lining. The results acquired shown that the 5.0 and 3.2 m Swellex rock bolts assumed as a anchoring below and above the station are sufficient and their length is satisfactory with respect to the size of the plastic zone. Nevertheless, high stresses in the concrete lining segment above the station indicated the necessity of a casting technology alteration. Further research is needed in order to obtain full certainty about the safety of the designed construction.

References

- [1] Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). *Underground excavations in rock* (No. Monograph).
- [2] Chen, J., Yang, Y., Ye, C., Yang, Y., & Xiao, M. (2014). Three-Dimensional Numerical Analysis of Compound Lining in Complex Underground Surge-Shaft Structure. *Mathematical Problems in Engineering*.
- [3] Jia, Y. D., Stace, R., & Williams, A. (2013). Numerical modelling of shaft lining stability at deep mine. *Mining Technology*, 122(1), 8-19.
- [4] Phase2. (n.d.). Retrieved February 25, 2015, from <http://www.rocscience.com/products/3/RS2> (Phase2 v9)
- [5] Trifu, C. I., & Suorineni, F. T. (2009). Use of microseismic monitoring for rockburst management at Vale Inco mines. In *Proceedings of 7th International Symposium on Rockburst and Seismicity in Mines*. New York. (pp. 1105-1114).

O.Z. GRZEJA

Wroclaw University of Environmental and Life Sciences, Poland

I.A. WILCZYŃSKA

Wroclaw University of Environmental and Life Sciences, Poland

B.ĆMIELEWSKI

*Laboratory of 3D Scanning and Modeling,
Wroclaw University of Technology, Wroclaw, Poland*

GEODETIC TECHNIQUES AND MEMS TECHNOLOGY IN EXAMINATION OF THE GEOMETRIC STATE STRUCTURAL ELEMENTS

Introduction

All building elements are changing its characteristic over time as a result of applied loads [4, 5]. The basic tool for

determining the value of deformation and displacements is geodetic measurements. A variety of surveying methods can be used to determine the geometric state of these components. The available methods of measurements are not sufficient in case of early warning of dangerous states of an object. The optimal measurements should be characterized by: a continuity of measurements, control of the relevant points (often unavailable), automatically transfer of measured data to a PC [3]. Many of methods used did not fulfill these conditions, therefore, the authors propose solutions that support the surveying of building elements, while satisfying the specified parameters. The solution of this problem is usage of such elements as accelerometers, gyroscopes, magnetometers, barometers, as well as laser diodes and CCD [1, 2]. The system can be adjusted to measured object and different components could be added for example, such as humidity sensor, temperature sensor. These tools extend the capabilities of surveying technology in the study of the geometry state of the engineering components.

Conception of measuring devices

Authors present the concepts of low-cost devices, performing real-time measurements. Prototypes have ability to freely configure and connecting the additional sensors in sensitive areas of the element (Figure 1)[6]. During the measurements the following instruments were used: accelerometers, vibration sensors, piezoelectric elements and microphones (Figure 2).

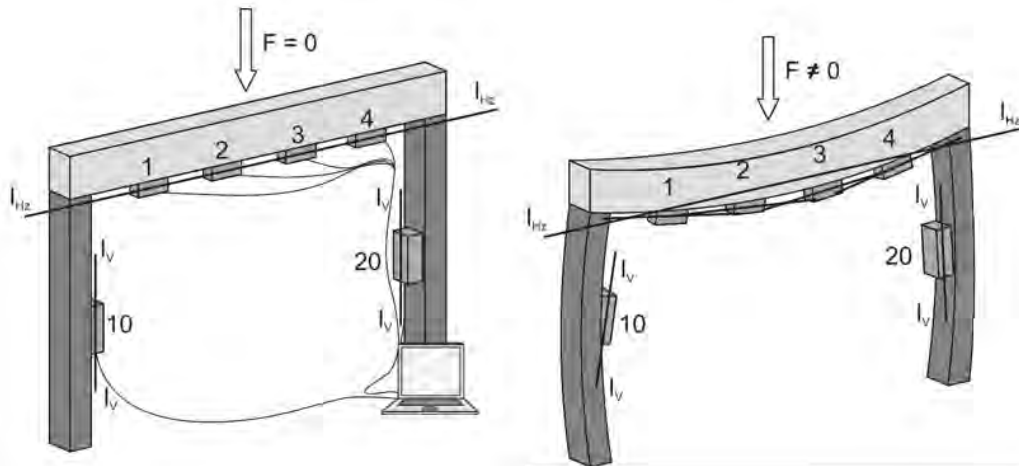


Figure 1. Diagram of measuring system with MEMS sensors, monitoring chosen section [6]

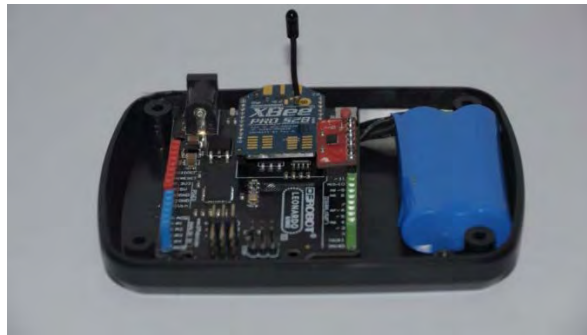


Figure 2. Prototype measuring device with Arduino microcontroller

Research

The test of prototypes was conducted on press in Technology Laboratory of Materials and Structures at the Institute of Civil Engineering at the University of Life Sciences in Wrocław. The beam was equipped with a several control methods as it is shown on Fig. 3. The diagram in Fig. 4 show the beam in eight phases of loads. Based on the data recorded with MEMS sensors the tilt and slope was determined and deflection in the form of catenary. The largest element of distortion occurred in the mid-span.

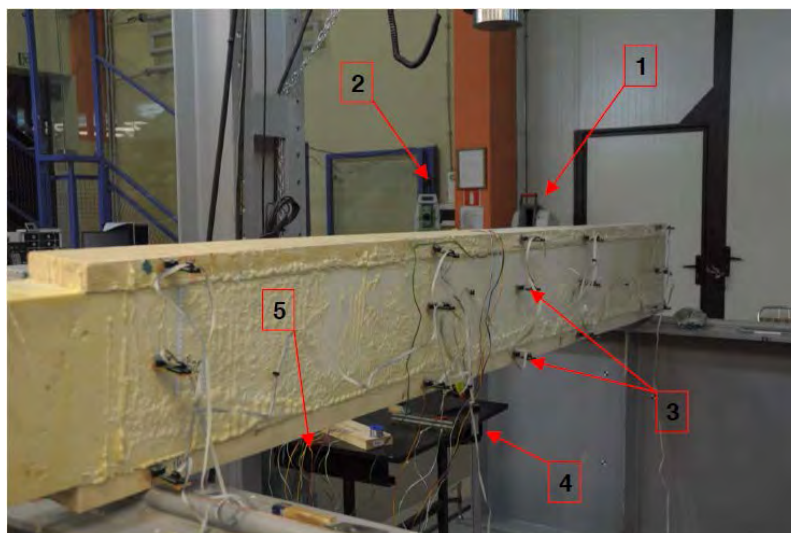


Figure 3. Sandwich beam on the stand (1- scanner, 2- tacheometer, 3- MEMS/accelerometer, 4- deflection sensor, 5- strain gauge)

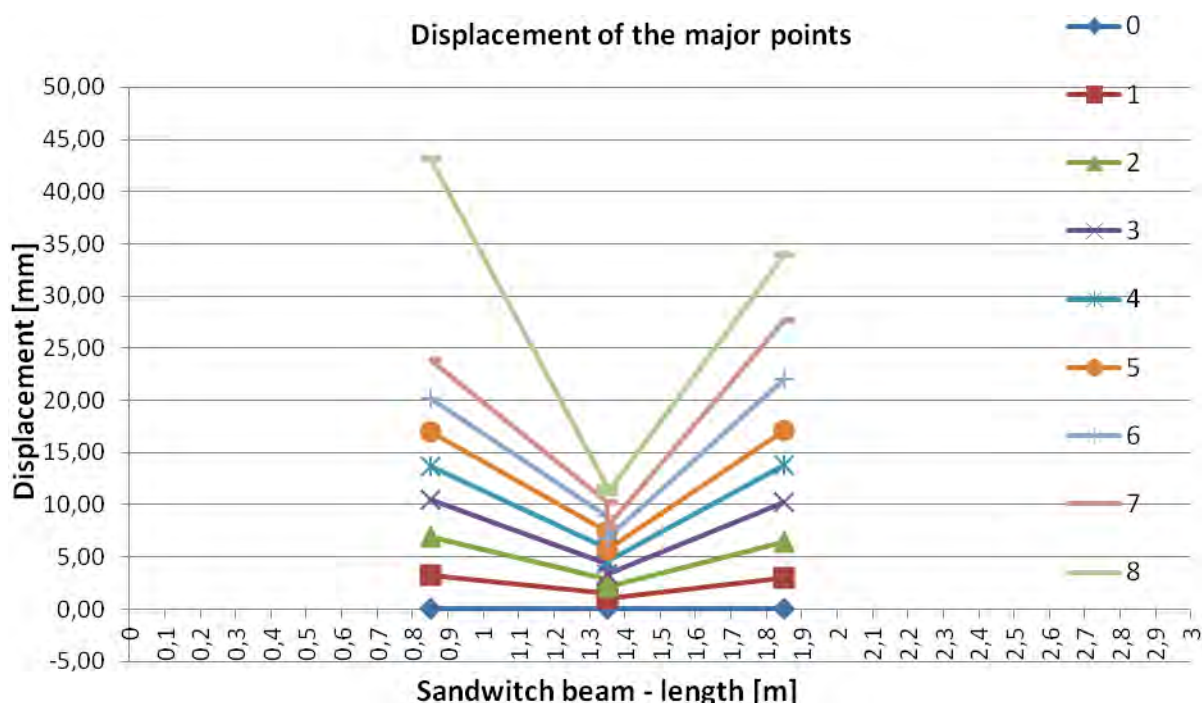


Figure 4. The diagram of the beam in eight phases of loads

Conclusion

All tested methods gave coherent results. These tools extend the capabilities of technology geodesic in the study of geometry shape of engineering objects. Usage of MEMS sensors during the investigations enabled to measure the rotate angles of layers cross-sections. It is quite simple to calculate line of deflection of the sandwich beam from values of angles for different cross-sections. It is very important especially for sandwich beams. The design of assistive devices provide a good effect of precision and reliability. The proposed solutions supporting geodetic measurements comply with the requirements of the precision.

References

1. Ćmielewski B., Kontny B., Ćmielewski K., Use of MEMS technology in mass wasting research, Reports on Geodesy, Vol. 1 No. 90, Warszawa 2011, pp. 85-92.
2. Grosse, C. U., F. Finck, J. H. Kurz and H. W. Reinhardt. 2004. "Monitoring techniques based on wireless AE sensors for large structures in civil engineering", in Proc. EWGAE 2004 symposium in Berlin, BB90, pp 843-856. Berlin: DGZfP.
3. Lukáč S., Žák M. 1999. Monitoring of deformation processes of the nuclear power plant J. Bohunice. Proceedings of 9th FIG International Symposium on Deformation Measurements, Olsztyn (Poland), 27-30 September, pp. 348-353

4. Setan H., Abidin Md Som Z., Idris K. M., 2003, Deformation detection of lightweight concrete block using geodetic and non-geodetic methods. Proceedings of 11th FIG International Symposium on Deformation Measurements, Santorini (Greece), 25-38 May, pp. 635-642

5. Spencer B.F. Jr., Ruiz-Sandoval M., Kurata N., Smart sensing technology for structural health monitoring, 13th World Conference on Earthquake Engineering Vancouver, B.C., Canada, August 1-6, 2004, Paper No. 1791

6. Wilczyńska I., Ćmielewski B., Patrzalek C., A low-cost technology in a structural monitoring on an example of ceiling beams, Proceeding of the 16th Professional Conference of Postgraduate Students "JUNIORSTAV 2014", ISBN 978-80-214-4851-3, Czech Republic 2014.

7. Wilczyńska I., Geodetic and optoelectronic techniques in examination of the geometric state structural elements, International Forum of Young Researchers "Topical Issues of Subsoil Usage", ISBN 978-5-94211-689-7, Sankt Petersburg 2014.

M. HESSE, H. LIEBERWIRTH

Institute of processing machines, TU Bergakademie Freiberg, Germany

SELECTIVE COMMINATION TO INCREASE EFFICIENCY IN THE BENEFICIATION OF MINERAL RECOURSES

Basics about selective comminution

Selective comminution is a property of a crushing system and results from the different crushing behavior of the different materials of the feed material. The selective comminution is useful in the treatment of primary raw materials, especially if it is utilized in the pre-concentration process. During the processing of the minerals Pre-concentration processes are used to relieve the subsequent processes and to achieve a higher efficiency. The usually higher valuable mineral content, which is still intergrown with waste minerals, avoids in many cases that the selective comminution can also be used for finish concentration.

However, for the successful use of selective comminution, it needs even more than a distinct difference in the comminution behavior of the components that have to be separated. In addition to the material requirements for the selective comminution, suitable mechanical factors are of fundamental importance too.

The selective comminution is also a promising method for the treatment of low-grade ores and dumps, because with a comminution and classification step it is a particularly cost-effective technological unit.

With selective comminution various components can be separated, such as valuable minerals from worthless minerals, ore from surrounding rock or different ore varieties in the deposit.

The by selective comminution to be separated materials are subsequently named with material W and B. Depending on the application of selective comminution different terms can be used, for example W = valuable mineral and B = waste. The selectivity $S_{1,P}$ of the materials W and B describes the difference of the cumulative passage distribution of both substances and may for example be described for the comminution product (P) with (1).

$$S_{1,P} = \frac{\left(\int_{g=1}^n Q_{3,WP}(\lg d) - \int_{g=1}^n Q_{3,BP}(\lg d) \right)}{\lg d_{g=n} - \lg d_{g=1}} \quad (1)$$

In evaluating the selectivity of a comminution it should be noted that even in the starting material (A) W and B may exhibit differences in the cumulative passage distributions. Does this difference remains unchanged by the comminution, no selective comminution has taken place. Separation of substances such as by classification would still be possible. A selective comminution takes place only with a change in selectivity, (2), (3).

$$SZ_1 = S_{1,P} - S_{1,A} \quad (2)$$

$$SZ_1 = \frac{\left(\int_{g=1}^n Q_{3,WP}(\lg d) - \int_{g=1}^n Q_{3,BP}(\lg d) \right)}{\lg d_{g=n} - \lg d_{g=1}} - \frac{\left(\int_{f=1}^m Q_{3,WA}(\lg d) - \int_{f=1}^m Q_{3,BA}(\lg d) \right)}{\lg d_{f=n} - \lg d_{f=1}} \quad (3)$$

For the discretization in cumulative passage distributions from sieve analyzes are g and f the numbering of the screening cuts, ascending with larger mesh size. If $Q_{3,WK}$ and $Q_{3,BK}$ (or $Q_{3,WA}$ and $Q_{3,BA}$) are overlapping, the face between the cumulative breakthrough curves have to integrate in sections and the absolute values have to be added. For example, for two sections in the cumulative passage distributions in the concentrate is the equation given in (4).

$$SZ_P = \left| \int_{g=1}^i Q_{3,WP}(\lg d) - \int_{g=1}^i Q_{3,BP}(\lg d) \right| + \left| \int_{g=i}^n Q_{3,WP}(\lg d) - \int_{g=i}^n Q_{3,BP}(\lg d) \right| \quad (4)$$

If the cumulative passage distribution curves of the particle size distributions start already at values greater than zero, parts of the face are ignored. This can lead to problems in interpreting the data. The smallest sieve should whenever possible be chosen in such a way, that the smallest fraction does not exceed 5% by weight of the sample.

With the assumption that material W is enriched in the fine fractions in the comminution product by selective not until the comminution is SZ1 positive. However SZ1 would also be positive if W is already enriched in the coarse fractions in the feed material and comminution product exhibits a lower selectivity to B. The selectivity could also disappear completely. W and B were then equally distributed in the crushing product. For negative values for SZ1 material W has a relatively coarser cumulative passage distribution in comparison to W. This lead for example to the following interpretation. W is concentrated in the comminution product in the coarse fractions or an existing selectivity was reduced again. An interpretation for SZ1 and conclusion of the beneficiation should always taking into account the selectivity of the feed material (S1,A) and the comminution product (S1,P).

An other option for characterising the selective comminution effect is the ore separation degree η_{ore} , (5).

$$\eta_{\text{ore}} = \frac{(c_A - c_B) \cdot (c_K - c_A)}{c_A \cdot (100 - c_A) \cdot (c_K - c_B)} \cdot 100 \quad (5)$$

The parameters are c_A - concentration in the feed material, c_K - concentration in the concentrate and c_B - concentration of the valuable material in the waste material. Concentrate and waste are divided by the separating cut t_d . It is possible to find in dependence of t_d the best fit for a separation and the maximum for the ore separation degree $\eta_{\text{ore,max}}$ [1].

Examples of interactions between the material and mechanical properties at selective comminution

As mentioned above, the selective comminution depends on material and machine parameters. In the following example with fluorite ores are shown the influence of material and machine parameters at impact load on the selective comminution.

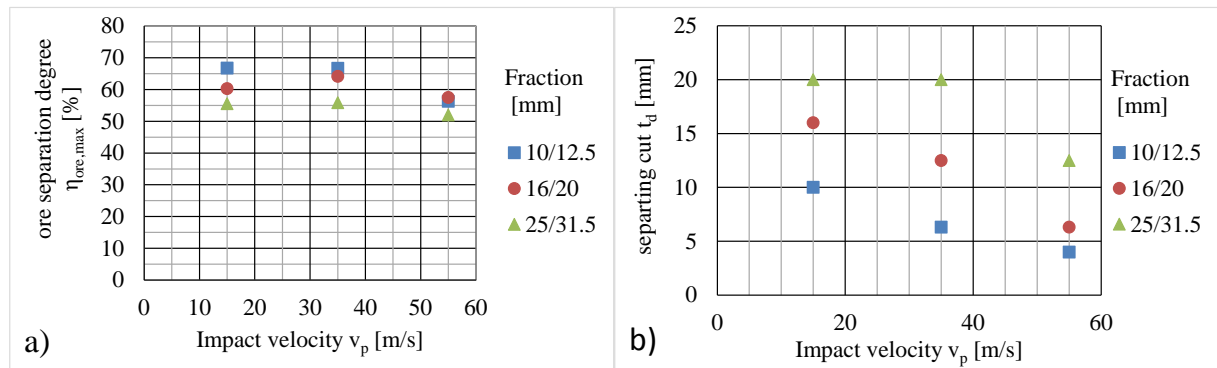


Figure 1. Ore separation degree a) and separation cut b) from single particle impact test in dependence of particle size and impact velocity, fluorite containing dump material, mine 139, Marienberg, Germany

At first dump material from the fluorit mine 139 near Marienberg, Germany was investigated, see also [1]. The dumps still contains small amounts of fluorite. The investigation was made to find out, if selective comminution is a suitable pre-concentration method. The ore separation degree reaches very high values between 50 and 70 percent, see figure 1 a). Especially for the low velocities only the fluorite breaks and the wall rock and quartz still remain in the feed particle size. The separating cut for the best separation of fluorite and waste in the comminution product depends on the feed particle size and impact velocity and shows a linear trend, see figure 1 b). The high difference in the compressive strength of the materials leads to the good results in selective comminution.

For the second example the same material was used like in figure 2. At comminution in an technical scale the impact load has an distinct influence. The investigations were made again with single particles comminution. The angle of the impact plate was changed from 90° (perpendicular) to 35° . The ore separation degree has the maximum at the perpendicular case; decrease rapidly with lower angles and increases afterwards slightly, but does not reach the level from 90° , respectively to the velocity. The separating cut shows a significant dependence from the impact velocity and the impact angle.

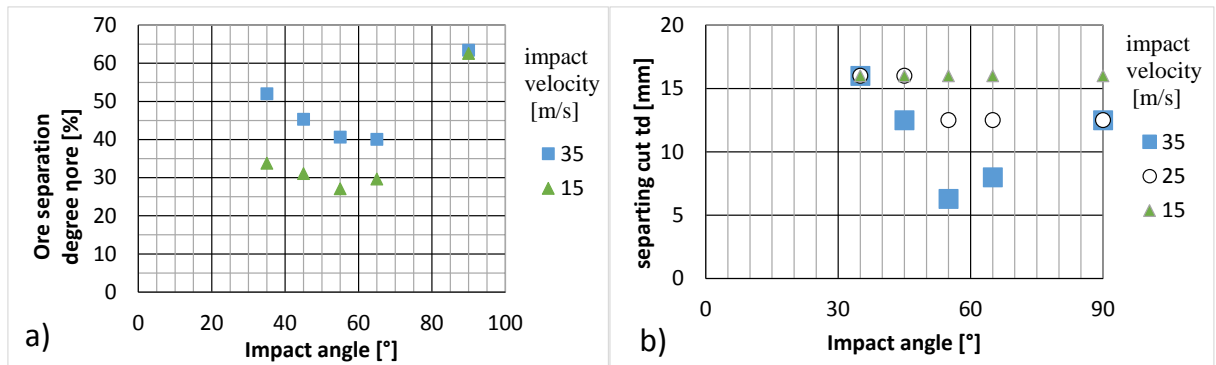


Figure 2. Ore separation degree a) and separation cut b) from single particle impact test in dependence of impact angle, particle size 16/20 mm

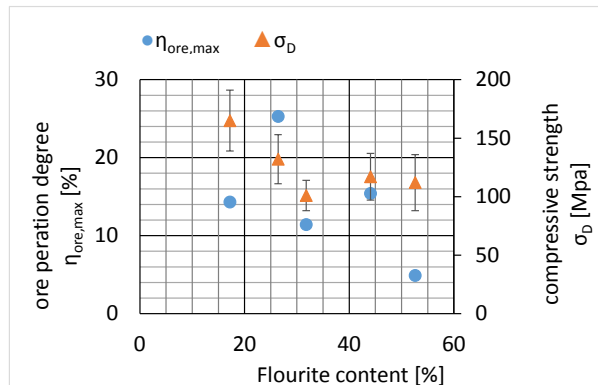


Figure 3. Ore separation degree in dependence of flourite ore varieties in one deposit; particle size 10/12,5, impact velocity 50 m/s, perpendicular impact load on a smooth impact plate

For the third example was ore used from the fluorite mine at Gehren, Germany. The ore contains different varieties which differ for example by the flourite and quartz content and the unconfined compressive strength. The results for the maximum ore separation degree of 5 ore varieties show no distinct dependence from the flourite content or compressive strength. There are further investigations necessary, especially to the structure of the ores, to understand the mechanism which support or prevent the selective comminution.

References

1. Hesse, Max: Selective comminution for pre-concentration at mineral processing. International Forum-Competition of Young Researchers, working group "Mining equipment and mechanical engineering", National Mineral Resources University, St. Petersburg, Russia, 2014

J. HÜBNER

TU Bergakademie Freiberg, Germany

CORRELATION BETWEEN THE MICROHARDNESS AFTER VICKERS OF SOLID PROCESS RESIDUA AND THE REACTOR TEMPERATURE OF A SOFT BROWN COAL PYROLYSIS (OPENCAST MINE SCHÖNINGEN, LOWER SAXONY)

Abstract

In order to assess under which conditions, the required processing products originate during the process of pyrolysis, there is a need for the understanding of the pyrolysis behaviour of brown coal. The aim of this work was the investigation of the correlation between the microhardness after Vickers of solid process residues and the reactor temperature during a pyrolysis process. It was conducted at a soft brown coal. The investigated soft brown coal originated from the opencast mine Schöningen (Lower Saxony). For this purpose, the measurement of the microhardness after Vickers was performed on pit coal samples and on samples of an experimental series. In this series the target temperature in the reactor was varied. The target temperatures were in the range between 300 and 800 °C, whereby the temperature was generally increased in steps of 50 K.

The investigations, which were conducted in the course of this work, provide the result that there actually is a correlation between the microhardness after Vickers of solid process residues and the reactor temperature of a brown coal pyrolysis. This correlation is described best by a graph of an exponential form.

The nearly identical results of the particular microhardness-measurement after Vickers show, that the method is accurate and reproducible. Furthermore, there has been a measurement at several samples of the same temperature range with the result of a good reproducibility of the pyrolysis process' balance in the lab system as well as of the microhardness-measurement itself. Besides that, the investigation of microhardness is almost non-destructive and could be realised easily and fast. So, in the future the investigation of microhardness after Vickers should be also used in non-metallogenic divisions.

Keywords: brown coal, pyrolysis, microhardness, Schöningen.

1. Introduction

Except for the energetic utilization of coal, there is also the possibility of its chemical and thermic processing with the aim to connect conventional fossil energy sources with renewable ones. Because of the relevance, the topic of alternative energy sources achieved within the last few years, it could be expected that this potential is utilised in the future to a greater extent.

Especially pyrolysis holds an important position in processing techniques. On the one hand, it is the initial step of many conversion processes (e.g. gasification) but on the other hand, it represents an autonomous method for upgrading solid fuels. Depending on the reaction, conditions the pyrolysis can influence the whole process and the quality of the products remarkably.

In order to assess under which conditions the required processing products originate, there is a need for the understanding of the pyrolysis behaviour of the coal. It could be expected, that the investigation of the microhardness after Vickers enables an uncomplicated and precise documentation of the modification of certain components during the process of pyrolysis. This would not be possible solely on the basis of standard analysis, like the proximate analysis, because the physical-chemical properties of brown coal can diversify depending on their composition.

So the aim of this work was the investigation of the correlation between the microhardness after Vickers of solid process residua and the reactor temperature during a pyrolysis process, which was conducted at a soft brown coal. For this purpose, the measurement of the microhardness after Vickers was performed on pit coal samples and on samples of an experimental series. In this series, the target temperature in the reactor was varied. The target temperatures were in the range between 300 and 800 °C, whereby the temperature was generally increased in steps of 50 K. Furthermore, there were duplicate experiments on raw coal and on the temperature levels 700 °C and 800 °C of the process residua.

2. Experimental method

2.1. Geological allocation of the applied coal

The applied raw coal was a lower rank soft brown coal, which originates from the lower seam group of the opencast mine Schöningen in Lower Saxony (Germany). This opencast mine is part of the coal field of Helmstedt-Oschersleben-Egeln and therefore, appendant to the most north westerly offshoot of the Central German brown coal deposits. The genuine soft brown coal was deposited during Palaeocene to Eocene. A more detailed review of the geology and stratigraphy of the Helmstedt mining area was recently given by *HAMANN et al. (2015)*.

2.2. Sample preparation of the solid process residua

The soft brown coal, that originated from the opencast mine Schöningen (Lower Saxony), was subjected to the process of pyrolysis in the lab-scale fixed bed reactor of the Institute for Energy Process Technology and Chemical Engineering at the TU Bergakademie Freiberg.

In preparation of the process, all 20 samples were oven-dried at 105 °C for 24 h and pulverized to a particle size smaller than 2 mm. Then the reactor was in each case crammed with 40 g of the sample and the process of pyrolysis was carried out. Therefore, the already pre-heated furnace was put on the cold reactor in assistance of a crank handle. The target temperatures were in the range between 300 and 800 °C, whereby the temperature was generally increased in steps of 50 K. The sample temperature was measured with a thermocouple in the centre of the reactor. When the respective target temperature was reached, the furnace was moved upward again to start the cooling process immediately. In consequence, there was no dwell time. Further construction details for the lab-scale fixed bed reactor can be obtained in *REICHEL et al. (2011)*.

2.3. Preparation of the polished sections

The raw coal samples were oven-dried at 105 °C for 24 h and pulverized to a particle size smaller than 1 to 3 mm. Afterwards, they were poured in epoxy resin under a vacuum and the surface was grinded and high gloss polished. The solid process residua were, after they had passed through the pyrolysis, poured under a vacuum in epoxy resin and their surface was grinded and high gloss polished, too. This procedure followed DIN 22020-2.

2.4. Vickers microhardness

The investigation of the Vickers microhardness is a method adapted from the material sciences, but it has also proven as a useful instrument to examine coals and their solid process residua. Hence, the measurements were conducted with the Microhardness Tester VMHT, model VMH-002V, from Walter Uhl GmbH, ABlar. Because of

its relatively small magnification (x100) of the objective and its monochrome incident light image, the differentiation of the various residual components was very difficult. Therefore, the measurements were performed in each case on dense and more or less homogenous densinites and their coked pendants, which have proven to be identified reliably, even under these adverse conditions. In dependence on *STACH et al. (1982)* for each sample were 50 individual measurements conducted.

3. Results and evaluation

Just the raw coal samples and the 14 reliable samples of the residua were used for the evaluation. Compared to the other ones, six samples showed deviations. The average values of these samples were always lower than these of the samples with the next lower or higher target temperature and their heating-up rates were always higher than the heating-up rates samples with similar final temperatures. These heightened heating-up rates could result from a bending of the thermocouple, while the reactor was crammed. So the thermocouple is not exactly in the middle of the sample and might already measure the target temperature in the peripheral area which leads to shutdown of the lab-scale fixed bed reactor, even if the core of the sample has not reached the target temperature.

The average values of the measurements of each sample were presented in dependence of the final temperature in a diagram (figure 1). To present the deviations between the conspicuous samples and the reliable ones, they were also plotted in the diagram.

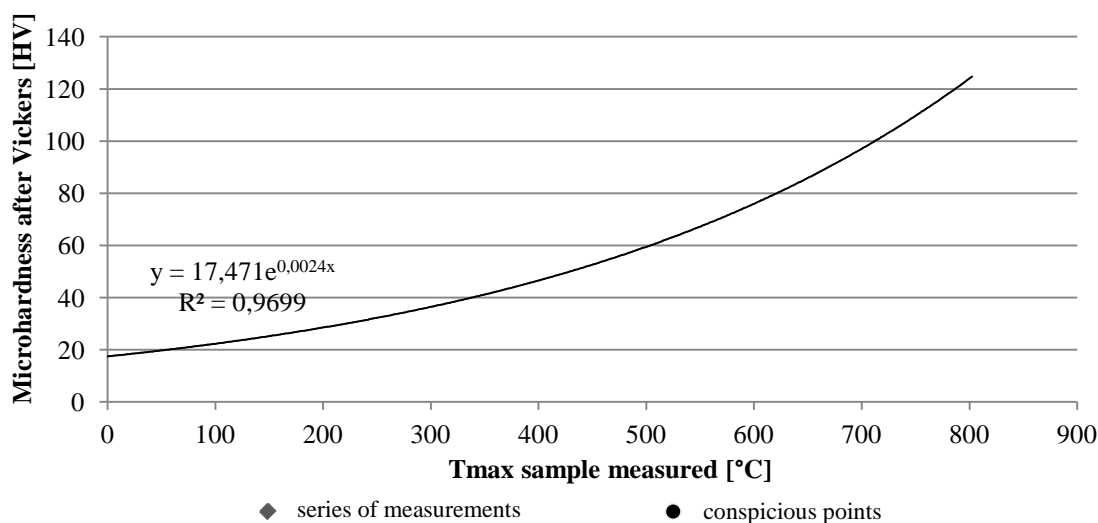


Figure 1. Correlation between the microhardness after Vickers and the reactor temperature

The investigations provide the result, that there actually is a correlation between the microhardness after Vickers of solid process residua and the reactor temperature of a soft brown coal pyrolysis. This correlation is described best by a graph of an exponential form (1):

$$y = 17,471 \cdot e^{0,0024x} \quad (1)$$

The corresponding coefficient of determination amounts to $R^2 = 0,9699$. So, the adjustment of this function to the underlying correlation is very good.

The slope of the graph is plain in the temperature range between 0 and 450 °C, resulting from the release of aliphatic hydrocarbons from 300 °C and the formation of isolated aromatic compounds. A steep slope is apparent between 450 and 650 °C, because of a condensation of aromatic structures and the reorganisations of these to polycyclic aromatic clusters. The data show a slighter slope in the upper range above 650 °C. This could be explained by the fact that the reorganisation from aliphatic to aromatic compounds is almost completed.

The 50 individual measurements, that were conducted for each sample yield quite similar results with relatively low standard deviations. This shows that the method of the microhardness-measurement after Vickers is accurate and reproducible. Furthermore, there were duplicate experiments of the raw coal and on the temperature levels 700 °C and 800 °C of the process residua that provided almost identical mean values. So the reproducibility of the pyrolysis process' balance in the lab system as well as of the microhardness-measurement itself is very good. Besides, the investigation of microhardness is almost non-destructive and could be realised easily and fast. So, in the future the investigation of microhardness after Vickers should also be used more often in non-metallogenic divisions.

References

1. HAMANN, H.; VOLKMANN, N.; VOGT, K. (2015): *Neue Erkenntnisse zur Geologie und Stratigraphie des Helmstedter Braunkohlereviere*. In: Universität Halle-Wittenberg. Sektion Geographie (Hg.): Hallesches Jahrbuch für Geowissenschaften. **37**: 11–23.
2. HÜBNER, J. (2014): *Zusammenhang zwischen der Vickers-Mikrohärte fester Prozessrückstände und der*

Reaktortemperatur einer Weichbraunkohlen-Pyrolyse (Tgb. Schöningen, Sachsen-Anhalt). – TU Bergakademie Freiberg, Fakultät für Geowissenschaften, Geotechnik und Bergbau.

3. REIMERT, R. (2008): *Die thermochemische Kohleveredlung.* - In: Schmalfeld, J. (Hrsg.): Die Veredlung und Umwandlung von Kohle. - Deutsche Wissenschaftliche Gesellschaft für Erdöl, Erdgas und Kohle e.V., 1. Auflage: 760; Hamburg.

4. STACH, E.; MACKOWSKY, M.-T.; TEICHMÜLLER, M.; TAYLOR, G. H.; CHANDRA, D.; TEICHMÜLLER, R. (1982): *Stach's Textbook of Coal Petrology.* - Gebrüder Borntraeger. 3. Aufl.; Berlin, Stuttgart.

5. UHL, W. (2009): *Bedienungsanleitung UHL VMHT MOT* - UHL Technische Mikroskopie. Aßlar.

6. WANZL, W. (2008): *Verkokung und Pyrolyse.* - In: Schmalfeld, J. (Hrsg.): Die Veredlung und Umwandlung von Kohle. - Deutsche Wissenschaftliche Gesellschaft für Erdöl, Erdgas und Kohle e.V., 1. Auflage: 760; Hamburg.

M. K. JAKUBOWSKI

Wroclaw University of Technology, Poland

THE IMPORTANCE OF ROCK STRENGTH ANISOTROPY IN DEEP SHAFT STABILITY ANALYSIS

INTRODUCTION

Many rock masses feature a local discontinuity which can influence strength anisotropy (anisotropy). This characteristic has been well recognized at a sample scale for some time (see Vakili et al., 2014). Anisotropy is also associated with strongly foliated and sheared rock masses. Significantly, the impact of anisotropy on geotechnical design is often overlooked (Vakili et al., 2014). In this paper the author investigates the effect of anisotropy on the depth of failure in a vertical shaft by comparing isotropic and non-isotropic material models.

NUMERICAL MODELLING: BASIC ASSUMPTIONS AND APPROACH

For the purpose of this study, a section of the metacrystal gabbro (MXGB) from KGHM International Ltd's Victoria Project (Sudbury, Canada) was chosen, which is located at the depth of 1000 m below the surface. The rock properties used in this study are listed in Table 1. and in the Figure 5. Principal in-situ stresses are based on published values (Trifu et al., 2009) and are deemed to be typical for the Sudbury region. In the numerical analysis, three types of material models were investigated: elastic-perfectly plastic (isotropic), elastic-brittle (isotropic) and IUCM model (anisotropic). Isotropic models were analyzed with Finite Elements Method (FEM) in Phase 2 software, while anisotropic IUCM model was developed by Vakili et al. (2014) utilizing Finite Differences Method (FDM) and Flac3D numerical software. Volumetric strain criterion has been used to interpret the results. It is important to keep in mind that extensional strain is positive if an element has shortened (contraction) and negative if otherwise (dilation).

Table 1

Physical parameters of metacrystal gabbro (MXGB)

Rock Type	Depth (m)	Principal Stress (MPa)			Poisson's Ratio	Young's Modulus (MPa)	Intact Comp. Strength (MPa)	m _b	s
		σ ₁	σ ₂	σ ₃					
MXGB	1000	51,6	41,3	29,0	0,1	53000	150	8	0,026

RESULTS AND DISCUSSION

The elastic-perfectly-plastic (isotropic) model indicated 0.1% volumetric strains of 4.83m radius which appear mainly on the south boundary of the excavation (Fig. 1). The strength factor is equal to 1 around the shaft which implies high possibility of failure of the rock mass (Fig. 2).

The elastic-brittle model (isotropic) showed the larger zone of 0.1% volumetric strain which in extreme amounts to 8.00m in radius (Fig. 3). There are also critical areas in the vicinity of the shaft excavation where the strength factor drops below the unit (Fig. 4).

The third model utilized IUCM Flac3D code to model strength anisotropy of the rock mass (Vakili et al., 2014). Also, the sensitivity analysis was done to investigate the impact of each parameter on the stability of the excavation and the depth of failure measured with volumetric strain criterion (Fig. 5). This approach showed that the depth of failure for 0.1% volumetric strains is anticipated to be 6.0 m. The sensitivity analysis well explains that while UCS, GSI and orientation of far field stresses control the rock mass response to mining under high stress conditions, rock strength anisotropy might be the key parameter that governs the failure mechanism.

The numerical analysis of three different material models confirmed that rock strength anisotropy plays crucial role in the failure mechanism of underground excavation in high stress environment. While typical elastic and elastic-plastic model showed vulnerability on the stress field change, the IUCM constitutive model implies that anisotropy can have a far greater influence on the stability of underground excavation than other factors such as the orientation of principal stress vectors.

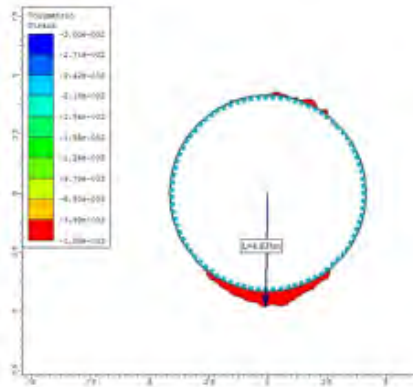


Figure 1. Vol. Strain for Elastic-Plastic Model

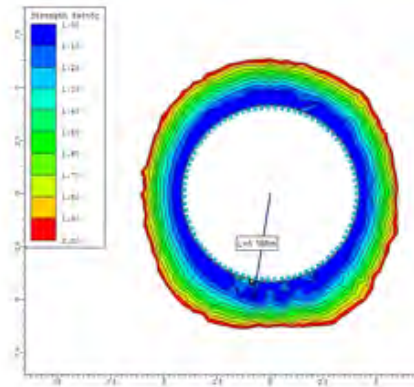


Figure 2. SF for Elastic-Plastic Model

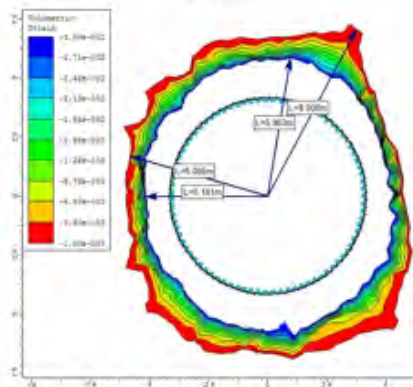


Figure 3. Vol. Strain for Elastic-Brittle Model

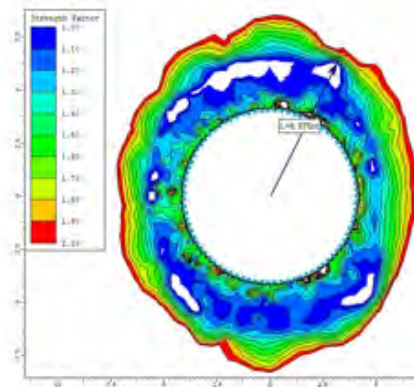


Figure 4. SF for Elastic-Brittle Model

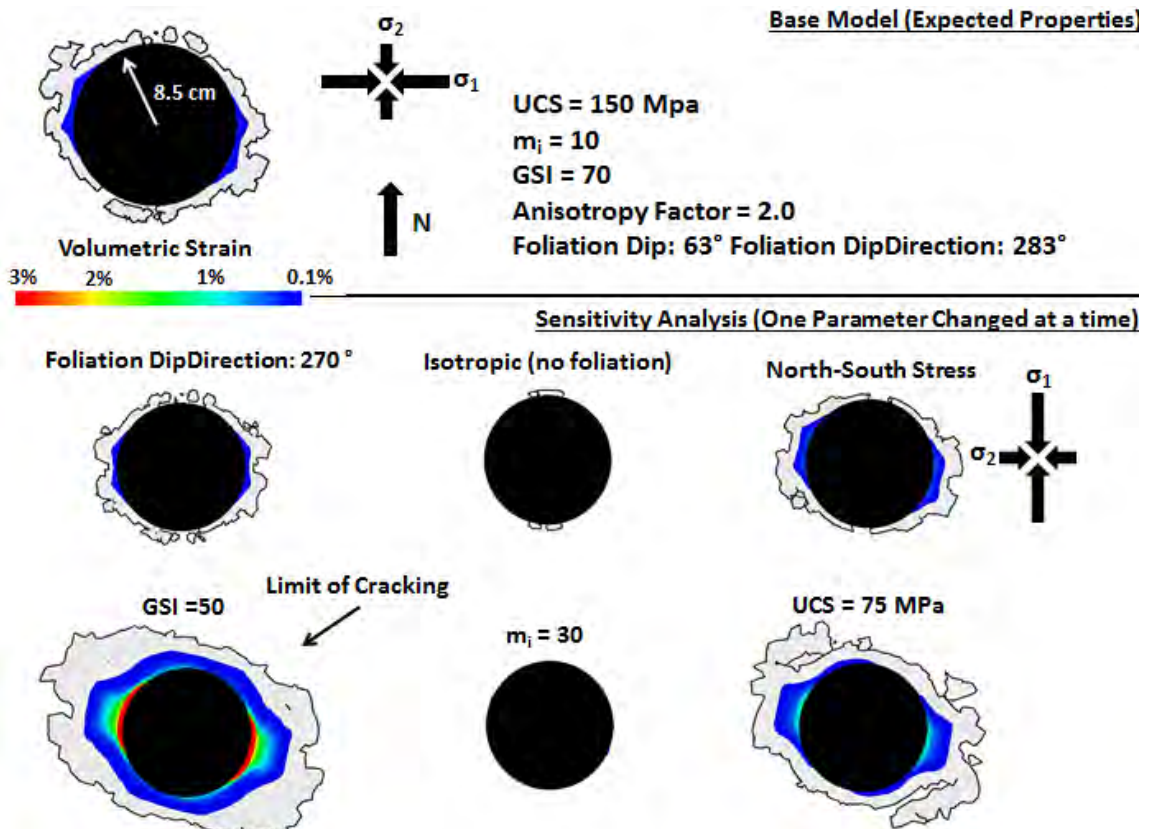


Figure 5. Sensitivity IUCM models investigating the failure mechanism (Watson et al., 2015)

References

1. Brown, E. T. (2008). Estimating the mechanical properties of rock masses. In Proceedings First Southern Hemisphere International Rock Mechanics Symposium. 16-19 September 2008, (pp 3-22). Perth, WA, Australia: The Australian Centre for Geomechanics.
 2. Martin C. D., Kaiser P. K. & McCreath D. R. (1999). Hoek–Brown parameters for predicting the depth of brittle failure around tunnels. *Canadian Geotechnical Journal*, 36(1), 136–151. DOI: 10.1139/cgj-36-1-136
 3. Trifu, C. & Suorineni, F. (2009). Use of microseismic monitoring for rockburst management at Vale Inco mines., In C. Tang (Eds.), *Controlling Seismic Hazard and Sustainable Development of Deep Mines* (pp. 1105-1114) New York, Rinton Press.
 4. Watson, J., Vakili, A. & Jakubowski, M. (2015). Rock Strength Anisotropy in High Stress Conditions: A Case Study for Application to Shaft Stability Assessments. In: *Studia Geotechnica et Mechanica*, Vol. 37, No. 1/2015. Wroclaw, Poland. ISSN 0137-6365, Index 376450, pp. 115-125, DOI: 10.1515/sgem-2015-0013.
- Vakili, A., Albrecht, J. & Sandy, M. (2014). Rock strength anisotropy and its importance in underground geotechnical design. In Proceedings AusRock 2014: Second Australasian Ground Control in Mining Conference: 5-6 November 2010 (pp. 167-180). Sydney, New South Wales, Australia: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

A.H. JANAS

AGH University of Science and Technology, Poland

COMPARISON BETWEEN WORKING EFFICIENCY OF TRADITIONAL BUCKET WHEEL EXCAVATOR AND COMPACT BUCKET WHEEL EXCAVATOR

The presentation will focus on the comparison between working efficiency of traditional bucket wheel excavator and compact bucket wheel excavator. For a comparative analysis a traditional bucket wheel excavator SRs 1800 produced by Takraf and a compact bucket wheel excavator PE-100 produced by Sandvik have been selected. Both excavators may be characterized by a similar theoretical capacity, thus the achieved working efficiency will be affected by characteristic constructional structures of given excavators. Mining front parameters as well as features of mining rock are equivalent for both machines. The chief aim of this presentation is to indicate the direct impact of construction parameters of an excavator on its working system and efficiency.

A. KULINIAK, G.BURY

Wroclaw University of Environmental and Life Sciences, Poland

RESEARCH OF DAILY INCLINATION CHANGES OF THE WROCLAW'S SPIRE

Summary

The paper presents the results of measurements of the vertical deflection of the slender object - Wroclaw's Spire. The deformation results are presented in relation to the observation made in the natural day. It has been shown that the resulting diurnal changes in position of the vertex of the object are resulted from the changing weather conditions. Mainly on varying intensity and the direction of incidence of sunlight and to the changing strength and direction of the wind. The study of deformation of objects located in the heavily urbanized areas is essential for the safety of other objects and people staying in the proximity of the test object.

Introduction

The increasing technological possibilities of technical development leads to the fact that the erected structures are more complex and also more economical. As a result, in our environment more and more objects pose a threat to other objects as well as people living in the environment. This problem also occurs in the case of slender objects - towers and masts with spatial steel structures. These facilities should be checked periodically deflections of verticality. Results of current geodetic measurements are very important and sometimes the only source of information, giving rise to take the steps to important rectifying current location to the correct



Pic.1. View of Wroclaw's Spire from a measurement position

position.

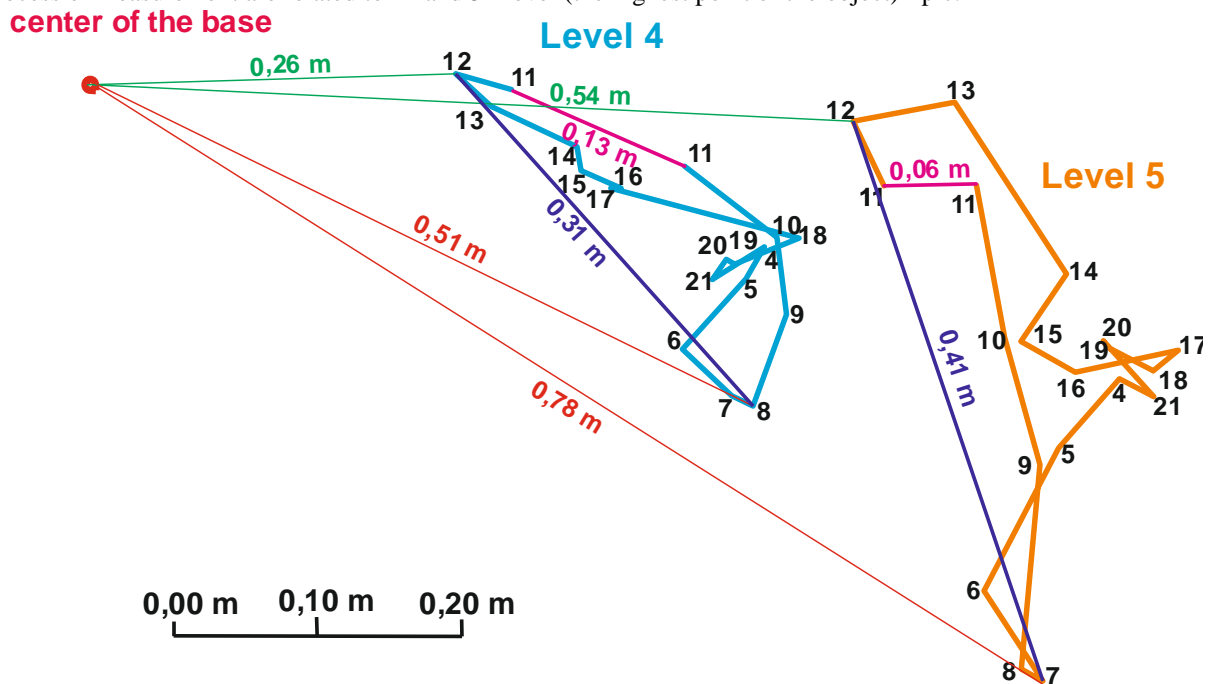
An example of a slender object is the Wroclaw's Spire. Spire is a steel pole with a height of 96 meters and a weight of 44 tones consisting of 12 segments of the plate grider supported on the basis of the tripod (pic.1). Measurement of the Spire performed in order to determine deviations from verticality of the changes taking place in the cycle of daily observation. Diurnal position changes of the object resulting from the impact of wind and solar radiation. The size of the daily changes in the position of the tip are compared with the maximum inclinations. Therefore, it is very important in deflection measurements to be performed under optimal conditions, cloudy weather and with minimum wind speeds.

Measurements

Field measurements were made on 22nd and 23rd of July 2014. Observations of Wroclaw's Spire were taken in the diurnal cycle and were carried out in a one-hour interval. The measurements began at 11⁰⁰. Due to insufficient lighting object measurements were not performed in the hours 21⁰⁰ - 4⁰⁰. The measurements were carried out with three stations located around the object. It was observed on five levels. Since the measurements have started to 16⁰⁰ it was sunny, then it started to be cloudy, and then about 19⁰⁰ light rain began to fall. The morning after the resumption of measuring the weather was sunny. The temperature during the measurements ranged from about 16 ° C to about 20 ° C.

Results of measurement

The first calculations were made using an Excel spreadsheet 2010. The coordinates of the controls and the coordinates of the points on the object were calculated and performed using c-geo 2014 program. Graphic design of daily changes are presented using graphic program CorelDrawX4. Deflections in Wroclaw's Spire obtained in process of measurement are related to 4th and 5th level (the highest point of the object) - pic.2



Pic.2. Daily deflection of Wroclaw's Spire

In the picture it can be seen that the object move towards the East-South-East direction (ESE). The maximum deflection is on the 4th level and it amounts 0.51 m and on the 5th level amounts 0.78m. The minimum deflection amounts respectively for 4th level is 0.26 m and for 5th level is 0.54m. The maximum daily difference in inclination of the object on 5th level is 0.41m for observations between midday on 22.07.2014 and the 7 a.m. the next day. For 4th level the daily difference in deflection is 0.31m which is achieved from measurements took between midday on 22.07.2014 and 8 a.m. the next day. The deflections of the highest point at the start and the end of the measurement is 0.13m on 4th level and it is 0.06m on 5th level.

Summary

The results of the measurements confirmed that the sun has a significant effect on the direction and size of the deflections of the object. The significant inclination has been noticed at 12 a.m. (0.54 m) and at 7 a.m. (0.78 m) The difference between this values is 0.22m which is important to establish the safety of the test object. Ensuring the safety of the Wroclaw's Spire is important because this object is located near 'Hala Stulecia' which often hosts sporting and cultural mass events.

References

1. Bohatkiewicz J. Podręcznik dobrych praktyk wykonywania opracowań środowiskowych dla dróg krajowych, GDDKIA, Kraków 2008;
2. Dąbal A. Aspekty środowiskowe w praktyce budowy dróg (I, II, III), Portal e-droga, październik 2011;
3. Dymowa L., Sewastianow P., Łapeta J., Hierarchiczne i wielokryterialne zarządzanie wiedzą w podejmowaniu decyzji i ocenie zjawisk socjalno-ekonomicznych, Politechnika częstochowska, dokument elektroniczny, 2012.

M. KWIATKOWSKI, M. ZIÓŁKOWSKA

AGH Univeristy of Science and Technology, Kraków, Poland

THE ANALYSIS OF THE METHANE STORAGE PROCESS IN ACTIVE CARBONS BED

Abstract

This paper presents theoretical basis of LBET class models for the multilayer, heterogeneous adsorption description and results of its application to the analysis of the active carbons bed, aimed to the methane storage by means of a physical adsorption. In order to present what information can be reliably drawn, obtained results were simultaneously fitted to the experimental adsorption isotherms, enabling to determine porous structure parameters.

Keywords: adsorption, active carbons, methane storage, computer calculation.

Introduction

Activated carbons are widely investigated due to its application for gas storage by means of a physical adsorption. This is due to a relatively high surface area, micropore volume and attractive surface potentials that enable the adsorption of gases on a carbon surface up to densities high enough for industrial applications. Thus, theoretical research and potential applications in gas storage of these materials, dedicated mainly to the clean burning and low cost gaseous fuels (e.g. methane) in automotive applications are investigated.

Nevertheless, the evaluation of practical significance of active carbons requires the mathematical adsorption model assumption in order to characterize these materials based on experimental adsorption measurements. Several various methods have been already proposed as a description of adsorption equilibria aimed in particular to the micropore structure characterization of the carbonaceous origin materials i.e. Dubinin-Radushkevich, DFT. As an alternative to this methods, generalized BET-like adsorption theory with LBET class models has been also proposed. In this approach, the adsorption mechanism is assumed to be localized, what is a reasonable assumption in case of active carbons. Thus, it is an useful theoretical and numerical tool for the material analysis, especially of a random porous structure. Hence, in this paper the application of LBET class models to the active carbons bed analysis compared to the experimental adsorption measurements (reported elsewhere) is presented.

Generalized BET-like adsorption model

BET-like adsorption model is the generalization of classical BET model, where the adsorption phenomena is viewed as a process of adsorptive transition to the liquidlike phase and mixing its molecules being in the reference state with the energetically privileged cells placed at the adsorbent surface. Thus, the adsorptive condensation (clusterization) occurs on primary sites, where adhesion energy reaches the local minimum (for nonpolar adsorbents like active carbons it may be a niche, cavity, corner, etc.). The clusterization may be limited due to both: the pore geometry and the preassigned space to another cluster. Hence, the proposed description takes into account the geometrical energetical heterogeneity and the presence of the branched clusters, that significantly affects the shape of adsorption isotherms, especially in the high pressure range.

Basic formula describing BET-like adsorption on the κ -th type primary sites has the form of following algebraic equations for layers $n=1, \dots, k$:

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

is the coverage ratio in clusters of κ -th class of the $(n-1)$ -th layer.

Transformed pressure $\Pi_{\kappa n}^*$ depends on the relative pressure/fugacity π , branching factor $\beta_{\kappa n}$, energetic parameter $B_{\kappa n}$ and coverage ratio $\theta_{\kappa n}$:

$$\Pi_{\kappa n}^* = \frac{d \ e \ \pi^f}{B_{\kappa n}} (1 - \theta_{\kappa n})^{1 - \beta_{\kappa n+1}} = \Pi_{\kappa n} (1 - \theta_{\kappa n+1})^{1 - \beta_{\kappa n+1}}, \quad B_{\kappa n} = e^{\chi(Q_{Rn}/R)} \quad (3)$$

As a result of acceptance of additional assumptions, the number of model parameters may be reduced and leads to the five-parameters LBET class model (more detailed properties are reported elsewhere). Employing LBET,

adsorption isotherms, are multivariantly identified based on numerically calculated parameters of the pore size exponential distribution α , cluster shape factor β , total number of primary sites m_{hA} , differentiating adsorption energy correcting factor at the first layer Z_A and adsorption energy at the layers $n > 1$ B_C . Thus, calculations enable to evaluate the monolayer capacity V_{hA} , first layer adsorption energy Q_A/RT , ζ_A first layer effective contact ratio and to identify the variant of energy distribution h . The identification is performed for 30 variants of calculated LBET parameters, and its reliability is assessed based on the residual dispersion σ_e and identification of uncertainty index w_{id} . Hence, LBET models provide semiquantitative information on the materials porous structure including the energy distribution on the adsorbent surface and the description of the adsorbate mechanism clusterization.

Results and Discussion

The purpose of performed numerical calculations was to verify the applicability of the LBET class models to the active carbons bed analysis. Numerical investigations and presented figures were performed applying the multivariant identification procedure with our own software working on MATLAB® platform. Model parameters were fitted to the pure methane experimental adsorption measurements on the carbon sample WV1050 and Norit R1 Extra at 298 K (fitted variant number is placed at the Fig. 1 title).

In both cases, good isotherm fitting quality (Fig. 1) was obtained, since the variant distinctivity w_{id} has low values in both case. Due to high h parameters value it was identified that adsorbent surface is strongly heterogeneous, but in case of sample WV1050, the energy spectrum is moderate and fraction of relatively small pores dominates (as evidenced by the parameter $\alpha=0.24$), whereas Norit R1 Extra sample surface energy distribution spectrum is wider and the parameter $\alpha=0.98$ stands for high pores domination. This feature may be also seen based on B_C parameter values comparison, where for smaller pores lower value of adsorption energy and higher contact ratio ζ_A are observed. Nevertheless, for Norit R1 Extra sample sufficiently larger volume of the first adsorption layer was obtained, i.e. $V_{hA}=1539$.

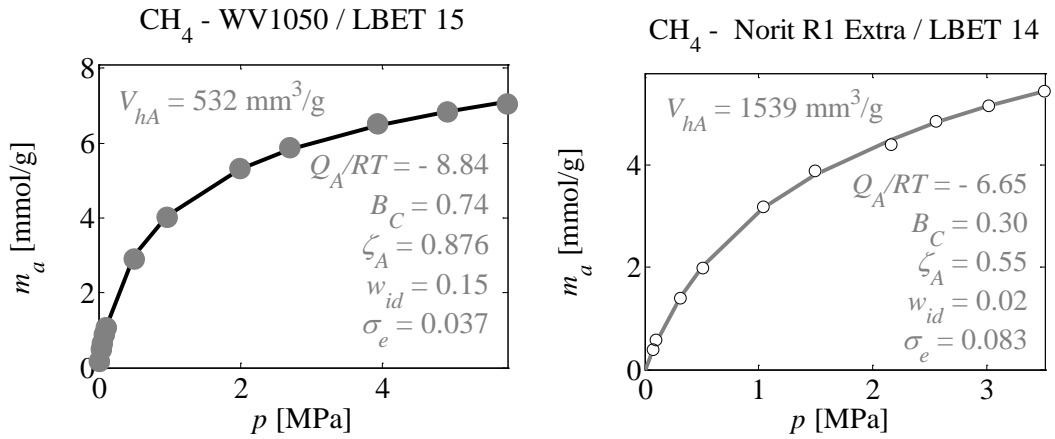


Fig. 1. Fitted isotherms for WV1050⁵ and Norit R1 Extra⁶.

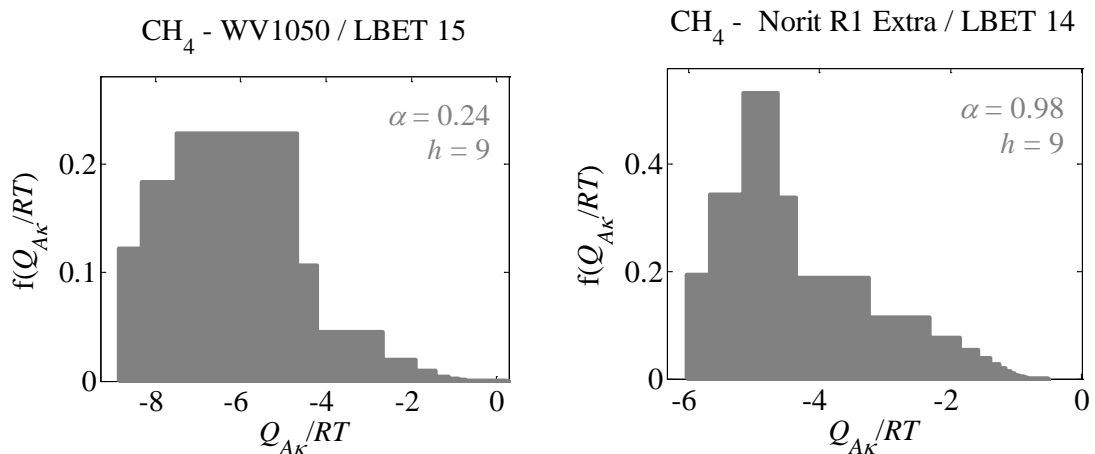


Fig. 2. The adsorption energy distribution corresponding to the fitted isotherms in Fig. 1., for WV1050⁵ and Norit R1 Extra⁶.

Conclusions

This paper presents an application of the LBET class models to the analysis of active carbon samples used in

the beds preparation aimed to the gas storage by means of the physical adsorption. Obtained results give reliable information on adsorbent porous structure properties, giving an insight into the multilayer mechanism restrictions, pores geometrical properties and energy distribution at the primary sites. Hence, the LBET class models may be applied to the identification of real adsorbents of potential applications in methane storage.

Acknowledgment

The work was financed by the AGH University of Science and Technology in Krakow Grants No. 11.11.210.217.

References

1. Dąbrowski, A. Adsorption-from theory to practice. *Adv. Colloid Interface Sci.* 93, 135–224 (2001).
2. Duda, J. T., Milewska-Duda, J. & Kwiatkowski, M. Evaluation of adsorption energy distribution of microporous materials by a multivariant identification. *Appl. Surf. Sci.* 252, 570–581 (2005).
3. Duda, J. T., Milewska-Duda, J., Kwiatkowski, M. & Ziolkowska, M. A geometrical model of random porous structures to adsorption calculations. *Adsorption* 19, 545–555 (2013).
4. Kwiatkowski, M. Computer analysis of microporous structure by employing the LBET class models with various variants of the adsorption energy distribution in comparison to the classical equations. *Langmuir* 23, 2569–2581 (2007).
5. Rios, R. B. *et al.* Experimental analysis of the efficiency on charge/discharge cycles in natural gas storage by adsorption. *Fuel* 90, 113–119 (2011).
6. Dreisbach, F., Staudt, R. & Keller, J. U. High pressure adsorption data of methane, nitrogen, carbon dioxide and their binary and ternary mixtures on activated carbon. *Adsorption* 5, 215–227 (1999).
7. Milewska-Duda, J., Duda, J. T., Jodlowski, G. S. & Wyjciek, M. Estimation of reference state parameters for sorption modeling of gaseous substances. *Colloids Surfaces A Physicochem. Eng. Asp.* 208, 303–311 (2002).
8. Duda, J. T., Kwiatkowski, M. & Milewska-Duda, J. Application of clustering based gas adsorption models to analysis of microporous structure of carbonaceous materials. *Appl. Surf. Sci.* 256, 5243–5248 (2010).
9. Milewska-Duda, J. & Duda, J. T. A non-BET adsorption and its LgBET model. *Colloids Surfaces A Physicochem. Eng. Asp.* 208, 71–81 (2002).

T. LADINIG

Montanuniversitaet Leoben, Austria

KEY ROCK MECHANICS ISSUES IN DEEP BLOCK CAVING OPERATIONS

Abstract

Block caving is an underground mass mining method, which has considerable potential in future mining activities especially at great depths. For this reason an investigation program on the rock mechanical key issues in deep block caving operations has been launched. The aim has been to outline the state of the art concerning these key rock mechanics issues in deep block caving operations and to identify future research subjects. This paper gives a brief overview of the results of this study.

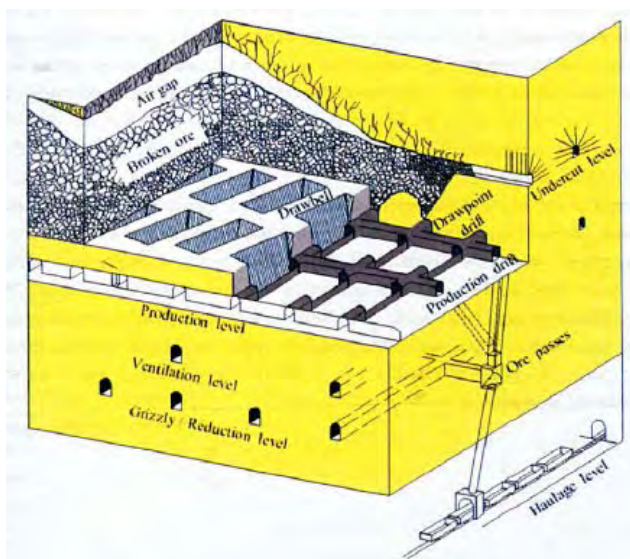


Figure 3. Block caving mine design (Brown 2007)

Introduction

Block caving is an underground mass mining method, which is used for exploiting massive mineral deposits with considerable horizontal and vertical dimensions. Compared to all other mining methods the ore is not extracted by mechanical breaking or drilling and blasting, instead the weight of the rock mass and stresses induced by mining are used for fragmenting the ore body. For this reason block caving offers the highest productivity in underground mining and the mining costs per ton of ore are comparable to open pit mining. Therefore block caving is an alternative to large-scale open pit mining especially at depths greater 1000m below the surface, which are referred to as great depths, as the waste to ore ratio becomes uneconomical for open pit mining at great depths. As the worldwide raw material demand is increasing and high quality shallow mineral deposits are becoming the exception, it will be necessary to develop mines at great depths. For those reasons block caving has a considerable potential

abutment stresses, so the production level stability is increased.

Complexity of block caving

Block caving is a complex mining method as it is influenced by several interrelated rock mechanical parameters, which are referred to as key issues. The production level stability can be used best for illustrating the complexity of the block caving mining method, compare Figure 4. A detailed description of these key issues, their interrelations and their impact on the production level stability is given by Ladinig (2015).

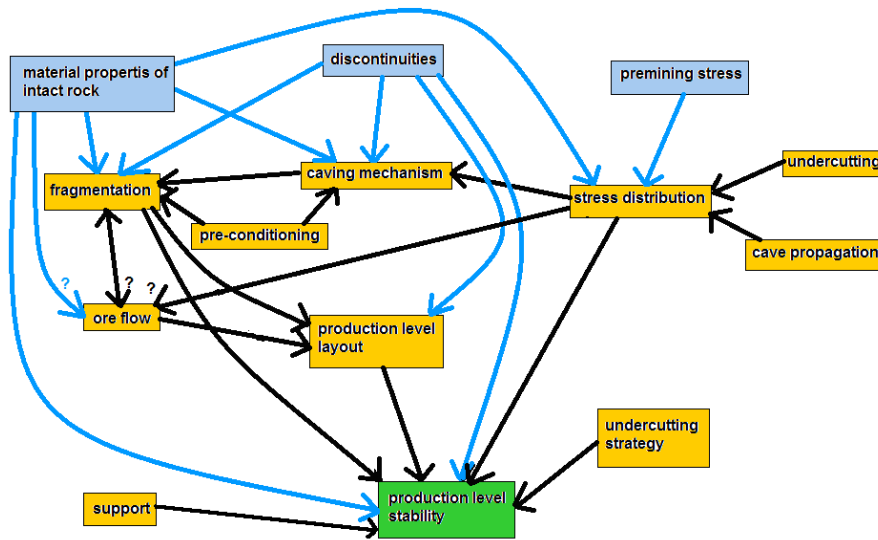


Figure 6. Relation between the production level stability, natural parameters, which cannot be influenced by mining, (blue) and mining-related parameters, which can be influenced by mining, (orange) (Ladinig 2015)

knowledge of these key issues in deep block caving operations is insufficient. For this reason suitable and reliable design criteria for block caving at great depths are not available at present and future research on the key issues is necessary.

References

1. Brown, E.T.: (2007), Block Caving Geomechanics, 2nd ed., Julius Kruttschnitt Minerals Research Centre
2. Budavari, S.: (1983), Rock Mechanics in Mining Practice, The South African Institute of Mining and Metallurgy
3. Ladinig, T.: (2015), Identification of key rock mechanics issues in deep block caving operations, Bachelor Thesis, Montanuniversitaet Leoben, Chair of Mining Engineering and Mineral Economics
4. Laubscher, D.H.: (1994), Cave mining – the state of the art, in: The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, p. 279-293

P. MERTUSZKA

KGHM CUPRUM Ltd. Research and Development Centre & Wrocław University of Technology, Poland

B. CENIAN

KGHM Polska Miedź S.A. – Polkowice-Sieroszowice mine, Poland

SAFETY OF THE BLASTING WORKS IN LGOM MINES CONDITIONS

Introduction

The exploitation of flat copper ore deposits in Polish deep underground mines is performed primarily using blasting technology. Each day, a few hundred mining faces are blasted in KGHM's mines using this method. However, new technology based on mechanical rock excavation is also currently being developed. The notable progress in recent years in the areas of design and analysis of engineering work can also be observed in the field of blasting techniques. Methods using black powder, nitroglycerin or dynamite, have been almost entirely replaced by the current more technologically advanced explosives being used in underground mines.

Emulsion explosives

Developed in the late '60s of the last century, emulsion explosives are currently the second most utilized explosives used in the world [1]. The greatest advantage of this group of explosives is that their individual components are supplied to the mining face separately, after application to the blasting hole – then, after a period of time lasting 5÷20 minutes – they become explosives. This gives the opportunity to develop safer devices for their preparation and injection into the blasting holes. [2]. Another major advantage is that they are totally waterproof. Moreo-

ver, emulsion explosives are also frost resistant and stable while hydrostatic pressure is changing. Due to their physical and chemical properties, emulsion explosives have been applied particularly to the mechanical charging in the blasting holes.

Implementation of bulk explosives began in 1997, in the “Rudna” mine as a prototype of the mechanization process using Westspreng explosives – these were pumped using force-pumps. Due to the high density of the explosives further tests have yet to be carried out. Beginning at the end of 2002 and early 2003, the mechanization of blasting holes charging was reintroduced. At that time, bulk emulsion explosives were implemented. These explosives were based on the technology of the Blastexpol Company. At the end of 2003, and as a result of successful testing, a prototype blasting machine with a mixing module has been used. In 2004, almost 10% of the explosives used in the “Rudna” mine were injected to the drill holes using the above-mentioned prototype. Since that time, the technology used in mechanized holes charging has been further developed. Currently, most of the explosives used in LGOM mines are bulk emulsion explosives. Table 1 shows the use of explosives in the “Polkowice-Sieroszowice” mine between 2012 and 2014.

Table 1

Use of explosives in “Polkowice-Sieroszowice” mine between 2012 and 2014^{*)}

Year	Dynamite	Cartridged emulsion explosives	Bulk explosives	Total explosives	Electrical detonators	Non-electric detonators	Total detonators
2012	2.491.624	1.201	5.471.622	7.964.448	473.530	2.384.412	2.857.942
2013	2.183.760	4.181	6.412.176	8.600.117	332.858	2.445.100	2.777.958
2014	1.181.137	4.825	6.636.174	7.820.137	192.240	2.538.183	2.730.423

^{*)} numbers in [kg], detonators in pieces

Safety of blasting works

The utilization of modern blasting agents and blasting equipment has systematically been increasing in underground copper mines in Poland. One example is the equipment used for the production of the explosives, which can simultaneously charge the blasting agents directly into the blasting holes. For example, in 2013 in Polish copper mines, around 11.2 million kg of the 16.87 million kg of explosives used were emulsion explosives produced while mechanical charging into blasting holes [3] (however, more than 90% of explosives used in KGHM’s mines are emulsion explosives, including cartridge explosives). Another factor to highlight is the commonly used method of the explosives’ initiation with the use of non-electric detonators. The use of these detonators enhances the safety of the blasting works, because it eliminates the disadvantages of electric detonators. The possibility of the use of electronic initiation systems is still being analyzed [4]. Several attempts have shown that the appropriate selection of delays may amplify the elastic wave caused by blasting and consequently release the energy accumulated in the rock mass. Works related to the safety of rock-mass excavation (drilling of blasting holes, blasting, hauling, installation of rock support, scaling) are taking place in the immediate vicinity of the mine faces and are connected to typical mining hazards, including; the loosening of solid rock from side walls, roof falls, and rockbursts. If the last two operations of the process are fully mechanized allowing the operators to keep a certain distance from the mine face, when connecting the detonators, the blasters are then exposed to danger. Those works are associated with the presence of blasters in the most sensitive places; therefore those works should be performed as quickly as possible while simultaneously reducing the number of employees in the area. These rules are regulated by internal organizational arrangements and structures. Each of KGHM’s mines has its own guidelines regarding safe methods of transportation, explosive storage, and the performance of blasting in mining parcels. Due to the significantly improved quality of explosives in recent years and mastery of blasting techniques and safety regulations, the state of blasting work can be considered satisfactory.

Influence of time of the ability of detonation of emulsion explosives

The aim of the study [5] was to verify the data relating to the behavior of emulsive explosives being mechanically charged into the blasting holes, based on the RP-T2 emulsion explosive, and depending on the time remaining in the blasting hole. In the study of Zygmunt et al. [6] as a part of the enhanced safety of mechanically charged emulsion explosive, a drop of its explosive’s properties after about 48 hours was announced, unfortunately – without reference to the specific tests. No information was obtained from the manufacturer regarding these explosives. Due to the lack of appropriate measuring equipment, which allows to precisely determine the detonation parameters, the ability of only the detonation of explosive’s sample was determined.

Tests to determine the ability of detonation of explosives consisted of a detonation of 3 series of samples. Each series consisted of 15 plugged up sewage pipes with an RP-T2 explosive filling. Finally, three series of “cartridges” for different rotational speeds of a sensitizer pump (n=100, 140 and 180 Rot/min.) were prepared. The obtained cartridges were successively armed using electric detonators and were fired. The results are presented in table 1.

I series	(n=100)	No. of sample	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
		No. of days	1	2	3	4	5	7	8	9	10	11	12	14	15	17	21
		Result	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
II series	(n=140)	No. of sample	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
		No. of days	1	2	3	4	5	7	8	9	10	11	12	14	15	17	21
		Result	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+
III series	(n=180)	No. of sample	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
		No. of days	1	2	3	4	6	7	8	9	10	11	13	14	17	20	23
		Result	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+

Explanation to the table: No. of sample – number of sample from given series of measurements
 No. of days – number of days, which elapsed since preparation of samples
 Result (+) – means, that the tested charge and passive control charge were detonated

After the detonation of the samples, no larger fragment of pipe was observed. This pipe was an explosive's shell. This means that the explosive did not lose its thermo dynamical properties, even after such a long period of time. The studies performed on the influence of time regarding the detonation ability of the RP-T2 emulsion explosives indicate that it did not lose its properties after the manufacturer's specified time of 48 hours. This indicates that in order to ensure the safe operation of the mine, all non-decayed blasting holes charged with RP-T2 bulk emulsion explosive, should be treated with an extreme caution and strictly follow the provisions during removal (Regulation of the Ministry of Economy on occupational health and safety, operation and specialized fire protection in underground mines).



Figure 1. Control charge remaining in its place and marks of matrix (left) and outburst of the pipe with unsensitized matrix after firing of detonator (right) [5]

Conclusions

The implementation of mechanical excavation system in KGHM's mines has not reached a successful level so far. In this situation, a key level of importance is placed on new solutions of blasting technologies. The application of non-electric initiation systems of explosives and mechanical charging of the blasting holes - were undoubtedly a breakthrough in the field and expanded the range of possibilities for blasting design. One of the most important, if not the most important factor of development, is increasing the safety measures of blasting works. During transportation, as well as during entire charging process, components and semi-products are not explosives and are not toxic. The mixture of two components charged into the blasting hole transmutes them into explosives within several minutes of charging. The presented results indicate that periodic inspections of the thermodynamic parameters of explosives being used is required, e.g. by measurements of the velocity of detonation, which may force manufacturers to provide the products with guaranteed thermodynamic parameters. This may have an impact on improving the effectiveness and safety of blasting operations. The negative impact on relatively high temperatures of rockmass should be also considered, since it may cause completely different behaviors of the explosive – an effect that is not assumed by manufacturer. This problem may become particularly important in regards to mining deep deposit within the LGOM mines areas, where the rockmass temperature can exceed 45°C.

References

1. Brown G. I. (2001) Historia materiałów wybuchowych, Wydawnictwo Książka i Wiedza, Warszawa

2. Olofsson S. (1990) Applied explosives technology for construction and mining, Wydawnictwo APPLEX, Årła
3. Krzelowski J., Stanek M. (2014) Bezpieczeństwo wykonywania robót strzałowych w zakładach górniczych, Nowe techniki stosowania materiałów wybuchowych pod red. J.Sobali, Wydawnictwo Główny Instytut Górnictwa, Katowice
4. Pytel W., Mertuszka P., Cenian B. (2013) Zastosowanie elektronicznych systemów inicjacji ładunków MW w profilaktyce tapaniowej w warunkach kopalń LGOM, CUPRUM Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud, nr 4 (69) 2013, str. 71-81
5. Cenian et al. (2015) Wpływ czasu na zdolność do detonacji materiałów wybuchowych emulsyjnych ładowanych mechanicznie, Wiadomości Górnicze (in print)
6. Zygmunt B., Maranda A., Buczkowski D. (2007) Materiały wybuchowe trzeciej generacji, Wydawnictwo Wojskowej Akademii Technicznej, Warszawa.

M.J. NIXON

Compass Minerals UK Ltd/Midland Institute of Mine Engineers

VENTILATION CONSIDERATIONS FOR NEW LEVEL DEVELOPMENT AT WINSFORD ROCK SALT MINE (Case Study)

Introduction

Winsford Rock Salt Mine has undergone substantial development work with the intention to open up ‘The Lower South Bostock Mining District’. It is the intention of this paper to introduce the major development work carried out at Winsford; the impact that the development work has had on the ventilation network, and the solutions Compass Minerals has put in place to ensure adequate ventilation for the remaining life of mine (LOM).

Background

Winsford Rock Salt Mine is located in Winsford, Cheshire, in the North West of England. The mine is owned and operated by Compass Minerals UK Ltd; a wholly owned subsidiary of Compass Minerals INC. Winsford Rock Salt Mine primarily produces rock salt (NaCl) for the purpose of de-icing the UK road network in winter. The mine has excavated 35M m³ of salt (80Mt) during its lifetime, resulting in only 1 years’ worth of reserve remaining. Due to reserve depletion, the decision was made to invest ~£50M of capital expenditure to update the mine and provide access to a new deeper deposit of salt, thereby extending the life of mine (LOM) by approximately 25 years.

Development Work at Winsford

The salt at Winsford was deposited approximately 200M years ago as the result of successive evaporation of water from an inland sea. Mining has traditionally been carried out using the room and pillar method in Zone F, however, the recent development work has been conducted to access a lower level of rock salt in Zone B (*see Figure 1*).

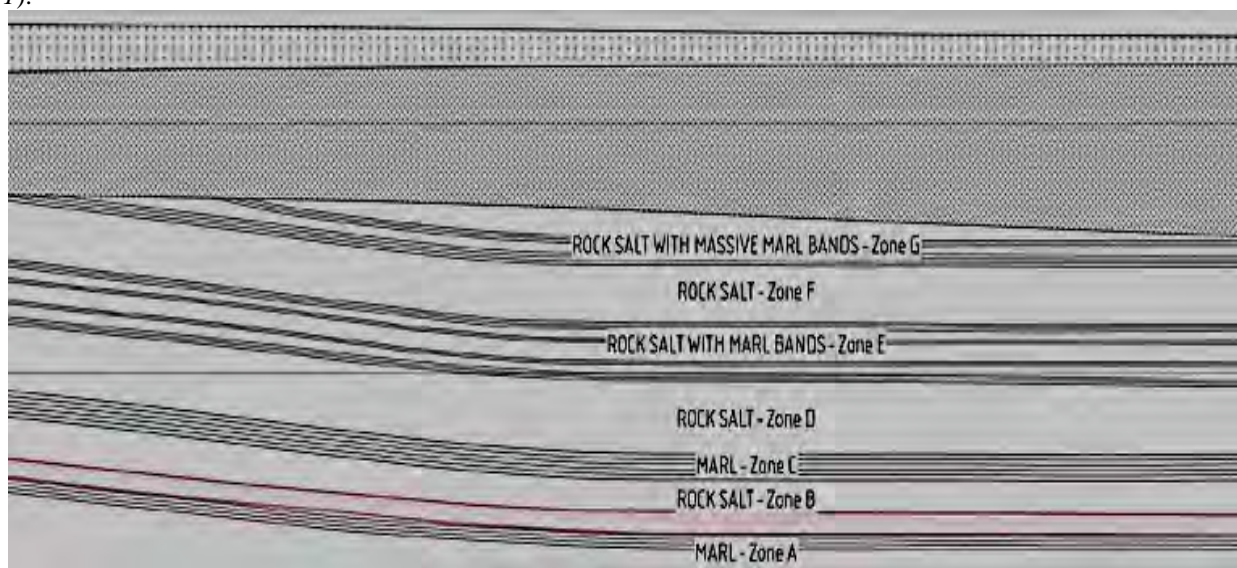


Figure 1. Section Detailing Deposit Horizons at Winsford Rock Salt Mine

The access from the -150m level to -250m level has been provided through the development of two parallel inclined tunnels (drifts). Both tunnels are approximately 1200m in length and have been driven using a Joy Continuous miner at a grade of approximately 1/12. The tunnels are shown in plan and section in *Figure 2*. All future mining will be carried out at the new level with marginally larger pillars due to the increased depth. One drift

will act as an air intake and driving route, the other the exhaust and rock conveyance. Based on current levels of sales, the new development is anticipated to add ~25 years to the LOM.

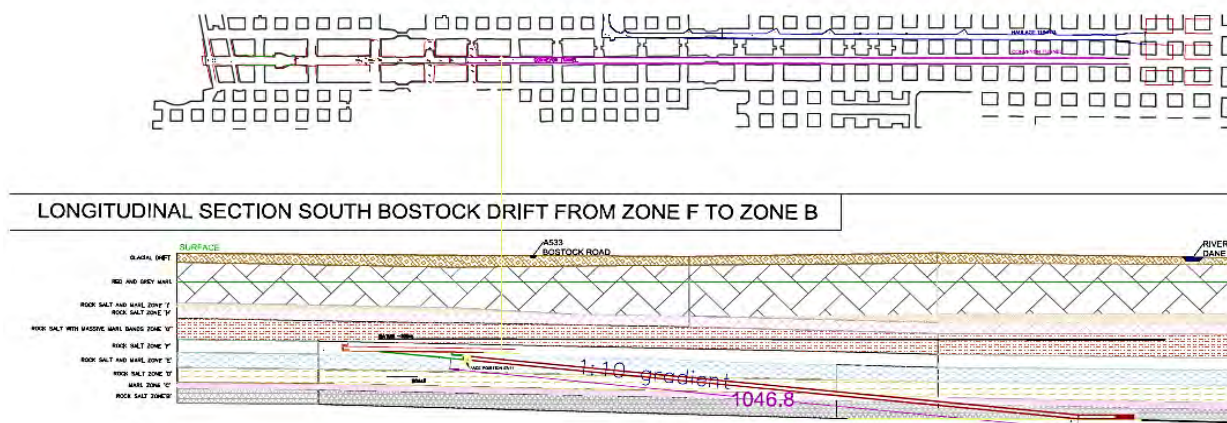


Figure 2. Plan and Section Detailing LSB Drifts at Winsford Rock Salt Mine

Key Ventilation Considerations for New Development

The inevitable consequences of accessing a deeper level are that ventilation costs increase. At the planning stage several key considerations were made with regards to the impact mining at the new level would have on the existing ventilation network, and what could be done to mitigate these impacts. Key topics considered included:

1. How to meet the extra ventilation burden required
 - How to ventilate an additional 10M m3 of excavated void
2. How to ensure old panels still receive adequate air
 - How to have better control and flexibility over network
 - How to ensure air is arriving in all working areas
3. How to effectively and efficiently get air to the new level
 - Due to distance from intake shaft how to effectively get air to drift portal
 - How to effectively and efficiently get air to arrive at the new level
 - How to improve atmospheric conditions at the new level

How to Meet the Extra Ventilation Burden Required

With the inclusion of the new level ventilation volumetric requirement will increase by 50%, with the old fan unable to meet the additional demand. The solution was to install two new 315kW Zitron axial fans. These run at 80% efficient and provide for a significant increase in static pressure. An example of No1 main fan is shown in Figure 3.

How to Ensure Old Panels Still Receive Adequate Air

The difficulty with the room and pillar method of mining is that often volumetric efficiency (air arriving where you want it to) rarely exceeds 30%. This is compounded at Winsford, as due to the age and layout of the mine all panels are utilized and require ventilating. The mine has recently introduced 3D ventilation modeling using the software program VentSim. Through modelling the mine network, strategy has been formed to ensure that air arrives where it is needed through simulating the impact changes have on the network before they are physically carried out.



Figure 3. No 1 Zitron Main Fan at Winsford Rock Salt Mine

arrives where it is needed through simulating the impact changes have on the network before they are physically carried out.

How to Efficiently and Effectively Get Air to Arrive at the New Level

Downcast to Drift Portal

The mining face in the Whatcroft district at Winsford has benefited from being ~10% of the way through the ventilation network, thereby the air not having a much of an opportunity for leakage and

pressure loss. However, future mining will be carried out approximately 60% of the way through the ventilation

network allowing for leakage and loss. This will be overcome through increased use of regulators and booster fans to ensure that between 80 and 120m³/s arrives at the drift portal throughout the LOM. The route for the air to take has also been considered to reduce the resistance and resultant pressure loss.

Drift Portal to Face

During the planning stage the size of the drifts were considered on the basis that pressure loss decreases with increased size of roadway. However, increased size of roadway results in a higher cost of excavation. A balance was struck taking into account the LOM main and auxiliary fan running costs as a result of the pressure loss. The optimum tunnel design selected was 8m height by 8m width, with the Joy Continuous Miner taking two cuts on a top bench to the new level, a pullback to top of the drift, then a bottom bench two cuts wide.

How to Improve Atmospheric Conditions at the New Level

The mine had the opportunity to start afresh and reduce concentrations of dust, DPM and NOX at the new level. As such, blind headings have been avoided in mine design, reducing the dust concentrations. Reduced reliance on diesel has been achieved through capital expenditure on a Joy electric shuttle car for the development work at the new level, rather than use of a Cat 998H FEL, thus reducing the DPM and NOX exposure at the new level.

Conclusions

Winsford Salt Mine has undergone extensive development work increasing the LOM by ~25 years. The ventilation planning was considered at an early stage, as such, a number of strategies were put in place to ensure adequate quantity and quality air arrives where required. The mine is moving towards a more 'active' rather than 'reactive' approach to ventilation through use of software, with greater control and flexibility for future ventilation planning purposes. The required quantity of air at the new level in Lower South Bostock has been achieved and conditions will also be improved for employees moving forward.

S. NOLL, H. MISCHO

TU Bergakademie Freiberg, Germany

INVESTIGATIONS FOR OPTIMISATION OF CLEARANCE TIME FOR BLASTING FUMES IN ROOM-AND-PILLAR MINING

Abstract

Besides optimisation of drilling and blasting itself, also other underground mining processes like ventilation have to be optimised according to aspects like energy consumption or occupational exposure limits. One parameter is the mixture of the blasting agent that influences the composition of blasting fumes. Another approach for decreasing concentration of contaminants and decreasing clearance time of blasting fumes is faster dilution of blasting fumes by controlled ventilation.

The latter approach was studied by using the analytical simulation software Ventsim VisualTM after verification of system parameters under real conditions in a mine. The results can help for decision making as to which task should be realised for decreasing clearance time of blasting fumes.

Introduction

Diesel motor emissions and blasting fumes are the two major sources of emissions in underground mines. For ventilation analysis of the behaviour of blasting fumes, the concentration level and the clearance time are important aspects.

Clearance time of blasting fumes depends on following parameters:

- Amount of explosives and type of blasting agents
- Volume of blasting fumes
- Airflow at the working face
- Geometry of working area (regional spreading of fumes in neighbouring openings)
- Mass of blasted rock / degasing of blasted rock

One approach for decreasing concentration of contaminants and decreasing clearance time of blasting fumes is faster dilution of blasting fumes by controlled ventilation. In this paper, investigations about this approach will be described for the aspect of optimisation of ventilation setup within one working area by analytical simulation.

Different scenarios are tested digitally for the analysis of spreading of blasting fumes and clearance time by using simulation software for ventilation (Ventsim VisualTM). For verification of results, the openings of a real working area were replicated in the simulation program and a real blasting event with real measurement of gas concentrations and clearance time was digitally re-enacted. Hence parameters like volume of blasting fumes, amount of explosives, initial concentration of CO, ventilation at the face, spreading rate, dimension of openings, friction factor and resistance are input to the program according to real conditions.

Airflow distribution within one working area

The behaviour of airflow in the working area is investigated when curtains are simulated in strategic drifts. This leads to a higher resistance of the working area, but also to another airflow distribution. Different scenarios were tested, which are shown in Figure 1.

Because of higher resistance, an increased airflow near the working face (black circled areas in Figure 1) will be enforced. Little auxiliary fans are installed at the single headings. This aspect was not considered in the simulation, because they do not influence the airflow balance. Consequently, these dead end headings are coloured red in Figure 1. The red coloured drift in the rear area represent the goaf that is isolated by walls (grey lines in Figure 1).

The fresh airflow (1500 m³/min) is distributed within the working area into several parallel airways. Without installation of curtains, airflow of ca. 110 – 380 m³/min is streaming through the area near the working faces, depending on the position of the drift within the working area. If curtains are installed on the fresh air side of the future conveyor drift, airflow of 120 – 390 m³/min would establish in the marked area. Curtains in the cross drifts at the exhaust air side of the future conveyor drift cause an increase of airflow near the working faces to 140 – 400 m³/min. Higher resistance in cross drifts on both sides of the future conveyor drift leads to airflow near the working faces of 160 – 410 m³/min.

As result it can be stated that the installation of curtains in selected locations of a working area cause an increase of airflow near the working faces of 10 – 50 %. Technical constructions of curtains in the working area need adapted planning of personnel as well as logistics of material and equipment. The advantage of this approach is a lower concentration of contaminants during the shift and shorter clearance time of blasting fumes as the following simulations show.

In the described working area, blasting at two locations with total 600 kg ANFO is simulated as shown in Figure 2. Spreading of CO concentrations could be detected depending on the time after initiation of the blast. This is simulated without any curtains in the working area (upper part in Figure 2) as well as for the situation with curtains at both sides of the future conveyor drift (lower part in Figure 2).

It can be clearly seen that higher airflow near the working faces with installed curtains leads to faster discharge of fumes and hence to shorter clearance time. This was analysed for different total airflows, too. Two measuring locations are simulated in the program, one next to the blasting location and another one in the main exhaust airway. Figure 3 shows the clearance time as function of total fresh airflow at both measuring locations with and without installation of curtains.

Clearance time as function of airflow can be described as power function (Figure 3) with a stability index of $R^2 > 0,98$. Because of simulation of curtains at the described locations, a decrease of clearance time by 30 – 40 % can be realized near the working faces and 25 – 30 % shorter clearance time was detected in the main exhaust airway of the working area depending on the total amount of fresh airflow. These shorter clearance times mean longer operation times, between 10 minutes at very high airflow (3000 m³/min) and 55 minutes at very low airflow (750 m³/min).

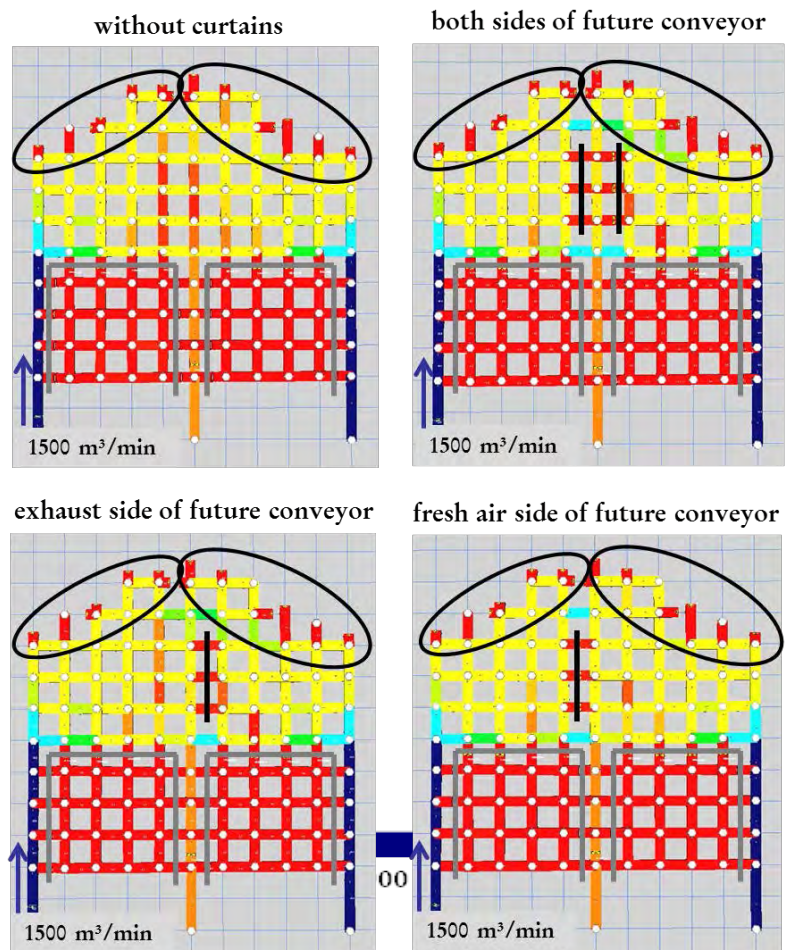


Figure 7. Airflow distribution within a working area for room-and-pillar mining with and without curtains

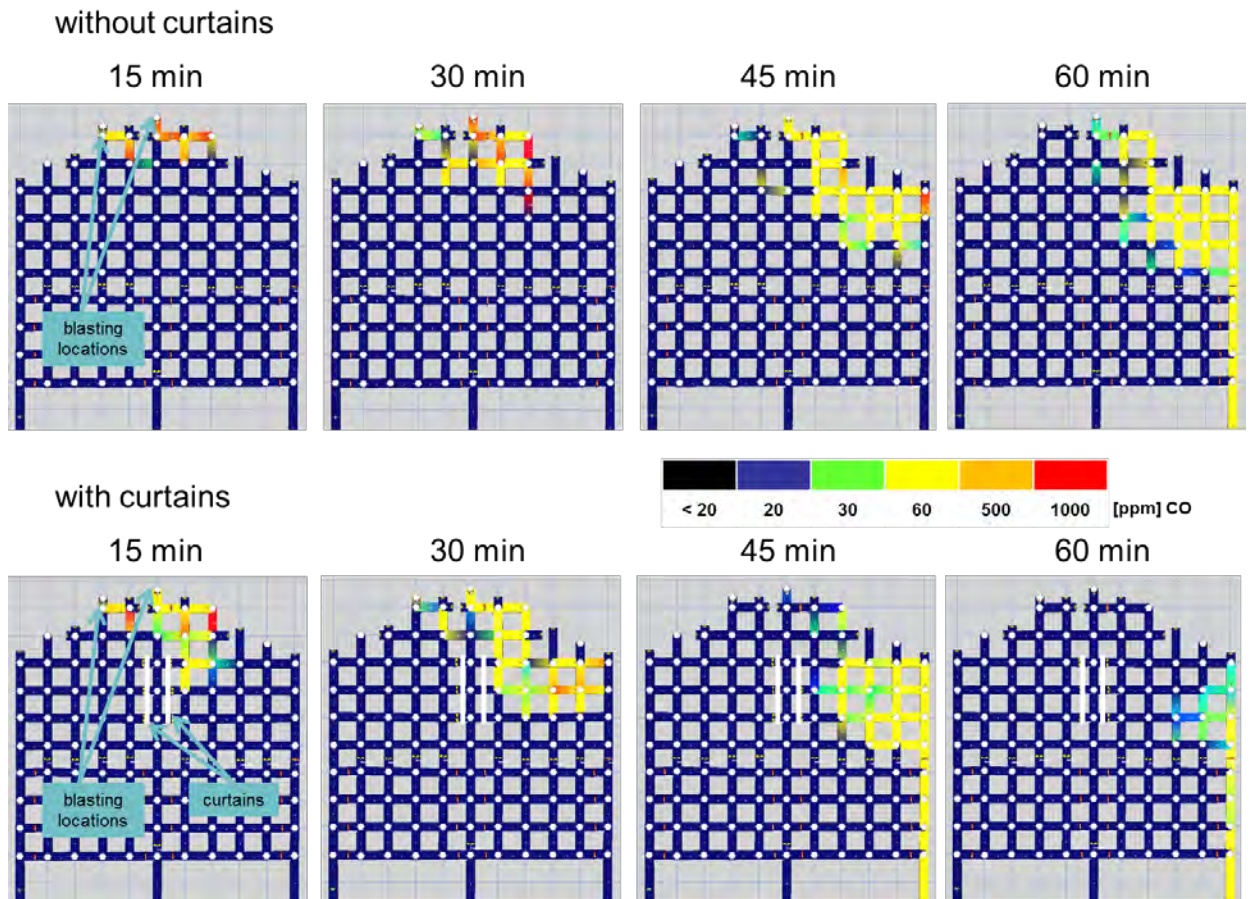


Figure 8. Comparison of spreading of contaminants (CO concentration of blasting fumes) at different times after blasting at two blasting locations with and without curtains in the working area at total airflow of 1500 m³/min

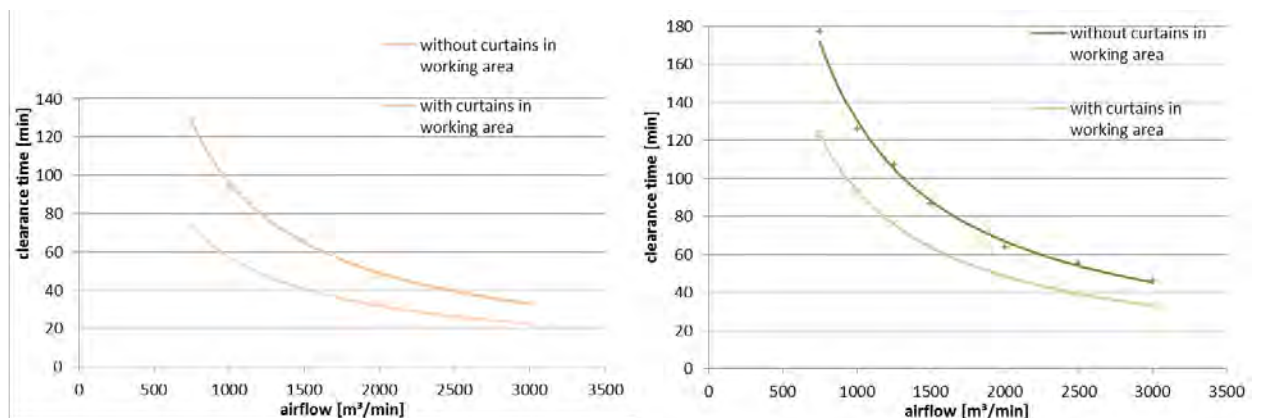


Figure 9. Clearance time in a drift next to the blasting location (left) and in the main exhaust drift (right) at different total fresh airflow and with or without installation of curtains

Resume

Usage of these simulated results of this approach can be found in all room-and-pillar mines like anhydrite, gypsum, potash, limestone and coal mines. The most important aspect of this investigation is that shorter clearance time leads to longer effective operation time. The economic impact has to be evaluated practically at each mine.

The installation of curtains in selected locations of a working area cause an increase of airflow near the working faces of 10 – 50 % at a total fresh airflow of 1500 m³/min. By further simulation, a lower concentration of contaminants during the shift and shorter clearance time of blasting fumes could be confirmed. Because of simulation of curtains at the described locations, a decrease of clearance time by 30 – 40 % can be realized near the working faces and 25 – 30 % shorter clearance time was detected in the main exhaust airway of the working area depending on the total amount of fresh airflow. These shorter clearance times mean longer operation times, between 10 minutes at very high airflow (3000 m³/min) and 55 minutes at very low airflow (750 m³/min).

One possibility to realise curtains in selected drifts of a working area is to use flexible membrane material. In Australia, such materials were tested to minimise influence of dust and gas from the goaf in coal mines. This type

of membrane curtain can be pre-installed at selected locations during the work cycle and finally installed after creation of the next parallel drift. [2]

These results show that there are easy, quick and cheap methods to realise optimisation of clearance time of blasting fumes in room-and-pillar mining.

References

1. Noll, S., Mischo, H.: Development of a Decision Tool for Mine Planning Purposes – Ventilation on Demand, In: Proc. 22nd MPES Conference, Dresden, Germany 14th–19th October 2013, C. Drebenstedt and R. Singhal (Hg.), Springer International Publishing Switzerland 2014, S.133-141

2. Chalmers, D., Watson, J. O., Smith, P., Smith, M.: Dynamic membrane seals and stoppings. In: Indian School of Mines, Department of Mining Engineering (Hg.): Mine Ventilation - Ninth International Mine Ventilation Congress (2009). New Hampshire, USA: Science Publishers, S. 979–986.

K. PODRACKI

AGH University of Science and Technology, Poland

MODELLING "GUBIN" OPENCAST EXCAVATION ON THE LIGNITE DEPOSIT WITH THE USE OF AUTOCAD CIVIL 3D

On the basis of geological data compiled from boreholes and adopted geometric parameters of slopes and hillsides of the excavation as well as transport ramps, the opencast excavation project to be in the field Strzegów lignite deposit "Gubin" has been created. The excavation takes into account the geological and mining conditions of the deposit's exploitation, as well as infrastructural and environmental determinants associated with the location of buildings and protected areas within the deposit.

The study was also devoted to the calculation of the industrial and operative resources for the field Strzegów. All the analyzes and calculations mentioned were carried out with the use of AutoCAD Civil 3D.

DUŠAN TERPÁK

AGH University of Science and Technology, Krakow, Poland

ОЦЕНКА ПАРАМЕТРОВ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НА ШАХТЕ «СМЗ» ЕЛШАВА

Огромную роль в экономике всех стран мира в настоящее время играют неметаллические полезные ископаемые, что можно закономерно объяснить их широкомасштабным многоцелевым использованием в производстве промышленной и сельскохозяйственной продукции, при создании наукоемких технологий и получении конструкционных материалов, композитов, специальной керамики. К стратегически важным видам нерудных строительных материалов можно со всей уверенностью отнести магнезит, который является базовым сырьем для производства огнеупоров.(1) Ведущей страной в мире по добыче данного вида сырьевого ресурса сегодня является Словакия, с расположенным в г. Елшава магнезитовым комбинатом СМЗ а.о.

Магнезит – минерал из класса карбонатов, группы кальцита, $MgCO_3$, в качестве изоморфных примесей содержит железо, реже марганец, кальций. Твердость– 3,75-4,25, плотность – 2,9-3.1 г/см³. Цвет - белый, желтовато-серый. Кристаллизуется в тригональной системе, имеет совершенную спайность по ромбоэдру. Встречается в виде ромбоэдрических или неправильно вытянутых кристаллов, а при образовании в зонах выветривания пород – в фарфоровидных скрытокристаллических массах [2].

В настоящее время добыча магнезита осуществляется камерно - столбовой системой разработки горизонтальными слоями с закладкой. Камерно-столбовая система разработки конструктивно проста и полностью удовлетворяет условиям добычи нерудного сырья. Коэффициент извлечения из недр при камерно-столбовых системах значительно ниже, нежели при системах с обрушением, однако, экологическое воздействие при системах с обрушением все же весьма высоко, некоторые участки земель существенно проседают, образуются провалы. Поэтому экологически безопасной технологией отработки нерудного сырья, удовлетворяющей всем требованиям добычи нерудного строительного сырья, является подземная отработка месторождений камерно-столбовыми системами [2].

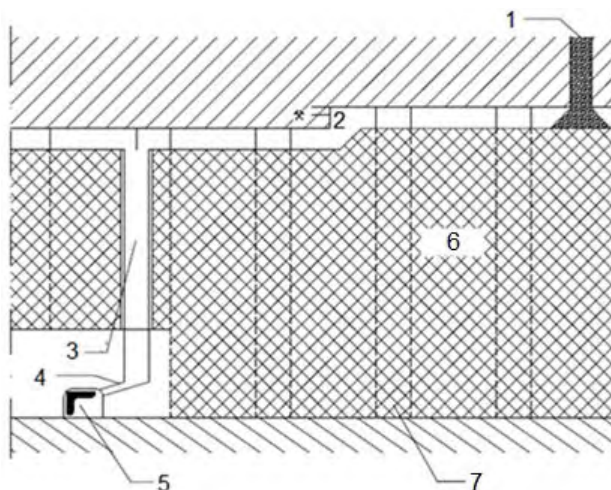


Рис. 1. Камерно-столбовая система разработки горизонтальными слоями с закладкой [4]
 1 – закладочный шурф, 2 – забой, 3 – шурф выдачной/рудоспуск, 4 – воронка
 5 – штрек главный, 6 – закладка, 7 – целик междукамерный

Поскольку основные потери полезного ископаемого при камерно-столбовых системах формируются в различного рода целиках, то создание методики расчета рациональных параметров целиков при добыче нерудных полезных ископаемых является первоочередной задачей [1].

Отработка ведётся горизонтальными слоями снизу вверх, а выработанное пространство заполняется сухой закладкой. Высота каждого слоя составляет 4,8 м. Безопасность рабочего пространства обеспечивают междукамерные целики. Выемочные блоки ограничены барьерными целиками [3].

Физико-механические свойства магнезита $MgCO_3$ и доломита $CaMg(CO_3)_2$.

Таблица 1

Полученные физико-механические свойства доломита [4]

	$MgCO_3$	$CaMg(CO_3)_2$
сжж [МПа]	70	111
ср [МПа]	6,59	6,63
Есж [МПа]	11192	13425
μ	0,25	0,25
γ [кН/м ³]	28,36	29,14

сжж - прочность на одноосное сжатие, ср – прочность на растяжение, Есж – модуль упругости, μ - коэффициент Пуассона, γ – объёмный вес

В рамках оценки параметров системы разработки был рассмотрен выемочный блок J1. Выемочный блок ограничен барьерными целиками, устойчивость камер обеспечивают междукамерные целики.

Междукамерные целики представляют собой своеобразные распорные конструкции, которые могут работать в независимом, совместном и комбинированном режимах. Рассчитываются следующие параметры: нагрузка на целик, напряжения в целике, допустимые минимальные размеры целика. Расчет целиков был рассмотрен на основе плит и балок [5].

Для расчета ширины целика в общем случае, т.е. для целика в форме столба, предложена формула:

$$b = \frac{A + \frac{AB}{L}}{\frac{\sigma_{пл} \cdot c_{ж}}{n \cdot \gamma_{сп} \cdot H} - \frac{\gamma_{ц} \cdot h_{ц}}{\gamma_{сп} \cdot H} - \frac{B}{L} - 1}; \quad (1)$$

где: $\gamma_{сп}$ – средний удельный вес пород покрывающей толщи, γ_c - средний удельный вес материала целика, $h_{ц}$ – высота целика, n – коэффициент запаса прочности.

Во многих случаях технически и экономически целесообразно кровлю камер не крепить. Обнажения кровли при этом обычно имеют прямоугольную форму. Незакрепленные обнажения кровли образуются во всем диапазоне падения пластов и рудных тел. (5) Для расчетов необходимо знать физико-механические характеристики полезных и вмещающих пород. При отработке слоёв камерно-столбовой системой появляется проблема обеспечения устойчивости кровли и опорных целиков. При проектировании выемочных блоков нужно определить минимальную толщину кровли камер h_z . В течение длительного времени кровля находится в устойчивом равновесии. (4)

Равновесие свода горного давления над выработками:

$$L_0 = \frac{10E}{N(1100 + 0,235)} \cdot (h_z)^{\frac{3}{2}}; \quad (2)$$

E – модуль упругости [МПа],
 N – коэффициент опасности:
 N_1 – 1,5 ÷ 2,0 коэффициент опасности, учитывающий влияние времени;
 N_2 – 1,5 ÷ 2,0 коэффициент опасности, учитывающий увеличение величины сжимающих напряжений на поверхности контакта между блоками пород (4)

$$h_{z,max} = \left[\frac{N(1100 + 0,235) \cdot L_0}{10E} \right]^{\frac{4}{3}} \leq h_{zz}; \quad (3)$$

где:

L_0 – ширина выемочного блока,
 E – модуль упругости магнетита,
 $N = N_1 \times N_2 = 4$ [4].

Выводы

Для оценки параметров междукамерных целиков и устойчивости кровли на примере блока J1 на основном рабочем горизонте 220 были проведены лабораторные исследования. Результаты исследований были использованы для оценки размеров выемочных блоков и целиков при камерно-столбовой системе разработки. Параметры целиков, камер и кровли соответствуют условиям стабильности системы разработки в условиях шахты.

Литература

1. КИРСАНОВ А.К., Совершенствование методики расчета устойчивых параметров междукамерных целиков при подземной отработке нерудных полезных ископаемых.
2. Инфо Майн, Обзор рынка магнезиального сырья (магнетита и брусита) и магнезитовых порошков СНГ, Издание 3-е дополненное и переработанное Демонстрационная версия, Москва сентябрь, 2011.
3. DUŠAN TERPÁK, Vplyv zmeny koeficienta približenia náloží na fragmentáciu rozvalu pri trhacích prácach na VDZ v SMZ, a.s. Jelšava, Košice 2010.
4. DUŠAN TERPÁK, Eksploatacja magnezytu w kopalni Jelšava (Słowacja) systemem filarowo – komorowym z podziałem na warstwy poziome, Kraków 2011/2012.
5. А.А. БОРИСОВ. Механика горных пород и массивов. Москва «Недра», 1980.

S. TRÖGER

TU Bergakademie Freiberg, Germany

CONSEQUENCES FROM FORMER COAL MINING AND FOLLOWING PROBLEMS IN THE CITY CENTRE OF ZWICKAU, SAXONY

Abstract

Zwickau is a city in Saxony, Germany, which is located over a black coal deposit of former economically recoverable extent. In the 14th century black coal was found for the first time in Planitz, a southern part of Zwickau (Steinkohlenbergbauverein 2000). There coal seams cropped out at the surface and were mined above ground. But soon it got necessary to mine underground, because deposits at the surface were completely exploited. In the middle of the 18th century coal output increased and got an industrial extent with high importance for the region. In Figure 1 the geographic coverage of the mining area of Zwickau can be seen.

Mining was conducted extensively and in several seams of variable thickness, that were partly disturbed by occurring faults. This fact implicated surface subsidence after exploitation, that had a variable extent (Pfefferkorn 1998). In the following significant effects from this subsidence will be described, but also occurrences induced from further mining in the city area.

When underground excavation started below settlements, submergence of ground caused damage at buildings. It had also influence to the river flowing through Zwickau and the groundwater. These problems and interactions still have an effect to buildings and the subsurface conditions in Zwickau and the environment today, so there is a current field of work for geologists and geotechnical engineers. In the city of Zwickau there is a building of high public interest, which is strongly affected by the consequences of mining below the city area. It is the cathedral St. Marien, which is a precedence for mining induced problems (Kühn 1995). Current problems can often be described exemplary for this building, because coherences and effects are well known, respectively are investigated at this moment for the cathedral.

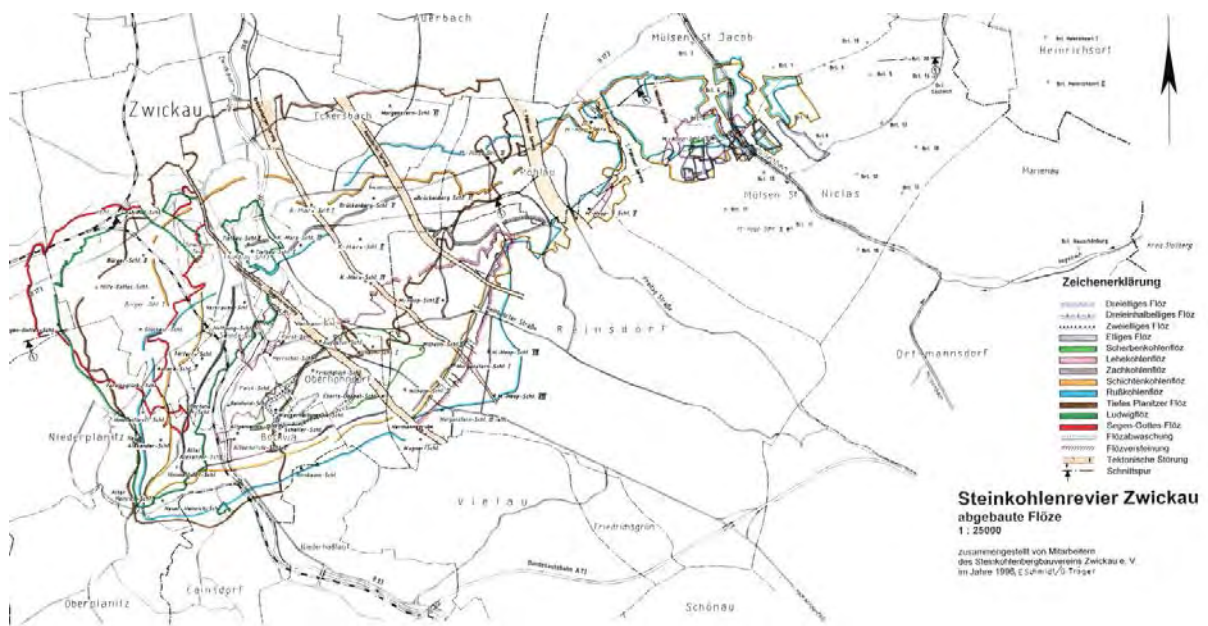


Figure 1. Overview of the black coal mining area of Zwickau, with exploited seams and important faults (Steinkohlenbergbauverein 2000)

Regional Geology

Before describing geological and hydro-geological problems in the area of Zwickau it is important to know the general geologic setting. Zwickau is located in the southern part of the Erzgebirge Basin, between the Erzgebirge in the South and the Granulitmassiv in the North.

Zwickau is located in the Late Carboniferous basin of Zwickau-Oelsnitz, which is a part of the post-Variscan Erzgebirge basin (Schneider et. al 2011). The extent of the Zwickau subbasin is about 12 km × 7 km (Schneider 2005), of which 35 km² contain productive coal seams. These coal seams formed in swamps, which existed in the basin.

The Carboniferous Formation of the Zwickau basin is covered by deposits of the middle Lower Rotliegend. The contact between the sediments of these two formations is angular unconformable and was linked with strong erosion (Schneider 2005). The deposits from this period are also molasse, but late post-orogenic and built under climatic conditions, which differ from those in the Late Carbon.

The Rotliegend complex as well as the Upper Carboniferous complex are strongly faulted, because during and after the Variscan orogenesis regional deep faults occurred: the Gera-Jáchymov-zone, which is NW-SE-oriented and the SW-NE-oriented, so called Erzgebirgsnordrand-zone (Brause 1998). The Zwickau basin is located above the intersection of these two big zones. Furthermore there is one N-S-oriented zone, which was also found in rock formations under the region of Zwickau.

Sedimentation started again with Tertiary fluvial deposits, but they were nearly everywhere eroded by quaternary eroding processes (Alexowsky 2007). During the Quaternary age fluvial and fluvial limnic deposits of the Ur-Mulde occurred.

Black Coal Mining in Zwickau

In Zwickau and in the surrounding black coal mining took place since the 14th century. At the beginning coal was mined in opencast mines, especially in the South of Zwickau, where seams were outcropping at the surface. With the beginning 19th century the surface-near deposits were completely exploited, so mining had to shift underground.

The whole deposit has an extent of 11 km in O-W-direction and 4 km in N-S-direction. There is a 30 km² big area, which was feasible of mining (Steinkohlenbergbauverein 2000).

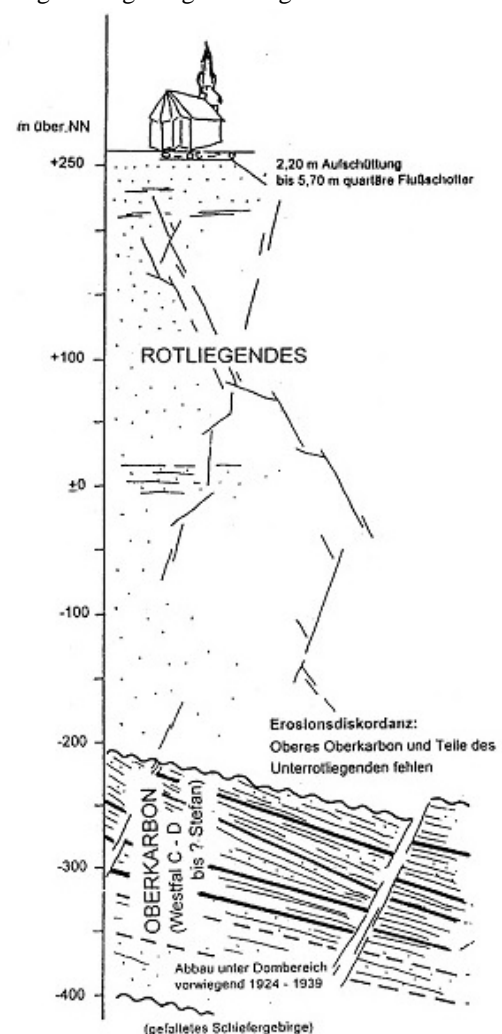


Figure 2. Geological units below the city of Zwickau (Brause 1998)

The city of Zwickau is located in the northern part of this area and was directly affected by mining during the 20th century. There are six seams in the subsurface of the center of Zwickau, which were economically recoverable. They are located in a depth of 450 to 600 m. Mining there started in 1903 and from its beginning it was a goal to perform a fast and systematic exploitation, to prevent most of the possible consequential damages (Pfefferkorn 1998). An attempt has been made to prevent the subsidence by building security pillars in the seams, but later they were also taken down, because they caused unsteady subsidence (Pfefferkorn 1998). Mined cavities were filled via hydraulic and later pneumatic backfilling. Under the city area charcoal mud was used as backfill material (Müller 2011). It was the best known method to prevent subsurface movements, nevertheless deformations, strains and tiltings as result of unsteady subsidence occurred.

When black coal mining in the area of Zwickau stopped in 1978, 210 million t of coal were exploited from the subsurface.

Direct Consequences of coal mining

The mining process caused destabilization, hence decompaction and breaking of the overburden. Horizons, which were located directly over the exploited seams, dipped in the developing cavities and on the backfilling. The resulting subsidence was more or less constant, but also tilts and curvatures occurred, especially at the margin of dipped areas (LfULG 2005). Because of many faults located under the city of Zwickau, mining there worked not the way it should. Often it was necessary to stop the process in close proximity to this faults, because seams run at offset levels. The consequence were unsteady subsidence in the area above the displacement (Pfefferkorn 1998).

How strong the effects of subsurface movements at the surface are, depends on the dimension of the mining area, thickness and depth of the seams. Furthermore the methods and velocity of mining can make a big difference considering the changes in the subsurface. Under the city of Zwickau 95 % of the mining cavities could have been filled by using pneumatic backfilling (Pfefferkorn 1998). But before backfilling could be applied, usually subsidence occurred, which was about 15 % of the thickness of the seams. Under the city of Zwickau this thickness amounts to 14 m (Kühn 1995).

Besides the subsidence horizontal shifting was registered in the mining field. The leveling took place till 1978 and started again in 1990, because new movements were observed. From 1995 an amount of a few millimeters of surface elevation was considered (LfULG 2005). The most likeable reason for this is the stop of water retention and thereafter the rise of the groundwater level in the mined units. After ending of the coal exploitation around Zwickau in 1978 the water retention ran further till 1980 and was shut down then. After this the mines were filled slowly with water. This process lasted till ca. 1995 (LfULG 2005). Also the rock mass was filled with water, but probably more slowly. Clayey parts of the Rotliegend complex could have swelled and the heightened water pressure could have caused uplift in the subsurface.



Figure 3. Cone of depression, groundwater level of 2004 (changed after LfULG 2005)

turned out to be higher than the surface level, water from the river reached the quarternary aquifer. This means its function as receiving waters of the Zwickauer Mulde is not given fully anymore. Instead the groundwater flow direction turned around in parts of the area (LfULG 2005).

In 1996 Besser et al. made some investigations about contaminated sites in Zwickau, called MOST policy and they discovered, that groundwater is not flowing in one direction anymore, but is concentrated in some cone-shaped systems. Such a cone of depression is situated directly below the city center of Zwickau, in the northern part of the inner city ring (LfULG 2005). There is a second one in Schedewitz, in the south of the city. A pumping station has to control the water coming in there.

All in all mining subsidence, which had an amount of more than 4.5 m relative to the ground level, caused a lower distance between groundwater level and surface. After shutting down the water retention in the mines, an increase of the groundwater occurred. Today the sewage system of the city of

At the moment it is not sure, whether these movements are completely concluded despite the fact, that newer measurements did not register anything. Elevation behaves similar to the previous subsidence, not evenly, but locally different because of variations in the rock mass.

Hydrogeological changes in succession of coal mining

Originally the flow direction of the groundwater under the area of Zwickau pointed uniformly to the Zwickauer Mulde, which had the function of receiving waters from the city area (LfULG 2005). Subsidence caused by mining had a big influence to the hydrogeological conditions. Because of the lowered terrain surface, the flow velocity of the river decreased in the area from Bockwa in the south of the city center until

the northern suburbs. Afterwards sedimentation became stronger in the riverbed, which got lifted and lost its permeability. Where the level of the riverbed

Zwickau has the function of drainage. Its pipes are broken in places, so groundwater and surface water of the river Zwickauer Mulde can intrude (LfULG 2005). The water is piped to the pumping station Silberhof and from there, it is pumped to the sewage plant in Crossen (LfULG 2009).

Damages to buildings after mining in Zwickau

Mining induced movements caused damages to many buildings in the inner city of Zwickau. They are documented particularly well for the cathedral St. Marien, which is a historical building of special importance. Using the cathedral, damage symptoms will be described exemplary.

Black coal mining began to influence the cathedral in 1897 (Kühn 1993). Dr. Kühn and Dr. Hallbauer (1995) verified, that the biggest damages occurred on the building at the time, when mining took place under the city of Zwickau and also a few time after. All in all the cathedral St. Marien was lowered by 3.3 to 3.7 m (Kühn 1995). This subsidence did not occur constantly, so the foundation of the cathedral went through some tilting and distortions (Pfefferkorn 1998). There was also a horizontal movement of 1.3 m to south (Pfefferkorn 1998). Column tilting, cracks in the brickwork and put up paving tiles were the consequence. In July 1934, one column got bend and the responsible of the cathedral considered closing the building (Kühn 1993). In the end it was kept open, but it has been shown, that the cathedral had some severe static problems.

Today, it is assumed, that primary effects of mining to the cathedral came to rest till 1945. From this time on to circa 1988 there were no new damages observed (Kühn 2003). After the resting phase further changes in the static equilibrium had been noticed. The ceiling got loose and almost fell down. In 1991 new safety measurements took place and revealed new cracks in the brickwork and tiltings of single parts of the building (Hallbauer 1995). In the opinion of Dr. Kühn it is still possible, that newer changes at the building could be secondary induced by former mining activities. Groundwater measurements, that took place around the cathedral in the last 22 years showed, that the distance between the grounding and the groundwater level is negligible in a flooding situation, as it occurred in 2013 (Tröger 2014). This has negative consequences to the foundation, which loses stability being flooded. It must be considered, that there were static problems in the building long before coal mining occurred in Zwickau.

Summary and prospects

Mining in the region of Zwickau caused some changes in the subsurface, that are still difficult for many reasons. There are problematic groundwater conditions, which are an indirect consequence of mining below the aquifer. Subsidence of the ground had an impact on the flow direction of the groundwater and its distance from the ground. These changes also affected buildings, like the cathedral St. Marien and have to be considered when observing static problems on them. The same applies to appearing ground liftings. It is widely clear, which processes induced the current situation, but it is still not known for sure, whether and how much mining consequences have still influence. There is also no final statement possible, whether there will be further movements in the subsurface or not. Further investigations will be necessary to clarify this.

It is also possible, that there are currently tectonic activities in the subsurface of the inner city of Zwickau, which cause movements at the surface (Fenk 1998). Previous investigation did not prove anything like this. It is also not clear by now, to which extent they are responsible for existing damages on buildings, like the cathedral.

Generally it should be said, that closer inspections are necessary, like further observation of groundwater monitoring wells, deep drillings and geophysical measurements. With those methods it will be possible to get a better overview of the structure and properties of the subsurface. Afterwards the new knowledge can be injected into the 3D-model, which was developed at the TU Freiberg in 2014 (Tröger 2014). It includes an area around the cathedral and extents till the lower border of the quaternary units. The model was built to collect and visualize all data about the building ground of the cathedral and its surrounding. It already provides a good overview of the geological setting of the upper 15 meters subsurface. Furthermore it is possible to add material properties, like k_f -values, permeability and deformability of the soil. With this, differentiated calculations could be made. They would help making decisions about the progress of long-term remediation of the cathedral.

References

1. [Alexowsky 2007] Alexowsky, W.: Geologische Karte des Freistaates Sachsen; 3., neu bearb. Aufl. (bzw. 2., neu bearb. Aufl. für Blatt Zwickau Ost), Dresden: Landesvermessungsamt Sachsen; 2007.
2. [Brause 1998] Brause, H.: Ergebnisse aus dem Komplexuntersuchungsprogramm für den Innenstadtbereich Zwickau; in Informationshefte Dom St. Marien Band 9; Förderverein zur Erhaltung des Domes St. Marien zu Zwickau, 1998, S. 3-9.
3. [Fenk 1998] Fenk, J.: Bergbauinduzierte Bodenbewegungen im Bereich des Zwickauer Domes, in Informationshefte Dom St. Marien Band 9; Förderverein zur Erhaltung des Domes St. Marien zu Zwickau, 1998, S. 15-16.
4. [Hallbauer 1995] Hallbauer, C.: Geotechnische Probleme am Standort des Domes St. Marien in Zwickau; in: 10. Nationale Tagung für Ingenieurgeologie 1995, S. 6-13.
5. [Kühn 1993] Kühn, M.: Bericht und Lösungsvorschlag zu den statisch-konstruktiven Problemen am Dom St. Marien, in Informationshefte Dom "St. Marien" Band 4; Förderverein zur Erhaltung des Domes St. Marien zu Zwickau, 1993.
6. [Kühn 1995] Kühn, M.: Ein Novum in der Bergschadensgeschichte, in Informationshefte Dom St. Marien, Band 7; Förderverein zur Erhaltung des Domes St. Marien zu Zwickau, 1995.

7. [LfULG 2005] Felix, M. et al.: Abschluss-bericht Ausbildung und Wirkungsmechanismen der Grundwasserdepressionstrichter im ehemaligen Steinkohlenbergbaurevier Zwickau; LfULG, 2005.
8. [LfULG 2009] Felix, M. et al.: Aufarbeitung des geologisch-hydrogeologischen Sachstandes bezüglich des Neubaus des Tunnels B93 in der nordöstlichen Zwickauer Innenstadt; LfULG, 2009.
9. [Pfefferkorn 1998] Pfefferkorn, S.: Der Einfluss des Steinkohlenbergbaus im Zwickauer Revier auf die übertägige Bausubstanz am Beispiel des Domes St Marien zu Zwickau, in: Sächsische Heimatblätter, Band 4/5, S. 279-287.
10. [Schneider 2005] Schneider, J.: Carboniferous stratigraphy and development of the Erzgebirge Basin, East Germany, in Zeitschrift der Deutschen Gesellschaft für Geowissenschaften Band 3, S.431-466, Stuttgart, 2005.
11. [Schneider et al. 2011] Schneider, J.: Vorerzgebirgs-Senke und Erzgebirge, in: Pälchen, W.;Walter, H.: Geologie von Sachsen. Geologischer Bau und Entwicklungsgeschichte, 2. Auflage, Stuttgart: Schweizerbart Verlag, 2011.
12. [Steinkohlenbergbauverein 2000] Der Steinkohlenbergbau im Zwickauer Revier, Zwickau: Förster u. Borries, 2000.
13. [Tröger 2014] Tröger, Sylvi: Erstellung eines Baugrundmodells im Bereich des Domes St. Marien zu Zwickau mittels Modellierungssoftware Gocad-Skua, TU Freiberg, 2014.

P. WIĄCEK

AGH University of Science and Technology in Krakow, Poland

EVALUATION OF TERRESTRIAL LASER SCANNING TO DETERMINE THE VOLUME OF ROCKFALL

One of the most important tasks of the mine surveying is to determine volume of the outputs and to measure deformation of mining facilities. Nowadays, such measurements are usually carried out by tacheometry. Unfortunately this type of measurement is associated with surface generalization and providing the safety of the measuring team. However, a measuring technology is dynamically developing. For example, terrestrial laser scanning (TLS) is capable of making quicker and denser measurement than those made by using conventional methods. Another advantage of these solutions is fact that surveyor does not need physical contact with measured object. These circumstances create new possibilities for measurements and interpretation of results [1].

This paper presents the possibilities of TLS for measuring the volume of rockfall caused by natural and anthropogenic erosion. So far, that kind of measurement has been difficult to realize and entirely based on estimates. All these problems have been caused by relatively small volume of rockfalls and irregular structure of rock walls. The research bases on measurements, in abandoned limestone quarry “Zakrzówek” in Cracow, which have been conducted by students from the scientific circle Dahlta AGH. Measurements were repeated in half-yearly sessions since February 2014. The paper consists of the results of three of them.

Measurements objects

The objects of the research are three limestone rock walls. The first one, due to the solid structure and low susceptibility to erosion was considered to be the laboratory case and was used to evaluate the reproducibility and accuracy of measurements. On the remaining two walls, many climbing lines are located. To ensure safety of the climbers walls are periodically cleaned of loose rock fragments. In fact they are highly exposed to anthropogenic erosion.

Field measurements

The first stage of the field measurements was to create and measure the control network for the sake of reproducibility between each measuring session. For this purpose four permanent control points, equally distributed on measuring objects, were fixed. The points were mounted by 20cm long threaded stud drilled in solid parts of rocks. Thus, we got forced centring points for Leica HDS targets. The network was measured with reflectorless total station Leica TCRA 1102plus. Additionally, to tie the measurements to global coordinate system, static satellite measurement was made with two GNSS receivers Leica GPS1200.

The crucial step in the field measurements was TLS measurement. For all sessions and selected objects methodology of measurement was similar and based on TLS with the pulse scanner Leica ScanStation C10. Scans of individual objects were carried out with a medium resolution 1x1cm on the maximum distance to the measured object, wherein the distance between station and objects contained in 20 to 50 meters range.

Additionally, in order to control the stability of network, during each measurement session were carried out tacheometry measurements of the geometry between control points.

Processing the measurement data

The first step of processing was to determine the coordinates of the network. The least square adjustment of tacheometry observation obtained root mean square error of horizontal and vertical point position amounted 3mm in local coordinate system and after reference measurement to GNSS observation root mean square error of horizontal and vertical point position amounted 4mm in national coordinate system PL-2000 [2]. Further researches, due to

higher internal consistency and lack of distortion were carried out in local coordinate system.

Due to network location, points were fixed on the testing objects, important aspect of the measurement was to check the control points stability between each measurement session [3]. For this purpose, I compared length between individual points from each sessions and computed standard deviation of this length which amounted 2.1mm. This result is in range of the instrument accuracy and allows to conclude that the network during the measurement was constant. Additionally, the same length from TLS measurement was compared and standard deviation was computed, it amounted 2.8mm. However, after comparing the length from TLS measurement with average length from tacheometry measurement standard deviation amounted 3.4mm, this result equated with accuracy of distance measuring with TLS method.

After confirming the stability of the control points, the transformation of each point cloud to homogenous local coordinates system, has become possible to make. To that end, in Leica Cyclone 7.3 the registration of individual point cloud and adjusted local network coordinates was made. Root mean square error of registration amounted 2mm. Thus, the prepared point clouds could have been the subject of comparison which purpose was to determinate occurring deformation.

Comparing point clouds, evaluation of the TLS accuracy

Point cloud is characterized by a very high density, however, the exact location of each measuring point to some extent is random. This is why direct (discrete) comparison of two point cloud is impossible and requires different approach to determine the deformation of testing object. Therefore, it is necessary for laser scanning data to conduct analyses for the entire set of point containing testing object. This type of analysis can be applied in two ways: by comparing two points cloud and laying down the minimum distance between them (Cloud to Cloud compare) or comparing TIN models generated from both point clouds [4].

In order to evaluate accuracy of the various method analyse measurements of first object (laboratory case). Comparison of point clouds was done in CloudCompare v2.6 where calculations were performed using four functions of determining distance between point clouds: Nearest neighbour, Least Square Plane, Height function and 2D ½ Delaunay triangulation [5]. Moreover, in Geomegic Qualify 12 were compared TIN models.

This following table shows the results obtained for each method (Tab.1).

Table 1

Method	Session 1-2		Session 1-3		Session 2-3	
	Average distance [mm]	Distance standard deviation [mm]	Average distance [mm]	Distance standard deviation [mm]	Average distance [mm]	Distance standard deviation [mm]
Nearest neighbor	38	+/- 10	23	+/- 12	48	+/- 16
Least square plane	31	+/- 14	20	+/- 12	36	+/- 17
Height function	28	+/- 14	20	+/- 12	34	+/- 18
2D1/2 Delaunay triangulation	5	+/- 5	4	+/- 4	6	+/- 6
TIN model	0	+/- 11	0	+/- 14	0	+/- 16

The average value included in the table requires a comment, methods of comparing cloud to cloud distance disregarded a sign of deformation (this method calculates only the distance), that is why we can see in that methods relatively high average value. However, they have well illustrated real errors of comparison. On the other way, comparing TIN models method, the sign of deformation was regarded and the average value amounted 0. Thanks to that fact we can conclude that errors have random nature.

Basing on the results, we can see that the highest accuracy is characterized by a 2D ½ Delaunay triangulation method. In this method average distance standard deviation amounted 5mm, which did not differ significantly from TLS distance measurement accuracy and has been recognized as the TLS accuracy. In further researches for point cloud comparison the 2D ½ Delaunay triangulation method was used.

Evaluation of determine volume

After determining accuracy of the measurement, proceeded to determine accuracy of volume computing with TLS measurements. To this end, computed volume between TIN models generated from first object measurements. To do this task ClouCompare v2.6 and Geomagic Studio 12 were used. It should be noticed that all models have no closed components, that is why volume of each model was computed to plane and results were subtracted from each other. Additionally, relative accuracy of designation of the volume (δ) was determined, and equated with product of scanning accuracy (5mm) and surface area.

Table 2

	V _{04.02} [m ³]	V _{14.03} [m ³]	V _{07.11} [m ³]	ΔV ₁₋₂ [m ³]	ΔV ₁₋₃ [m ³]	ΔV ₂₋₃ [m ³]	P [m ²]	δ [m ³]
Geomagic	22,5	22,6	22,7	0,1	0,2	0,1	84	0,4
CloudCompare	23,2	23,8	22,2	0,6	-1,0	-1,6	88	0,4

Comparing results from both programs, it is clear that Geomagic has a higher precision. This is due to the fact that it is possible to freely set the reference plane, which should be the closest and parallel to object. Therefore, further calculations were made in Geomagic.

Results

Thanks to the cloud to cloud comparison of the remaining two objects, places where between first and second measurement session deformation reached from a few to a few tens of centimetres were detected. Between second and third session no significant changes were detected, only a few points, where the voids reached maximally a few centimetres.

In order to determine the approximate size of the voids, the volumes of whole objects were computed. However, due to the large surface area and irregular structure these volumes contain greater relative error than expected rockfalls. Therefore, volume only for areas where deformation reach greatest changes was computed, and that gave reliable results of changes.

Table 3

Results for object number 2

	V _{04.02} [m ³]	V _{14.03} [m ³]	V _{07.11} [m ³]	ΔV ₁₋₂ [m ³]	ΔV ₁₋₃ [m ³]	ΔV ₂₋₃ [m ³]	P [m ²]	δ [m ³]
Whole object	764,5	765,1	765,6	0,6	1,1	0,4	325	1,0
The void	12,4	11,5	11,6	-0,9	-0,8	0,1	31	0,1

Table 4

Results for object number 3

	V _{04.02} [m ³]	V _{14.03} [m ³]	V _{07.11} [m ³]	ΔV ₁₋₂ [m ³]	ΔV ₁₋₃ [m ³]	ΔV ₂₋₃ [m ³]	P [m ²]	δ [m ³]
Whole object	2314,6	2308,2	2310,9	-6,4	-3,7	2,7	662	2,0
The void	11,9	10,4	10,5	-1,5	-1,4	0,1	23	0,1

Conclusions

Basing on the results, TLS can be regarded as extremely useful method for measuring volume and deformation of rockfalls. It allows to detect deformation with sub-centimeter accuracy. However, to obtain reliable results it is necessary to provide reproducibility of measurements and choose an appropriate compare method. It should be also noted that volume computing is affected by number of errors resulting from, inter alia, object size, irregular shape, accuracy of measurement and location of reference plane. Therefore, reliable volume results were obtained only for areas where we surely had expected deformations.

Scientific adviser: PhD Paweł Ćwiąkała

References

1. Pilecki R. 2012. Zastosowanie naziemnego skanera laserowego
2. Rozporządzenie w sprawie państwowego systemu odniesień przestrzennych (Dz.U.2012 poz.1247)
3. Wytuczne techniczne G -3.1 Osnowy realizacyjne
4. KOVANIČ L. 2013. Možnosti wykorzystania naziemnego skaningu laserowego w monitorowaniu deformacji w zakładach górniczych
5. CloudCompare v2.6 http://www.cloudcompare.org/doc/wiki/index.php?title=Main_Page

И.В. ВЕРЕСОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ВОЗОБНОВЛЕНИЯ РАЗРАБОТКИ ТАСЕЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЗОЛОТА

В работе была проведена оценка возможности возобновления разработки открытым способом заброшенного месторождения с помощью современных средств телекоммуникаций и спутниковой съемки в условиях ограниченного характера исходных данных. Были получены основные технические и экономические показатели предприятия, что показывает эффективность данного исследования.

Тасеевское месторождение золота находится в Забайкальском крае, в 2-х км от г. Балеи, населением 11835 человек. Завершение добычи имело острый социальный эффект, отразившийся на населения г.Балеи, население с 1992 года сократилось в два раза. Стоит ожидать позитивного эффекта от возобновления разработки для вымирающего города.

Предлагаю вести добычу пятиметровыми уступами для уменьшения потерь и разубоживания, с

последующим объединением четырех пятиметровых горизонтов в один двадцатиметровый.

Разработку предлагаю вести гидравлическими экскаваторами типа обратная лопата, обосновывая это тем, что в начальный этап возобновления горных работ потребуются высокая мобильность техники в связи с наносами вскрышных пород, что потребует частого передвижения добычного оборудования.

На примере повторной разработки Тасеевского месторождения отражается картина экономного и рационального недропользования.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Г.А. Холодняков

А.Г. ВИШНЕВСКИЙ

Белорусский национальный технический университет (филиал БНТУ г. Солигорск)

УМЕНЬШЕНИЕ ВЛИЯНИЯ НА ЗЕМНУЮ ПОВЕРХНОСТЬ, ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ НА СТАРОБИНСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ, ПУТЁМ ОПТИМИЗАЦИИ БУТОВЫХ ПОЛОС ПРИ СЕЛЕКТИВНОЙ ВЫЕМКЕ КАЛИЙНОГО ПЛАСТА

Одним из мероприятий, с помощью которого можно уменьшить некоторые деформации земной поверхности, является рациональный выбор способа выемки калийного пласта.

Введение

При ведении горных работ, на Старобинском месторождении калийных солей, происходят сдвиги и деформации земной поверхности. Эти факторы неблагоприятно отражаются на зданиях, сооружениях и природных объектах попадающих в зону влияния горных работ.

Все здания и сооружения (промышленные, гражданские, наземные и подземные), а так же природные объекты (водоёмы, лесные и сельскохозяйственные угодья), расположенные на территориях действующих и строящихся калийных рудников, подлежат обязательной охране от вредного влияния горных работ, нарушающих безопасность и эффективность их эксплуатации.

Результаты исследований

Под влиянием подземных горных разработок на земной поверхности образуются мульды сдвига, форма и параметры образования которых зависят от следующих горно-геологических условий: вынимаемая

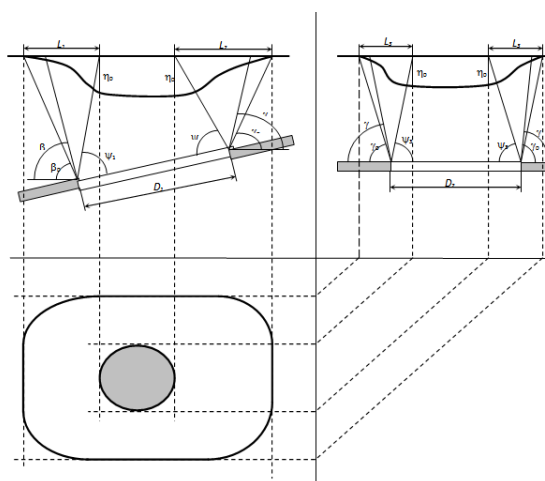


Рис. 1. Мульда и угловые параметры сдвига при полной подработке

мощность и угол падения пласта, глубина горных работ, физико-механические свойства горных пород и строение массив, количество подработок горного массива, мощность наносов, наличие дизъюнктивных нарушений.

Форма мульды и размер сдвигов и деформаций в самой мульде, в частности оседание η , в значительной степени зависят от размеров выработанного пространства. Чем больше площадь выемки, тем больше эти значения.

Наиболее важными сечениями мульды сдвига являются *главные сечения* – вертикальные сечения по простиранию и вкрест простирания пластов, проходящие через точки с максимальным оседанием земной поверхности. Положение мульды сдвига относительно выработанного пространства определяется с помощью граничных углов, углов сдвига, угла максимального оседания и углов полных сдвигов (рис.1) и не полных (рис.2), которые строятся в главных сечениях мульды

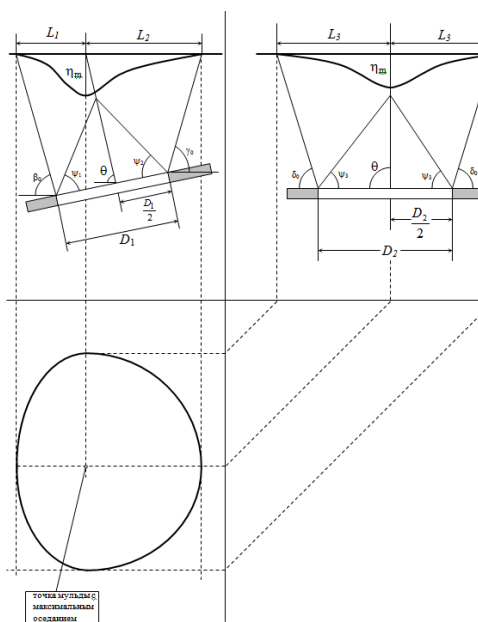


Рис. 2. Мульда и угловые параметры сдвига при неполной подработке

сдвижения, причем выработки имеют размеры D_1 и D_2 соответственно вкрест и по простиранию, а длина полумульды L_1 , L_2 и L_3 соответственно со стороны падения, восстания и простирания.

Было сделано предположение о том, что если выполнить расчёт ожидаемых (вероятных) горизонтальных сдвижений при отработке столба лавы с формированием бутовых полос в центре и по флангам столба лавы при селективной выемке калийного пласта, то получится график зависимости с помощью которого можно будет не только контролировать и уменьшать влияние на земную поверхность, но и снизить динамические воздействия кровли на призабойное пространство и забойную крепь нижних лав.

При теоретическом расчёте и анализе наблюдательных станций шахтного поля 2 РУ, представленных в таблице 1, было обнаружено, что оседания при центральном расположении закладочного штрека незначительно уменьшают оседания земной поверхности в мульде оседаний и процесс протекает более плавно.

Расчёты выполнялись в программных продуктах «Map manager 6.0 deform» и «Терехов», в котором учтены все особенности разработки Старобинского месторождения.

Значения угловых параметров мульды сдвижения: граничный угол -60 град, угол полных сдвижений -55 град, угол максимального оседания -90 град, граничный угол в наносах – 45 град.

Таблица 1

Анализ наблюдательных станции шахтного поля 2 РУ пк0 +100м

№ лавы	Наблюдательная станция	Максимальная скорость оседаний, мм/сут	Максимальные горизонтальные деформации, мм/м
Лава 36 низ (ЗШЛ центр)	2ру-косынич	2,9	0,9
Лава 41 низ (ЗШЛ бок)	Островки	4,1	1,3
Лава 38 низ (ЗШЛ бок)	2ру-Солигорск	4,6	1,4
Лава 29 низ (ЗШЛ центр)	Кривичи (север)	3,0	1,1

Анализ показал, что процесс оседания земной поверхности при центральном расположении бутовых полос протекает медленнее.

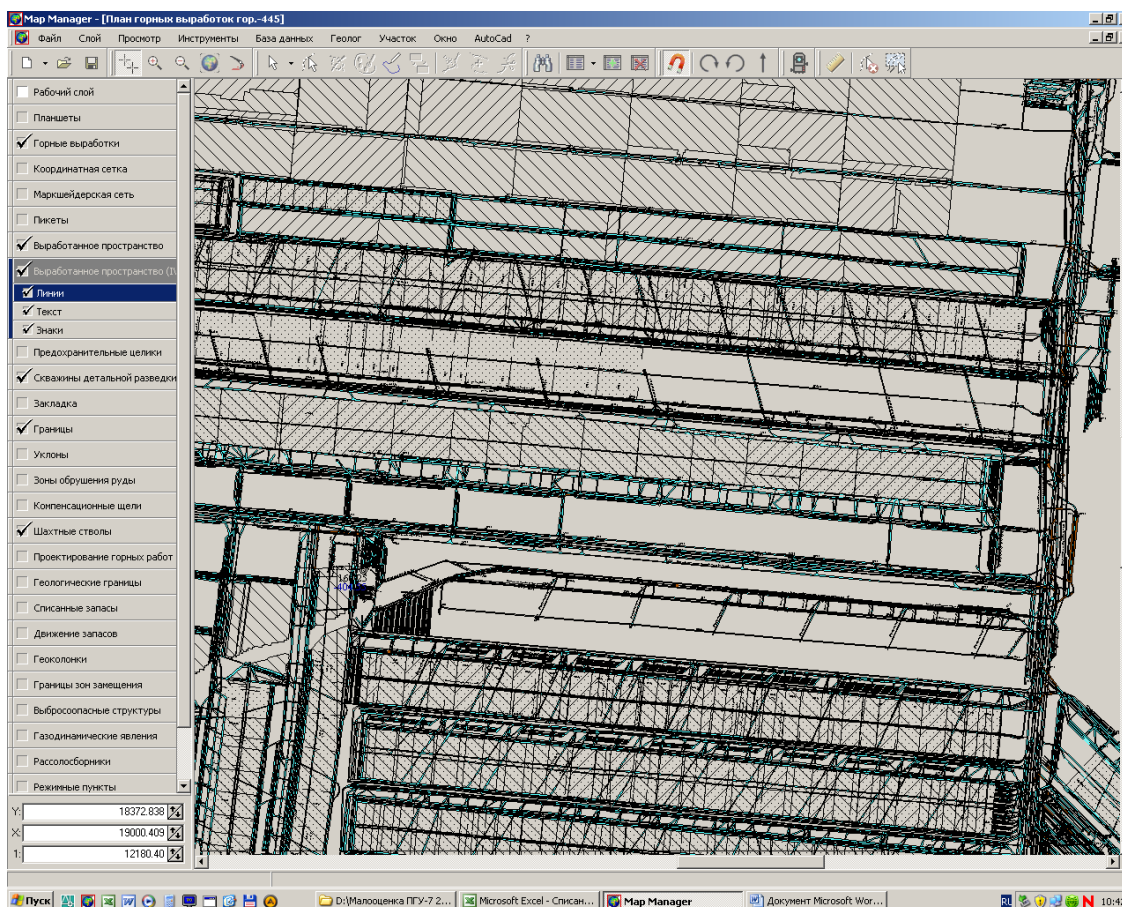


Рис. 3. Расположение панелей при столбовой системе разработки (шахтное поле 2 РУ)

Заключение

При центральном расположении бутовых полос в выработанном пространстве лавы позволяет не только уменьшать оседания земной поверхности, но и снижать вероятность динамических воздействий кровли на призабойное пространство и забойную крепь нижних лав.

Литература

1. Кодекс Республики Беларусь «О недрах» от 14 июля 2008г. №406-3.
2. Указания по охране сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок в условиях Старобинского месторождения калийных солей. – ОАО «Белгохимпром», Солигорск-Минск, 2001г.
3. Инструкция по охране и креплению горных выработок на Старобинском месторождении. – ОАО «Белгохимпром», ЧУП «Институт горного дела», Солигорск-Минск, 2010г.
4. Инструкция по наблюдениям за сдвижением земной поверхности и за подрабатываемыми зданиями и сооружениями на Старобинском месторождении калийных солей. – ОАО «Белгохимпром», Минск, 2007.
5. Гусев В.Н., Волохов Е.М., Сдвижение и деформации горных пород / В.Н. Гусев, Е.М. Волохов // СПГГИ. – 2003г.

М.С. ВОЛЧОК, Д.П. КУЗНЕЦОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ СЕЛЕКТИВНОЙ ВЫЕМКИ КАЛИЙНЫХ ПЛАСТОВ КОРОТКИМИ ОЧИСТНЫМИ ЗАБОЯМИ С КОНСОЛИДИРОВАННОЙ ЗАКЛАДКОЙ КАМЕР

Потери полезного ископаемого при добыче по ОАО «Беларуськалий» в 2013-2014 гг. составили от 43 до 60% при столбовой системе разработки и до 80% при камерной системе разработки с жесткими целиками. В среднем по рудникам они составили до 51%. При этом применение камерной системы разработки с валовой выемкой нецелесообразно как из-за потерь полезного ископаемого, так и качества руды.

Нижняя промышленная пачка III калийного горизонта и II калийный горизонт представлены тремя слоями: верхним сильвинитовым, средним галитовым (пустая порода) и нижним сильвинитовым. Такие геологические условия создают предпосылки для внедрения селективных систем разработки. Это осуществимо при использовании проходческих комбайнов с барабанным исполнительным органом.

В докладе описываются разработанные нами несколько схем селективной выемки калийных пластов при камерной системе разработки с использованием проходческих комплексов. Применение селективной выемки, даже при камерной системе разработки, позволит достичь сравнимых и даже более высоких технологических и экономических показателей, чем при столбовой системе разработки.

При этом в камере после отработки первого слоя сильвинита по длине устанавливают перфорированные трубы, обрабатывают слой галита со складированием его непосредственно в пространство камеры, нагнетают в разрыхленный соляной массив отходы обогащения сильвинита. Согласно лабораторным испытаниям образцов, сходного с закладочным массивом компонентного состава, их крепость достигает 2-х по шкале проф. Протодяконова. Такие свойства и усадку массив приобретает в течение 28 дней. Затем с закладочного массива, как с почвы выработки, обрабатывают расположенный выше слой сильвинита. С помощью программы Examine-2d были рассчитаны параметры камерной системы разработки.

Показано, что экономический эффект достигается за счет оставления пустой породы (галита) в отработанных камерах и нетранспортирования галита по выработкам от забоев до поверхности и породных отвалов.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Ю.Г. Сиренко

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА РАЗРАБОТКИ ТОРФЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СО СЛОЖНЫМ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИМ РЕЖИМОМ

Исследования посвящены технологическим процессам разработки торфяных месторождений при добыче торфа для энергетического использования. На настоящий момент наиболее распространенной схемой добычи торфа является фрезерная технология, обеспечивающая в совокупности с рациональными организационными подходами удовлетворительные сборы торфа за короткий добычный сезон [1, 2]. Существенным недостатком поверхностно-послойного способа разработки торфяных месторождений является снижение эффективности полевой сушки фрезерного торфа на технологических картах при значениях нормы осушения ниже требуемой.

На месторождениях со сложным гидрологическим режимом подобная ситуация неизбежно возникает по мере сработки слоя залежи. С одной стороны поддержание осушительной сети, обеспечивающей необходимую норму осушения возможно при напорной откачке воды (большие энергозатраты) или путем углубления осушительной сети, но это приведет к заглублению каналов в минеральный грунт более чем на 0,5 м с соответствующим увеличением зольности разрабатываемого слоя залежи. С другой стороны, возможно остановить добычу с соответствующими потерями торфа и уменьшение итоговых объемов добычи по сравнению с балансowymi.

В современных условиях хозяйствования столь значительные технологические потери торфа недопустимы, т. к. в основном, к началу настоящего столетия, все пригодные для промышленных разработок торфяные месторождения Беларуси освоены или являются биосферными заповедниками.

В связи с изложенным, целью настоящего исследования является интенсификация добычи фрезерного торфа на разрабатываемых

производственных площадях и снижение технологических потерь торфа на завершающих стадиях эксплуатации месторождений. Задачи: уменьшение энергозатрат на поверхностно-послойную добычу торфа при разработке торфяных месторождений со сложным гидрологическим режимом; создание современных высокопроизводительных машин для проведения комплекса операций по подготовке технологических площадей.

Предлагаемые технико-технологические решения. Поставленная задача решается тем, что фрезерный, поверхностно-послойный способ разработки торфяных месторождений, включающий операции по сводке древесной растительности, возведению осушительной сети и водоотводящих каналов, добычу фрезерного торфа, ремонт осушительной сети и технологических полей, включает дополнительную операцию при ремонте осушительной сети и технологических полей [3]. Принципиальная схема проведения дополнительной технологической операции при ремонте осушительной сети и технологических полей представлена на рисунке 1 – план одной технологической площадки для добычи фрезерного торфа. На рисунке 2 представлен поперечный разрез одной карты с картовыми канавами.

Одна технологическая площадка для добычи фрезерного торфа на верхней залежи включает четыре технологические карты 1, разделенные по длине картовыми канавами 2, а по торцам ограниченные валовыми каналами 3. Для передвижения технологических машин картовые

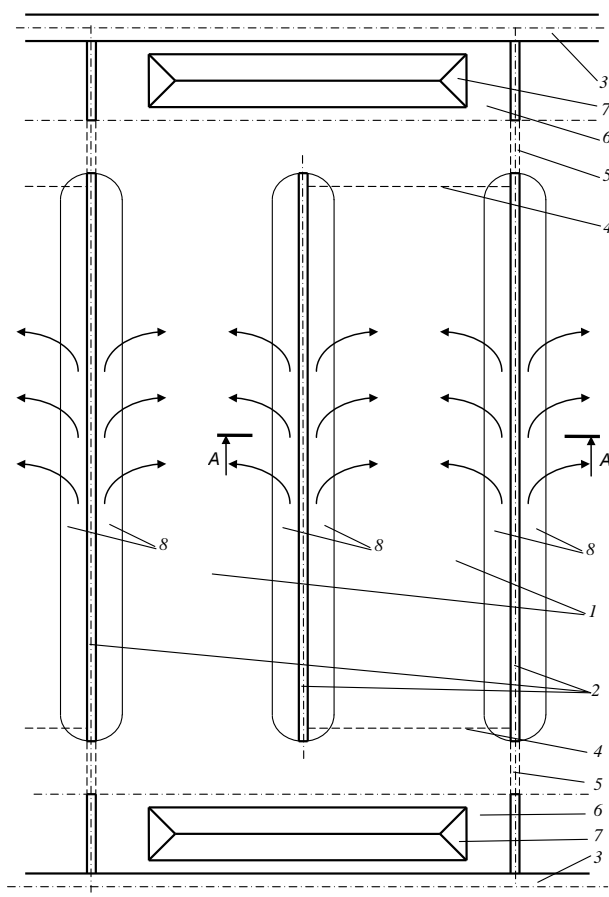


Рис. 1. План технологической площадки для добычи фрезерного торфа бункерными машинами

канавы соединены попарно закрытыми дренами 4, а одна из них через мосты-переезды 5 сообщается с валовыми каналами. В торцах технологической площадки отведены полосы 6 для формирования штабелей 7 фрезерного торфа. На завершающем этапе, когда толщина подлежащего к сработке слоя залежи становится меньше минимально необходимой нормы осушения при очередном ремонте осушительной сети и технологических полей производят экскавацию части торфяной залежи на максимальную глубину полосами 8 шириной до одной четверти от ширины карт 1 вдоль картовых канав 2 с равномерной укладкой ее на поверхность карт и последующим их профилированием. В результате уровень 10 грунтовых вод до проведения технологической операции в результате углубления и уширения картовых канав понижается (уровень 11), а норма осушения восстанавливается за счет дополнительного слоя из экскавированной залежи на поверхности карт.

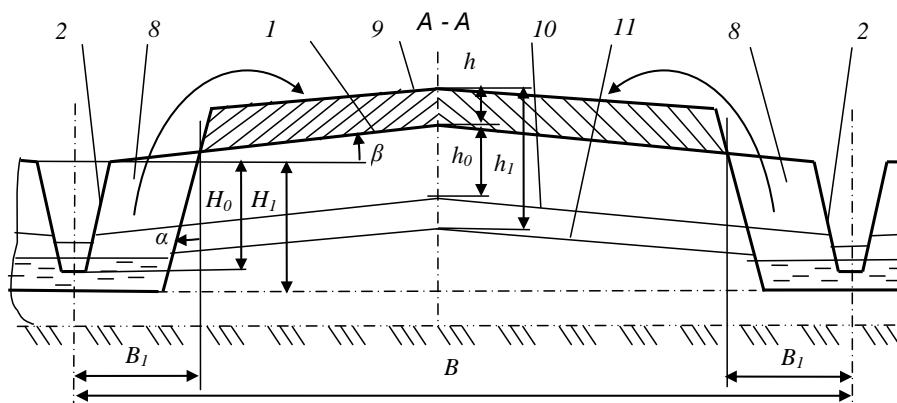


Рис. 2. Определение высоты наращиваемого слоя из экскавируемой залежи

Теоретические исследования. В процессе ремонта торфяных полей по предлагаемой схеме, на поверхность торфяной залежи будет выгружаться переувлажненное торфяное сырье. Потенциально, средняя влага выгружаемого сырья может находиться в диапазоне естественных влажностей для торфа данного типа и вида. Очевидно, что совместно с ремонтом полей по предлагаемой технологии, необходимо, для выполнения последующих операций по послойной добыче в текущем или последующих сезонах, обеспечить эксплуатационную влажность поверхностного слоя [4]. Торфяное сырье, будучи извлеченным из залежи, переходит из двухфазного состояния в трехфазное (жидкость-твердое-газ), что и определяет значительную разницу между процессами движения влаги в ненарушенной залежи и создаваемом слое торфа. Необходимо оценить рациональную толщину формируемого слоя и время, необходимое для достижения им равновесной влажности, при которой гравитационный поток влаги будет равным нулю.

Проведенные исследования показали, что для торфяного сырья характерно зависание влаги в фильтрационном равновесии при равенстве капиллярно-осмотического и гравитационного давлений в обезвоживаемой торфяной системе, причем с ростом высоты слоя торфа возрастает удельное количество влаги, удаленной из сырья до наступления фильтрационного равновесия [5, 7]. В первую очередь подобное явление объясняется ростом гидростатического давления в торфяном сырье при обезвоживании в более толстых слоях [7].

Состояние торфа, при котором капиллярное и гравитационное давления выравниваются нами названо критическим, при этом критическое состояние для разной влажности торфяного сырья наблюдается при различных высотах навала. В критическом состоянии высота навала равна критической для данных условий $h_{\text{нав}} = H_{\text{кр}}$. С этого критического состояния и начинается второй этап обезвоживания: сушка торфа. Характерно, что каждому значению ω соответствует свое значение диаметра пор, поэтому высоту навала необходимо уточнять. Для наиболее вероятных средних размеров пор высота навала торфа меняется от 2,48 до 4,96 м, что в технологическом плане может быть обеспечено большой гаммой выемочно-погрузочных и погрузочных машин, нашедших применение в торфяной промышленности, однако с точки зрения обеспечения проходимости техники в текущем сезоне добычи целесообразно выбирать толщину слоя выгрузки в диапазоне 0,3-0,6 м, с получением критической толщины расстила 0,21-0,42 м.

Ремонт торфяных полей по предлагаемой технологии возможен как в течение сезона добычи, так и межсезонье. В случае ремонта полей в период ограниченного испарения влаги (октябрь-март) толщина слоя выгрузки достигнет своего критического значения вне зависимости от количества поступающей солнечной радиации и интенсивности испарения. Например, для слоя торфа 0,4 м время достижения критической высоты и влагосодержания (шейхериево-сфагновый торф, $R_T = (22...25)\%$, $H_{\text{кр}} = 0,273$ м, при $W_{\text{кр}} = 9,75$ кг(в)/кг(с)) составит 232 часа.

Роль испарения в процессе обезвоживания торфа невелика в первом периоде (гравитационном $h_n > H_{\text{кр}}$), но является определяющей для второго ($h_n \leq H_{\text{кр}}$).

При оценке процесса обезвоживания торфа выгруженного в расстил из приканавных полос в добычный сезон, нами было введено понятие равновесного времени τ_p , отражающего период достижения торфом состояния, при котором наблюдается равенство потока влаги на испарение и гравитационный сток.

Это объясняется тем, что необходимо учитывать испарения с поверхности навала тем раньше, чем меньше его начальная высота и выше тепловой поток при высоте слоя выше критической. При $\tau = \tau_p$ величина интенсивности испарения равна интенсивности гравитационного обезвоживания, но при очень малых значениях интенсивности испарения, вклад которых в общий поток влаги при заданных значениях начальной высоты слоя невелик, его можно не учитывать при $\tau < \tau_p$. При малых интенсивностях обезвоживания вклад интенсивности испарения растёт и его учет обязателен при $\tau > \tau_p$, т.е. когда высота слоя стремится к критическому значению для заданных характеристик торфяного сырья. При выравнивании текущей высоты слоя с критической роль интенсивности гравитационного потока влаги исключается из общего баланса влаги и общую интенсивность обезвоживания можно считать равной интенсивности испарения.

Таким образом, гравитационное обезвоживание навала торфа является определяющим до $h_i > H_{кр}$ по сравнению с испарением влаги с поверхности навала, увеличивающегося с ростом температуры, радиационного баланса ($q_n = B$), уменьшением относительной влажности воздуха. Полагаем, что границей учета испарения при применении предлагаемой технологии ремонта в сезон добычи служит время «равновесия» (равновесное время) τ_p , когда значения интенсивности гравитационного обезвоживания и испарения выравниваются.

С учетом полученных данных, считаем возможным, рекомендовать разработанные теоретические подходы при выборе рациональных параметров слоя торфяного сырья, выгружаемого на поверхность залежи при реализации предлагаемой технологической схемы.

Инженерное приложение. В инженерных расчетах при реализации разработанных технологических подходов, возможно определять необходимую ширину сработки приканавных полос по требуемой толщине слоя (при ремонте полей в межсезонье), или по требуемому времени достижения времени равновесия. Высота h_n наращиваемого слоя определяется из объема экскавируемой залежи. Она зависит от глубины H_1 и ширины B_1 разрабатываемой приканавной полосы, т.е. $h = f(H_1, B_1)$. Из условия равенства площадей поперечного сечения экскавируемого и наращиваемого слоев торфяной залежи $S_s = S_n$ с учетом стандартных параметров картовой канавы, а также профиля карты планируемая высота h наращиваемого слоя равна

$$h_n = \frac{2B_1H_1 \cos \alpha - \frac{b_0 + b_1}{2} H_0 + \left(\frac{B_1 - b_1}{2}\right)^2 \operatorname{tg} \beta}{2\left(\frac{B}{2} - B_1\right)}, \quad (1)$$

где H_1 и B_1 – глубина и ширина приканавной полосы для экскавации залежи; α – угол заложения откосов картовой канавы (относительная величина заложения откосов картовых канав равна 0,25); H_0 и b_0 – глубина канавы и ширина по дну ($H_0 = 1,8 \dots 2,0$ м; $b_0 = 0,3$ м); $b_1 = b_0 + 0,5H_0$ – ширина канавы на уровне поверхности карты; B – расстояние между осями соседних картовых канав (для верховых залежей $B = 20$ м; для низинных – 40 м); h_0 и h_1 – норма осушения до и после проведения работ по экскавации залежи; $\beta = 5^\circ$ – угол поперечного уклона поверхности карты;

$$\text{или } \tau_p = k_h \cdot h_n. \quad (2)$$

Плановая сработка слоя залежи за сезон добычи составляет до 300 мм (при средней глубине фрезерования $h_\phi = 11$ мм и количестве циклов $z = 25$). Поэтому, для достижения высоты наращиваемого слоя $h_n = 0,9$ м необходимо на верховой залежи обрабатывать приканавные полосы шириной $B_1 = 2,5$ м.

Сохранить сезонные показатели сбора фрезерного торфа, из-за уменьшения площади поверхности технологических полей, возможно за счет увеличения глубины фрезерования h_ϕ , т. к. сушка фрезерной крошки в результате увеличения нормы осушения h_1 и аэрации расстила будет проходить более интенсивно. При этом фрезерный торф, добываемый из наращенных слоев, будет иметь большую плотность из-за более высокой степени разложения залежи глубинных слоев.

Техническое приложение. Работы по экскавации залежи могут проводиться одноковшовыми торфяными экскаваторами с увеличенной емкостью ковша до 1 м³ или экскаваторами непрерывного действия, оборудованными на поворотной платформе исполнительным органом в виде многоковшовой рамы в сочетании с ленточным конвейером [8].

Работы по наращиванию поверхности карт могут проводиться поэтапно с экскавацией залежи более узкими полосами, однако ширина B_k технологической площадки должна соответствовать эксплуатационным параметрам машин, применяемых на основных операциях добычи фрезерного торфа. К достоинством данного способа следует отнести то, что добыча фрезерного торфа на технологических площадках с наращенными слоями может проводиться одновременно с выращиванием болотообразующих растений на приканавных полосах. Это снижает степень отрицательного влияния длительных промышленных разработок месторождения на окружающую среду и ускоряет процесс восстановления природного ландшафта.

Выводы. В результате проведения комплекса работ по ремонту осушительной сети и

технологических полей путем экскавации части торфяной залежи на максимальную глубину полосами шириной до одной четверти от ширины карт вдоль картовых канав с равномерной укладкой ее на поверхность карт и последующим их профилированием повышается эффективность и уменьшаются энергозатраты при поверхностно-послойной добыче торфа на завершающем этапе разработки торфяных месторождений.

Литература

1. Справочник по торфу / Под ред. А.В. Лазарева и С.С. Корчунова. - М.: Недра, 1982. 760 с.
2. Антонов В. Я., Копенкин В. Д. Технология и комплексная механизация торф. произв-ва. М., Недра, 1983. 287 с.
3. Патент на изобретение (МПК E21C 49/00) № 13072. Способ разработки торфяных месторождений / Г.А. Басалай.
4. ВНТП 19-86 (Минтоппром РСФСР) Нормы технологического проектирования предприятий по добыче торфа.
5. Кремчеев Э.А. Гравитационное обезвоживание навала торфяного сырья с учетом испарения влаги / Э.А. Кремчеев, А.Е. Афанасьев, А.С. Ефремов // ГИАБ (Н-т. журнал). Москва: «Горная книга». 2013. № 3. С.93-103.
6. Кремчеев Э.А., Афанасьев А.Е. Оценка эффективности гравитационного обезвоживания сырья при комплексной механизации круглогодичной добычи торфа // ГИАБ (Н-т. журнал). Москва: «Горная книга», 2012. №4.
7. Горячев В.И. Искусственное обезвоживание торфа: Монография// Тверь: ТГТУ, 2012. 184 с.
8. Патент на полезную модель (МПК E21C 49/00) № 4974. Торфодобывающий экскаватор / Г.А. Басалай, А.А. Яскель.

К.А. ЕРОХИН

Белорусский национальный технический университет (филиал БНТУ г. Солигорск)

ПРОВЕДЕНИЕ ДЕМОНТАЖНЫХ ВЫРАБОТОК ДЛЯ ДЕМОНТАЖА ЗАБОЙНОГО ОБОРУДОВАНИЯ В ЛАВАХ С ВЫНИМАЕМОЙ МОЩНОСТЬЮ НЕ БОЛЕЕ 1,4 М

В статье приводятся результаты промышленных испытаний способов проведения монтажных выработок в низких лавах Третьего калийного горизонта путем проведения параллельно забою лавы специальных монтажных выработок, благодаря чему существенным образом повышается скорость и безопасность монтажных работ.

Демонтаж забойного оборудования из остановленных забоев лав с небольшой вынимаемой мощностью (до 1,4 м) всегда сопряжен с большими трудностями. Стесненные условия труда рабочих, необходимость применения лебедок для перемещения демонтируемого оборудования существенно снижают безопасность и производительность монтажных работ. В практике ведения подобных работ в рудниках ОАО «Беларуськалий» известны случаи серьезного травмирования рабочих, а процесс демонтажа забойного оборудования растягивается, как правило, на 3-4 месяца.

Идея применения специально проводимых выработок для демонтажа оборудования не могла быть успешно реализована в недавнем прошлом из-за отсутствия в достаточном количестве щеленарезной и погрузочно-доставочной техники. Кроме того первый опыт применения таких выработок в слабоустойчивых вмещающих породах на руднике ЗРУ ОАО «Беларуськалий» в 1991-1993 годах показал, что даже применение мер охраны не спасало выработки от преждевременного разрушения. Следует заметить также, что способы поддержания расширенного призабойного пространства, полученного за счет (объединения) пролетов монтажной выработки и незакрепленной (неподдерживаемой) части кровли лавы, не были регламентированы в нормативных документах по безопасному ведению работ на Старобинском месторождении [1, 2].

Целью данных исследований была разработка рекомендаций по проведению монтажных выработок, креплению участка, образованного проведением монтажной выработки и призабойным пространством лавы, разработка методики расчета крепи данного участка в лавах с высотой расширенного призабойного пространства 1,1-1,4 м.

Задачей исследований можно назвать проверку и подтверждение экспериментально выполненных в проектах способов охраны и крепления монтажных выработок, а также расширенного призабойного пространства, образованного монтажной выработкой и забоем лавы.

Методика проведения исследований включала шахтные наблюдения проявлений горного давления в монтажной выработке и призабойном пространстве лавы в процессе проведения монтажной выработки и выполнения монтажных работ, анализ результатов исследований и получение эмпирических зависимостей для расчета ожидаемой конвергенции расширенного призабойного пространства и самой

демонтажной выработки на срок ее эксплуатации.

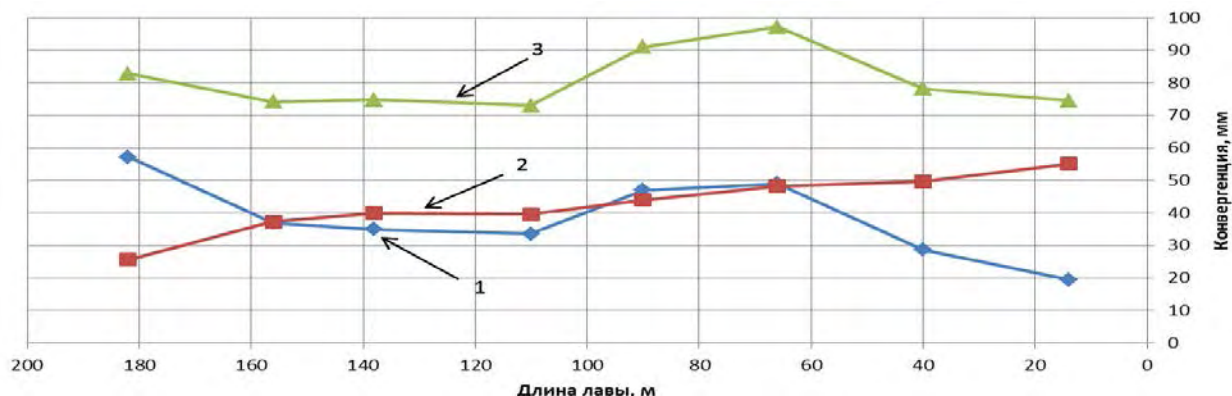
В зависимости от места и времени проведения демонтажной выработки было испытано два способа ее проведения:

- *Первый вариант* – демонтажная выработка проходится вприсечку к уже остановленному забою лавы;
- *Второй вариант* – демонтажная выработка проходится заранее, за зоной влияния очистных работ демонтируемой лавы. Затем демонтируемая лава своим забоем вскрывает демонтажную выработку.

В выше перечисленных условиях проведены исследования: характера нагружения забойной крепи и конвергенции призабойного пространства в процессе проведения демонтажной выработки (*Первый вариант*), а также в процессе выполнения демонтажных работ; характера деформирования контура демонтажной выработки (*Второй вариант*) за зоной и в зоне влияния очистных работ демонтируемой лавы; характера деформирования вновь образованной широкой выработки (демонтажная выработка + призабойное пространство лавы).

Прежде чем приступить к изложению материалов исследований, необходимо подчеркнуть, что исследования по Первому варианту, т.е. демонтажная выработка пройдена вприсечку к остановленному забою демонтируемой лавы, проведены впервые на месторождении. Эта работа выполнялась в условиях лавы № 8-в-1 гор.-620 м рудника 3 РУ. Главным преимуществом данного способа является меньший срок службы демонтажной выработки, чем по сравнению с вариантом, когда выработка проводится заранее. Это дает возможность проводить демонтажные выработки в условиях слабоустойчивых пород непосредственной кровли выработки с минимальными затратами на крепление кровли.

В первом варианте проведения демонтажной выработки сразу же после остановки забоя лавы, по ее длине, были установлены замерные станции в кровле и почве лавы, замерные станции в демонтажной выработке устанавливались таким же образом, как и в лаве, но после полного окончания проходческих работ. Наблюдения велись весь срок проведения демонтажных работ, от остановки забоя лавы, до полного окончания демонтажных работ, что составило 45 суток (с учетом технологических простоев). Основные результаты измерений конвергенции «кровля-почва» призабойного пространства до проведения демонтажной выработки, в период ее проведения и выполнения демонтажных работ в призабойном пространстве лавы приведены на рисунке 1.



1 – конвергенция до проведения демонтажной выработки; 2 – конвергенция после проведения демонтажной выработки; 3 – суммарная конвергенция за весь период наблюдений

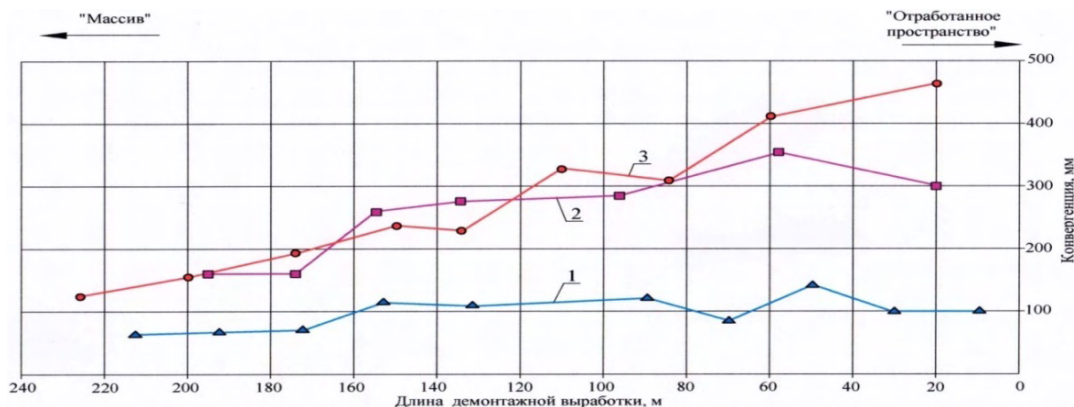
Рис. 1. Результаты измерений конвергенции «кровля-почва» призабойного пространства по длине лавы № 8-в-1, гор. -620, Рудника 3 РУ

Как видно из диаграммы на рисунке 1, максимальная конвергенция призабойного пространства составила 97,2 мм, что необходимо учитывать при выборе забойной крепи в части ее минимальной гидравлической раздвижности. В данном случае высота призабойного пространства на момент окончания демонтажных работ находилась в интервале 1,07-1,14 м (первоначально 1,33-1,35 м), что не нарушает технических параметров используемой забойной крепи Фазос 08/13,5М с раздвижностью от 0,8 до 1,35 м.

Далее речь пойдет о лавах, демонтируемых по *Второму способу*, в частности это лавы № 35верх, № 87 и № 95. Во всех демонтажных выработках этих лав было установлено по 10 замерных профилей для измерения конвергенции «кровля-почва» и схождения боков [3].

Результаты измерений конвергенции «кровля-почва» демонтажных выработок приведены на рисунке 2. Как видно из рисунка конвергенция во всех лавах с большей интенсивностью проявляется со стороны смежноотработанных лав. Характер деформирования демонтажных выработок в лавах № 35верх и № 87 мало отличается друг от друга, но отличаются от данных, полученных из лавы № 95, которая работала по II силвинитовому слою. При анализе результатов исследований характера деформирования расширенного призабойного пространства, образованного демонтажной выработкой и забоем лавы в период выполнения демонтажных работ нужно учитывать существенные отличия в исследуемых лавах

горнотехнических и горно-геологических условий, и то, что демонтаж во всех лавах выполнялся от транспортных штреков, которые располагались со стороны отработанных столбов, в сторону конвейерных штреков. Исходя из этого, участки забоя лавы и демонтажной выработки, расположенные со стороны «массива», испытывали больший срок эксплуатации по сравнению с участками со стороны отработанного пространства. Данные исследований расширенного призабойного пространства приведены на рисунке 3.



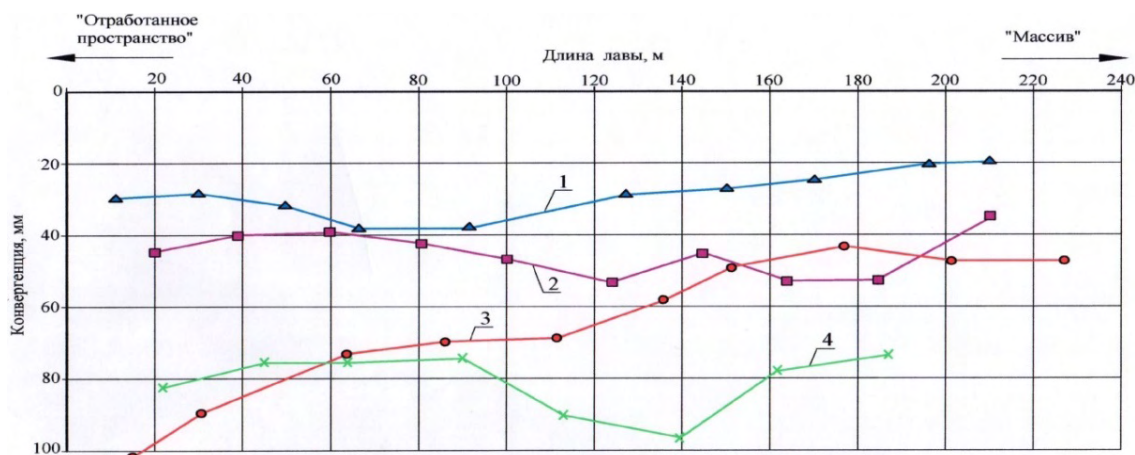
1 – в лаве № 95 рудника 1 РУ; 2 – в лаве № 35 рудника 2 РУ; 3 – в лаве № 87 рудника 1 РУ

Рис. 2. Конвергенция демонтажных выработок в момент выработки в них забоев демонтируемых лав

Также при сравнении данных конвергенции необходимо учитывать разные сроки проведения демонтажных работ в исследуемых лавах, так в лаве №87 срок демонтажных работ составил 29 суток, в лаве №35 – 20 сут., в лаве №8-в-1 – 45 сут., в лаве №95 – 25 сут.

Исходя из выше изложенного, можно сделать следующие выводы:

- наибольшие значения конвергенции расширенного призабойного пространства наблюдаются со стороны смежноотработанных участков;
- максимальные значения конвергенции расширенного призабойного пространства отмечены в лаве № 87 рудника 1 РУ (102 мм), минимальные – в лаве № 95 рудника 1 РУ (19,5 мм);
- максимальная конвергенция расширенного призабойного пространства составила 102 мм и находится в пределах нормативных значений $U_p \leq 200$ [3], что свидетельствует об удовлетворительном состоянии выработки и дополнительных мероприятий по ремонту и охране не требуется.



1 – в лаве № 95 рудника 1 РУ; 2 – в лаве № 35 рудника 2 РУ; 3 – в лаве № 87 рудника 1 РУ; 4 – в лаве № 8-в-1 рудника 3 РУ

Рис. 3. Изменение суммарной конвергенции расширенного призабойного пространства по длине лавы в районе гидростоек забойной крепи за период от остановки забоя лавы до окончания демонтажных работ

Заключение

Исследованиями проверены и подтверждены экспериментально выполненные в проектах способы охраны и крепления демонтажных выработок, а также расширенного призабойного пространства, образованного демонтажной выработкой и забоем лавы. Как показали промышленные эксперименты, оба описанные в статье способа проведения демонтажных выработок могут использоваться в условиях Старобинского месторождения калийных солей.

Область применения того или иного способа проведения демонтажных выработок определяется горно-геологическими условиями. Проведение демонтажной выработки позволяет ускорить процесс

демонтажа оборудования в 2-2,5 раза, по сравнению с демонтажем из призабойного пространства остановленного забоя лавы, за счет использования высокопроизводительной техники для погрузки и доставки оборудования. Также создаются более безопасные и комфортные условия для ведения работ по демонтажу оборудования.

На основаниях выше изложенных исследований были разработаны «Рекомендации по проведению, охране демонтажных выработок, методике крепления демонтажных выработок и призабойного пространства в условиях Третьего горизонта ОАО «Беларуськалий» [3].

Литература

1. Инструкция по применению систем разработки на Старобинском месторождении. – Солигорск-Минск, 2010. – 152 с.
2. Инструкция по охране и креплению горных выработок на Старобинском месторождении. – Солигорск-Минск, 2010. – 125 с.
3. Обобщить результаты исследований, разработать рекомендации по проведению, охране демонтажных выработок, методику расчета крепления участка, образованного проведением демонтажной выработки и призабойным пространством (заключительный) (Договор № 08/12, этап 2) / ЧУП «Институт горного дела»; рук. В.А. Губанов; исполн.: Лутович Е.А., Мозговенко М.С. [и др.] – Солигорск, 2013. – 48 с. – № ГР 20120746.

Ю.В. ЗАМОРКИНА

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ПУТИ СНИЖЕНИЯ КАПИТАЛОЕМКОСТИ СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТНЫХ СТОЛОВ В СОВРЕМЕННЫХ ЭКОНОМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

При строительстве шахтных стволов основную часть капитальных затрат (около 80 %) составляют материалы используемые для крепления. Крепление ствола требует особого внимания, поскольку от выбора типа крепи зависят безопасность ведения горных работ, капитальные затраты в процессе строительства, а также обслуживание и ремонт на весь период существования рудника.

Для снижения расхода средств на крепление стволов предлагается использовать инновационные разработки ОАО «ГазпромСера», позволяющие значительно повысить прочность, водонепроницаемость, стойкость к агрессивным водам бетона. Для улучшения его свойств рекомендуется добавлять в бетонную смесь серное модифицированное вяжущее, позволяющее после затвердевания смеси получить более высокие прочностные показатели.

Для оценки экономического эффекта от применения серобетона проведены исследования параметров крепи ствола в зависимости от глубины проходки. Анализ полученных результатов показал, что использование серобетона позволяет снизить затраты на возведение монолитной крепи ствола в среднем в 7 раз в зависимости от диаметра ствола и глубины проходки, что позволяет обеспечить высокую конкурентоспособность в современных экономических условиях.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Д.В. Сидоров

Н.П. КАРИМБЕТОВА, В.В. КОТЕНКО

Житомирский государственный технологический университет, Украина

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРНОГО РЕЖИМА НА ПРОЦЕСС АЛМАЗНОГО КАНАТНОГО РЕЗАНИЯ В УСЛОВИЯХ КАМЕНОБРОДСКОГО СЕВЕРНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГАББРО

Введение. Горная порода в условиях природного залегания обычно находится в постоянном состоянии всестороннего давления, которое обусловлено влиянием давления массы вышележающих горных пород (гравитационные силы), тектонических движений (сил), температурных градиентов и геохимических процессов. Внутреннее напряженное состояние в прочных породах возникает во время их формирования, после чего она пребывает в уравновешенном состоянии, но под действием гравитационных и тектонических сил.

Актуальность. При проведении горных выработок происходит нарушение естественного состояния горного массива с перераспределением напряжений в нем. Если в сплошном массиве эти напряжения были постоянными для всех точек определенного объема, то в процессе разработки наблюдается их рост в призабойном участке массива. Изменение напряженно-деформированного состояния массива связано с сезонными и суточными изменениями термических напряжений в нем, вызванных действием солнечной

радиации и климата района проведения работ. В летнее время года это может вызвать такие технологические осложнения, как зажим массивом алмазного каната и буровых штанг, что не происходит в холодный или умеренно теплый период времени или года. Такие технологические явления приводят к поломке инструмента и оборудования, а также к снижению производительности работы карьера. В холодный период года, особенно при отрицательных температурах, породы теряют свою вязкость и становятся более хрупкими, что может привести к откалыванию частей массива или монолита, то есть потери правильных геометрических размеров и формы блоков. При минусовых температурах также возникает риск разрушения пород по трещинам, заполненным водой. Кроме того, изменение поля термических напряжений связано с самим процессом добычи блоков, что также необходимо учитывать. При отделении объемов камня от массива за счет бурения и резки в участках вокруг шпуров и пропилов концентрируются дополнительные термические напряжения.

Учет процессов теплового расширения пород является необходимым условием эффективной работы на карьерах блочного камня в целях установки времени года, когда целесообразно выполнять работы.

Исследования проводились в условиях Камянобродского Северного месторождения габбро. Средство проведения исследований – алмазная канатная установка Zhongyuan Machinery ZY-45HT.

На графиках 1 и 2 изображены объемы производства товарных блоков за последние 3 года. На графиках прослеживается значительное возрастание объемов производства блоков с мая, пик добычи приходится на период с июня по август, затем с сентября следует постепенное убывание производственных объемов. На графике 3 изображены колебания температур окружающей среды в течение года.

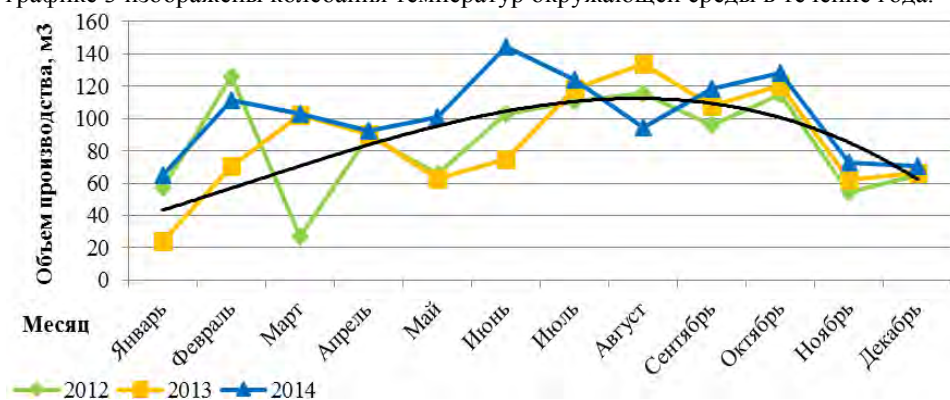


Рис. 1. Объемы производства товарных блоков за 2012-2014 годы, м³

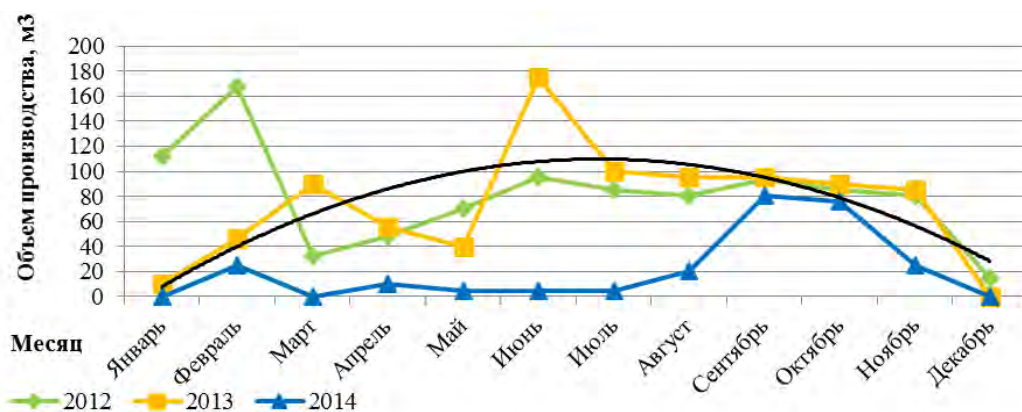


Рис. 2. Объемы производства негабаритных блоков за 2012-2014 годы, м³

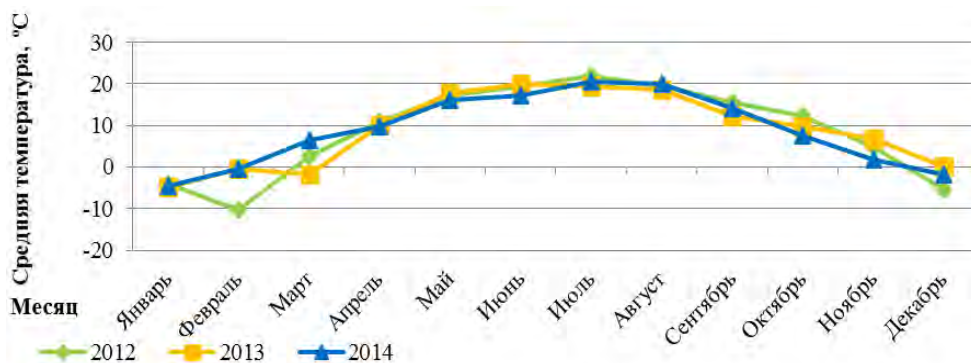


Рис. 3. График колебаний температуры воздуха

На графиках 4-6 изображена зависимость объемов производства (с учетом производительности алмазно-канатной установки) от периода производства и температурного режима этого периода.

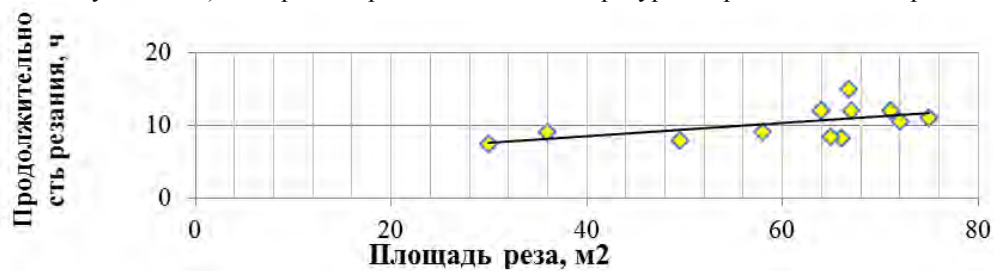


Рис. 4. Производительность резания подошвы (треугольник)

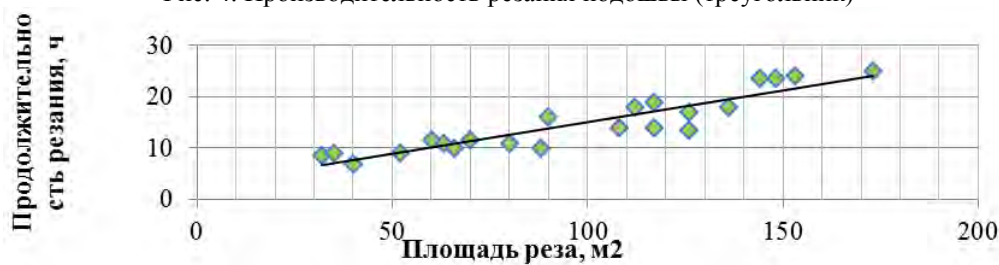


Рис. 5. Производительность резания подошвы уступа



Рис. 6. Производительность резания вертикальных щелей

На графиках 7-9 изображены зависимости производительности резания от температуры окружающей среды по типам реза. При подрезании подошвы треугольной формы (график 7) максимальная производительность алмазно-канатного резания наблюдается при температурных показателях воздуха от +3 до +15°C. При средней производительности канатного резания около 5,5-6,0 м²/час (график 4) оптимальными температурными показателями для создания благоприятных условий работы оборудования и работников является промежуток 10-13°C.

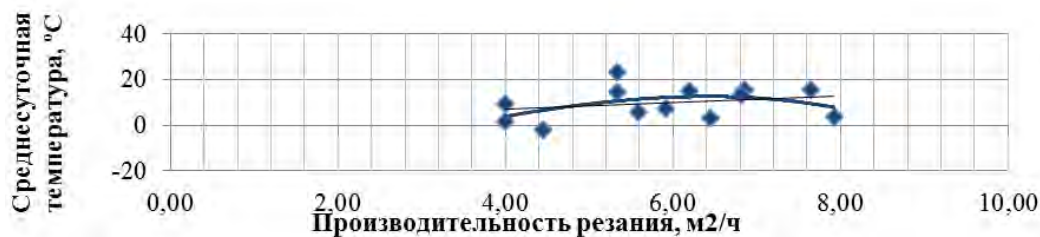


Рис. 7. График зависимости производительности резания от температуры окружающей среды (треугольник)

При резании вертикальных щелей (график 8) максимальная производительность алмазно-канатного резания наблюдается при температурных показателях воздуха от -2 до +18°C. При средней производительности канатного резания около 5,2-5,9 м²/час (график 5) оптимальными температурными показателями для создания благоприятных условий работы оборудования и работников является промежуток 12-15°C.

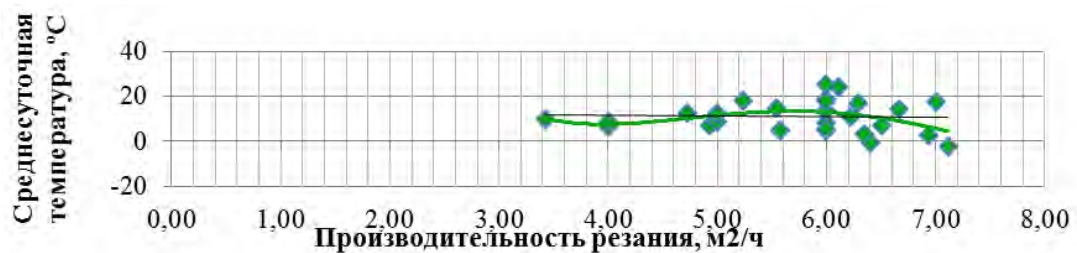


Рис. 8. График зависимости производительности резания от температуры окружающей среды (бок)

При резании горизонтальных щелей (график 9) максимальная производительность алмазно-канатного резания наблюдается при температурных показателях воздуха от -2 до +17,5°C. При средней производительности канатного резания около 6,2-6,8 м²/час (график 6) оптимальными температурными показателями для создания благоприятных условий работы оборудования и работников является промежуток 13-16°C.

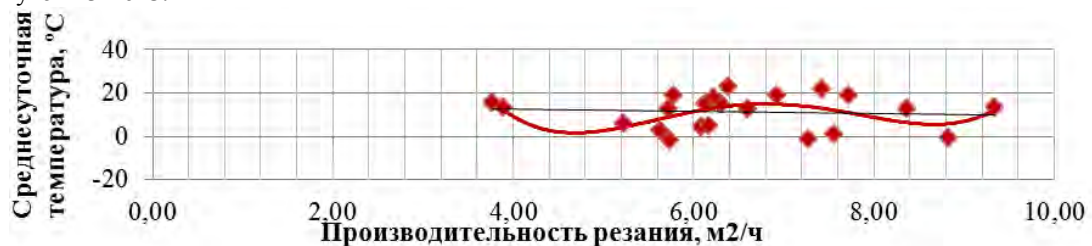


Рис. 9. График зависимости производительности резания от температуры окружающей среды (подошва)

Выводы. Итак, термические напряжения играют немаловажную роль при ведении горных работ на карьерах блочного камня, влияя на производительность и режим работ, качество блочного сырья и его цену. Проведенные исследования показали, что оптимальными температурами окружающей среды для наиболее эффективного алмазно-канатного резания дополнительных плоскостей обнажения монолита является интервал от +10 до +16°C. Проведение добычных работ в данных температурных условиях приведет к улучшению условий труда и повышению производительности камнедобывающего предприятия в целом.

В.К. КОСТЕНКО, Е.Л. ЗАВЬЯЛОВА, А.С. ШИПИКА
Донецкий национальный технический университет, Украина

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СПОСОБА ИЗВЛЕЧЕНИЯ НИЗКОПОТЕНЦИАЛЬНОЙ ТЕПЛОВОЙ ЭНЕРГИИ НЕДР НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Предложен способ анкерного крепления выработок, который обеспечивает увеличение коэффициента теплопроводности горных пород, вмещающих выработку - канал, и позволяет увеличить эффективность передачи тепла из массива горных пород теплоносителю. При этом повышается эффективность работы шахтного геотермального теплообменника. Экологическая эффективность разработанных предложений заключается в сокращении потребления шахтой исчерпаемых природных энергетических ресурсов и сопутствующего их сжиганию негативному воздействию на окружающую среду.

В настоящее время актуальность проблемы поиска альтернативных источников энергии не вызывает сомнений в связи с исчерпанием и существенным удорожанием традиционных источников энергии. Анализ показывает, что запасы геотермальной энергии на планете достаточны для того, чтобы на длительное время обеспечить потребности всего человечества, а ее стоимость – одна из самых низких среди возобновляемых источников энергии. Для горнодобывающих регионов Украины, в которых отсутствуют неглубоко расположенные высокопотенциальные термальные ресурсы, перспективным источником является теплота, получаемая из недр через стенки горных выработок глубоких шахт.

Учеными Донецкого национального технического университета предложен способ извлечения низкопотенциальной энергии, поступающей из недр и снимаемой теплоносителем со стенок горных выработок [2] с помощью шахтного геотермального теплообменника. Шахтный геотермальный теплообменник (ШГТ) – совокупность горных выработок, пройденных в горном массиве с температурой пород 30-50°C и выше, в которых происходит извлечение теплоты недр путем нагревания, движущегося в выработках теплоносителя, как правило, воздуха или воды. Особенность способа состоит в том, что для

этого используют выработанные пространства, то есть участки горного массива, из которых извлечено полезное ископаемое, и их практическое использование не предусматривается в перспективе. В таких условиях теплосъем может производиться десятки и сотни лет, так как источник теплоты будет существовать в обозримом будущем. В отличие от скважинных технологий в этом способе процесс теплообмена является контролируемым, угроза суффозии или кольятации – минимальна. Длительность существования такого типа установок определяется только устойчивостью пространства, в котором осуществляется теплопередача.

Для обеспечения наилучшей теплопередачи из глубины массива к контуру горной выработки необходимо максимально снизить негативное влияние техногенной трещиноватости горных пород вблизи поверхности канала. Искусственное увеличение коэффициента теплопроводности (λ_r) трещиноватых горных пород возможно в случае, когда открытые макротрещины заполняют способным отвердевать составом (т.е. уменьшают пористость среды), имеющим λ_r больший, чем вода. Такими характеристиками обладает суспензия бентонитовой глины $0,7 < \lambda_r < 0,98$. Особенно увеличивает значение коэффициента теплопроводности добавление в суспензию тонкодисперсного порошка графита, имеющего уникальный показатель $116 < \lambda_r < 174$.

Для исследования и подтверждения возможности применения глино-графитной смеси в качестве теплопроводящего раствора был проведен ряд опытов согласно ГОСТ 25493-82 [3].

Экспериментальные исследования показали увеличение коэффициента теплопроводности при увеличении содержания порошка графита в глино-графитной смеси. Для сухих смесей увеличение коэффициента теплопроводности составило 57,9 %, для увлажненных 72,68 %. Если учесть, что коэффициент теплопроводности породного массива находится в пределах $0,91 < \lambda_{п} < 0,512$, то использование глино-графитной смеси в качестве теплопроводящего состава позволит увеличить его теплопроводящие свойства более, чем в 10 раз, что позволит повысить эффективность работы теплопроводящих анкеров.

Целью данной работы является совершенствование способа извлечения низкопотенциальной тепловой энергии недр на угольных шахтах путем использования глино-графитной смеси для увеличения теплопроводности породного массива, что позволило бы повысить эффективность работы шахтного геотермального теплообменника.

Сущность предложенного способа [4, 5] заключается в усовершенствовании способа анкерного крепления выработок, в котором на участке разрушенных пород шпур бурят диаметром не менее двух диаметров анкера. После закрепления анкера, зазор между ним и стенкой шпура заполняют глино-графитной смесью и устанавливают теплообмен с воздухом выработки с помощью опорной шайбы в виде радиатора, чем обеспечивается достижение технического результата - увеличение коэффициента теплопроводности горных пород, вмещающих выработку-канал, что позволяет увеличить эффективность передачи тепла из массива горных пород теплоносителю (рис. 1).

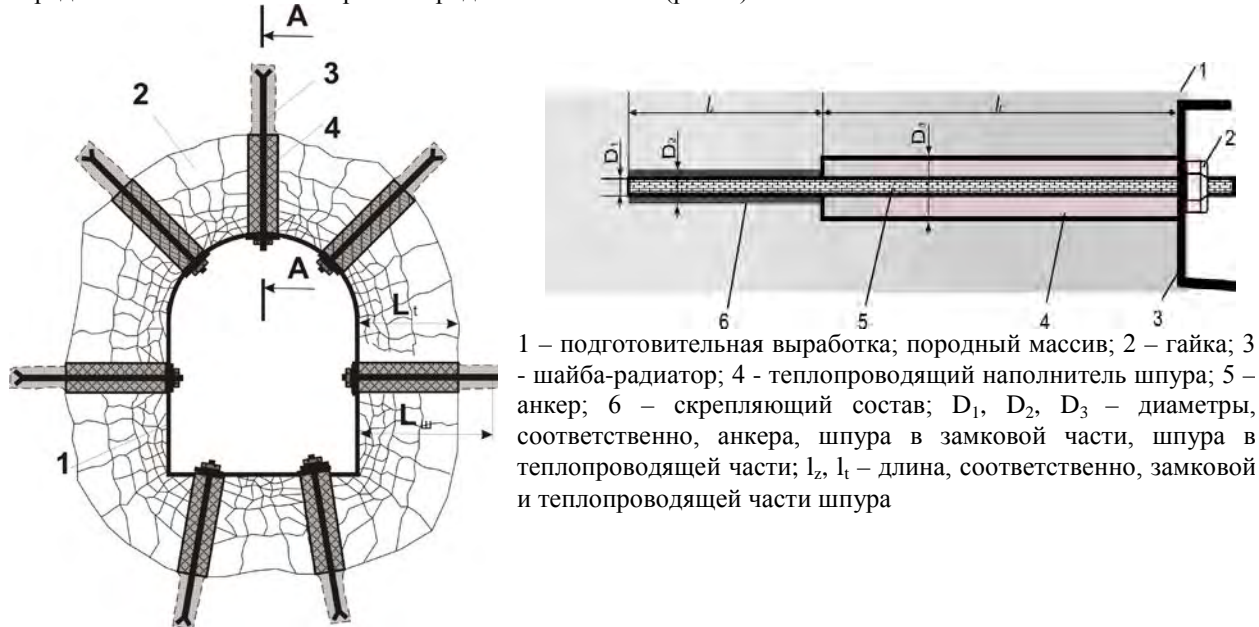


Рис. 1. Конструкция крепи выработки-канала теплообменника

Конструктивно теплопроводящий анкер выглядит следующим образом. Тело анкера может быть выполнено из материала с высоким коэффициентом теплопроводности (λ). Это может быть металл, как черный, так и цветной в том случае, когда срок службы ШГТ составляет несколько десятилетий или сотен лет. Наиболее перспективными, по нашему мнению, являются композитные материалы на основе углепластиковых волокон, которые обладают как высоким λ , так и уникальными прочностными

показателями. Общий размер анкера определяется из размеров препятствующей теплопереносу трещиноватой зоны во вмещающих выработку породах, которая, в свою очередь, зависит от глубины заложения выработки, прочностных характеристик пород, размеров поперечного сечения выработки, типа ее крепи, влажности среды и других факторов.

Условно длину анкера можно разделить на два участка. Замковая (l_2) – это часть анкера, которая реализует силовые связи между анкером и горным массивом. Такая функция реализуется путем склеивания тела анкера с породами путем заполнения зазора между телом анкера диаметром D_1 , и стенками шпура, имеющего диаметр D_2 твердеющим вяжущим составом. Протяженность этого участка определяется на основе прочностных расчетов и в данной работе не рассматривается. Второй участок - теплопроводящий (l_1), потоки теплоты передаются как телом анкера, так и теплопроводящим составом, заполняющим зазор между телом анкера и стенками шпура, расширенного на этом участке до диаметра D_3 , имеющим более высокий, чем у горных пород, коэффициент теплопроводности. В качестве теплопроводящего наполнителя можно использовать глино-графитную смесь.

При проведении шахтного эксперимента по контуру выработки 1 бурили в породный массив 2 четыре шпура глубиной $l_{ш} = 5,0$ м и диаметром $D_2 = 36$ мм. Диаметр анкера 3 равен $D_1 = 25$ мм. Шпуры № 1 и № 2 использовали в таком виде. Шпуры № 3 и № 4 разбуривали на глубину l_1 диаметром D_3 , причем диаметр теплопроводной части шпура был не менее двух диаметров анкера 3 $D_3 \geq 2D_1$: шпур №3 - $D_3 = 50$ мм; шпур №4 - $D_3 = 72$ мм. При выполнении этого условия роста теплового потока через систему «анкер - наполнитель» в полость выработки наиболее значителен.

После этого шпур №1 заполняли на всю длину ампулами 7 со смолой и закрепителем, с помощью анкера 3 перемешивали их и закрепляли. Его использовали в качестве эталона. В последние шпуры ампулы со смолой и закрепителем 7 помещали только на длину замковой части и закрепляли анкер 3.

Одновременно с этим готовили теплопроводный наполнитель 4 с коэффициентом теплопроводности $\lambda_t = 22,5$ Вт/(м град). В качестве наполнителя использовали смесь бентонитовой глины и порошкообразного графита. Заранее смешивали сухие компоненты смеси в соотношении, определяющем необходимую величину коэффициента теплопроводности. Сухую смесь затворяли водой до консистенции в виде густой суспензии и, не давая глине разбухать, нагнетали шламовым насосом в теплопроводную часть шпуров № 2, № 3 и № 4.

Затем осуществляли установку опорной шайбы 5 между стенкой выработки 1 и гайкой 6. Для лучшего теплообмена между системой «анкер - наполнитель» и воздухом в полости выработки 1, опорная шайба 5 была выполнена из металла в виде радиатора - детали с развитой внешней поверхностью, что улучшило теплопроводные свойства последней и способствовало интенсификации кондуктивного теплообмена между системой «анкер - наполнитель» и теплоносителем шахтного геотермального теплообменника.

Замковая часть анкера 3 располагалась за пределами трещиноватой области, окружающей выработку 1, то есть в области температур горного массива. Анкер 3 был проводником тепловой энергии, интенсивно проводя ее в участок пониженных температур - в полость выработки 1. Мощность теплового потока прямо пропорциональна площади сечения ведущего канала. Однако с точки зрения экономии металла использовать анкеры большого сечения нерационально. Поэтому применяли комбинированные устройства, которые сочетают несущие стержни из прочных материалов и окружающие их теплопроводные элементы, имеющие вспомогательное значение как несущие конструкции, а также обеспечивающие повышенную теплопроводность. После затвердевания теплопроводной смеси вокруг анкеров 3 в шпурах №2, №3, №4 образовались зоны с повышенной теплопроводностью.

Далее выдерживали крепление сутки и контролировали температуру опорной шайбы 5. При наличии такой крепи горной выработки 1 основной поток тепловой энергии поступал в границы теплообмена через анкерную систему, и температура опорной шайбы 5 увеличивалась по сравнению с эталонным креплением шпура №1. Наиболее интенсивный рост теплового потока, а следовательно и температуры наблюдался при диаметре шпура в теплопроводной части D_3 не менее чем в два раза большем диаметра тела анкера 3 D_1 .

Мощность теплового потока Q , Дж / с, передаваемого через такие анкерные системы, определялась по формуле:

$$Q/t = \frac{\Delta T}{4 \cdot l_1} \cdot \pi \cdot [D_1^2 \lambda_a + \lambda_t (D_3^2 - D_1^2)], \quad (1)$$

где ΔT - изменение температуры на опорной шайбе, С; l_1 - глубина зоны разрушаемых пород, м; t - время, с; λ_a , λ_t коэффициент теплопроводности, соответственно, анкера 3 и теплопроводного наполнителя 4, Вт / (м К); D_1 , D_3 - диаметры, соответственно, анкера 3 и шпура в теплопроводной части.

Результаты шахтного эксперимента сведены в таблицу 2.

Изменение температуры опорной шайбы в зависимости от диаметра шпура с теплопроводным наполнителем

№ шпура	D_3 , мм	Q/t , Дж/с	$T_{ш}$, °С	$\Delta T_{ш}$, °С	$\Delta Q/t$, Дж/с	\pm %
1	36 (без теплопроводного наполнителя)	0,213	29	-	-	-
2	36 (с теплопроводным наполнителем)	0,225	31	2	0,012	+5,63
3	50 (с теплопроводным наполнителем)	0,279	37	8	0,066	+30,99
4	72 (с теплопроводным наполнителем)	0,451	42	13	0,238	+111,7

Таким образом, использование предлагаемого способа обеспечивает увеличение коэффициента теплопроводности горных пород, вмещающих выработку - канал, и позволяет увеличить эффективность передачи тепла из массива горных пород теплоносителю в зависимости от диаметра шпура, заполненного глино-графитной смесью на 30...100%. При этом повышается эффективность работы шахтного геотермального теплообменника

Экологическая эффективность разработанных предложений заключается в сокращении потребления шахтой исчерпаемых природных энергетических ресурсов и сопутствующего их сжиганию негативному воздействию на окружающую среду.

Литература

1. Дворов И.М. Геотермальная энергетика. – М.: Наука, 1976.- 215с
2. Патент на винахід №82121 Україна МПК F24 J3/08, F03 G41/00. «Спосіб одержання геотермальної енергії» Костенко В.К. Костенко О.В., Костенко Т.В., заявник і власник ДонНТУ. – № u200603145; заявл. 03.04.2006; опубл. 11. 03. 2008, бюл. №5.
3. ГОСТ 25493-82 Породы горные. Метод определения удельной теплоемкости и коэффициента температуропроводности
4. Патент на винахід №102020 Україна МПК E21D 21/00, E21D/00. «Спосіб анкерного кріплення виробки» Костенко В.К. . Зав'ялова О.Л., Салехирадж С. Шипика О.С., заявники і власники ДонНТУ. – № а 2011 12723; заявл. 31.10.2011; публ., 27.05.2013 бюл. № 10.
5. Патент на корисну модель № 70012 Україна, МПК E21D 13/00. Спосіб анкерного кріплення виробки/ В.К. Костенко, Зав'ялова О.Л., С. Саліхерадж, О.С. Шипика; заявник і власник ДонНТУ. – № u201112926; заявл. 03.11.2011; опубл. 25.05.2012, Бюл. №10.

А.А. КУДРЯВЦЕВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ПРИМЕНЕНИЕ ХРОМАТОГРАФИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ПРОДУКТОВ ВЗРЫВА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОБРАЗОВАНИЯ ЯДОВИТЫХ ГАЗОВ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

В работе приведены результаты экспериментального исследования динамики изменения концентрации ядовитых газов при взрыве скважинных зарядов с использованием газовой хроматографии.

Приведен анализ существующих методик количественного и качественного определения ядовитых газов при проведении массовых взрывов на карьерах. Результаты анализа показывают, что хроматографический метод с использованием переносного газового хроматографа ХПМ-4 представляется наиболее оптимальным, позволяющим определять широкий спектр токсичных веществ, с высокой точностью измерения концентрации.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Г.П. Парамонов и к.т.н., доцент Ю.А. Мионов

ЭКСПРЕСС ОЦЕНКА ПОДПОВЕРХНОСТНЫХ СЛОЕВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ГЕОРАДИЛОКАЦИИ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

На предприятиях ведущих открытые горные работы на подработанных подземными горными работами территориях возникает опасность их пересечения. Вскрываемые подземные выработки - это, брошенные, частично обрушенные подготовительные, добычные, горизонтальные, вертикальные и наклонные выработки. В связи с тем, что эти выработки проходились примерно 40-50 лет назад, маркшейдерских документов, как правило, нет. Для предотвращения аварийных ситуаций, таких как проседание экскаваторной, бульдозерной техники или автотранспорта, возникает необходимость предварительного обнаружения провалоопасных зон и принятия необходимых мер, препятствующих возникновению аварий и инцидентов.

В соответствии с нормативными документами [2] в перечень опасных зон разреза, прилагаемых к годовому плану развития горных работ, включают:

- опасные зоны в контурах разреза, отвалов, гидротехнических сооружений, в пределах которых в планируемый период предполагается ведение горных и других видов работ;
- опасные зоны, в пределах которых проходят транспортные магистрали разреза или возможно появление людей, механизмов, транспорта;
- опасные зоны, образованные работами других горных предприятий (шахт, разрезов) и попадающие в контуры ведения горных и других видов работ в плановый период.

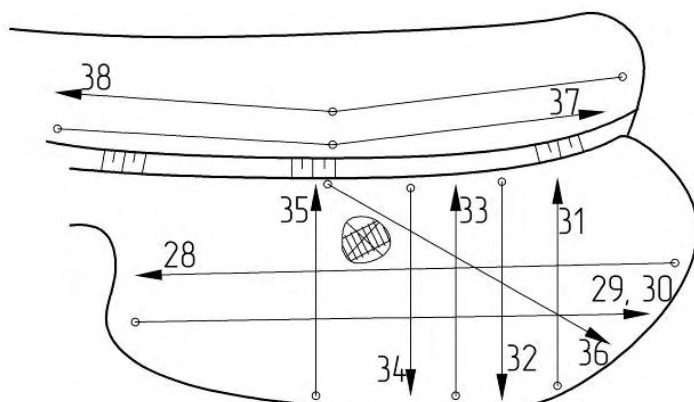


Рис. 1. План проведения георадарной съемки

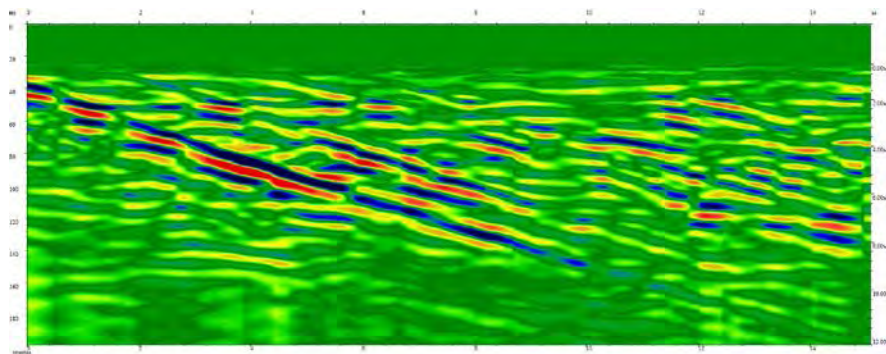
Одним из способов обнаружения подобных участков является перспективный метод георадиолокации. При проведении данного обследования георадар позволяет получить общую картину, фактически «рентген» грунта земельного полотна исследуемого участка - состав и толщину слоев, наличие мерзлых или переувлажненных участков, оползневых процессов и тектонических нарушений, полостей, участков разуплотнения, наличие подземных коммуникаций, границ грунтовых и техногенных вод и т.д. (см. рис. 2).

Принцип действия георадара основан на излучении сверхширокополосных наносекундных импульсов, приеме сигналов, отраженных от границ раздела сред, стробоскопической обработке принятых сигналов и последующим измерением временных интервалов между отраженными импульсами [1].

Рекомендуется разметить предварительно направление и номера трасс на участке обследования, на котором пометить все крупные объекты, располагающиеся вдоль направления перемещения – столбы, коммуникации и т.д. (рис. 1). Это необходимо для дополнительной привязки георадарного профиля на местности и облегчения процесса интерпретации [3].

На рисунке (см. рис. 2) представлены радарограмма и фото вскрытого в последствии участка открытых горных работ, где была выявлена явная граница напластования пород.

На рис. 3 представлена радарограмма и фото обнаруженной горной выработки, которая была частично обрушена. Так как в процессе георадарной съемки предположительно выработка была на глубине около 1,5 м от поверхности, то с соблюдением мер безопасности, зачистка проводилась бульдозером. На основании данных георадиолокации автодорога была смещена в стороны, тем самым были исключены провалы техники.

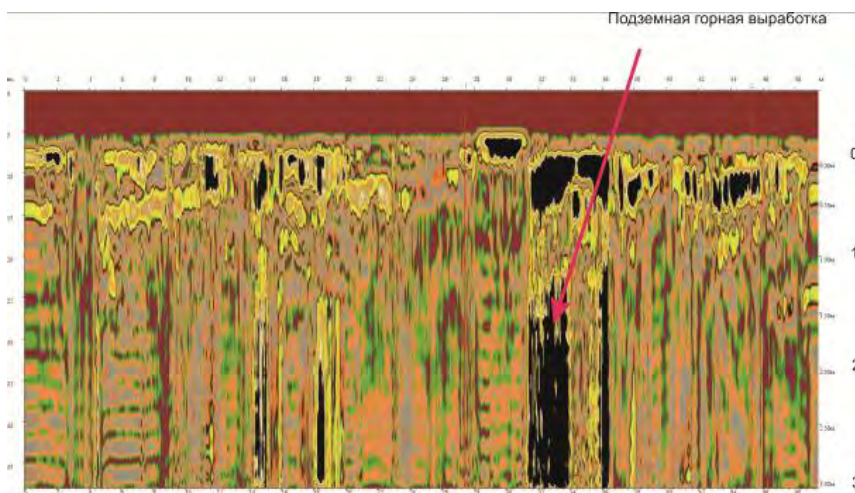


а)



б)

Рис. 2. Обнаружение границ слоев пород с разными свойствами: а) радарограмма, б) фото после вскрытия уступа



а)



б)

Рис. 3. Подземная горная выработка: а) обнаружение на радарограмме, б) фото после зачистки бульдозером

Таким образом, георадарные исследования на открытых горных работах позволяют:

1. определять структуру грунтов для определения параметров расположения буровых скважин в целях оптимального расходования взрывчатых веществ;
2. определять обводненные участки и участки склонные к оползням;
3. в случае ведения работ на участках подработанных подземным способом, определять незаполненные пустоты для исключения провалов;
4. в некоторых случаях, при близком залегании угольных пластов уточнять их местоположение и конфигурацию;
5. в зимнее время определять зоны промерзания грунта для прогнозирования распространения ударной волны при взрывных работах.

Предлагаемый способ экспресс оценки подповерхностных слоев, в случае его систематического применения позволит существенно повысить безопасность ведения горных работ.

Литература

1. Введение в георадиолокацию. Учебное пособие, М. Л. Владов, А.В.Старовойтов, Изд-во МГУ, 2005.
2. ПБ 05-619-03 Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом.
3. Группа Компаний «ЛОГИС-ГЕОТЕХ» [Электронный ресурс] / Георадары серии «ОКО-2». – Режим доступа [http:// www.geotech.ru](http://www.geotech.ru) , свободный. – Загл. с экрана. – Яз. рус.

Е.Г. КУЗИН, Е.Ю. ПУДОВ, К.К. РЕМПЕЛЬ, В.А. БАКИН

Филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, Прокопьевск

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ЭКСПРЕСС-ОЦЕНКИ СОСТОЯНИЯ КРОВЛИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ЗАКРЕПЛЕННЫХ АНКЕРНОЙ КРЕПЬЮ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГЕОРАДИОЛОКАЦИИ

Для обеспечения высокопроизводительной и безопасной работы современных горных предприятий необходимо иметь достоверную информацию о состоянии горных выработок. Прогноз состояния и поведения пород кровли выработок продолжает оставаться весьма актуальной задачей. Для оценки состояния кровли имеется несколько способов, такие как визуальный и измерительный контроль, ультразвуковой каротаж, и т.д. [1].

Смещение пород в горные выработки приводит к раскрытию трещин. Наличие и развитие трещин приводит к разрушению приконтурного массива пород с вывалообразованием в лавах и выходом из строя подготовительных выработок. Установление закономерностей трещинообразования в приконтурном массиве пород необходимо для обоснования технических и технологических решений, обеспечивающих устойчивость горных выработок, безопасную и стабильную работу шахт [2].

Визуальный контроль позволяет оценивать сам факт смещения, но не позволяет определить величину, размеры и глубину распространения трещины; скважины позволяют оценить кровлю только через

определенные интервалы. В связи с этим не всегда возможно обнаружить участки выработки, склонные к трещинообразованию и обрушению.

Использование видеоэндоскопа решает данную проблему только частично – видя величину и размеры трещин в пределах данного шпура нет информации о направлении распространения трещин (см. рис. 1).

Метод геосканирования позволяет просветить поверхность кровли, бортов, почвы выработки на всем ее протяжении. Другим достоинством метода является его оперативность. На обследование

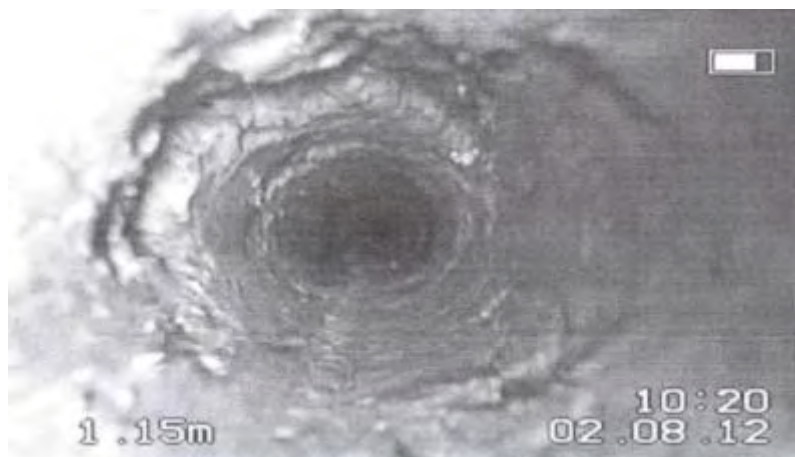


Рис. 1. Обследование шпура видеоэндоскопом

1000 м. выработки требуется не более двух часов замеров и шести часов обработки.

Георадарное обследование или георадиолокация - это методика неразрушающего обследования, заключающаяся в анализе импульсов, отраженных от границ сред с различными электрофизическими характеристиками (с различной диэлектрической проницаемостью - ϵ) [3].

Принцип действия георадара основан на методе радиолокации: излучение в зондируемую среду электромагнитных импульсов и регистрация отражённых сигналов от неоднородностей и объектов в толще среды. Подобный метод является методом неразрушающего исследования и контроля.

Предлагается следующая методика проведения георадарного обследования кровли горных выработок:

1. На выкопировке с плана исследуемого участка выработки с учётом её размеров и геологии горного массива определяются количество и направления трасс перемещения георадара.

2. На месте производства работ непосредственно на блоке выполняются следующие подготовительные работы:

- выставляются вешки обозначающие начало и конец намеченных трасс;
- монтируется антенный блок, выполняются необходимые подключения датчика перемещения, излучателя, антенны и блока управления в одну цепь.

3. Антенный блок крепится при помощи ручки-штанги и регулируется ее длина для удобства поддержания блока при проведении обследования кровли.

4. Предварительно устанавливаются следующие параметры:

- накопление сигнала, усиление, диэлектрическая проницаемость.

5. Первый оператор перемещает антенный блок, второй оператор снимет показания и делает соответствующие пометки, используя блок управления и обработки (БУО).

6. При проведении сканирования антенный блок прижимается по возможности ближе к кровле выработки, но при этом, не соприкасаясь с поперечными подхватами анкерного крепления.

7. Оператор запускает запись сканирования и перемещается вдоль выработки со скоростью 3 – 4 км/ч ведя антенный блок между рядами анкеров.

8. При наличии кабелей, металлических труб или других металлоконструкций (отличных от подхватов - штрипс) ставится метка на профиле.

9. После прохода намеченного профиля запись останавливается.

Для удобства интерпретации данных при камеральных работах профили геосканирования проходятся по 20 метров между пикетами.

На рис 2. Изображена схема расположения трасс (1-7) перемещения георадара.

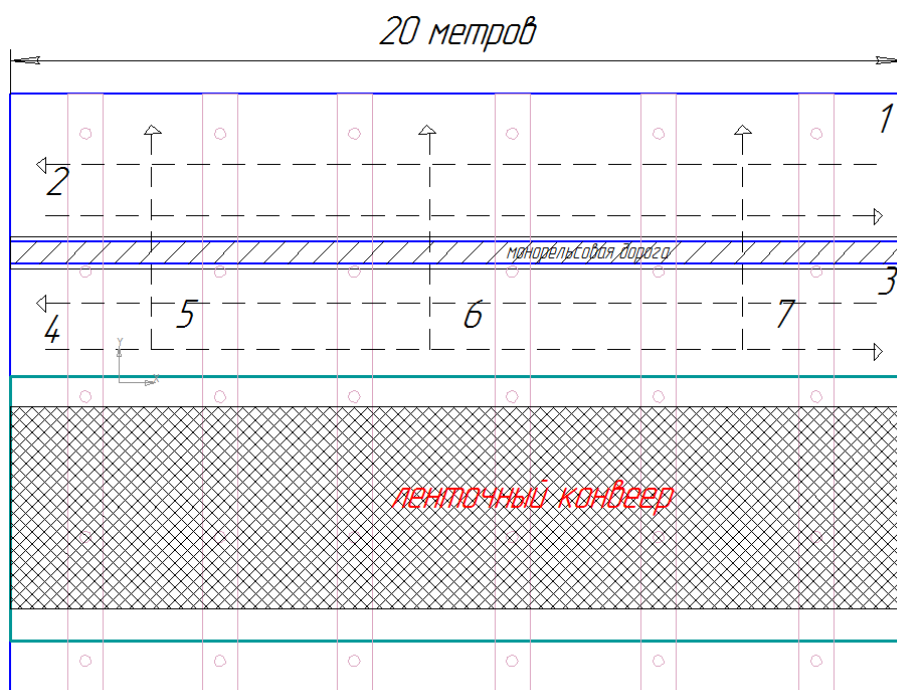


Рис. 2. Карта схема проведения обследования

На рис. 3. показана радарограмма с явно выраженным отслоением пачки пород совпадающее с результатами обследования видеоэндоскопом.

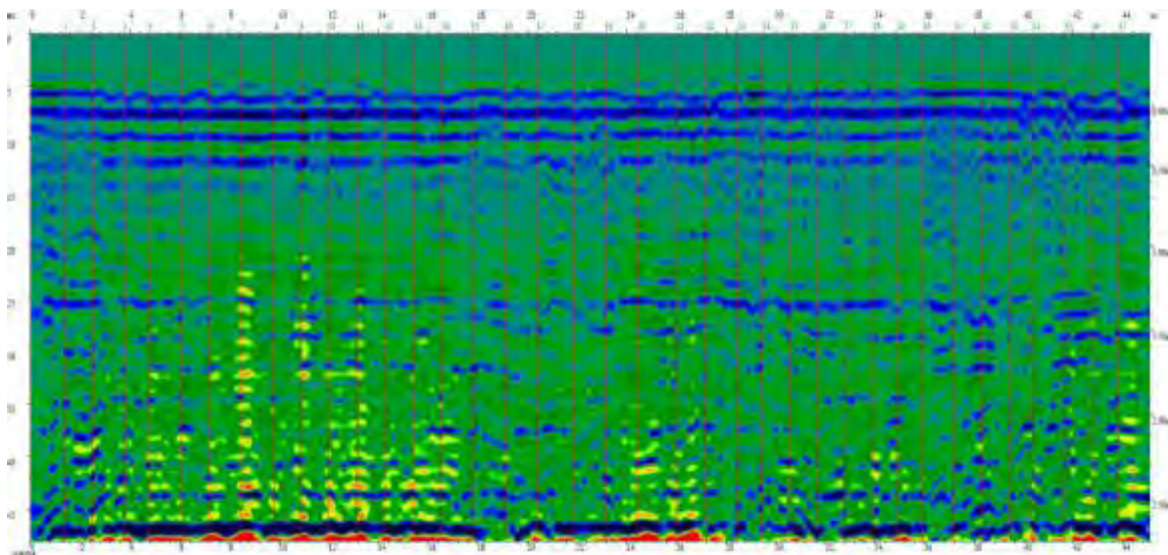


Рис. 3. Радарограмма кровли с явно выраженным отслоением пачки пород на высоте около 1,2 – 1,4 м

Необходимо отметить, что георадарное обследование следует дополнять другими видами обследований на первоначальном этапе, так как возможно присутствие помех влияющих на интерпретацию показаний георадара. Кроме этого, использование георадара на обводненных (переувлажненных) участках не показывает картину глубже водоносного слоя. Однако выделение переувлажненных участков (не всегда определяемых визуально) можно отнести к достоинствам метода.

Таким образом, проведение георадарных обследований в качестве экспресс-оценки состояния кровли выработки повышает безопасность ведения горных работ, в части определения зон склонных к обрушению. Затраты на обследования несравнимы с затратами на ремонт техники и оборудования, не говоря уже о безопасности персонала.

Литература

4. Луганцев Б. Б., Кузнецов Ю. Н., Мартыненко И. И. Обеспечение устойчивости трещиноватых породных массивов в окрестности подземных горных выработок. - Новочеркасск.: ЮРГТУ. - 2007. - 300 с.
5. Черняк И. Л., Бурчаков Ю. И. Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт. - М.: Недра, 1984. – 304 с.
6. Введение в георадиолокацию. Учебное пособие, М. Л. Владов, А.В.Старовойтов, Изд-во МГУ, 2005.

В.В. ПАЧГИН

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИНТЕНСИВНОЙ ОТРАБОТКИ ПОЛОГИХ КАЛИЙНО-МАГНИЕВЫХ ПЛАСТОВ ПОД ВОДОНОСНЫМИ ГОРИЗОНТАМИ

В современных рыночных условиях, горное предприятие можно считать жизнеспособным, если обеспечиваются следующие требования: продукция предприятия должна быть конкурентоспособной на внутреннем и внешнем рынках; предприятие должно обеспечивать безопасность ведения работ.

Выполнение этих требований, имеет особую актуальность при разработке соляных месторождений. Специфической особенностью разработки, которых является повышенная опасность проникновения подземных вод в горные выработки, следствием чего может стать затопление рудника.

В мире затоплено уже более 80 калийных рудников, большая часть из них – в Германии. В последние 10 лет только на Верхнекамском месторождении калийно-магниевых солей затоплено два современных калийных рудника. Потери запасов составили 319 млн.т. Экономический ущерб составляет несколько миллиардов долларов.

При рассмотрении причин затопления рудников Верхнекамского месторождения, появилась гипотеза: вероятность появления водопроводящих трещин в массиве, и как следствие, затопление рудника зависит от интенсивности отработки сильвинитовых пластов.

В данной работе рассмотрена технология отработки сильвинитовых пластов с применением комбайна с барабанным исполнительным органом и средств непрерывной доставки руды. В дальнейшей

работе подразумевается определение влияния интенсивной отработки, на примере предложенной технологии, на напряженно-деформированное состояние водозащитной толщи. Также необходимо определить границу интенсивности отработки, при которой вероятность проникновения воды в выработанное пространство будет оставаться минимальным.

Научный руководитель: д.т.н., профессор В.П. Зубов

В.В. РАЙС

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ПАЙКЕРИТ В КАЧЕСТВЕ ЗАКЛАДОЧНОГО МАТЕРИАЛА ДЛЯ РУДНИКОВ, РАСПОЛОЖЕННЫХ В КРИОЛИТОЗОНЕ

В работе рассмотрены методы получения композиционного материала на основе льда и древесных опилок (или какого-либо другого вида древесной массы, например, бумажной пульпы), для использования в качестве закладочного материала при разработке месторождений в зоне отрицательных температур. Рассмотрены некоторые физико-механические свойства данного материала, проанализирован опыт применения пайкерита в военной технике и строительстве. Для закладки горных выработок пайкерит можно использовать как в комбинации с льдопородной закладкой, так и в качестве самостоятельного закладочного материала.

Целью работы является создание рекомендаций по осуществлению закладочных работ из нового для горного дела материала. Применение данного композитного материала позволит не только расширить область применения льдопородной закладки, но и увеличить безопасность горных работ, при этом учитывая экологические особенности криолитозоны. А это в свою очередь будет способствовать вовлечению в эксплуатацию новых месторождений п.и., разработка которых в настоящее время по тем или иным причинам нерентабельна.

Научный руководитель: д.т.н., профессор О.В. Ковалёв

В. В. РУСИН, В. Н. БОКШИЦ

Белорусский национальный технический университет

ОАО «Белгорхимпром»

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ОТРАБОТКИ ЗАБАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ ВЕРХНЕЙ ПАЧКИ IV КАЛИЙНОГО ГОРИЗОНТА КРАСНОСЛОБОДСКОГО РУДНИКА СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Аннотация. Рассмотрены варианты отработки забалансовых запасов верхней пачки IV калийного горизонта Краснослободского участка (восточная часть). Приведены показатели качества рудной массы и прибыли, объемы конечного продукта – калийных удобрений. Предложен вариант отработки забалансовых запасов верхней пачки IV калийного горизонта Краснослободского участка.

Ключевые слова: оптимизация, технико-экономическая оценка, верхняя пачка IV калийного горизонта, селективная технология отработки, численное моделирование

Слой	Толщина слоя, м	Селективная выемка слоев 9+10 (двухшнековый комбайн)
10-11		
10	0,57	
9-9	1,30	
8-9	0,15	

Рис. 1. Предлагаемая технологическая схема селективной выемки верхней пачки слоев 9, 9-10, 10 IV калийного горизонта Краснослободского участка (восточная часть)

Краснослободский участок расположен в западной части Старобинского месторождения калийных солей и приурочен к Старобинской центральной депрессии северо-западной части прогиба. Зоной разломов данный участок разделен на западный и восточный блоки. В настоящее время на Краснослободском руднике обрабатываются запасы III калийного горизонта в пределах восточного блока Краснослободского участка [1].

Наибольший интерес в перспективе представляют забалансовые запасы I и IV калийных горизонтов на территории участка. В качестве объекта оптимизации в данной работе выступила верхняя пачка IV калийного горизонта Краснослободского участка (восточная часть) Старобинского месторождения, как наиболее перспективный. При отработке забалансовых запасов, не удовлетворяющих кондиционному содержанию полезного компонента в руде, возникает необходимость оптимизации, как технологии добычи, так и площадей, отработка которых позволит достичь

рентабельности. В этом случае необходима разработка комплексной модели пластов, отражающей распределение полезного компонента и мощностей слоев, подлежащих отработке при заданной технологической схеме.

Создание модели пласта выполнено в программном обеспечении, позволяющем по имеющимся геологическим данным производить пространственную интерполяцию и экстраполяцию. Пространственный анализ формализованной модели позволил получить важные исходные данные при технико-экономической оценке вариантов вовлечения в отработку тех либо иных участков IV калийного горизонта.

Численный эксперимент проводился для условий участка IV горизонта слоев 9, 9-10 и 10 (верхней пачки), запасы которых планируются к отработке при поддержании сырьевой базы 2 РУ. Горно-геологические условия участка не позволяют применить традиционные для III калийного горизонта технологические схемы, к тому же содержание полезного компонента неравномерно распределено по всем слоям, что затрудняло определение рациональной технологии отработки данных запасов. В качестве основной технологической схемы принята селективная выемка слоев 9, 9-10 и 10 (рисунок 1) [2].

На основе принятой технологической схемы построена карта распределения полезного компонента KCl (рисунок 2).

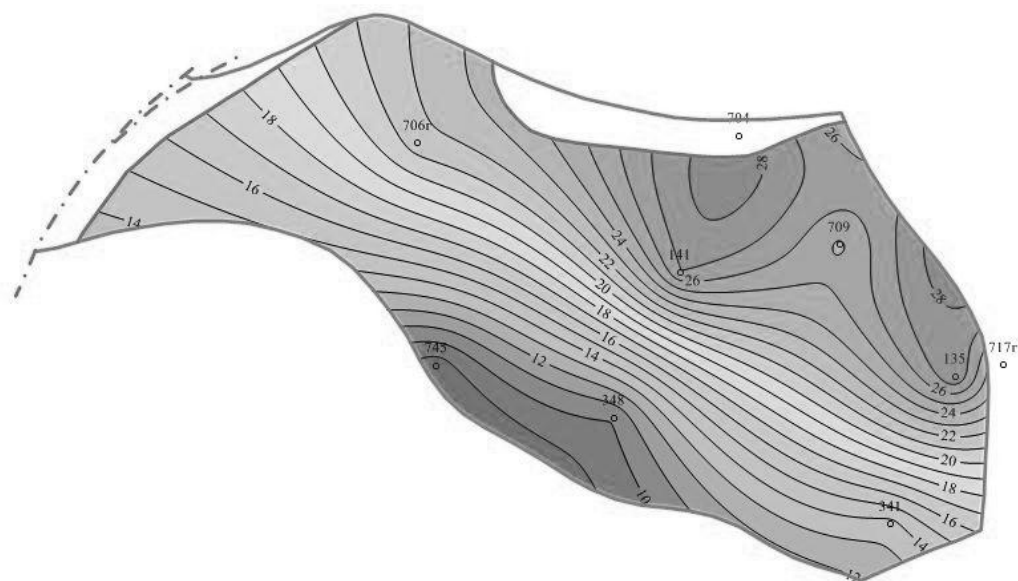


Рис. 2. Распространение содержания KCl на площади распространения IV калийного горизонта Краснослободского участка для принятой технологической схемы

Как видно из рисунка 2 на участке имеются площади с низким показателем KCl, исключая их из планируемой отработки можно добиться увеличения средних показателей, но при этом уменьшится общее количество извлекаемых запасов. Для нахождения оптимального варианта в качестве критерия оптимизации принята прибыль от реализации готовой продукции (95%-го концентрата KCl), получаемая из одной тонны добытой руды. В ходе исследования последовательно исключались площади с низким содержанием KCl с шагом в 1 %.

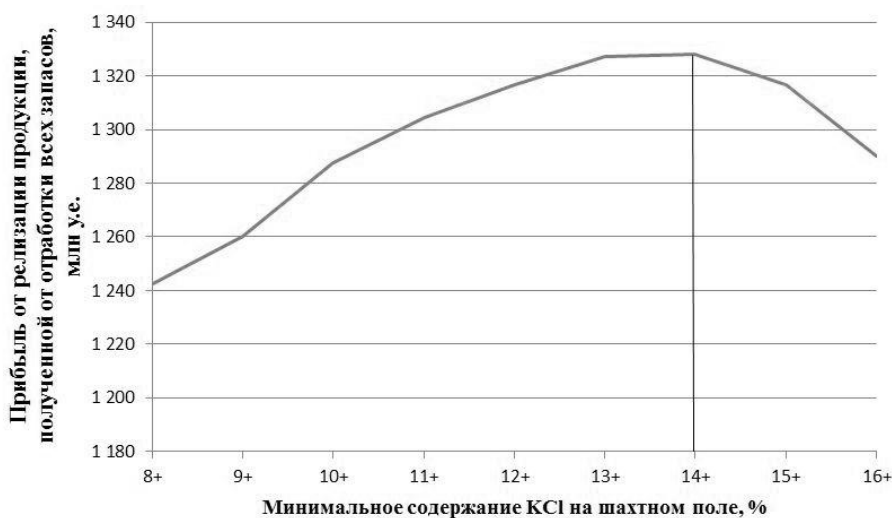


Рис. 3. Зависимость, полученная в результате исследования

В результате проведенного численного эксперимента получена зависимость, позволяющая определить минимальное содержание полезного компонента KCl при котором достигается максимальная прибыль от отработки и реализации всех предполагаемых запасов (рисунок 3) [3].

Из результатов проведенного исследования, в частности из рисунка 3 видно, что наиболее

оптимальным вариантом, с экономической точки зрения будет вариант отработки площади представленной на рисунке 4.

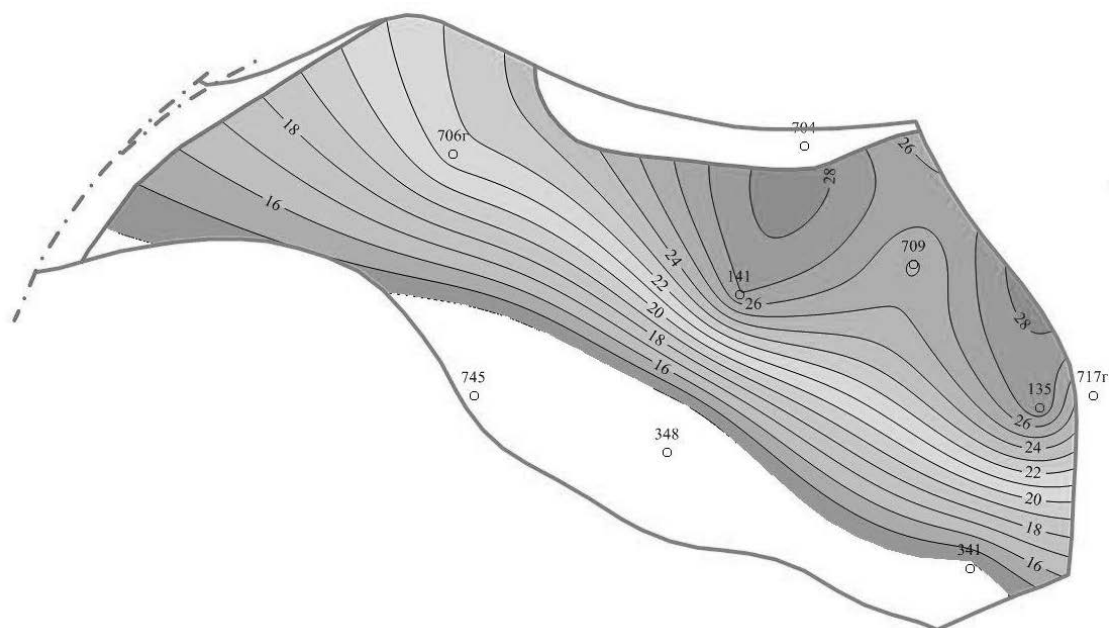


Рис. 4. Оптимальная площадь шахтного поля, при отработке которой возможно достижение наибольшей прибыли

Выводы:

1. Предложена технологическая схема отработки забалансовых запасов IV калийного горизонта для условий Краснослабодского рудника Старобинского месторождения калийных солей;
2. Разработана методика укрупненной технико-экономической оценки отработки забалансовых запасов IV калийного горизонта для условий Краснослабодского рудника Старобинского месторождения калийных солей;
3. Установлено, что наиболее оптимальным с экономической точки зрения является вариант отработки запасов IV калийного горизонта на восточном блоке Краснослабодского участка на площадях с содержанием полезного компонента KCl не менее 14 %.

Литература

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

С.В. СИНЯВИНА

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

УПРАВЛЕНИЕ ТЕПЛОВЫМ РЕЖИМОМ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ТОННЕЛЕЙ, РАСПОЛОЖЕННЫХ В СУРОВЫХ КЛИМАТИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Отмечено, при выборе трассы строительства железнодорожных тоннелей в сложных климатических и горно-геологических условиях необходимо учитывать особенности его последующей эксплуатации, и в частности создание положительного теплового режима, предотвращающего образование наледей.

В работе перечислены основные факторы, влияющие на формирование теплового режима. В числе этих факторов выделены расходы воздуха, поступающие в тоннель при действии естественной тяги и поршневого эффекта от поездов, термодинамические параметры наружного воздуха, геотермические условия района расположения тоннеля.

Показано, что из-за невозможности полного исключения поступления в тоннель холодного наружного воздуха при действии поршневого эффекта поддержание положительного теплового режима

должно осуществляться на основе «компенсационного» принципа.

Получены зависимости, позволяющие определять параметры калориферного оборудования в зависимости температуры наружного воздуха, его расходов при отсутствии и нахождении поезда в тоннеле, продолжительности периодов отсутствия и действия поршневого эффекта.

Предложены технические решения для создания эффективного и экономичного теплового режима транспортных железнодорожных тоннелей.

Научный руководитель: д.т.н., профессор С.Г. Гендлер

А.Ю. ТАРАРИН

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ВОЗДУХОРАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИ ПОДАЧЕ ВОЗДУХА ПО НЕПЛОТНЫМ ТРУБОПРОВОДАМ В НЕСКОЛЬКО ПРОХОДЧЕСКИХ ЗАБОЕВ

Важнейшей задачей строительства любых подземных сооружений является создание систем подачи свежего воздуха с поверхности непосредственно на глубину ведения строительных работ. Для создания безопасных условий труда, при разработке таких систем необходим аналитический расчет распределения воздуха в сети подземных сооружений.

Существующие методы расчета воздухораспределения, основанные на применении программ типа «Аэросеть», «Вентиляция» и др. ориентированы только на определение вентиляционных параметров одиночных выработок, и не учитывают утечки воздуха через неплотно соединенные части воздуховода. Их использование может привести к неконтролируемым ошибкам при вычислении количеств воздуха, подаваемого к местам его потребления.

Целью создания работы является разработка новой модели расчета воздухораспределения по нескольким параллельно установленным неплотным воздуховодам с учетом утечек воздуха, что позволит повысить надежность проветривания подземного пространства, а также минимизировать вероятность возникновения опасных и несчастных случаев.

Научный руководитель: д.т.н., профессор С.Г. Гендлер

КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ТРАНСПОРТИРОВКА И ГЛУБОКАЯ ПЕРЕРАБОТКА УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ

MOUHAMMED JANDAL BERRO, MATTHIAS REICH
TU Bergakademie Freiberg, Germany

IMPROVING THE EFFICIENCY OF MUD PULSE TELEMETRY

Abstract

For monitoring and controlling of deep wells, various sensors are located near the drill bit, which measure the geological and directional information on bottom while drilling. The acquired data should be transmitted to the surface in real time. The standard procedure for data transmission in boreholes is the so called mud pulse telemetry, which sends the information through the drilling mud inside the drill string by means of coded pressure pulses. The sequence of pressure variations will be detected at surface and processed in a software. Then the transmitted information will be extracted and displayed as measured downhole parameters on a display. The actual transmission rate of the mud pulse system is very low compared to the measured amount of raw data. In practice it is rarely possible to send more than 10 bps to the surface. This limited data rate is the main reason for the need of intense raw data processing in the bottom hole assembly. At the Institute of Drilling Engineering and Fluid Mining of the TU Bergakademie Freiberg novel concepts for increasing the efficiency of hydraulic data transmission systems are investigated and developed. One project is concerned with the combination of different conventional transmission concepts. This paper shows that the data rate can at least be duplicated. However, there are many technical challenges in the implementation at both the transmitter and the receiver end. These will be explained and complemented for clarification with audible practical examples.

Introduction

Hydrocarbon deposits are located deep in the underground, in order to produce them from the reservoirs deep wells of up to 12 km length need to be drilled. Drilling such deep wells requires a constant monitoring and controlling of the drill paths. For this purpose the lower section of the drill string above the drill bit, called bottom hole assembly, is equipped with sensors for numerous different measurements which are continuously taken while drilling. The acquired data has to be transmitted to the surface in real time, to enable the drilling engineer to precisely steer the well towards the aimed target zone. Before transmitting the measured data to the surface they need to be translated into a binary code, thus the data will be represented as series of zeroes and ones^[2]. The most common method for data transmission in boreholes is the so called mud pulse telemetry. Mud pulse telemetry systems send the measured data by means of controlled pressure fluctuations through the drilling mud inside the drill string. For downhole pressure pulses generation there are two types of devices available: mud pulsers and mud sirens. The pulsers are transmitting the data by quasi-static variations of the pressure level inside the drill string. For example, each time the pulser restricts the flow area inside the drill string, then a „1” will be transmitted, whereas a „0” will be transmitted by not restricted flow area. In contrast, the siren is generating continuous pressure waves at specific frequencies; hereby for example a certain frequency represents a „1” while another frequency represents a „0”. The mud pulse telemetry has a long reach of often more than 10 km, but its data rate is usually less than 10 bps, which is very low compared to the measured amount of raw data. Therefore the efficiency of the mud pulse telemetry urgently needs to be improved. New concepts for increasing the data rate of the mud pulse telemetry are to be discussed in the next section.

New approaches for improving the efficiency of mud pulse telemetry

At the Institute of Drilling Engineering and Fluid Mining (IBF) of the TU Bergakademie Freiberg in Germany a unique flow loop including prototypes of mud siren and mud pulsers was established to investigate all details of hydraulic data transmission in boreholes^[1], see Figure 1. Moreover, a detailed computer model of the flow loop is available, with which all effects can also be virtually recreated and simulated.

New possibilities for developing new

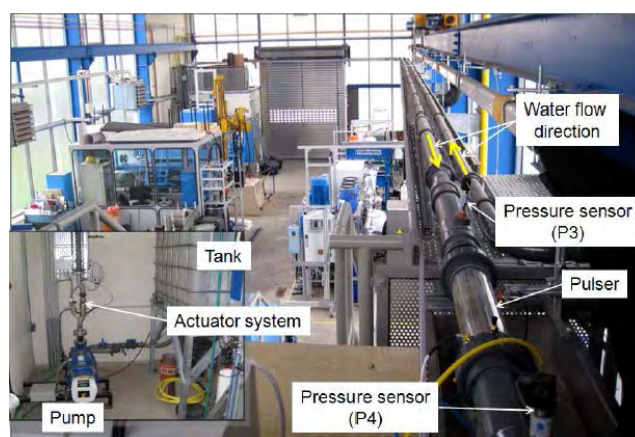


Figure 10. Flow loop for data transmission at IBF^[1]

pulsers for hydraulic data transmission with a higher data rate are currently being investigated. In a first approach, the two concepts (pulser and siren) are combined in a new pulser that is called a **Hybrid Pulser**. Consequently the data rate will be duplicated. Depending on the combination of the two siren frequencies and the two transmitting options of the pulser (restricted or open) always 2 bits can be transmitted simultaneously as shown in Table 1.

Table 3

Transmission options with common pulsers (pulser and siren) as well as with hybrid pulser

Pulser	Option	Siren	Option	Pulser	Siren	Option
open	0	first frequency	0	open	first frequency	0 0
restricted	1	second frequency	1	open	second frequency	0 1
				restricted	first frequency	1 0
				restricted	second frequency	1 1

In a second approach a multi-frequency siren was to be developed, so that several frequencies can be induced at once, thus several bits, depending on the number of different frequencies are generated, can be transmitted simultaneously. For example, Table 2 demonstrates this effect of a siren with three individually adjustable frequencies. It is evident that in this case, three bits per slot can be transmitted simultaneously.

Table 4

Transmission options by a multi-frequency siren with three frequencies

First frequency	Second frequency	Third frequency	Option
off	off	off	0 0 0
off	off	on	0 0 1
off	on	off	0 1 0
off	on	on	0 1 1
on	off	off	1 0 0
on	off	on	1 0 1
on	on	off	1 1 0
on	on	on	1 1 1

By applying such approach hydraulic effects must be taken in consideration. For example, if two mud sirens are installed in a row on the flow loop, and one siren generates 15 Hz and the other 39 Hz, it is found that as a result two dominant frequencies arise, which are 15 and 24 Hz as shown in Figure 2.

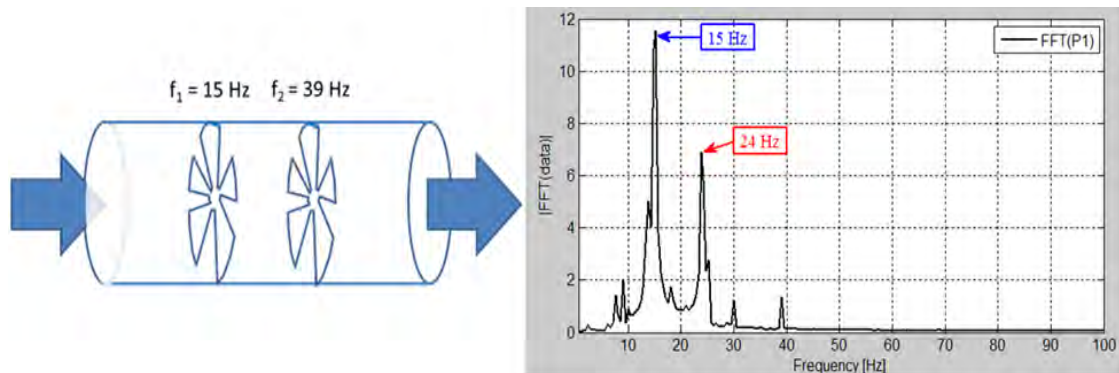


Figure 11. Generating two frequencies by installing two sirens in a series connection

A mathematical model was developed that explains the relationship between the induced frequencies as a result of the incompressibility of the drilling mud. In respect to the developed mathematical model it can now be calculated, which frequencies have to be adjusted to the individual sirens, so that just the certain desired frequencies are induced in the drill string.

Faster sending devices should not be the only element to be developed, however improving the mud pulse telemetry also requires a deployment of more effective signal processing algorithms at the receiver side. At the IBF mathematical algorithms are developed to remove the environmental hydraulic noise from the received signal enhancing the ability to detect the transmitted pressure pulses and hence to perform the data decoding correctly. Furthermore, a novel wavelet algorithm was developed enabling successfully extracting of the useful signal of weak sirens from the dominant hydraulic environmental noise^[1]. The available wavelet algorithm can efficiently be used to detect the signal from multi-frequency sirens at surface. As an example a synthetic time signal containing four frequencies (11, 17, 35 and 67 Hz) which are switched on and off independently from each other is shown in Figure 3 (upper part), while in the lower part the result of the applied wavelet analysis is shown. On the time axis on the bottom of the chart the start and the end point as well as the duration of each individual frequency can clearly be assigned.

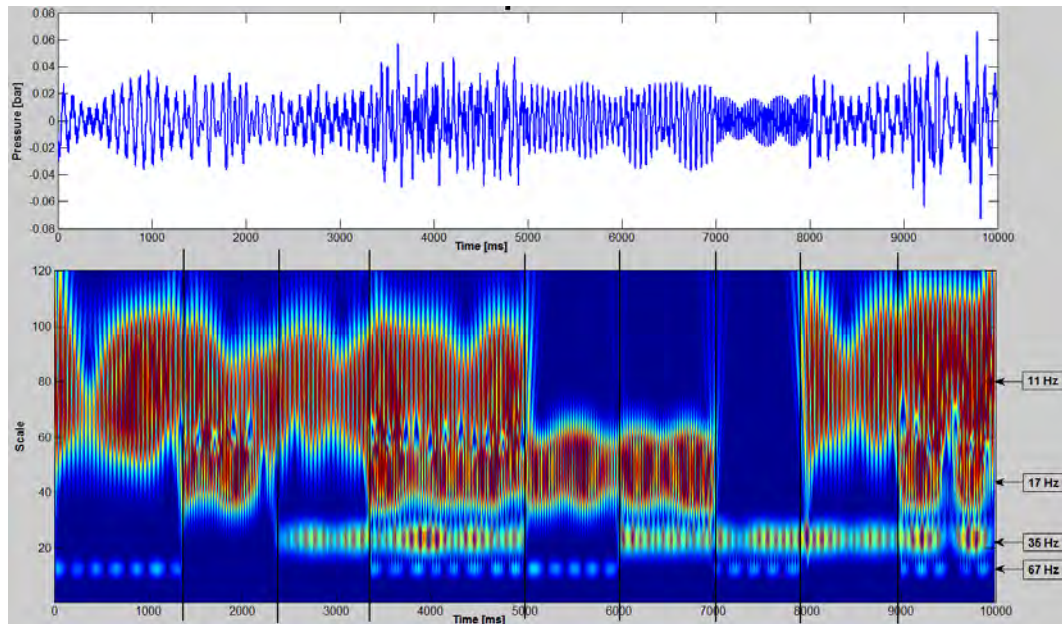


Figure 12. Applying the wavelet transformation on a time signal with four discontinuously occurring frequencies

Conclusions

All described methods have been tested either on the existing test facility of the IBF or simulated by detailed computer calculations. It was possible with both the hybrid pulser and the multi-frequency siren to achieve significantly higher data rates compared to conventional systems. The combination of available pulser systems has the advantage that all necessary components are already available, leading to a minimum risk of development.

References

- [1] Namuq, M. A.: „Simulation and modeling of pressure pulse propagation in fluids inside drill strings“. Dissertation, TU Bergakademie Freiberg, 26 Oktober 2012.
- [2] Reich, M.: „Hunting underground“ ISBN 978-3-00-032008-8, Publisher add-books, 2012.

ANGELA NORMA MENDOZA MIRANDA, VACLAV KOZA
University of Chemistry and Technology, Prague, Czech Republic

THE NATURAL GAS MOISTURE IN THE DISTRIBUTION SYSTEM

Introduction

Nowadays there are a number of alternative fuels, which can bring benefits from an economic and environmental point of view. Some examples of those fuels are: biodiesel, bioethanol and compressed natural gas (CNG).

The quality of natural gas taken from the distribution system by the common customer and the operator of CNG fueling stations must meet the requirements of standard TPG 902 02⁽¹⁾.

This quality is not sufficient for the preparation of CNG by direct compression of distributed gas. In order to suppress the risk of condensation inside the pressure tank of the fueling stations and in some cases even in the pressure fuel tank of CNG vehicles, the distributed gas has to be dehydrated before used as CNG. The requirements for water content in the natural gas distributed for CNG preparation and eventually gas processing before being filled into CNG vehicles should thus be considered separately.

The amount of water removed from a compressed natural gas fueling station

Requirements on compressed natural gas are established in standard ISO / TR 15403-2 ⁽²⁾. This requirements apply only to compressed natural gas as it enters the fuel tank on the vehicle. Fueling station operators are responsible for the necessary adjustments of the supplied natural gas composition.

The water content in the gas at a pressure of 20 MPa and a temperature of -20 ° C should be less than 30 mg / m³.

For this reason it is important to consider what happens to each component of the CNG when the pressure varies in the range from 0.002 MPa to 25 MPa.

Natural gas passes from the distribution system, where pressure range is from 2 to 400 kPa, to a compressor which compresses it to the fueling station tank at 1-25 MPa. During the refueling of a CNG vehicle, gas flows from the reservoir to the dispenser and expands into the storage cylinder in the vehicle where the pressure range is from 1

to 20 MPa.

During gas compression in the CNG fueling station, the dew point of water increases, and thus, increases the possibility of water condensation. Therefore, it is necessary to determine how much water must be removed from the gas through the dryer (adsorber) to prevent condensation in the pressurized tanks.

In order to calculate the amount of water to be eliminated, monthly and daily values of dew points at 4 MPa, are obtained from all the distribution networks present in the Czech Republic in previous years.

These networks are under the control of the companies RWE and E.ON Distribution, Inc. Information about the dew points is available on the websites of these companies.

Calculating the amount of water for removal from natural gas

Fig. 1 shows the procedure to determine the amount of water that must be removed from natural gas to obtain compressed natural gas with moisture content reduced to the desired value.

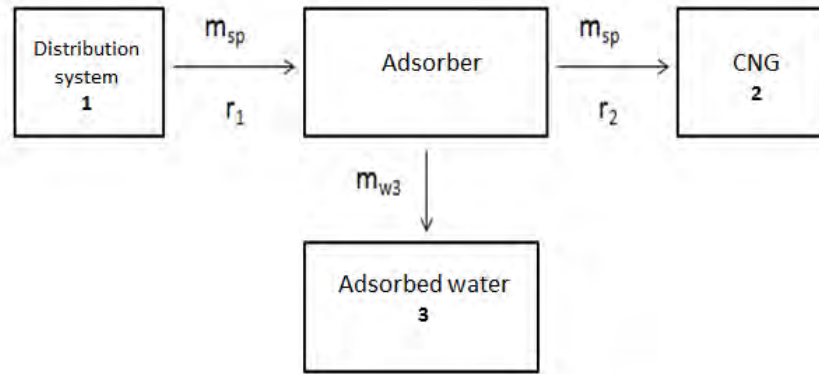


Figure 1. Water removal from natural gas

The amount of water in the different streams is expressed as:

$$m_{w1} = m_{sp} r_1, \quad (1)$$

$$m_{w2} = m_{sp} r_2, \quad (2)$$

where,

m_{sp} mass of the dry gas [kg]

m_{w1} mass of water from the natural gas distribution system [kg]

r_1 mixing ratio of water in the natural gas distribution system [-]

m_{w2} mass of water of compressed natural gas [kg]

r_2 mixing ratio of water in the compressed natural gas [-]

Then follows,

$$m_{w3} = m_{sp} (r_1 - r_2), \quad (3)$$

where,

m_{w3} mass of absorbed water [kg]

Mixing ratio r_1 allows knowing how many kilograms of water are present in 1 kg of dry gas. Its value is determined using the next equation,

$$r_1 = \frac{P_w^s M_w}{(P_{dis} - P_w^s) M_{sp}}, \quad (4)$$

where,

r_1 mixing ratio [-]

P_w^s saturated vapor pressure [Pa]

P_{dis} distribution system pressure [Pa]

M_w molar mass of water [kg·mol⁻¹]

M_{sp} molar mass of dry gas [kg·mol⁻¹]

To calculate mixing ratio r_2 , the vapor pressure $P_w^s(CNG)$ is previously calculated at a dew point temperature of -25 °C using the Antoine's equation, followed by the next formula,

$$r_2 = \frac{P_w^s(CNG) M_w}{(P(CNG) - P_w^s(CNG)) M_{sp}}, \quad (5)$$

where,

r_2 mixing ratio [-]

$P_w^s(CNG)$ saturated vapor pressure of the compressed natural gas [Pa]

$P(CNG)$ pressure of the compressed gas at the fueling station [Pa]

The amount of removed water depends on the type of customer at the CNG fueling station. In this work, the case of a fleet of twenty buses Iveco Citelis is taken in account. It is assumed that each vehicle fully loads its tanks on a daily basis.

Results and discussion

The amount of water needed to be removed from natural gas is calculated mainly for those cases where it was possible to find almost all monthly dew points and where some of their values exceeded the accepted limit, i.e. $-7^{\circ}\text{C}/4\text{ MPa}$.

In Fig. 2 is observed that during 2013, at the custody transfer station Třanovice 2, the largest amount of eliminated water ($54.6\text{ kg}\cdot\text{month}^{-1}$) is registered in August. The opposite case happens in November, when the amount of water to be removed is mere $3.8\text{ kg}\cdot\text{month}^{-1}$. The total amount for one year is 209 kg.

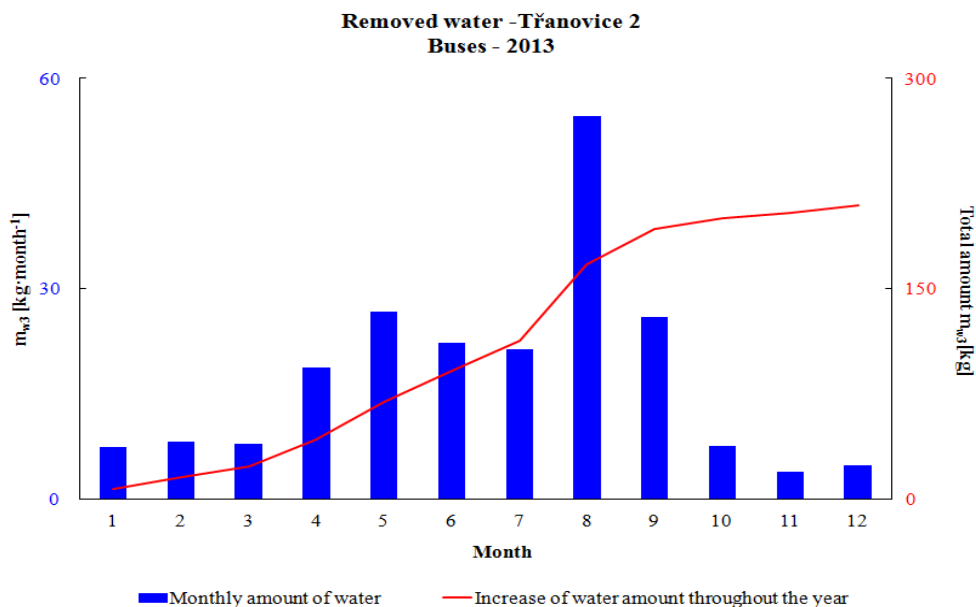


Figure 2. Amount of removed water from CNG in the case of twenty buses during 2013

Conclusion

The amount of water to be removed from natural gas in order to avoid condensation of water at 25 MPa, which is the maximum pressure used in CNG fueling stations, depends on the water dew point in the gas, therefore the higher dew point, the bigger is the amount of water to be eliminated.

After the analysis of different custody transfer stations, the annual amount of removed water ranges from 55 to 209 $\text{kg}\cdot\text{year}^{-1}$ in the case of a fueling station that provides CNG for twenty buses Iveco Citelis.

References

1. TPG 902 02: *Quality and Testing of gaseous fuels with high methane content*. GAS s.r.o., 2008.
2. ISO/TR 15403-2. *Natural gas — Natural gas for use as a compressed fuel for vehicles: Part 2: Specification of the quality*. Switzerland: ISO, 2006.

IBRAHIM NAIM RAMADAN

Petroleum – Gas University of Ploiești, Romania

ASSESSMENT OF TECHNICAL CONDITION OF FURNACE TUBES FROM REFINERIES AND PETROCHEMICAL PLANTS

Abstract: Due to severe working conditions furnace tubes undergo specific damage processes. An assessment procedure for cumulative damage of furnace tubes is proposed in the paper. Several mechanical tests were performed in order to prove the assessment proposed in the paper.

Keywords: *furnace tubes, degradation, assessment, pipes, mechanical properties*

During operation, due to the action of transmitted fluids pressure and frequent temperature fluctuations, time variable mechanical stresses of high intensity are generated in the pipes. Furthermore, significant changes of mechanical properties, metallurgical structure and chemical composition due to the interaction with the atmosphere inside the furnaces and from the transmitted fluids within the pipes accelerates the damage of furnace tubes and these degradation processes have substantial effects on the endurance of the pipes [1,2,3].

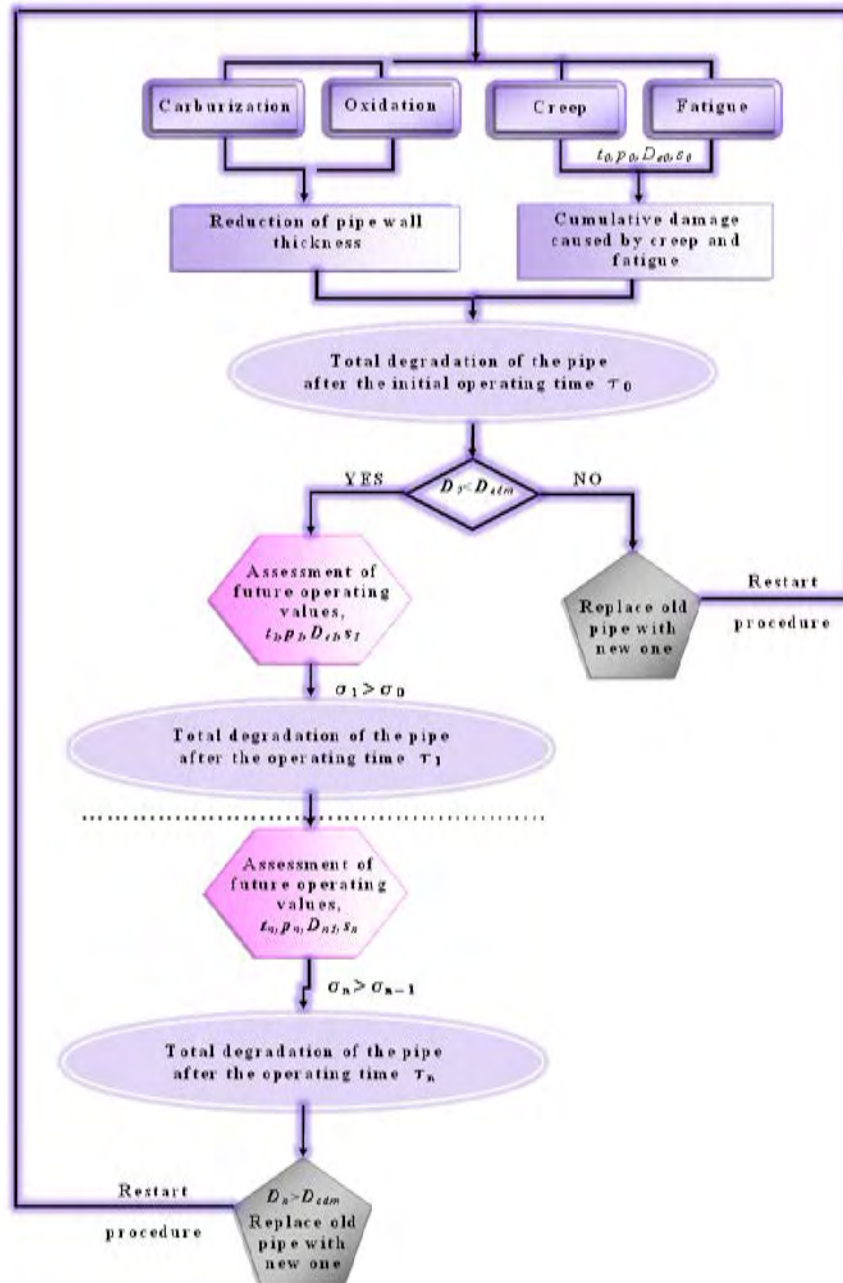


Figure 1. Assessment procedure for cumulative damage of furnace tubes

Carburization and oxidation phenomena causes the decrease of the effective thickness of wall tubes, while the creep and fatigue phenomena dependent on operating parameters (temperature and working pressure). Degradation depends on the geometrical characteristics of tubular material parameters that continuously change as a result of oxidation, carburization, creep and fatigue phenomena. The degradation can be estimated after the initial working period, but at every periodic inspection is necessary to evaluate the pipe geometry (outside diameter and wall thickness) in order to compare the actual degradation with the estimated degradation value. If the estimated value is inferior to the value measured after the periodic inspection the pipe can still be functional, otherwise the tubular material should be replaced. If one of the periodic inspection shows an accelerated degradation, (below the allowable value) then the reduction of working parameters should be taken into account ($t_i < t_{i-1}$ and $p_i < p_{i-1}$) in order to extend the life of the tubular material without the replacement of the pipes. The proposed method for the assessment of technical condition of furnace tubes from refineries and petrochemical plants is shown in figure 1.

The remaining life of the tubular material cannot be estimated without the experimental determination of the mechanical characteristics (chemical composition, microstructure and mechanical properties) both in initial state and after different working periods.

For the study, the pipes of a radiation area from a catalytic reforming unit furnace have been analyzed. The pipes are made of P91 stainless steel (X10CrMoVNb9-1, according to EN 10216) and have the following geometrical features: outside diameter, $D_e=88.9$ mm and the wall thickness, $s=7.1$ mm. The furnace was operational 344 days - between 01.01.2012 - 05.02.2013 and did not work 55 days due to maintenance activities.

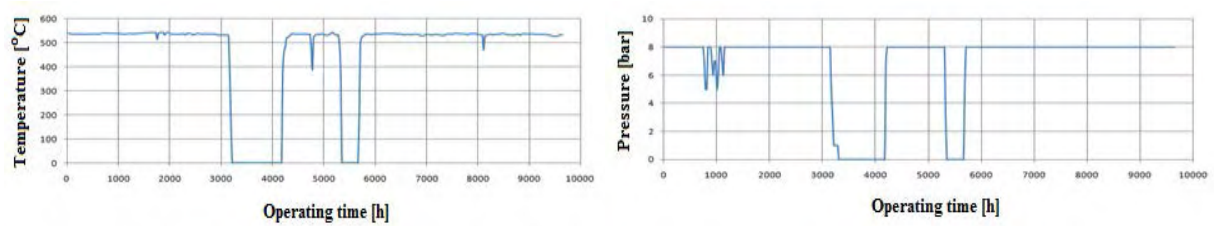


Figure 2. Operating conditions of the furnace tubes

In order to evaluate the state of the tubular material, mechanical tests have been performed, as shown in figure 3, on both tubular material that worked a certain period of time (H1T) and on a new one (H2). The values of the mechanical test performed on tubular material are shown in table 1 and in figure 3.

Table 1
Pressing force and displacement values for the tests performed according to EN ISO 8492

Sample	Maximum pressing force [t]	Displacement [mm]
H2	2,2	49
H1T	1,7	2,6

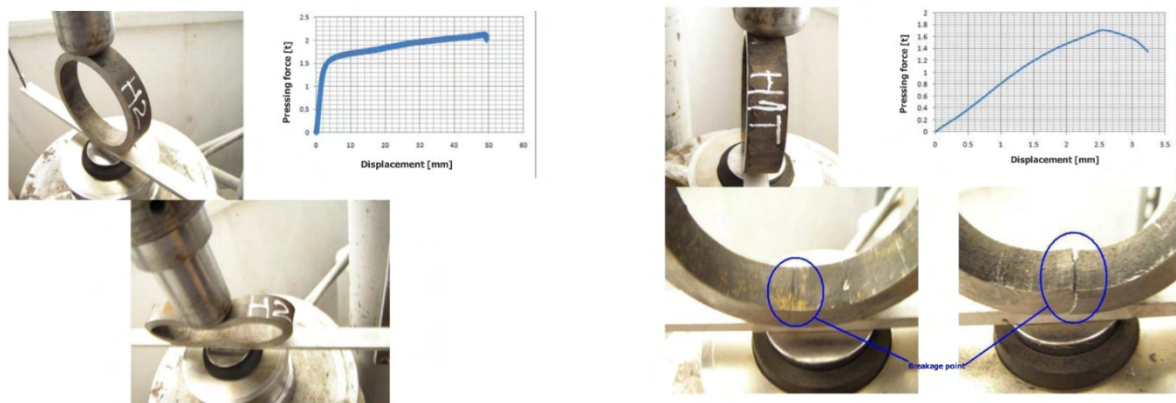


Figure 3. Mechanical tests performed on tubular material according to EN ISO 8492

Furthermore, the chemical composition of the main chemical elements was determined on both tubular material that worked a certain period of time and on the new ones, as can be seen in table 2.

Comparing the characteristics of chemically determined experimentally with those prescribed by EN 10216-2: 2014 (Seamless steel tubes for pressure Purposes. Technical Delivery Conditions. Non-alloy and alloy steel tubes with Specified elevated temperature properties) H1T has the chemical composition altered due to carburization processes, the increased carbon concentration determined the reduction of chemical characteristics.

Table 2

Chemical composition for the main chemical elements of H1T and H2

Chemical element	H1T		H2	
	exterior	interior	exterior	interior
C	0.0937	0.214	0.06335	0.04685
Mn	0.517	0.506	0.5235	0.4965
Cr	9.32	9.27	9.585	9.455
Mo	0.893	0.88	0.953	0.904
Ni	0.171	0.172	0.3905	0.2755
Al	0.0093	0.0093	0.0098	0.0103
Nb	0.0126	0.0119	0.06205	0.05095
V	0.0324	0.0301	0.2365	0.2265

Microscopic examination of samples H1T and H2 revealed the following:

- H1T has a reduced wall thickness compared to H2;
- separation of carbides is observed at grain boundaries on H1T furnace tube walls;
- on H1T there can be seen a separation of carbides at the grain boundaries.

Conclusions

It was found that the tubular material degradation is the result of exploitation at elevated temperature in

hydrocarbon medium. The processes that led to degradation were creep and carburization.

Coke deposits on the inside of the tube indicates that it has been used for a long time, at high temperature in the presence of a hydrocarbons, since the presence of coke led to overheating and also increased creep and carburization.

The chemical composition of analyzed sample is altered by carburizing processes and the increase of carbon concentration led to embrittlement of the pipe.

The tubes made from the same material and with the same operating as the ones analyzed must be replaced, based on the assessment procedure for cumulative damage of furnace tubes, as they present a major operation failure risk.

References

1. Suciú Gh., Ionescu C., Ionescu F.S., *Ingineria prelucrării hidrocarburilor vol. IV*, Editura Tehnică, București, 1993
2. API 579-1 / ASME FFS-1, *Fitness – For – Service*, 2007
3. BS 7910, *Guide to methods for assessing the acceptability of flaws in metallic structures*, 2005

C. RYBICKI, P. SZABAT

AGH University of Science and Technology, Poland

ACIDIZING CARBONATE ROCKS

Abstract

Acidizing is a form of stimulation which is performed on a well in order to increase or restore production. Sometimes, a well initially exhibits low permeability, and stimulation is employed to commence production from the reservoir. Other times, stimulation is used to further encourage permeability and flow from an already existing well that has become under-productive. A type of stimulation treatment, acidizing is performed below the reservoir fracture pressure in an effort to restore the natural permeability of the reservoir rock. Well acidizing is achieved by pumping acid into the well to dissolve limestone, dolomite and calcite cement between the sediment grains of the reservoir rocks. There are two types of acid treatment: matrix acidizing and fracture acidizing. Presentation is focused on the first form of acidizing. The reactions taking place between the rock and the acid lead to increased permeability and porosity of the reservoir rock. Acid mixed with water splits into hydrogenions and negativeions. Aqueous solution of acid reacts with rock generating carbon dioxide, water and usually dissolved in water salts.

The aim of the study was to investigate the loss of carbonate rocks samples which react with liquids used for acidizing. At the outset, the carbonate content of several cores was measured. This enabled to nominate three representative samples containing various levels of carbonate minerals. During the study three different acids were used : an aqueous solution of sulfamic acid, an aqueous solution of hydrochloric acid in admixture with acetic acid and addition of a corrosion inhibitor and an emulsion of oil and acid. Acidizing treatment efficiency was determined from the loss in carbonate rock structure and the duration of the reaction. The process of acidizing was performed at various ambient temperatures. The research led to the selection of the optimal acidizing fluids for particular carbonate rocks.

Introduction

Acidizing is often used for increasing or restoring production of a well. This process involves pumping acid into the well to melt some of the reservoir rocks. This treatment should increase permeability which leads to better flow from the reservoir to the well. Purpose of this study is to determine which fluids are most effective and what kind of rocks are best for acidizing. Acidizing treatment efficiency was defined from the loss in carbonate rock structure and the duration of the reaction.

Materials and methods

First task was to choose appropriate rocks. To achieve that, the carbonate content of several cores was measured. This enabled to nominate three representative samples containing various levels of carbonate minerals. For further research were used dolomite from Ostrówek, dolomite from Libiąż and a limestone from Czatkowice. Table 1 shows carbonate content of those cores.

Table 1

Origin of the rock	Type of rock	Carbonate content [%]
Ostrówek	Dolomite	57,05
Libiąż	Dolomite	54,24
Czatkowice	Limestone	77,47
Kamień Pomorski	Dolomite	6,13

Due to low carbonate content, dolomite from Kamień Pomorski was excluded from further research.

During the study three different fluids were used: an aqueous solution of sulfamic acid (fluid I), an aqueous solution of hydrochloric acid in admixture with acetic acid (fluid II) and an emulsion of oil and acid (fluid III). Every fluid had an addition of corrosion inhibitor.

Before the test weight of each rock sample was measured. After that samples were inserted into the beakers which contained three different acids. The beakers were put into the oven to reproduce reservoir conditions. After a predetermined time weight of each sample was measured. Last measurement took place 72h after putting samples into acids. Acidizing treatment efficiency was the difference between weight before and after the test. In addition, the corrosion of fluids was measured. The method was identical as for acidizing treatment efficiency. Instead of rock samples steel plates were placed in acids

Results

Table 2 shows weight loss of samples of dolomite from Ostrówek.

Table 2

Sample weight change- Ostrówek									
Type of fluid	Initial weight [g]	Weight after 20 min [g]	Change [%]	Weight after 60 min [g]	Change [%]	Weight after 24h [g]	Change [%]	Weight after 72h [g]	Change [%]
Fluid I	27,41	25,67	6,35%	25,48	7,04%	25,24	7,92%	25,21	8,03%
Fluid II	20,34	19,855	2,38%	19,18	5,70%	19,01	6,54%	18,97	6,74%
Fluid III	20,415	20,215	0,98%	20,115	1,47%	19,855	2,74%	19,835	2,84%

Hydrochloric acid in admixture with acetic acid was the most efficient. The difference in weight was 8,03% and the reaction was very fast because the biggest drop was after first 20 minutes. Sulfamic acid was second best. The difference in weight was 6,74% but reaction was a bit slower. The biggest drop was after 1 hour. Emulsion of oil and acid provided the difference of 2,84% with almost constant drop throughout the test. Table 3 shows weight loss of samples of dolomite from Libiąż.

Table 3

Sample weight change- Libiąż									
Type of fluid	Initial weight [g]	Weight after 20 min [g]	Change [%]	Weight after 60 min [g]	Change [%]	Weight after 24h [g]	Change [%]	Weight after 72h [g]	Change [%]
Fluid I	23	20,94	8,96%	20,78	9,65%	20,5	10,87%	20,48	10,96%
Fluid II	23,94	23,315	2,61%	22,445	6,24%	22,17	7,39%	22,13	7,56%
Fluid III	23,805	24,295	-2,06%	24,18	-1,58%	24,07	-1,11%	24,055	-1,05%

Behavior of reactions was similar to those described for dolomite from Ostrówek. Bigger difference in weight loss is a result of higher carbonate content. Interestingly, the samples in emulsion of oil and acid recorded weight gain. The amount of melted structure was small and air in rock pores could be replaced by oil from emulsion. Table 4 shows weight loss of samples of limestone from Czatkowice.

Table 4

Sample weight change - Czatkowice									
Type of fluid	Initial weight [g]	Weight after 20 min [g]	Change [%]	Weight after 60 min [g]	Change [%]	Weight after 24h [g]	Change [%]	Weight after 72h [g]	Change [%]
Fluid I	30,33	19,96	34,19%	19,635	35,26%	17,86	41,11%	17,74	41,51%
Fluid II	20,11	15,025	25,29%	14,035	30,21%	13,785	31,45%	13,765	31,55%
Fluid III	13,185	13,34	-1,18%	13,165	0,15%	13,055	0,99%	13,04	1,10%

Once again behavior of reactions was quite similar. Samples in hydrochloric acid in admixture with acetic acid reacted quickly and provided the biggest difference in weight (41.51%). Samples in sulfamic acid reacted quicker than in previous fluids and the final difference was also big (31,55%). However, samples in emulsion of oil and acid recorded only 1% loss in weight.

Table 5 shows weight loss of samples of steel plates.

Table 5

Type of fluid	Initial weight [g]	Weight after 24h [g]	Weight after 48h [g]	Overall change [%]
Fluid I	51,5	51,46	51,44	0,116
	54,12	53,82	53,79	0,610
Fluid II	52,98	52,64	52,59	0,736
	52,67	52,31	52,3	0,702
Fluid III	52,98	52,85	52,71	0,509
	51,51	51,42	51,39	0,233

The most corrosive fluid was sulfamic acid. It was almost twice as corrosive as other two fluids.

Conclusions

The aim of the study was to investigate the loss of carbonate rocks samples which react with liquids used for acidizing. Experiments proved that the higher amount of carbonate content in rocks the better results from acidizing are possible to achieve. An aqueous solution of sulfamic acid provided the highest loss of mass and structure. Second best was the aqueous solution of hydrochloric acid in admixture with acetic acid, and the worst - emulsion of oil and acid. Furthermore, corrosion of those liquids was investigated. Aqueous solution of hydrochloric acid in admixture with acetic acid was almost twice as corrosive as an aqueous solution of sulfamic acid. In conclusion, we advise to use sulfamic acid for acidizing because it provides big losses of carbonate structure and it is less corrosive than other acids.

SANGAR S. AHMED, M. BERTAU

Freiberg University of Mining and Technology, Germany

A NATURAL ROCK (ALGINITE) FOR DEMULSIFICATION OF WATER/BITUMEN EMULSIONS

Abstract

Oil/water emulsions play a major role in crude oil processing, and last not least they constitute pollutants when emitted into water by industry and domestic sewage. Also oily water in inland waterways and coastal zones is one of the most serious issues of water pollution which needs to be resolved urgently.

The ability of alginite to remove water from diluted bitumen emulsion has been studied. The experimental evidence shows that when the bitumen is diluted (1: 3 diluent to bitumen ratio) with toluene to reduce its viscosity and density, > 98% separation is obtained using the naturally occurring rock material alginite, which petrographically is classified as an immature oil shale. Moreover, from the results there is a strong indication that the water separation power of alginite is unparalleled to other, commercially available demulsifiers. The kerogen has been shown to

not necessarily being required for the demulsification process to work. Upon tempering at (500 and 1000) °C, respectively, the material has not lost its ability to split emulsions, yet at higher alginite ratios. This property is a distinctive feature, since it allows for cost-effectively recycling used material, what in fact renders it different from other commercial demulsifiers. Thus, alginite treatment of oil/water systems has proven highly important in the field of petroleum industry, be it crude oil processing, be it remediation of environmental pollutions or in the case of average.

Key words: Alginite, Water/Bitumen Emulsions, Toluene, Oil shale, Viscosity.

1. Introduction

Bitumen is a black, high viscous substance obtained by refinery processes from petroleum processing (petroleum bitumen) ^(1 and 2) or found as a natural deposit (natural bitumen) ⁽³⁾. Stable water-in-oil emulsions, which persist in bitumen froth derived from surface mining of Athabasca oil sands, are stabilised by a combination of asphaltene and clay solids ⁽⁴⁾. Due to potential problems in corrosion and catalyst poisoning, removing water from diluted bitumen is a very important step in oil sand processing ⁽⁵⁾. In this study, a natural rock (alginite) from Hungary was used as a demulsifier to investigate the stability of water-in-bitumen emulsions.

2. Experimental Methods and Materials

Table 1

Properties of bitumen sample	
Test description	Sample Results
Density g/ml ASTM D-1298	0.9924
Sp.gr @ 15.5 °C, ASTM D-1217	0.9935
API Gravity, ASTM D-287	10.93
Total Sulphur Content wt.-%, ASTM D-4294	4.8034
Flash point °C ASTM D-92	>120
Viscosity cSt 50 °C ASTM D-445	2498

Residual distillation feed (bitumen) was used to prepare water-in-bitumen emulsions. It was obtained from Erbil in the (Kurdistan Region of Northern Iraq). The typical characteristics of bitumen are specified and listed in table (1). Alginite and some commercial demulsifiers like polyethylene glycol (PEG), polypropylene glycol (PPG) and hexadecylamine were used as surfactants for removing water in bitumen emulsions. For the A500 and A1000 samples, alginate was tempered for 2 hours at (500 and 1000) °C, respectively.

2.1. Preparation of Water-in-Diluted Bitumen

Bitumen was transferred to a beaker and diluent (toluene / isopropanol) was added. The mixture diluent-bitumen (Dilbit) was stirred to homogenize for 15 minutes at 1500 rpm. Sample emulsions were prepared by slowly adding brine solution (3% wt. NaCl) to diluted bitumen (mass ratio 1:1) and kept mixing at 4500 rpm for 45 minutes.

2. 2. Determination of water content

50 ml of emulsion was transferred to a beaker and stirred at 1200 rpm and 60 °C for 30 minutes. Different diluent to bitumen ratios, alginate concentrations (0.25–2.5) %, and commercial demulsifiers were studied. Water content was measured by the Karl-Fisher method using a Mettler-Toledo V20 (Germany) and reported as a weight percentage.

3. Results and Discussion:

3.1. Effect of Diluent to Bitumen ratio

Figure (1) shows the degree of destabilisation of emulsion as a function of various diluent contents. The experimental evidence shows that when the bitumen is diluted (1:3 diluent to bitumen ratio), more than 98 % separation is obtained using alginite. When a 1:5 diluent to bitumen ratio was prepared, more than 90 % separation is observed with the same amount of alginite. The results indicate that increasing aromaticity of the emulsion leads to increasing asphaltene solubility which allows asphaltene molecules to be free to leave their sites at the oil-water interfacial film. This ruptures the film and allows small water droplets to coalesce and grows, eventually separating into an aque-

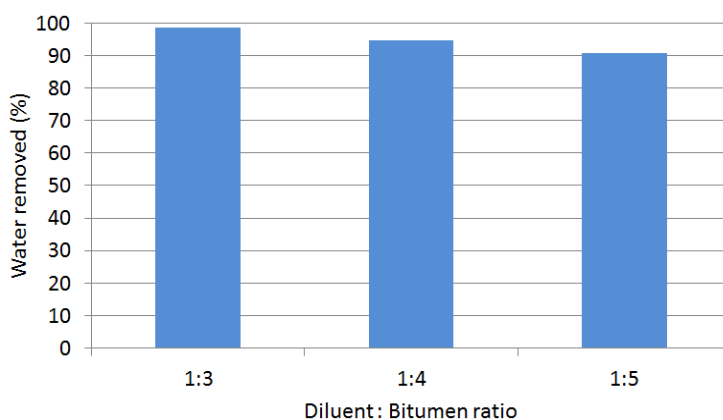


Figure 1. Effect of diluents: bitumen ratio on water removed using 1.00 wt. % alginite

ous phase ⁽⁶⁾.

3.2. Effects of demulsifier on water separation

Some commercial demulsifiers such as PPA, REG, hexadecylamine and alginate, were used for demulsification of diluted bitumen emulsions. From figure (2), the highest separation efficiency obtained with 1.0 wt.-% alginate was 97.5% after 1 hour, while with the same amount of PPG, PEG and hexadecylamine, water separation efficiency was 75.8%, 47.2% and 63.4%, respectively. It is concluded that there is a strong indication that the water separation power of alginate is unparalleled in comparison to other, commercially available demulsifiers.

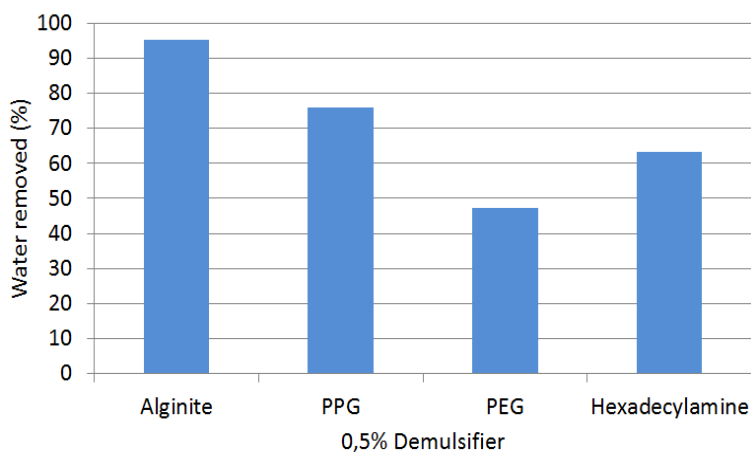


Figure 2. Effect of different demulsifiers on water removed using diluent: bitumen (1: 3) ratio

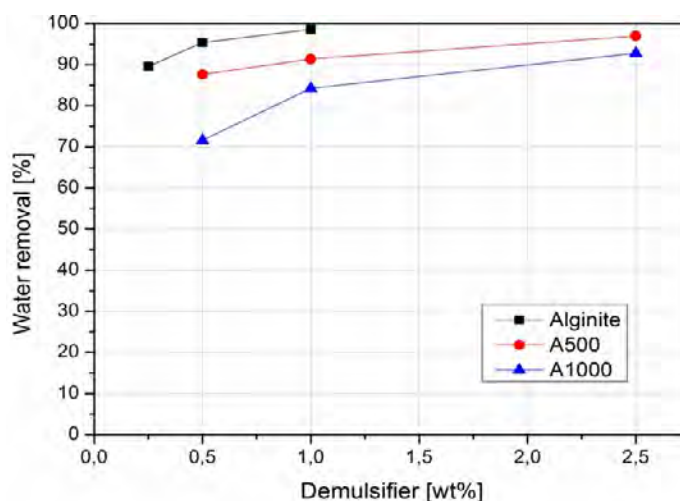


Figure 3. Effect of amount of alginate, A500 and A1000 % on water separation using diluent: bitumen (1: 3) ratio

As shows in figure (3), another important property of alginate is that, even without organic compounds (A500 and A1000), it is able to remove water from the emulsions (water removed > 97.00 % and > 92.00 % by using 2.5% A500 and A1000 respectively). The results indicate that upon tempering at 500 and 1000 °C, the material does not lose its capability to split emulsions at higher alginate ratios. This property is a distinctive feature, since it allows for cost effective recycling of used material, which renders it different from other commercial demulsifiers.

4. Conclusion

- 1- The percentage of water separation increased with increasing diluting ratio in the oil phase.
- 2- There is a strong indication that the water separation power of alginate is unparalleled compared to other commercially available demulsifiers.
- 3- Kerogen has been shown to not necessarily be required for the demulsification process to work. Upon tempering at 500 and 1000 °C, the material does not lose its capability to split emulsions.

References

1. S. B. Mortazavi, Y. Rasoulzadeh, A. A. Yousefi, A. Khavanin, *Iranian Polymer Journal* 2010, 19, 197–205.
2. M. Garcia-Morales, P. Partal, F. J. Navarro, F. Martinez-Boza, C. Gallegos, N. Gonzalez, O. Gonzalez, M. E. Munoz, *Fuel* 2004, 83, 31–38.

3. Y. Xu, J. Wu, T. Dabros, H. Hamza, S. Wang, M. Bidal, J. Venter, T. Tran, *The Canadian Journal of Chemical Engineering* 2004, 82, 829–835.
4. G. Gu, Z. Xu, K. Nandakumar, J. H. Masliyah, *Fuel* 2002, 81, 1859–1869.
5. J. Czarniecki, K. Moran, *Energy & Fuels* 2005, 19, 2074–2079.
6. H. W. Yarranton, H. Hussein, J. H. Masliyah, *Journal of Colloid and Interface Science* 2000, 228, 52–63.

D. ŠLOSÁR

The Technical University of Košice, Slovak Republic

LARGE CAPACITY DEVICE FOR HYDROCARBON STORAGE

Abstract

Gas storages in large capacity storage devices may help to solve the problem of the gas storage and transport if the storage is safe with the possibility of sure, comfortable and fast enough pumping and charging the battery by stored gases. Such solutions, which can be used as an energy source. The proposed system is protected by a patent in pilot experiments with different gases and inert substance with large internal surface apparently there is another application of the invention: P. Rybar, S. Molokac, Patent Application Slovak Republic No.: SK 2000592012/2012.

Key words: VAZEP, large capacity device for gas storage, hydrocarbons, natural gas, natural zeolites, cryogen temperatures, HeH cryostat.

Introduction

The proposed system is protected by a patent in pilot experiments with different gases and inert substance with large internal surface. Apparently there is another application of the invention. Project VUKONZE "working" with gases such as hydrogen and biogas, thus developed a secure high capacity container is compatible with the following stages of the project.

Further analysis was conducted on the developed design methods for hydrogen storage with cryogenic liquids. In this context, as suggested by the Chamber for flexible change of the amount of hydrogen in the zeolite after cooling to the temperature of liquid nitrogen and the preparation of patent - the search operation.

After the installation of equipment the research phase of activity followed, which have been investigated and will examine large-scale batteries for safe storage of hydrogen from natural materials and conducted the research and development of new methods for long-term storage of hydrogen.

Nature zeolite

The Eastern Slovakian basin with its basement of graben-synclinal structure was filled by Neogene clastic sediments, volcanogenic rocks and evaporites. The total thickness of the Neogene sequence reaches 7000 m. Diverse lithofacies were affected by volcanic activities of acidic to intermediate character, which continued during the whole Miocene period. Clay minerals and zeolites occur as the major or minor constituents of tuffs in all the Miocene stratigraphic stages. Zeolitization of stratiform character, showing vertical mineralogical zoning, constructed by clinoptilolite and analcime is associated exclusively with the bedded marine Lower Badenian sequence of rhyodacitic volcanoclastics, the so-called Hrabovec tuffs [1].

Surface and properties of natural zeolites

One important property of zeolite is the ability to exchange cations. This is the trading of one charged ion for another on the crystal. One measure of this property is the cation exchange capacity (CEC). Zeolites have high CEC's, arising during the formation of the zeolite from the substitution of an aluminum ion for a silicon ion in a portion of the silicate framework (tetrahedral units that make up the zeolite crystal).

Tetrahedrons (SiAl)₀₄ create a porous structure cause ion exchange capacity. The effective channel diameters: mostly from 0.2 up to 0.7 nm results to adsorption. The total volume of empty space in the structure of natural zeolites: 28 - 58 % of the mineral renders catalytic action [1].

Artificial materials

Another possible solution is to use carbon nanotubes, materials based on fullerenes, microscopic particles of spherical shape. Nanotubes are unsealed form with the bottom of the fullerenes form, the remainder of the tubular form. This form led to the attempt to locate hydrogen in nanotubes. Existing research points out that hydrogen cannot be maintained sufficiently effective in such areas.

Large capacity device for hydrocarbon storage

For energy storage gases are usually used high- volume underground tanks or above ground pressure tanks including tanks for storage of liquid gases. The main disadvantage of such devices it is that they must be classified as explosive and they are subjects to the rules for working in hazardous environments, including increased demands on the materials. The additional disadvantage of these devices is their limited volume capacity.

Safe storage of hydrocarbons requires large capacity containers using cryogenic temperatures and inert substance - such as natural zeolite, with a large internal surface. Such a system can safely store up to 600 times the

volume to storage in normal pressure. Innovative is the fact that gas will be cooled below the boiling point, making it liquid. Heat capacity of natural zeolite is large, so that when heated above the boiling point of zeolite stored gas, there is a gradual release. Thermal process can be the key storage - release - storage be managed in real time.

The proposed system is protected by a patent in pilot experiments with different gases and inert substance with large internal surface apparently there is another application of the invention: P.Rybar, S. Molokac, Patent Application Slovak Republic No.: SK 2000592012/2012 [2].

Description utility model - VAZEP

The present invention relates to automatic device, which was designed for safety long-term storage of energy gases and also for their controlled and safe dose for next applications, which are produced, transformed or consumed in manufacturing or power engineering.

The principle device consists in the thermally insulated tank filled with material with large surface area and high affinity for energy gases, for instance zeolite.

This tank is connecting through thermal key to

- the cooling reservoir - during filling of gas
- the heating reservoir - during discharge.

The input of tank is connected to the power supply of liquefied gas unit and its output can be connected to a gas appliance energy unit.

The detail operation of the device is described in [3], The prototype of VAZEP - VUKONZE device was constructed of stainless steel tank with double shields chamber KM modified natural zeolite with a total surface area of 620 000 m². [2].

HeH CRYOSTAT

HeH cryostat is a special type of device, which uses two liquid gases. First one is cooler liquid gas, the second gas is cooled by liquid hydrogen. Its use as a reservoir of liquid hydrogen.

It is composed of two Dewar vessels, which are inserted into each other. External section, called as the primary reservoir, is isolated from the outside environment through a vacuum. Inside the primary reservoir is supplied liquid helium, which has a role to cooler inner tank. Inner tank called as secondary reservoir is isolated from the primary reservoir by vacuum too, but in this case it is possible to replace the vacuum for gas helium and back. In this process is created a thermal bridge between the primary and secondary reservoir. Inside the tank is filled with crushed zeolite suitably chosen faction. Zeolite is a very good absorbers of liquids, because it can keep a larger volume of fluid compared with bulk liquid. [4].

Conclusion

Proposed device is unique technical solution for lonely or outlying geotourism or mining tourism attractive sites with no or limited infrastructure because it is possible to use the device for generation of heat or electricity for the objects located at such sites. The device construction may ensure energy for long-lasting operation within the objects of geosites. Subsequent technical-economic analysis is necessary to specify the conditions of effective use of such investment.

VAZEP is the technical solution for long term and safe hydrocarbon storage and also allows regulated and safe gas dosing in case of its future use. Safety of the device use results from the technical solution of the device and use of natural zeolites. The device consists of thermally isolated chamber filled by natural zeolite. Thermally isolated chamber is connected and disconnected to the cooling reservoir by the thermal key and is equipped by regulated heater to empty the chamber. Device output is connected to the energetic gas appliance and input is connected to the source of liquefied energetic gas. The safety is assured by high thermal capacity and inertia of natural zeolites. Therefore, sudden leak of stored gas is not possible because slow warming of zeolites allows only gradual and thus regulated release of stored gas from large capacity device. Gases are stored at cryogenic temperatures but at conditions of normal pressure.

References

1. Domaracký D., Domaracká L.: Transformation of knowledge and Technologies to the praxis obtained by im the earth resources area, 2013 EQUILIBRIA, s.r.o.,p.5-9,ISBN: 978-80-970625-6-9
2. Molokáč Š., Rybár P., Molokáč M., Hvizdák L. VAZEP – Automatic large capacity device for energy gases storage. In: Transformation of knowledge and technologies to the praxis obtained by research and development in the Earth resource area (Ed. Reifeers et al.2013), Slovak Physical society, Košice, 135 p.
3. Rybár P. and Molokáč Š. (2012) Patent Application Slovak Republic No.: SK 2000592012/2012
4. Matta L, Molokáč Š., Rybár P., Molokáč M.:Transformation of knowledge and Technologies to the praxis obtained by im the earth resources area, 2013 EQUILIBRIA, s.r.o.,p.25-30,ISBN: 978-80-970625-6-9

ТАМПОНАЖНЫЕ СОСТАВЫ ДЛЯ КРЕПЛЕНИЯ СКВАЖИН С НАКЛОННЫМИ И ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ УЧАСТКАМИ ДЛЯ НОРМАЛЬНЫХ ТЕМПЕРАТУР

Актуальность проблемы полной эффективной разработки месторождений нефти и газа сегодня обуславливает строительство скважин, имеющих в своём профиле наклонно-направленные и горизонтальные участки. Такая конструкция скважин позволяет разрабатывать месторождения нефти и газа с наименьшими капитальными вложениями. Для вновь вводимых в эксплуатацию скважин предъявляются высокие требования по качеству крепления бокового ствола, так как от него зависит эффективность разработки месторождения. Однако, надежное разобщение продуктивных пластов не всегда может быть достигнуто при цементировании горизонтальных скважин. В результате седиментации тампонажного раствора на горизонтальном участке скважины цементный камень обладает ухудшенными прочностными и фильтрационными свойствами, а также образуется канал из жидкости затворения у верхней стенки скважины.

В работе рассматриваются механизмы стабилизации тампонажных растворов, предложена методика определения седиментационной устойчивости и разработан седиментационно устойчивый состав для крепления скважин с наклонными и горизонтальными участками в условиях нормальных температур.

Установлено, что определение седиментационной устойчивости по существующим методикам не всегда может адекватно отражать реальную картину, происходящую в условиях скважин. Для определения седиментационной устойчивости тампонажного раствора необходимо проводить его испытания в горизонтальных цилиндрах. Количество стабилизирующей добавки должно нормироваться исходя из условий прокачиваемости тампонажного раствора. Состав должен обладать достаточным расширением для обеспечения плотного контакта с сопрягающими поверхностями.

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

А.Н. АЛЕКСАНДРОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ВОДОИЗОЛЯЦИОННЫХ ПОЛИМЕРНЫХ СОСТАВОВ ПРИ МОДЕЛИРОВАНИИ ПЛАСТОВЫХ ТЕРМОБАРИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ

Современное состояние нефтедобычи в РФ характеризуется вводом в разработку низкопроницаемых коллекторов, в связи с чем возникает необходимость в создании водоизоляционных материалов, подходящих для таких условий. Перспективными в этом отношении являются гелеобразующие составы, к их недостаткам относится низкая проникающая способность и невысокая устойчивость в пластовых условиях. Устранение отмеченного должно существенно повысить конкурентоспособность этого способа водоизоляции.

Объектом исследования служили опытные образцы полимерного состава (далее ПС), представляющие собой водно-щелочные растворы гидролизованного акрилсодержащего полимерного материала, с добавками неионогенного поверхностно-активного вещества комплексного действия (далее ПАВ).

Известно, что свойства полимерных составов зависят от температуры, однако их исследования при избыточном давлении вызывают большие трудности, что зачастую не позволяет провести эксперименты с полным моделированием пластовых термобарических условий. В данной работе исследования реологических свойств водоизоляционных полимерных составов в пластовых термобарических условиях проводились на автоматизированном реометре Physica-MCR (производство Anton Paar, Австрия) с использованием специальной ячейки для измерений под давлением.

Испытания разработанного водоизоляционного полимерного состава (ПС+ПАВ) при пластовых термобарических условиях, показали определяющую роль температурного фактора. Некоторое снижение реологических показателей на стадии разрушения надмолекулярной структуры по сравнению с данными однофакторных экспериментов, при сохранении вязкоупругого характера жидкости, дают основание полагать, что разработанный полимерный состав и в эксплуатационных условиях будет проявлять высокую проникающую и водоизолирующую способность.

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

ОПЕРАТИВНЫЙ СПОСОБ ОЦЕНКИ НАЧАЛЬНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ЗАПАСОВ НЕФТИ НА ОСНОВАНИИ ПРОМЫСЛОВЫХ ДАННЫХ И РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЙ ГЛУБИННЫХ ПРОБ

В настоящее время для подтверждения величины числящихся на балансе запасов нефти, рассчитанных объемным методом, широко применяется способ оценки запасов на упругом режиме, когда основная энергия, обеспечивающая продвижение флюида к забоям добывающих скважин, создается за счет упругого расширения системы «нефть+вода+порода». Однако в практике, часто встречаются залежи, содержащие насыщенную нефть, для которой характерно равенство начального пластового давления и давления насыщения. Для таких залежей оценка запасов нефти на упругом режиме является некорректной, т.к. с самого начала разработки проявляется режим растворенного газа. В этом случае можно воспользоваться способом оценки запасов нефти, который основан на физических законах сохранения массы и энергии.

Из результатов лабораторного анализа глубинных проб пластового флюида снимаются данные, которые показывают, как изменяется объем газожидкостной смеси при снижении давления ниже давления насыщения. При этом, увеличение общего объема смеси происходит за счет расширения нефти и выделения из нее газовой фазы. На основании фактических данных о поведении газового фактора во времени, находится пластовое давление, при котором газ приобретает подвижность. Зная это значение давления, из результатов лабораторных исследований глубинных проб нефти снимается критическая величина газонасыщенности. В большинстве случаев, критическая величина газонасыщенности находится в пределах 8-12% порового объема. До этой величины, объем выделившегося газа из нефти выполняет только полезную работу по вытеснению равного объема жидкости, заполняющей поровое пространство, оставаясь при этом неподвижным. Рассмотрим данный способ оценки геологических запасов нефти на примере залежи В-INF SVS0082 месторождения Блок 10 Lagomedio

Для проведения расчетов необходимо определить, какая часть накопленной добычи нефти обеспечена тем или иным режимом. С самого начала эксплуатации залежи В-INF SVS0082 основными режимами разработки являются упругий режим и режим растворенного газа.

Для определения части добычи за счёт упругого режима воспользуемся уравнением:

$$q_1 = B \cdot \Delta P \cdot \beta^* \quad (1)$$

где q_1 – добыча нефти за счёт упругого режима в поверхностных условиях, тыс. барр;

B – начальные геологические запасы нефти в поверхностных условиях, тыс. барр;

ΔP – изменение пластового давления, psi;

β^* – эффективный коэффициент сжимаемости пластовой системы (2), psi^{-1} , равный:

$$\beta^* = \beta_o \cdot S_o + \beta_w S_w + \frac{1-m}{m} \cdot \beta_r \quad (2)$$

где $\beta_o, \beta_w, \beta_r$ – коэффициенты сжимаемости нефти, воды, породы, соответственно, psi^{-1} ;

S_o, S_w – коэффициенты нефте-, и водонасыщенности, соответственно, ед.

Для определения части добычи нефти на режиме растворённого газа воспользуемся формулой 3 (для использования данной формулы необходимо иметь результаты лабораторного анализа глубинных проб пластового флюида, которые отражают, как изменяется объем газожидкостной смеси при снижении давления ниже давления насыщения.):

$$q_2 = B \cdot (V_i - V_{нач}) \quad (3)$$

где q_2 – добыча нефти на режиме растворённого газа в поверхностных условиях, тыс.барр;

V_i – объем газожидкостной смеси при снижении давления от P_1 до P_2 , д.е.;

$V_{нач}$ – объем флюида при давлении насыщения ($V_{нач} = 1$), при котором объем выделившегося газа = 0, д.е.

Предполагается, что расширение смеси происходит в основном за счёт выделения газа, который до определенной насыщенности остаётся неподвижным, вытесняя нефть из пор.

Исходные данные для расчётов:

Динамика пластового давления по залежи В-INF SVS0082 представлена на рисунке 1. За период с июля 1965г. по июль 1968г. было отобрано 13 543 тыс.барр. нефти ($q=q_1+q_2$) при снижении пластового давления с 4200 до 4000 psi ($\Delta P=200$ psi).

Параметры для определения эффективного коэффициента сжимаемости пластовой системы (β^*) составляют $S_o = 0,79$, $S_w = 0,21$, $m=0,236$, $\beta_o=15,44 \cdot 10^{-6} \text{psi}^{-1}$, $\beta_w=3 \cdot 10^{-6} \text{psi}^{-1}$, $\beta_r=0,3 \cdot 10^{-6} \text{psi}^{-1}$.

Исходя из (1) часть запасов, которые возможно отобразить на упругом режиме составит:

$$q_1 = B \cdot 200 \text{ psi} \cdot (0,21 \cdot 3 \cdot 10^{-6} \text{ psi}^{-1} + \frac{1-0,236}{0,236} \cdot 0,3 \cdot 10^{-6} \text{ psi}^{-1}) \quad q_1 = 0,00031B = 0,031\% B$$

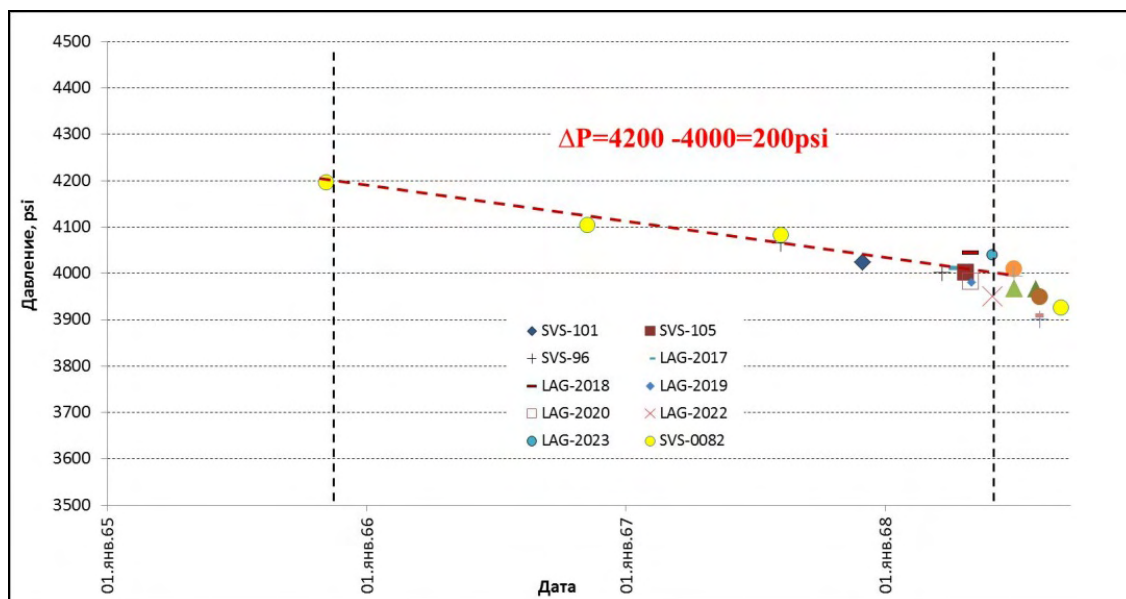


Рис. 1. Поведение пластового давления во времени по скважинам залежи B-INF SVS0082 в начальный период разработки

В данных расчетах, для исключения повторного учета влияния расширения нефти при снижении давления мы исключили слагаемое $\beta_n \cdot S_n$, которое отражает расширение пластовой нефти.

Оценим часть добычи, которая была обеспечена режимом растворённого газа:

$$q_2 = B \cdot (1,0115 - 1) = 0,0115B = 1,15\% B$$

Расчётная часть добычи нефти от геологических запасов, которая была обеспечена режимом растворённого газа, составила 0,0115 или 1,15%.

Суммарная же добыча нефти как часть от геологических запасов нефти составит:

$$q = q_1 + q_2 = B \cdot (0,03\% + 1,15\%) = 1,18\% B$$

Зная же фактическую накопленную добычу нефти за начальный период разработки ($q=13\,543$ тыс.барр.) нетрудно оценить геологические запасы нефти:

$$B = \frac{q}{1,18\%} \cdot 100\% = \frac{13543 \text{ тыс.барр.}}{1,18\%} \cdot 100\% = 1147 \text{ млн.барр.}$$

Сравнение геологических запасов нефти залежи B-INF SVS0082 определенных различными методами представлены в таблице 1.

Таблица 1

Сравнение геологических запасов нефти залежи B-INF SVS0082

Принятые начальные геологические запасы нефти, млн.барр.	Оцененные начальные геологические запасы нефти, млн.барр	Отклонение от официальной величины запасов, %
1031	1147	11.3

Таким образом, оцененная предложенным способом величина геологических запасов нефти составила 1147 млн. барр., что на 11.3% превышает величину запасов 1031 млн.барр., рассчитанную объемным методом, которая, как известно, в ряде случаев не является абсолютной и неизменной.

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕТОДОВ ПОВЫШЕНИЯ ГЛУБИНЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТЯЖЕЛЫХ НЕФТЕЙ С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ ЦЕННЫХ НЕФТЕПРОДУКТОВ

В условиях истощения запасов традиционных энергетических ресурсов все большее значение приобретают тяжелые нефти. В настоящее время доля высоковязкой и высокопарафинистой нефтей в общем объеме добычи растет с каждым годом.

Отечественные запасы тяжелой нефти составляют порядка 13,1% от общего объема разведанных в России ресурсов нефти. Затраты на добычу тяжелой нефти и природных битумов в 3-4 раза превосходят затраты на добычу легкой нефти, что обусловлено не только более высокими показателями плотности и вязкости, но и недостаточным развитием технологий добычи, транспортировки и переработки такой нефти. В настоящее время для перекачки как легкой, так и тяжелой нефти используется одна система трубопроводов, что приводит к ухудшению качества всей перекачиваемой нефти. По мнению экспертов, оптимальный способ использования таких нефтей – ее переработка вблизи места добычи, что снижает затраты на транспортировку. Следует отметить, что глубина переработки в России составляет 70-72%, в то время как за рубежом этот показатель достигает 90-95%. Эксперты отмечают, что переработка тяжелой высоковязкой нефти затруднительна, энергоемка и во многих случаях низкорентабельна и убыточна ввиду отсутствия дорогостоящих аппаратов переработки мазута и гудрона. Поэтому высоковязкие нефти, природные битумы и тяжелые остатки переработки идут на экспорт, тем самым лишая Россию многих ценных видов нефтепродуктов (низкотемпературные масла, топлива, кокс).

Разработка новых технологий добычи, транспортировки и переработки тяжелых и сверхвязких нефтей является приоритетным направлением развития всей нефтяной отрасли.

В данной работе выполнен анализ физико-химических свойств смеси тяжелой высоковязкой Ярегской и парафинистой Варандейской нефти, взаимодействие которых может вызвать ухудшение показателей полученной смеси. В связи с этим также анализировалось ультразвуковое влияние на нефть с целью улучшения транспортных характеристик.

С.А. ВАЛИЕВ

Азербайджанская государственная нефтяная академия

КОЛЛЕКТОРСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ МЕЗО-КАЙНОЗОЙСКИХ ОТЛОЖЕНИЙ СЕВЕРО-ЗАПАДНОЙ ЧАСТИ ЮЖНО-КАСПИЙСКОЙ ВПАДИНЫ

Азербайджан представляет собой одну из богатейших потенциально нефтегазоносных провинций, освоение этих ресурсов может оказать весьма существенное влияние на дальнейшее развитие нефтяной и газовой промышленности республики.

Недавно на основе перспективы нефти и газа глубоких слоев многие Геологические и геофизические оценки были проведены в Азербайджане. Были подготовлены научные критерии, которые могут быть основанием для будущего исследования. Было отмечено, что основные месторождения нефти и газа связаны с Южной-Каспией и Курского бассейна, которая подвергалась интенсивному углублению во время Мезозойской эры. Несмотря на высокую перспективность в центральной части и в глубоких слоях, пока не вызывает подозрения у исследователей, количественное и численное выражение еще не было отражено должным образом.

Известно, что разведка, добыча и оценка потенциала в нефтяных и газовых месторождениях сильно зависит от собранной информации о петро-физических характеристик слоев, встречаются в геологическом профиле.

С этой точки зрения выше написанном тексте упомянуто процесс должно проводиться в нефтяных и газовых регионах Южно-Каспийской впадины, где отложения Мезозоя и Кайнозоя широко распространено.

В статье различные геолого-геохимические и физические аспекты были исследованы, которые влияли на коллекторный потенциал нефтяных, газовых и газоконденсатных месторождений в данном районе. Проведенные исследования показывают, что в палео-профилях, образованных вдоль Кюрдакхан-Шах-Дениз шельфового месторождения Шах-Дениз на северо-западе, были залежи плиоцен-антропогенных скоплений тонким слоем от 100 м до 200 м. Толщина увеличивается к Кум адасы до 3600 м и в Шах-Денизе до 6000 м. По краям синклинали складок толщина упомянутых скоплений достигает 3000 м на северо-западе и около 10 000 м в шах-Дениз. Таким образом, не имея достаточно знаний относительно

коллекторных характеристик страты, невозможно оценить залежи углеводородов и объемы производства, а так же поменять направление обследования. Помимо геолого-геофизических исследований, проведенных в этой области, были исследованы лотологическо-петрографические и коллекторные характеристики, для определения изменений соответствия вдоль области, содержания углерода, пористости, проницаемости, плотности, граунлярного состава и скорости звуковых волн вышеупомянутой страты. Соответственно, была составлена таблица, отражающая коллекторские характеристики месторождения. Так же в таблице были указаны верхние, средние и нижние границы физических характеристик. В тоже время, зависимость коллекторских характеристик друг от друга, глубины залежей и различные физические аспекты были проанализированы.

Необходимо отметить, что проведенные исследования так же затронули пористость, проницаемость и уровень углерода и гранулированность близлежащих пород.

Таким образом, анализ литолого-петрографических характеристик и взятые пробы с участка позволяют прогнозировать нефте-газовый состав.

А.Н. ВОЛКОВ, А.В. ПОЛЯКОВ, В.В. СМИРНОВ
Филиал ООО «Газпром ВНИИГАЗ» в г. Ухта

ОЦЕНКА СТЕПЕНИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ УГЛЕВОДОРОДОВ НА РАЗЛИЧНЫХ ЭТАПАХ СНИЖЕНИЯ ДАВЛЕНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА РЕЖИМЕ ЕСТЕСТВЕННОГО ИСТОЩЕНИЯ

Современный уровень развития технологий позволяет снизить давление забрасывания и тем самым продлить срок жизни месторождения. Одним из критериев, определяющих рентабельность эксплуатации месторождений в этих условиях, будет объем дополнительной добычи углеводородов (УВ). В связи с этим представляется актуальным оценить степень извлечения углеводородных компонентов на различных этапах снижения давления при моделировании разработки месторождений на режиме естественного истощения.

Для решения поставленной задачи использовались методы физического и математического моделирования в выбранном диапазоне температур.

Выполненные работы заключались в обосновании исходного состава газоконденсатной смеси, проведении опытов контактной конденсации (ССЕ), подготовке рVT-модели и моделировании эксперимента CVD (constant volume depletion).

На начальном этапе решалась задача выбора состава газоконденсатной смеси, обеспечивающего незначительное влияние температурного фактора на давление начала конденсации, что обеспечивало получение представительных данных для сравнения. Было составлено четыре рекомбинированных образца газоконденсатной смеси с различным содержанием УВ C_{5+} (310, 400, 480 и 600 г/м³) и для каждой из них экспериментально определено давление начала конденсации при различных температурах. Наименьшее влияние температуры на давление начала конденсации установлено при содержании УВ C_{5+} 400 г/м³, максимальное его изменение в интервале 20-88 °С составляет 0,8 МПа. Данная УВ смесь характеризуется следующим мольным составом: N_2-CO_2 – 3,2 %; C_1 – 74,5 %; C_2-C_4 – 15,4 %; C_{5+} – 6,9 %.

Для этой УВ смеси была выполнена серия опытов контактной конденсации при температурах 20, 32, 50, 70, 80, 88 °С. По результатам экспериментов осуществлялось построение изотерм контактной конденсации, характеризующих фазовое поведение УВ системы, по которым установлено, что увеличение температуры сопровождается снижением потерь и увеличением давления максимальной конденсации неустойчивой жидкой фазы.

Составление и адаптация рVT-модели проводилась с помощью приложения PVTx программы Tempest. Основой создания рVT-модели являлись данные о компонентном составе смеси, физико-химические свойства жидких углеводородов и результаты опытов ССЕ. Для расчета было выбрано трехпараметрическое кубическое модифицированное уравнение состояния Пенга-Робинсона (1979 г.). По результатам математического моделирования получена хорошая сходимость данных, отклонение расчетных значений от экспериментальных не превышало 5 %. После достижения сходимости результатов проводилось моделирование опыта CVD, который моделирует поведение газоконденсатной системы в ходе разработки месторождения на режиме естественного истощения. Это позволило получить необходимые данные по изменению состава и свойств равновесных газовой и жидкой фаз с целью оценки изменения компонентоотдачи на различных стадиях разработки месторождения.

На основании этих данных, первоначально, был произведен расчет и построены зависимости изменения компонентоотдачи C_1 , C_2-C_4 , C_{5+} (рисунки 1, 2). Это позволило оценить изменения коэффициента извлечения различных компонентов в исследуемом диапазоне температур. Сравнительный анализ полученных зависимостей показал, что при давлении 1,0 МПа компонентоотдача C_1 независимо от температуры приближается к 100 %. По компонентам C_2-C_4 увеличение температуры ведет к увеличению

компонентоотдачи примерно на 12 %, УВ C_{5+} на ~ 17 %. Характер зависимостей свидетельствует о снижении влияния давления в области низких его значений на компонентоотдачу УВ C_{5+} при низких температурах (рисунок 2).

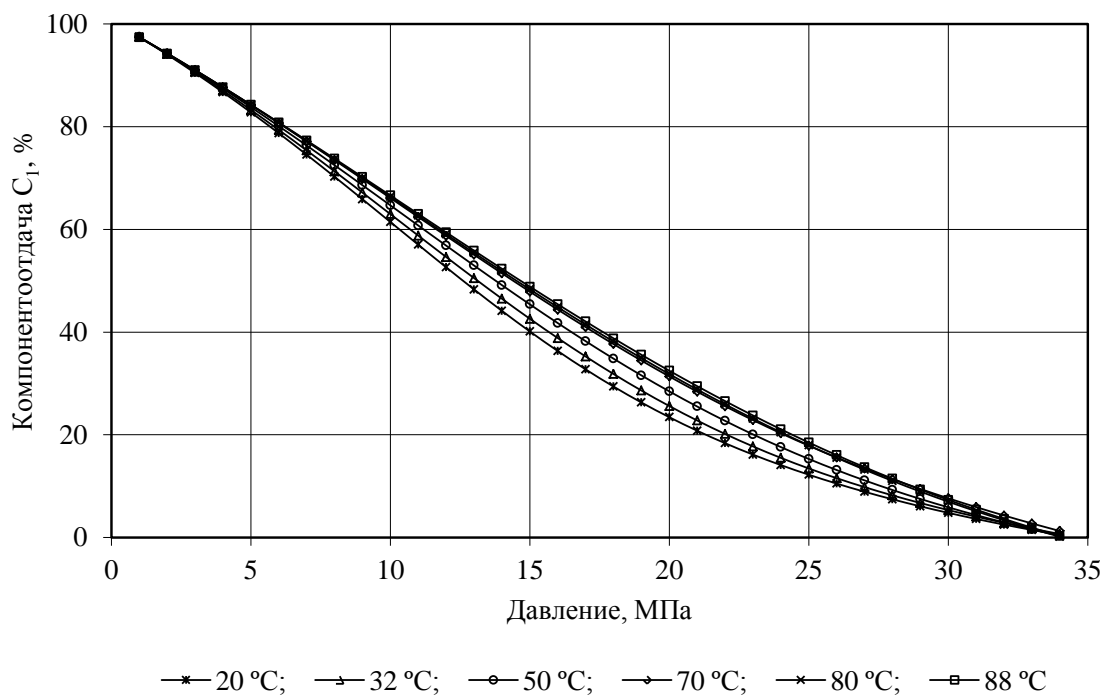


Рис. 1. Изменение компонентоотдачи C_1 при снижении давления

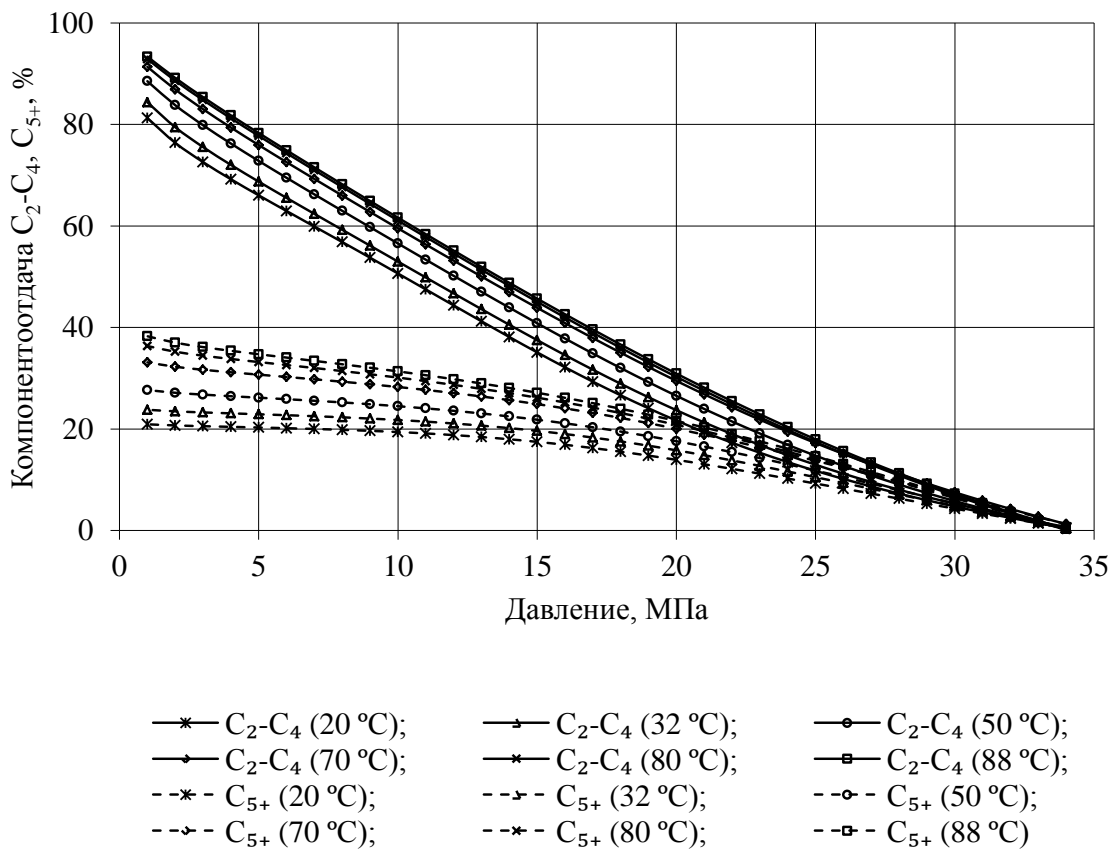


Рис. 2. Изменение компонентоотдачи C_2-C_4 и C_{5+} при снижении давления

Для определения интенсивности добычи компонентов на различных этапах снижения давления были построены зависимости изменения компонентоотдачи извлекаемых запасов для C_1 , C_2-C_4 и C_{5+} (рисунок 3). Учитывая, что на сегодняшний день давление забрасывания месторождений составляет 4-7 МПа и соответствует области давления максимальной конденсации, первый этап характеризовался

снижением давления от давления начала конденсации до давления максимальной конденсации. Последующие два этапа снижения давления были выбраны как потенциальные: от давления максимальной конденсации до 3,0 МПа и от 3,0 до 1,0 МПа. Значения давления максимальной конденсации представлены в таблице 1.

Таблица 1

Значения давления максимальной конденсации						
Температура, °С	20	32	50	70	80	88
Давление максимальной конденсации, МПа	4,0	4,8	5,3	6,0	6,3	6,5

Из рисунка 3 видно, что независимо от температуры основная добыча извлекаемых УВ приходится на область снижения давления от давления начала конденсации до давления максимальной конденсации, для данного периода наблюдается общая тенденция уменьшения извлечения компонентов с увеличением температуры. Так при температуре 20 °С коэффициент извлечения по компоненту C_1 достигает порядка 88 %, $C_2-C_4 \sim 85$ %, $C_{5+} \sim 97$ %, а при температуре 88 °С – $C_1 \sim 81$ %, $C_2-C_4 \sim 78$ %, $C_{5+} \sim 88$ %.

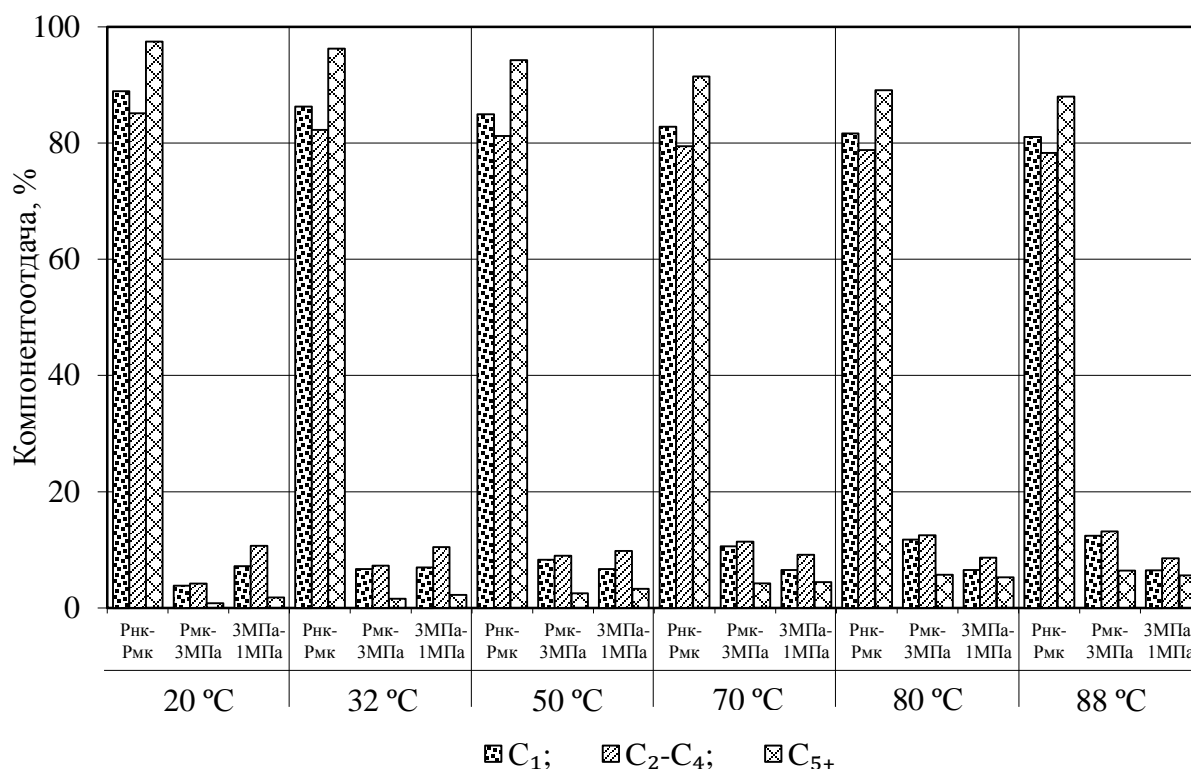


Рис. 3. Изменение компонентоотдачи извлекаемых запасов при различных температурах

Для периода снижения давления от максимальной конденсации до 3,0 МПа отмечено увеличение коэффициента извлечения с повышением температуры для всех компонентов; для этапа снижения давления от 3,0 до 1,0 МПа наблюдается незначительное снижение компонентоотдачи для C_1 , C_2-C_4 и рост коэффициента извлечения для C_{5+} . Для УВ C_{5+} прирост компонентоотдачи за счет снижения давления до 3,0 МПа составляет ~ 1-6 %, до 1,0 МПа ~ 2-12 %.

Таким образом, в работе по результатам математического моделирования на основе экспериментальных исследований установлено, что при снижении давления ниже достигаемого в нынешних условиях давления забрасывания наибольший прирост коэффициента извлечения наблюдается для газовых компонентов C_2-C_4 и достигает порядка 15-20 % в зависимости от температуры, при этом при увеличении температуры коэффициент извлечения возрастает. Для компонентов C_{5+} коэффициент извлечения с повышением температуры также увеличивается и может достигать порядка 5 %. В заключение стоит отметить, что для практических целей подобную оценку следует провести с учетом влияния различных геолого-физических факторов.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРИТОКА ПУТЕМ ПРИМЕНЕНИЯ КОМПЛЕКСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ И РЕМОНТА СКВАЖИН В КАРБОНАТНЫХ НИЗКОПРОНИЦАЕМЫХ КОЛЛЕКТОРАХ

За счет опережающего извлечения наиболее продуктивных залежей нефти качественно изменяется их структура, возрастает доля трудноизвлекаемых ресурсов и низкодебитных скважин, снижается эффективность добычи нефти. В связи с этим вовлечение в активную разработку трудноизвлекаемых запасов связано с использованием прогрессивных технологий (средств) бурения и освоения скважин.

Актуальным является применение методов, позволяющих значительно увеличить приток на стадии освоения, а так же при капитальном ремонте скважины.

Идея работы заключается в создании комплексной технологии путем совмещения циклического гидродинамического воздействия на низкопроницаемые пласты с кислотной обработкой карбонатной породы - коллектора.

Перспективным направлением разработки методов интенсификации притока в условиях залегания низкопродуктивных пластов следует считать путь интеграции гидроимпульсных воздействий на пласт с химическими факторами. При многократно повторяющихся гидроударах в совокупности с нагнетанием кислотных растворов, применяемых в качестве расклинивающей жидкости, постепенно увеличивается глубина и раскрытость трещин, а, следовательно, облегчаются условия проникновения кислотного раствора в слабопроницаемый пласт. Особенность предлагаемого решения поставленной задачи заключается в том, что вместо приложения высокого давления ПЗП подвергаются сериям коротких ударов, при которых жидкость не успевает фильтроваться в образующиеся трещины и увеличивать их длину.

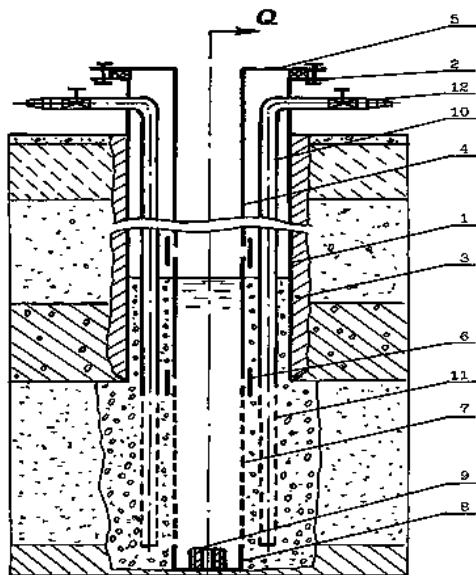
Опытно-производственные испытания предлагаемого метода имеют положительный результат: в результате развития трещинной системы в прискважинной зоне пласта улучшился приток нефти, а среднесуточный дебит вырос до 4,5-5,49 т/сут (в три раза).

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

И.Е. ИВАНОВА, В.В. ИВАШЕЧКИН

Белорусский национальный технический университет

СКВАЖИНА С ЗАТРУБНОЙ СИСТЕМОЙ РЕГЕНЕРАЦИИ



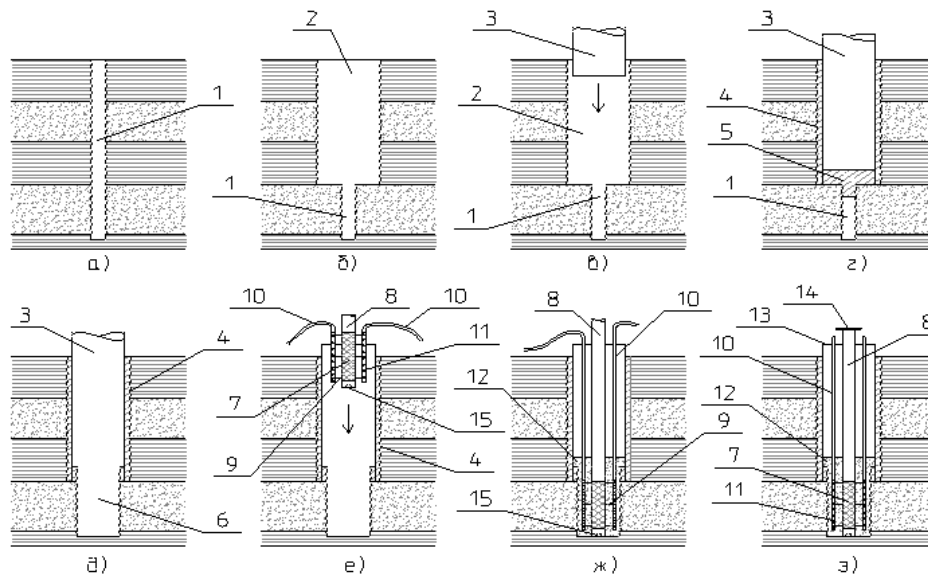
1 – кондуктор; 2 – фланец; 3 – затрубная цементация; 4 – эксплуатационная колонна; 5 – фланец; 6 – муфта; 7 – фильтровая колонна; 8 – отстойник; 9 – муфта; 10 – циркуляционные трубки; 11 – перфорация; 12 – вентили

Рис. 1. Скважина с затрубной системой циркуляционной регенерации

С целью повышения ремонтпригодности и долговечности скважин в БНТУ предложено размещать в их гравийной обсыпке затрубные системы циркуляционной регенерации, состоящие из 4-5 –и циркуляционных трубок, перфорированных в интервале фильтра, предназначенных для обеспечения циркуляции реагента во всем объеме гравийной обсыпки (рис. 1) [1].

Регенерация скважины. При выполнении работ по регенерации в циркуляционные трубки подают реагент из бака при одновременной работе эрлифта, смонтированного в водозаборной скважине [2]. Для дезинфекции скважины в трубки можно подавать гипохлорит. В процессе эксплуатации циркуляционные трубки используют в качестве затрубных пьезометров для мониторинга гидравлического сопротивления фильтра и прифильтровой зоны.

Технология сооружения скважины. Для сооружения высокодебитных скважин с затрубными системами реагентной регенерации можно рекомендовать роторный способ бурения с обратной промывкой чистой водой, который обеспечивает высокое качество вскрытия пласта, возможность бурения скважин большим диаметром (до 1,5 м) и стабильно высокие удельные дебиты. Разработана технологическая последовательность сооружения новой водозаборной скважины (рис. 2).



1 – ствол разведочной скважины; 2 – ствол скважины для кондуктора; 3 – кондуктор; 4 – затрубная цементация; 5 – цементная пробка; 6 – ствол скважины для фильтровой колонны; 7 – фильтровая колонна с отстойником; 8 – эксплуатационная колонна; 9 – захват - приспособление; 10 – циркуляционные трубки; 11 – перфорированная часть циркуляционных трубок; 12 – засыпка; 13 – герметизирующая плита; 14 – герметичный оголовок; 15 – муфта

Рис. 2. Технологическая последовательность бурения скважины

Проходят разведочный ствол 1 (рисунок 2, а), затем бурят ствол 2 для установки кондуктора 3 (рисунок 2, б). Далее в ствол опускают кондуктор 3 (рисунок 2, в), и на всю его высоту выполняют затрубную цементацию 4 (рисунок 2, г). Цементную пробку 5 выбуривают и вскрывают водоносный горизонт (рисунок 2, д).

В открытый ствол 6 последовательно опускают фильтровую 7 и эксплуатационную 8 колонны водозаборной скважины (рисунок 2, е), предварительно прикрепив к ним при помощи захватных приспособлений 9 циркуляционные трубки 10. Фильтр 7 водозаборной скважины и перфорированную часть 11 циркуляционных трубок обсыпают фильтрующей засыпкой 12 до тех пор, пока ее уровень не поднимется на 5-6 м выше башмака кондуктора (рисунок 2, ж). Затем к кондуктору приваривают плиту 13 для герметизации межтрубного пространства и закрепления устья циркуляционных трубок и крепят фланец 14.

Циркуляционные трубки могут быть выполнены из полиэтилена ПЭ80 или ПЭ100 с наружными диаметрами от 20 до 32 мм. Такие трубы долговечны (гарантия производителя 50 лет), имеют высокую химическую стойкость, поставляются в бухтах длиной 100м. Технология бурения отработана при сооружении скважин в п. Ждановичи и д. Узла Мядельского района Минской области Республики Беларусь.

Капитальный ремонт скважины. Включает операции извлечения старого фильтра, выбуривания старой гравийной обсыпки и установку нового фильтра. Требуемое подъемное усилие P_n при извлечении эксплуатационной колонны с фильтром только статической силой находим по формуле

$$P_n = G + F_{тр.к} + F_{тр.ф} = g(q_{кол}l_{кол} + q_{ф}l_{ф}) + N \cdot f + F_{тр.ф}, \quad (1)$$

где G – общий вес извлекаемой эксплуатационной колонны и фильтра; $F_{тр.к}$, f – сила и коэффициент трения эксплуатационной колонны о породу; $q_{к}$, $q_{ф}$ – соответственно массы 1 м.п. колонны и фильтра, имеющих длины $l_{к}$ и $l_{ф}$; N – горизонтальная составляющая бокового давления породы на колонну; $F_{тр.ф}$ – сила трения фильтра с «кольматационной коркой» о породу.

Силу N можно определить по методике расчета сил давления на подпорные стенки [3]. Силу N найдем (при допущении о треугольной эпюре распределения горизонтальных напряжений от горного давления по глубине) как объем эпюры давления, действующего на колонну длиной $l_{к}$ и наружным диаметром $d_{к}$:

$$N = 0,5l_{к}(\sigma_{в} + \sigma_{н})\pi d_{к} = 0,5l_{к} \left[\sum K_{ai} \cdot \gamma_i \cdot h_i + \left(\sum K_{ai} \cdot \gamma_i \cdot h_i + K_{an} \cdot \gamma_n \cdot l_{к} \right) \right] \pi d_{к}, \quad (2)$$

где $\sigma_{в}$, $\sigma_{н}$ – напряжения на верхней и нижней отметках колонны; K_{ai} – коэффициент активного давления i -ого слоя грунта толщиной h_i и удельным весом γ_i ; K_{an} , γ_n – то же самое водонасыщенного грунта; $K_a = tg^2(45^\circ - 0,5\varphi)$; φ – угол внутреннего трения грунта; $\gamma_n = g\rho_c(\rho_n - 1000)/\rho_n$, где ρ_c , ρ_n – плотности скелета и грунта водоносного пласта.

Силу трения фильтра о породу, определим по указаниям П13-01 к СНБ 5.01.01-99 [4] как несущую способность буронабивной сваи, работающей на выдергивающие нагрузки:

$$F_{mp,\phi} = \gamma_c \sum u \cdot \gamma_{cf} \cdot R_{fi} h_i, \quad (3)$$

где γ_c – коэффициент условий работы, $\gamma_c \approx 0,8$; u – осредненный периметр поперечного сечения фильтра с «кольматационной коркой», состоящей из частиц гравийной обсыпки, скрепленной цементом обрастания, в i - слое водоносного пласта, м; γ_{cf} – коэффициент условий работы грунта на боковой поверхности «кольматационной корки», зависящий от прочности отложений, $\gamma_{cf} = 0,6-0,8$; R_{fi} – расчетное сопротивление трению грунта в пределах i -ого слоя водоносного пласта толщиной h_i .

Для облегчения извлечения фильтра проводят его импульсную обработку и закачивают в фильтрующую засыпку через циркуляционные трубки реагент, который размягчает цементационные связи. Затем извлекают колонну труб с помощью грузоподъемного механизма с вибромолотом. Используют бурильные трубы, конец которых заводят в отстойник и соединяют с резьбовой муфтой 9 (рисунок 1). При этом исключается обрыв обсадных труб и фильтра, так как при подъеме они работают на сжатие, а растягивающие усилия воспринимают бурильные трубы. После извлечения, на забой опускают долото и в процессе бурения удаляют старую обсыпку. Новый фильтр опускают в открытый ствол вместе с отстойником и новыми циркуляционными трубками.

Литература

1. Конструкция водозаборной скважины при роторном бурении: пат. 9453 Респ. Беларусь, МПКС1, Е21В43/00, В03В 03/00 / В.В. Ивашечкин, А.Н.Кондратович, и др.; заявитель Белор. нац. техн. ун-т – № а 20031236; заявл. 29.12.03, опубл. 30/06/2005 // Афіцыйны бюл. / Нац. цэнтр інтэлектуал. уласнасці. – 2007. – № 3. – С. 110.
2. Ивашечкин, В. В. Экспериментальные исследования скважины, оснащенной затрубной системой реагентной промывки / В.В. Ивашечкин, П.А. Автушко и др. // Энергетика. Изв. высш. учеб. завед. и энерг. объединений СНГ. – 2011. – № 1. – С. 80–87.
3. Проектирование и устройство подпорных стен и креплений котлованов: пособие к строительным нормам РБ. П 17-02 к СНБ 5.01.01-99. – Минск: Минстройархитектуры, – 2003. – 72 с.
4. Проектирование и устройство буронабивных свай: пособие к строительным нормам РБ. П13-01 к СНБ 5.01.01-99. – Минск: Минстройархитектуры, – 2002. – 43 с.

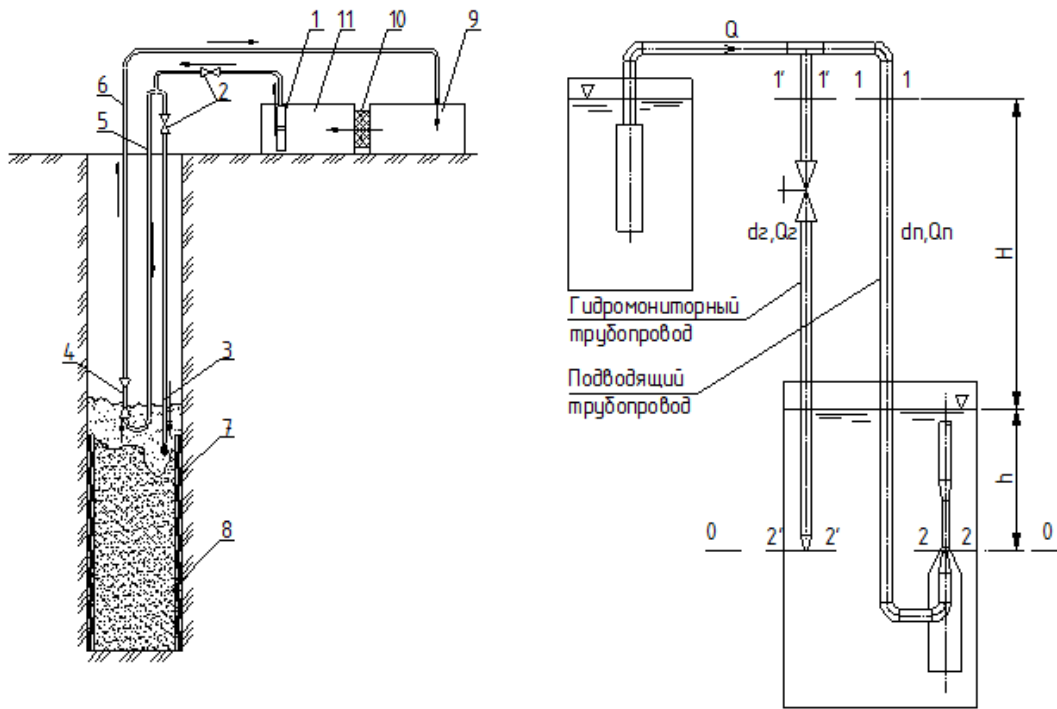
А.Н. КУРЧ, В.В. ИВАШЕЧКИН

Белорусский национальный технический университет

ГИДРОЭЛЕВАТОРНАЯ УСТАНОВКА ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПЕСЧАНЫХ ПРОБОК ИЗ СКВАЖИН

Снижение дебита скважин на воду и выход их строя, как правило, вызвано кольматацией и пескованием фильтров. Песок осаждается в отстойнике, образуя так называемую песчаную пробку, частично или полностью перекрывающую фильтр. Для ее извлечения чаще всего используют эрлифтную прокачку [1]. Применение эрлифтов сопряжено с использованием мощных передвижных компрессоров и кранового оборудования для монтажа-демонтажа эрлифта, что не всегда экономично при прокачках глубоких скважин малых диаметров. В этой связи представляется перспективным использовать для удаления песчаных пробок насосы - гидроэлеваторы, способные перекачивать пульпу и загрязненные жидкости [2-4].

Предлагаемая схема гидроэлеваторной установки представлена на рисунке 1.



1-рабочий насос; 2- вентили; 3- гидромониторный трубопровод;
4- гидроэлеватор; 5- подводящий трубопровод; 6-подающий трубопровод; 7-фильтр; 8- песчаная пробка; 9- дополнительный резервуар; 10- сетка; 11- основной резервуар

Рис. 1. Принципиальная схема скважинной гидроэлеваторной установки

Установка состоит из гидромониторного трубопровода с насадком, обеспечивающим размыв песчаной пробки, струйного насоса-гидроэлеватора с подающим трубопроводом, рабочего насоса, выполненного в виде высоконапорного погружного агрегата, подключенного к подводящему трубопроводу с активным соплом, 2-х гидравлически связанных между собой резервуаров (основного и дополнительного), разделенных сеткой. Гидроэлеватор направляет пульпу по подающему трубопроводу во вспомогательный резервуар, где песок оседает на дно, а осветленная вода перетекает в основной резервуар. При необходимости воду доливают в резервуары из сети.

Отсутствие в литературе методик расчета параметров подобных гидроэлеваторных установок для скважинных условий, характеризующихся широким диапазоном глубин (10-300м) и диаметров скважин (150-400мм), сдерживает их применение на практике. Поэтому целью работы являлась разработка методики расчета параметров гидроэлеваторной установки и проверка ее работоспособности в полевых условиях. К искомым параметрам установки относятся параметры и марка рабочего насоса, диаметры подводящего и гидромониторного трубопроводов, геометрические размеры струйного насоса- гидроэлеватора и подающего трубопровода, обеспечивающие работоспособность установки при заданных глубинах и диаметрах скважин.

Подбор насоса и определение расходов воды в подводящем и гидромониторном трубопроводах осуществлялось графическим методом. Движение считали установившимся. Из уравнения Д.Бернулли, записанных для сечений 1-1 и 2-2, а также 1'-1' и 2'-2' получали соответственно выражения для характеристик трубопроводов:

подводящего

$$H_{II} = \frac{\alpha v_c^2}{2g} - \frac{\alpha v_{II}^2}{2g} - H - h_{пд} + \sum h_{wII} \quad (1)$$

гидромониторного

$$H_{Г} = \frac{\alpha v_{нас}^2}{2g} - \frac{\alpha v_{Г}^2}{2g} - H + \sum h_{wГ} \quad (2)$$

где H_{II} , $H_{Г}$ – потребные напоры в начале подводящего и гидромониторного трубопроводов; v_c , $v_{нас}$, v_m , v_2 – средние скорости, соответственно, в сопле, насадке, подводящем и гидромониторном трубопроводах; $h_{пд}$ – снижение давления во всасывающем патрубке гидроэлеватора при его работе; $\sum h_{wII}$, $\sum h_{wГ}$ – суммарные потери напора в подводящем и гидромониторном трубопроводах; H – расстояние от сечений 1-1 и 1'-1' до динамического уровня воды в скважине; α – коэффициент Кориолиса.

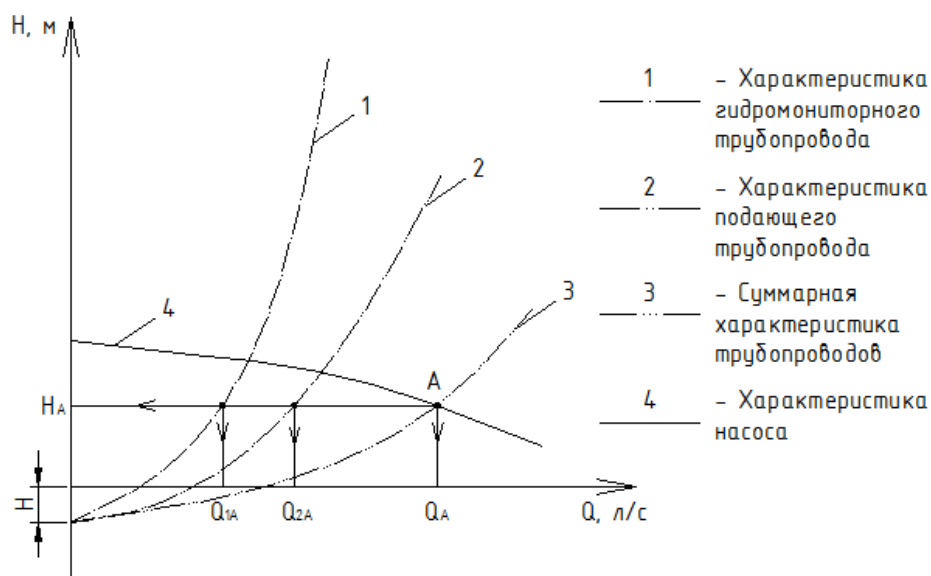
Задавали диаметры и в координатах $Q - H$ строили единичные характеристики (кривые 1 и 2) и суммарную характеристику 2-х трубопроводов (кривая 3). В качестве рабочего насоса подбирали погружной насос типа ЭЦВ, строили его характеристику (кривая 4) и находили рабочую точку A с координатами $(H_A;$

Q_A) при работе насоса на два трубопровода. Затем по кривым 1 и 2 находили расходы воды в гидромониторном (Q_{1A}) и подводящем (Q_{2A}) трубопроводах.

Зная расход Q_{2B} в подводящем трубопроводе, определяли по методике [2] размеры струйного насоса – гидроэлеватора и вычисляли полезную высоту подъема $H_{под}$ воды гидроэлеватором по подающему трубопроводу

$$H_{под} = (1 - \zeta_3) \frac{v_3^2}{2g} - h_{ПД} + \sum h_{W4}, \quad (3)$$

где ζ_3 – коэффициент, учитывающий потери энергии в смесительной камере и диффузоре; **трубопроводе**; v_3 – средняя скорость смешивающихся потоков в начале смесительной камеры гидроэлеватора.



Затем сравнивали значения $H_{под}$ и H . При выполнении условия $H_{под} > H$ – насосная установка обеспечивает подъем пульпы на высоту H , при $H_{под} < H$ – необходимо корректировать марку насоса и диаметры трубопроводов.

По указанной методике была рассчитана и изготовлена гидроэлеваторная установка для удаления песка из фильтров скважин глубиной до 50 м с внутренним диаметром не менее 150 мм. Установка включала в себя высоконапорный погружной насос ЭЦВ 6-10-120 с пультом управления, гидроэлеватор, полиэтиленовые трубопроводы: подводящий ($d=32$ мм), гидромониторный ($d=25$ мм) и подающий ($d=25$ мм), 2 кубовых пластиковых резервуара (основной и дополнительный), шаровые краны для регулировки расхода, грузоподъемную тросовую лебедку (рисунок 2).

В июне 2013 г. на скважине №2/2011 глубиной 40 м в д. Узла Мядельского района Минской области были выполнены работы по удалению песчаной пробки высотой 1,5 м в интервале (38,5-40) м. Методика работ включала демонтаж глубинного насоса из скважины, сборку у павильона скважины оборудования гидроэлеваторной установки (рисунок 2), спуск гидроэлеватора на полиэтиленовых трубах и тросе ручной лебедкой.



Рис. 2. Наземное оборудование гидроэлеваторной установки на скважине №2/2011 в д. Узла Мядельского района

Регулируя шаровым краном подачу насоса ЭЦВ 6-10-120, откачивали пульпу в дополнительный резервуар, установленный на опорах выше основного резервуара для самотечного слива воды. Полевые испытания подтвердили работоспособность гидроэлеваторной установки и обоснованность методики расчета ее элементов.

Литература

1. Башкатов, Д.Н. Специальные работы при бурении и оборудовании скважин на воду: справочное издание / Д.Н. Башкатов [и др.] – М.: Недра, 1988. – 268 с.
2. Каменев, П.Н. Гидроэлеваторы и другие струйные аппараты – М.: Стройиздат, 1970. – 415 с.
3. Ивашечкин, В.В. Лабораторные испытания гидроэлеватора для извлечения песчаных пробок из скважин / В.В. Ивашечкин, П.А. Автушко, А.Н. Курч и др. //Наука – образованию, производству, экономике: материалы 11-й Междунар. науч.-практ. конф.; в 4 т/ БНТУ– Минск, 2013. – Т. 2. с.109.
4. Ивашечкин, В.В. Натурные испытания гидроэлеватора для извлечения песчаных пробок из скважин / В.В. Ивашечкин, П.А. Автушко, А.И. Притыка и др.//Наука – образованию, производству, экономике: материалы 12-й Междунар. науч.-практ. конф.: в 4 т. / БНТУ– Минск, 2014.–Т. 1. с.128.

А.В. ПОСТУПОВ, Г.Ю. ЩЕРБАКОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ИССЛЕДОВАНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА СВЕТОПОГЛОЩЕНИЯ ОРГАНИЧЕСКИХ ОТЛОЖЕНИЙ ДОБЫВАЮЩИХ СКВАЖИН НЕФТЕГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При добыче нефти нефтегазоконденсатных месторождений актуальной проблемой, приводящей к осложнениям в работе скважин и нефтепромыслового оборудования, является образование асфальтосмолопарафиновых отложений. Борьба с отложениями асфальтенов, смол и парафинов ведется двум направлениям: предупреждению (замедлению) образования отложений и их удалению. В данной работе освещается один из наиболее эффективных методов удаления: химический с применением реагентов растворителей, подбор которых производится с учетом типа отложений, которые классифицируют по массовому содержанию в растворе нефти парафинов, асфальтенов и смол.

Авторами доклада были проведены исследования оптических свойств скважинных отложений и моделей нефти в зависимости от их типа. При этом использовалась методика многократных измерений оптической плотности и расчета коэффициента светопоглощения, которая включала отбор и подготовку проб скважинных отложений, лабораторные измерения их оптической плотности, а также интерпретацию полученных лабораторных данных.

На начальном этапе лабораторные исследования включали в себя выделение компонентов отложений в чистом виде по методу Маркуссона. С помощью данной методики были получены компоненты для подготовки моделей, с различным содержанием парафинов, смол и асфальтенов в соответствии с классификацией.

На следующем этапе были проведены исследования оптических свойств моделей с различным комплексным параметром. Установлено, что с увеличением данного параметра происходит снижение коэффициента светопоглощения, так как происходит снижение содержания асфальтено-смолистых веществ. Полученные зависимости дают возможность для разработки методики, позволяющей определять тип органических скважинных отложений и повысить эффективность применения химических методов борьбы с органическими отложениями.

Научный руководитель: к.т.н., доцент А.В. Максютин

И.Ю. МАРМЫЛЁВ

*РУП «Производственное объединение «Белоруснефть» НГДУ «Речицанефть»;
Гомельский государственный технический университет
имени Павла Осиповича Сухого*

МОДЕЛИРОВАНИЕ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ ПОТОКОВ НА ЗАЛЕЖАХ НЕФТЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В ходе разработки нефтяных месторождений возникает вопрос о создании гидродинамической модели фильтрационных потоков, которая создаётся с помощью специализированного программного обеспечения и которую можно считать «приближенной» к реальной ситуации. Расчёты, проводимые для создания такой модели, сложны и занимают много времени и средств. В ходе поиска наиболее оптимального решения для создания гидродинамической модели фильтрационных потоков были

поставлены задачи:

- создание модели, которая наиболее полно охарактеризовала бы стадию разработки и обеспечила бы максимально точный результат расчётов;
- работа по созданию модели должна быть простой и понятной (менее затратной).

Для решения этих задач процесс разработки модели фильтрационных потоков разделён на несколько этапов:

- 1) выбор данных, необходимых для построения модели;
- 2) построение модели;
- 3) сравнение полученных результатов моделирования с результатами моделирования в специализированных программных комплексах.

Существуют варианты моделирования, которые можно выполнить без применения специализированных программ. В этих моделях расчёт фильтрационных потоков производится с использованием ряда параметров, которые характеризуют определённую точку залежи. Интересные разработки представлены в литературных источниках [1] и [4А], однако их минусами является то, что построение модели месторождений с неоднородным геологическим строением по этим методам невозможно. Это обусловлено тем, что в зоне между скважинами свойства породы могут изменяться несколько раз, а не прямо пропорционально как считается в этих расчётах. Данную проблему предлагается решать при помощи расчёта с применением большего количества необходимых для расчёта коэффициентов, для чего площадь месторождения условно разбивается квадратной сеткой с заданной величиной ячейки, а параметры рассчитываются для каждой ячейки в отдельности.

В качестве параметров, по которым производится расчет, берётся: пластовое давление, обводнённость продукции пласта, абсолютная отметка по кровле пласта и продуктивная мощность. По каждому из параметров производится расчёт:

- коэффициента, характеризующего давление в пласте ($k_{\text{дав}}$), который показывает энергетическую характеристику пласта (чем больше давление в пласте тем меньше коэффициент характеризующий его);
- коэффициента, характеризующего обводнённость ($k_{\%}$), (чем больше значение коэффициента, тем меньше воды, следовательно, больше содержание нефти);

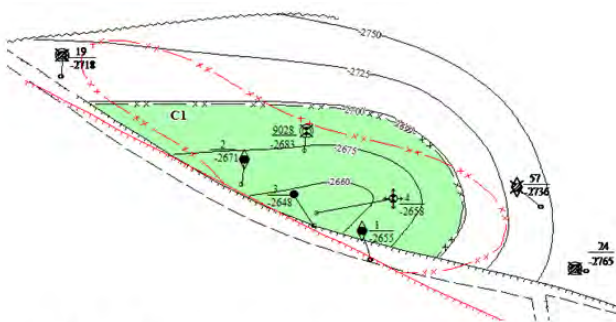


Рис.1. Западно-Сосновское месторождение.

Структурная карта кровли el-zd резервуара

- коэффициента, характеризующего абсолютную отметку по кровле пласта ($k_{\text{кров}}$), который показывает условное расположение точек кровли пласта относительно самой глубокой точки расположения, а чем глубже точка, тем меньше коэффициент;

- коэффициента, характеризующего продуктивную мощность ($k_{\text{п}}$) (находится условное отношение продуктивной мощности в конкретной точке пласта к максимальной продуктивной мощности, следовательно, чем больше продуктивная мощность, тем выше будет коэффициент).

Пользуясь значениями этих коэффициентов по формуле (1) выведем итоговый коэффициент (k):

$$k = k_{\text{дав}} \cdot k_{\%} \cdot k_{\text{кров}} \cdot k_{\text{п}}. \quad (1)$$

Данные коэффициенты рассчитываются для каждой ячейки, а результаты расчётов служат исходными данными для построения карты. Чем больше значение коэффициента, характеризующего изолинию на карте, тем больше остаточные запасы в этой зоне, и чем меньше коэффициент - тем больше промытость зоны. С учётом изменения некоторых параметров (обводнённости и давления) изменятся значения коэффициентов, а следовательно и вид карты. Именно изменение некоторых коэффициентов во времени показывает, что можно производить динамическое моделирование, используя данный метод.

Для анализа было выбрано несколько месторождений:

- 1) Западно-Сосновское;
- 2) Мармовичское (1 блок el-zd горизонта).

Промышленная нефтеносность Западно-Сосновского месторождения нефти связана с el-zd горизонтом (рис.1). Отложения продуктивной части представлены в основном известняками, реже - тонко и мелкокристаллическими доломитами. В настоящее время на Западно-Сосновском месторождении добыча нефти ведется на скважинах №№ 1, 2,3, и осуществляется очаговая закачка в скважину №4. Начальные балансовые запасы составляют- 720 тыс. т, начальные извлекаемые - 302 тыс. т. Текущий КИН – 0,08 при проектном – 0,42 [2]. По предложенной схеме моделирования была составлена карта плотности подвижных составов, представленная на рис.2, на которой видим, что остаточные запасы располагаются в зоне между 1-ой и 3-ей добывающей скважиной. Аналогичный результаты получаются при расчёте в программном комплексе ECLIPSE (результаты представлены на рис. 3.).

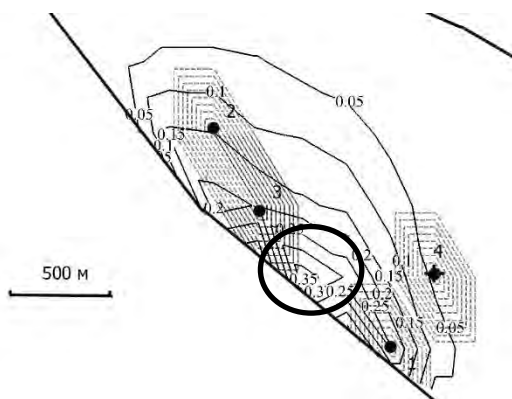


Рис. 2. Карта плотности подвижных запасов Западно-Сосновского месторождения на 01.11.2014 года, составленная по результатам расчёта по предложенной методике

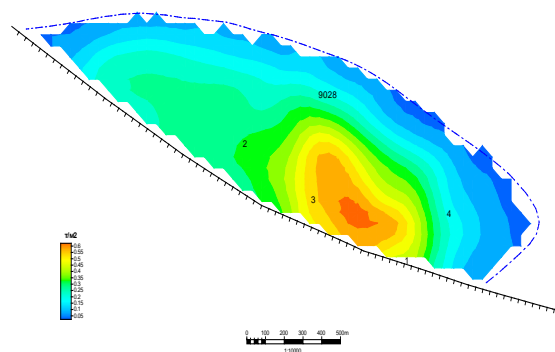


Рис. 3. Карта плотности подвижных запасов Западно-Сосновского месторождения на 01.11.2014 года, составленная по результатам расчёта в программном комплексе ECLIPSE

На Мармовичском месторождении нефти (1 блок el-zd горизонта) залежь el-zd горизонта представлена доломитами и резе известняками (рис. 4). В настоящее время на месторождении добыча нефти ведется на скважинах №№ 50,51,52,104,151, и осуществляется очаговая закачка в скважины №№17,22. Начальные балансовые запасы составляют - 3769 тыс. т, начальные извлекаемые - 754 тыс. т. Текущий КИН – 0,109 при проектном 0,2 [3]. По результатам моделирования построена карта, которая

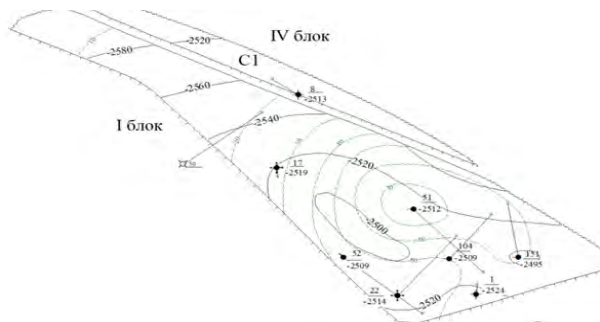


Рис.4. Мармовичское месторождение. Структурная карта 1 блока el-zd горизонта.

представлена на рис. 5. Расчёты по программе ECLIPSE представлены в форме карты на рис.6. Стоит отметить, что по предложенному расчёту на el-zd залежи Мармовичского месторождения в зоне восточной скважины №151 прослеживаются остаточные запасы, которые так же отмечены на карте, полученной при расчёте в программном комплексе ECLIPSE. А северней скважин 17 и 51 (в области, которая не вскрыта скважинами) прослеживаются зоны с возможными остаточными запасами, которые не выявлены при моделировании в специализированном программном обеспечении и, возможно, были просто не вовлечены в работу, а поэтому можно рекомендовать провести доразведку данной области.

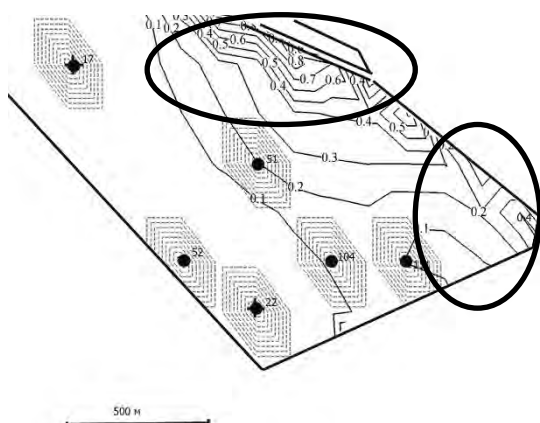


Рис. 5. Карта плотности подвижных запасов 1блока el-zd горизонта Мармовичского месторождения на 01.11.2014 года, составленная по результатам расчётов по предложенной методике

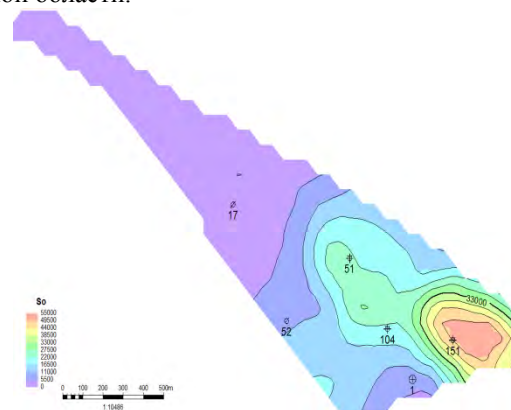


Рис. 6. Карта плотности подвижных запасов 1блока el-zd горизонта Мармовичского месторождения на 01.11.2014 года, составленная по результатам расчёта в программном комплексе ECLIPSE

В результате построения моделей фильтрационных потоков можно сказать, что методика расчётов проста, но при этом она даёт точные результаты. Подтверждается это тем, что полученные карты, как при моделировании по предложенному алгоритму, так и в специализированном программном комплексе, практически одинаковы. Внедрение данного расчёта на производстве даст возможность более быстро и более экономично проводить анализ текущей схемы разработки месторождения.

Литература

1. Вагонов Л.А. Разработка методики для оценки системы заводнения путём анализа технологических показателей работы эксплуатационных скважин /Л.А. Вагонов, А.А. Анкудинов, И.В. Воробьёв; Инженерная практика №7,2012 с.86-95.
2. Дополнение к технологической схеме разработки Западно-Сосновского месторождения/ БелНИПИнефть; руководитель Н.Л. Лобова - Гомель, 2009 - 553 с.
3. Проект на разработку Мармовичского месторождения/ БелНИПИнефть; руководитель Н.Л. Лобова Гомель, 2009 - 553 с.2013 – 509 с.
4. Проблемы недропользования:Сборник научных трудов [Конференция].- Санкт-Петербург: Национально минерально-сырьевой университет "Горный",2014.- Т. 1.-стр.247.- (международный форум-конкурс молодых учёных. 23-25 апреля 2014 г.). –50-52с.

М.С. ОРЛОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ДИНАМИКА ИЗМЕНЕНИЯ РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ НЕФТИ ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ КИСЛОТНОЙ ОБРАБОТКЕ ТЕРРИГЕННЫХ КОЛЛЕКТОРОВ

Задача повышения продуктивности скважин является одним из значимых направлений в нефтедобывающей отрасли. Процессы и явления, которые могут протекать при проведении технологических мероприятий, направленных на повышение эффективности эксплуатации скважин и, как следствие, всего месторождения в целом, требуют детального изучения и учета полученных результатов в дальнейших работах, направленных на совершенствование существующих и формирование новых методов увеличения нефтеотдачи.

Наиболее эффективным и широко используемым методом воздействия на призабойную зону пласта в мировой нефтедобывающей практике, для восстановления и увеличения продуктивности добывающих, а также улучшения показателей приемистости нагнетательных скважин, является обработка скважин кислотными составами. Эффективность методов повышения отбора пластового флюида зачастую тесно связана с изменением реологических характеристик как пластовой жидкости, так и применяемых реагентов. Важным и наиболее ответственным этапом проектирования технологии кислотной обработки представляется правильный выбор технологических агентов, используемых при проведении данного вида мероприятий.

Автором работы ставится цель проектирование эффективной кислотной обработки призабойной зоны пласта добывающих скважин, а также учет и предотвращение негативных последствий возникающих явлений таких, как образование водонефтяных эмульсий, образование и отложение кислого битума и др. Задачами проектирования подхода к проведению кислотной обработки являются: очистка пород призабойной зоны пласта от пластового флюида, его защита от прямого контакта с кислотным составом и эффективное растворение минералов и пород, слагающих продуктивный коллектор.

Исследования проводились в лаборатории повышения нефтеотдачи Национального минерально-сырьевого университета. Лабораторные эксперименты по установлению динамики изменения реологических показателей пластовых флюидов при проведении операции комплексной кислотной обработки выполнены на автоматизированном ротационном вискозиметре Rheotest RN 4.1 при различных значениях температуры. По результатам работы построены графические зависимости изменения напряжения сдвига от скорости сдвига.

Полученные данные позволяют сделать вывод о том, что на этапе подготовки пород призабойной зоны пласта, путем введения раствора ПАВ и других реагентов, достигается снижение вязкости пластового флюида, находящегося у забоя скважины, что при вызове притока в скважину после проведения ГТМ обеспечит низкие значения сопротивления фильтрации пластовой жидкости и продуктов реакции и облегчит процедуру вывода скважины на заданный режим работы.

Цель дальнейших исследований: повышение эффективности комплексного воздействия как на породу, так и на пластовые флюиды без ухудшения реологических свойств и создания условий для их улучшения. Применение данной комплексной технологии с последующими доработками может быть одним из эффективных методов для условий терригенных коллекторов, содержащих высоковязкую нефть.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Д.Г. Петраков

ОПРОБОВАНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ДЕБИТА СКВАЖИНЫ ПОСЛЕ ПРОВЕДЕНИЯ НА НЕЙ ГИДРОРАЗРЫВА ПЛАСТА

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

Очевидно, что конкурентоспособность определяется качеством, стоимостью и сроками выполнения работ. Именно по этой причине, приобретают высокую актуальность вопросы улучшения прогнозирования показателей путем постоянного совершенствования технологических расчетов.

Если рассматривать ситуацию в Республике Беларусь, то, на данный момент для подсчета дебита скважины после поведения на ней гидроразрыва пласта используются такие методы как: математическое прогнозирование и компьютерное моделирование прироста дебита. При этом довольно часто возникают сложности в связи с неточным расчетом показателей. В 2014 году с использованием вышеуказанных методик был спрогнозирован прирост дебита на 6 скважинах. Погрешность расчетов составила от 5,7 до 93,9 %. Одна отрицательная ошибка в условиях низкодебитной эксплуатации скважины может полностью нивелировать положительный эффект от ГРП за год. Как видно из вышеизложенного, данная проблема влечет за собой большие затраты и неточность экономического прогнозирования работы предприятия. В связи с этим остается актуальным вопрос по устранению таких осложнений и, соответственно, по обеспечению максимально возможной стабильности прогнозных расчетов.

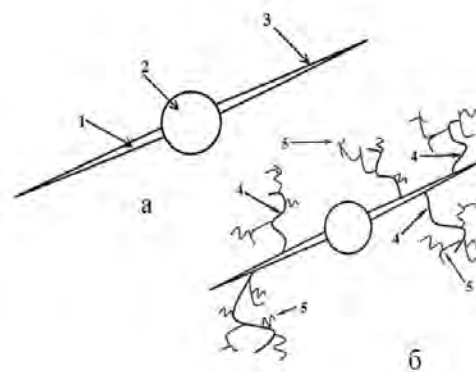
Предлагаемая методика расчета предназначена для более точного вычисления дебита скважины после проведения на ней ГРП.

Модель расчета основана на существующей методике Желтова и гипотезы, предлагаемой автором, развития разветвленной трещины гидроразрыва за счет ее слияния с естественными трещинами породы (рис. 1).

Предположение о разветвленном развитии трещины ГРП основано на том, что в трещиноватых породах под действием давления гидроразрыва будет не только разрываться пласт, но также будут раскрываться естественные трещины породы. Таким образом, будет увеличиваться трещиноватость, а соответственно и эффективная проницаемость дренируемой зоны пласта. Доказательством, могут служить такие факторы как:

- Наиболее вероятное направление развития трещины гидроразрыва – это ее развитие по пути наименьшего сопротивления.
- Естественные трещины пласта также ориентированы.

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



1, 3 – соответственно, левое и правое крыло трещины гидроразрыва; 2 – скважина; 1, 5 – естественные трещины пласта
Рис. 1. Модель трещины ГРП. а) – Схематичное изображение обычной трещины; б) – Схематичное изображение трещины, в которой имеются первичные и вторичные каналы

На первом этапе составления методики прогнозирования дебита скважины после проведения на ней гидроразрыва пласта предполагался расчет следующих параметров: давление на забое в конце ГРП, эффективное давление гидроразрыва, длина, ширина и высота полученной трещины, коэффициент

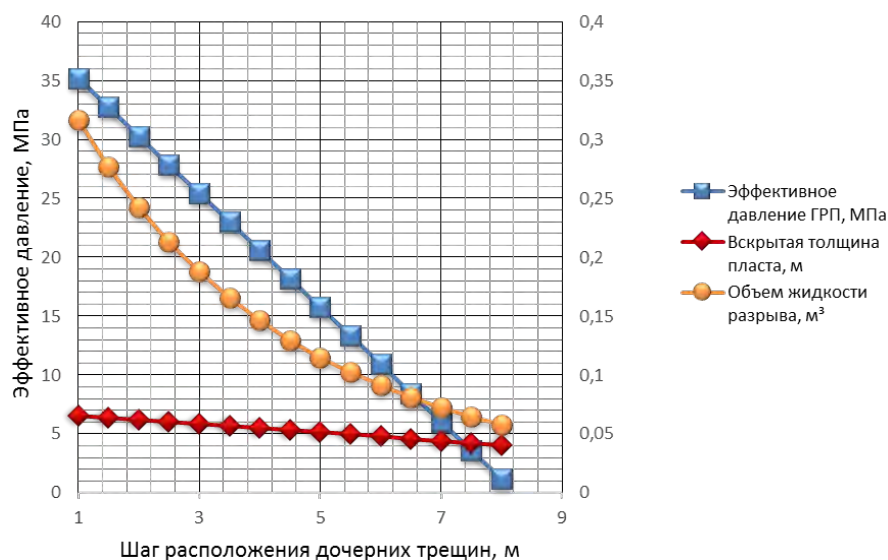


Рис. 2. Графики изменения эффективного давления ГРП, вскрытой толщины пласта и объема жидкости разрыва для трещин второго порядка

параметров представлены на рис. 2. Полный расчет геометрических параметров трещин первого и второго порядка проводился с целью определения общего объема созданных в породе пустот, оказывающих влияние на приток жидкости, а затем вычисления поправочного коэффициента проницаемости породы.

В результате сопоставительного анализа расчетов, выявлена погрешность, что позволило отказаться от расчета параметров трещин второго порядка, что значительно упрощает методику и сокращает время необходимое на обработку данных. При этом, наибольшую эффективность результата позволяет получить объем созданных в породе трещин в зависимости от объема израсходованной для проведения гидроразрыва жидкости уходящей в пласт при разрыве.

Далее по закону Дарси, с учетом полученного поправочного коэффициента проницаемости породы, ведется расчет прогнозируемого дебита скважины после проведения на ней ГРП.

В таблице 1 представлены сравнительные характеристики дебитов скважин, полученных фактически, после проведения операции, смоделированных при помощи гидродинамического симулятора Eclipse, а также спрогнозированных при помощи вышеуказанной методики.

Таблица 1

Сравнительные характеристики дебитов скважин. Фактические и спрогнозированные

№ скв.	Факт, т	Расчет, т	Отклонение расчета, %	Моделирование, т	Отклонение модели, %
1	18,5	18,37	-0,70	4,2	-77,3
2	5,76	5,45	-5,30	4,5	-21,88
3	4,9	4,65	-5,01	11,5	134,69
4	13,8	13,6	-1,42	4,6	-66,67
5	10,7	10,51	-1,77	9,5	-11,21
6	8,8	8,65	-1,66	6,80	-22,73
Процент ошибки			2,64		56,9

На рис. 3 представлены визуальные характеристики отклонений фактических дебитов скважин от спрогнозированных при помощи программных симуляторов, а также представленной методики.

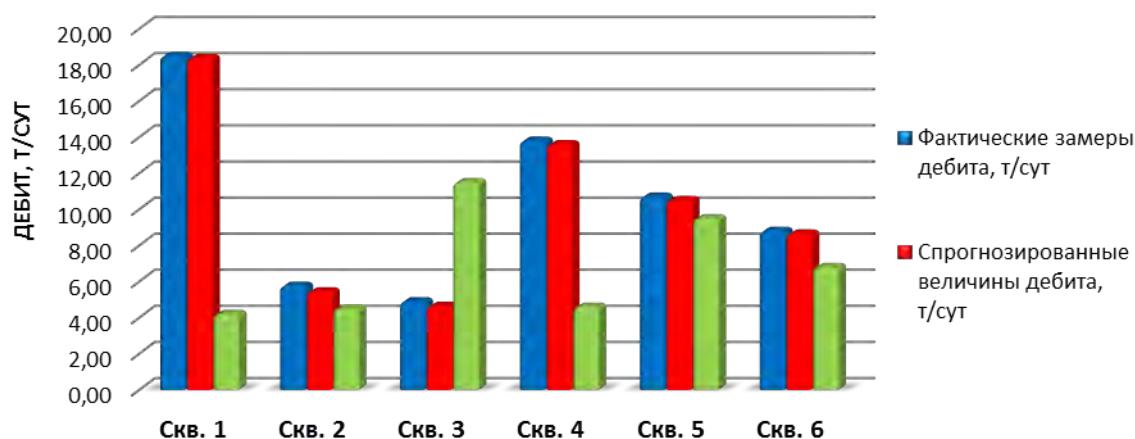


Рис. 3. Визуальные характеристики отклонений фактических дебитов скважин от спрогнозированных

С использованием предложенной математической модели расчета дебита скважины после проведения на ней гидроразрыва пласта, был спрогнозирован прирост дебита на 6 скважинах. Погрешность расчетов составила от 0,58 до 8,1 %. Минимальная погрешность вычислений свидетельствует о том, что использование при определении дебита скважины закона Дарси является правомерным, а уменьшение дебита за счет взаимного влияния трещин в данном случае является минимальным и им можно пренебречь. Соответственно, можно утверждать, что предлагаемая методика является более эффективной и ее использование облегчит прогнозирование дальнейшей работы скважины, а также экономическое планирование развития предприятия.

Литература

1. Желтов Ю.П., Христианович С.А. О гидравлическом разрыве нефтеносного пласта // Изв. АН СССР. ОТН. 1955. №5. С.3-41.
2. Оценка эффективности гидравлического разрыва пласта на основе гидродинамических исследований вертикальных скважин / М.Х. Хайруллин, Р.С. Хисамов, М.Н. Шамсиев, П.Е. Морозов, Е.Р. Бадертдинова, И.Т. Салимьянов // Нефтяное хозяйство. – 2009. – №7. – С. 56_59.
3. Кадет В.В., Селяков В.И. Фильтрация флюида в среде, содержащей эллиптическую трещину гидроразрыва // Изв. вузов. Нефть и газ. – 1988. – № 5. – С. 54_60.

Р.Р. СУЛТАНБЕКОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

СИСТЕМА УЛАВЛИВАНИЯ ИСПАРЕНИЙ НЕФТИ И НЕФТЕПРОДУКТОВ НА РЕЗЕРВУАРАХ

При добыче, транспортировке нефти и нефтепродуктов атмосфера загрязняется углеводородами в результате аварийных выбросов и испарений. Потери от испарений происходят при хранении, транспортировке, опорожнении резервуаров и транспортных емкостей. Особенно велики потери от испарения легковоспламеняющихся нефтепродуктов с резервуаров в товарных парках.

Установлено, что в системе магистральных нефтепроводов 2/3 (около 64,8%) всех потерь приходится на резервуарные парки.

Целью данной работы является борьба с потерями от испарений нефти и нефтепродуктов из резервуаров, для улучшения экологической обстановки и обеспечение безопасной эксплуатации резервуарных парков.

Предполагается снижение потерь нефти и нефтепродуктов, что значительно повысит безопасность производства и улучшит экологическую обстановку.

На крыше резервуара для хранения нефтепродуктов устанавливается каркас, поверх которого закреплена армированная пленка из фторполимера. Благодаря компрессору типа «воздух-воздух» и воздушной системе и системы вытяжки осуществляется закачка воздуха и откачка паровоздушной смеси. От компрессора уловленную паровоздушную смесь в дальнейшем предполагается транспортировать в струйно-абсорбционную установку для рекуперации паров нефтепродукта. В этой установке из паровоздушной смеси выделяется испарившийся нефтепродукт, а очищенный воздух попадает в окружающую среду, или уловленные испарения направляются на газоперерабатывающий завод, если это экономически выгодно.

Данная система снижает потери при хранении нефти и нефтепродукта, уменьшает уровень взрывопожароопасности, улучшает экологическую обстановку, а уменьшение содержания углеводородов в

атмосфере повышает безопасность эксплуатации резервуаров и ведет к уменьшению отравляющих веществ в воздухе, тем самым сберегая здоровье работников и людей в близлежащих районах.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Г.Х. Самигуллин

А.В. СУХАНОВ

Техническая академия Фрайберг, Германия

ОПТИМИЗАЦИЯ ДОБЫЧИ УГЛЕВОДОРОДОВ ЗА СЧЕТ УВЕЛИЧЕНИЯ МЕЖРЕМОНТНОГО ПЕРИОДА УЭЦН

Россия занимает одно из ведущих мест в мире по добычи жидких углеводородов с помощью установок электроцентробежных погружных насосов (УЭЦН). Около двух третьих всех скважин в Западной Сибири уже оборудованы УЭЦН.

УЭЦН представляет собой цепь последовательно связанных между собой узлов работающих в комплексе, в одной системе. Поэтому достаточно выхода из строя хотя бы одного из механизмов, как это приводит к отказу всей системы. Каждый отказ УЭЦН, иногда соизмерим со стоимостью новой установки. Затраты на спуско-подъемные операции и последующий ремонт УЭЦН требует не только, дополнительных капложений, но и приостанавливает добычу углеводородов на нескольких дней.

В сегодняшних условиях когда финансовая ситуация требует снижения удельных затрат на себестоимость углеводородов, для нефтяных компаний стоит острый вопрос в выборе качественного оборудования.

Задача состояла в исследовании эффективной эксплуатации УЭЦН как российского, так и иностранного производства на одном из месторождений в Западной Сибири. Геологические свойства данного месторождения по добыче углеводородного сырья считаются одним из сложных в этом регионе, т.к. пластовая температура на некоторых участках достигает аномальных значений, и количество механических примесей в большинстве скважин превышает допустимое значение в несколько раз. Основным показателем эффективности работы УЭЦН является показатель межремонтного периода (МРП). За 2013 год МРП российского производства УЭЦН составил в среднем около 124 суток, в то время как УЭЦН иностранного производства за тот же период времени достиг 567 суток. Стоимость УЭЦН иностранного производства превышает стоимость такого же типа размера установки российского производства, практически в три раза. Такой высокий показатель работы УЭЦН иностранного производства можно охарактеризовать в первую очередь за счет значительных конструктивных отличий, а также изготовление отдельных узлов УЭЦН с применением высокопрочных и температуростойких материалов приспособленных для работы в сложных геологических условиях.

Основные причины отказов на данном месторождении можно предоставить в следующем процентном соотношении.

Влияние отложений солей на работу УЭЦН. Анализ показывает, что основной причиной отказа установок иностранного производства, больше чем 50%, является отложение солей на рабочих ступенях насоса с последующим его заклиниванием. В то время как у установок российского производства этот показатель достигает лишь 30%. Такую высокую тенденцию можно объяснить, лишь меньшим размером проходных сечений в рабочих ступенях иностранного производства, по сравнению с российскими. Проявление солей происходит в результате перегрева воды, присутствующей в откачиваемой жидкости. Перегрев воды объясняется работой УЭЦН в режиме малых подач, т.е. приток в скважину, меньше чем насос в состоянии откачивать. Второй причиной образования солей можно отнести смешивание пластовых вод с закачиваемыми водами для поддержания пластового давления или с жидкостями глушения разного химического состава. Кристаллы солей откладываются не только на рабочих ступенях насоса, но и на наружной поверхности УЭЦН, что ухудшает теплообмен, а иногда и приводит к заклиниванию установки в эксплуатационной колонне.

Повышенное содержание механических примесей. Около 20% отказов УЭЦН как российского, так и иностранного производства происходит по этой причине. При содержании механических примесей в скважинной жидкости свыше установленной нормы, ресурс работы насоса значительно снижается: происходит повышенный износ втулок вала, направляющих аппаратов по внутреннему диаметру, текстолитовых шайб, узла пяты, втулок верхнего и нижнего подшипников, что приводит к повышенной вибрации вала и преждевременной необходимости в ремонте. Причиной выноса механических примесей могут служить не только естественные продукты разрушения пласта, но и методы повышения нефтеотдачи с помощью гидродразыва пласта (ГРП). При запуске УЭЦН в работу, происходит резкое снижение пластового давления, что вызывает сдвиговое движение в пласте и способствует выносу пропанта вместе со скважиной жидкостью. Снижение пластового давления возможно также при недостаточной плотности перфорации.

Электрический пробой обмотки статора погружного электродвигателя. Повышенная вибрация вала насоса и ротора влечет за собой попадание пластовой жидкости в полость электродвигателя через торцевые уплотнения гидрозащиты, что приводит к электрическому пробую обмотки статора. В момент

короткого замыкания, давление резко повышается во внутренней полости электродвигателя, вызывая, тем самым прорыв диафрагмы гидрозащиты. Доля отказавших по этой причине российских УЭЦН составила около 5%, иностранных установок - не превышает 2%. Гидрозащита двигателя у всех производителей выполняет одни и те же функции, за исключением, незначительных конструктивных отличий. Гидрозащита иностранного производства имеет не два, а три торцевых уплотнения и диафрагма изготовлена из материала выдерживающая температуру 204°C.

Недостаточный приток флюида для данной УЭЦН. Это явление приводит к снижению динамического уровня жидкости в скважине и уменьшению давления на приеме насоса. Попадание газа в насос происходит двумя способами. Первый-из межтрубного пространство скважины через приёмную сетку насоса. Второй-при снижении давления внутри насоса, растворенный газ освобождается из жидкости. В результате происходит срыв подачи УЭЦН, что приводит к понижению тока до величины, близкой к току холостого хода погружного электродвигателя. Падение давления в насосе вызывает закрытие обратного клапана и насос начинает работать в режиме так называемого сухого трения, что приводит к интенсивному нагреву и повышенному износу рабочих компонентов в насосе. Этой причиной обусловлено 8% всех отказов УЭЦН, как для иностранного, так и для российского производителя.

Плавления изоляции кабельного удлинителя. Надежность кабельного удлинителя зависит в первую очередь от термостойкости материала изоляции, а так же способности работать в определенном температурном диапазоне. Поэтому, не только высокая пластовая температура, но и теплоотдача от насоса и электродвигателя отрицательно влияют на долговечность кабельного удлинителя. Эта причина отказа была выявлена только у российских УЭЦН, и её доля достигает 15%.

Работа УЭЦН в периодическом режиме. Периодический режим означает эксплуатацию УЭЦН не постоянно, а с остановками. Периодичность работы и остановок рассчитывается технологом в зависимости от притока пластовой жидкости. Например, 3 часа - откачка жидкости, 8 часов - восстановление статического уровня. Эксплуатация УЭЦН в данном режиме приводит к преждевременному отказу электродвигателя по причине электрического пробоя обмотки статора. При каждом запуске происходит повышенная нагрузка на электродвигатель, а ресурс обмотки его рассчитан только на 190-230 запусков. Периодический режим был использован только на российских установках, который вызвал 6% отказов. Кроме этого в настоящее время широко используются тиристорные преобразователи частоты тока (ТПЧТ), которые позволяют избежать периодической эксплуатации УЭЦН за счет откачки скважиной жидкости в соответствии с динамическим уровнем в скважине. ТПЧТ обеспечивает также плавный пуск УЭЦН, что продлевает срок службы электродвигателя. С внедрением ТПЧТ задача выбора типоразмера насоса намного упростилась, при изменении скорости вращения вала насоса стало возможным, независимо от количества ступеней в насосе, приспособить УЭЦН к различному притоку углеводородов из пласта.

Другие причины отказа, такие как механические повреждения кабеля, не герметичность НКТ, некачественная сборка УЭЦН, перебой в электропитании и так далее являются косвенными причинами, но приводят также к отказу УЭЦН.

Из проделанного исследования можно сделать вывод, что УЭЦН иностранного производства, зарекомендовали себя с лучшей стороны. МРП работы УЭЦН российского производства по сравнению с иностранным производителем почти в 4,5 раза меньше. Уже после второго отказа УЭЦН российского производства затраты, на очередной ремонт, а так же расходы на спуско-подъёмные операции и промывку скважины, уже превышают стоимость иностранных УЭЦН. Несмотря на высокую стоимость иностранных УЭЦН, по сравнению с российскими, их применение целесообразно для повышения дополнительной добычи углеводородного сырья на данном месторождении.

А.С. ФЕДОРЕНКО

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

ПОДБОР ОПТИМАЛЬНОГО КОМПЛЕКСА ГТМ ДЛЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СЛОЖНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

В ходе разработки нефтяных месторождений возникает вопрос в дополнительном воздействии на залежь извне с целью поддержания добычи нефти и увеличения конечного коэффициента нефти. Наиболее часто применяемыми воздействиями являются: оптимизация, водоизоляция, переход на в/л интервал и т.д. В настоящее время только около 43% геолого-технических мероприятий являются успешными. Отсутствие четкого структурированного анализа истории предшествующих работ затрудняют выбор соответствующих объектов, а также ограничивают возможности экономического планирования.

Закладывая в основу ниже описанную методику расчета составляется анализ результатом которого имеется возможным дать рекомендации по наиболее эффективным применениям ГТМ в зависимости от геологических свойств коллектора.

Используемая методика расчёта.

1. Строится график зависимости роста накопленной добычи нефти от накопленной добычи жидкости (рис. 1).

2. Строится вспомогательный график роста накопленной добычи жидкости скважины за предшествующий проведению ГТМа (рис. 2).

На вспомогательном графике строится линия тренда, позволяющая оценить тенденцию роста накопленной добычи жидкости в предгтмный период (Рис. 3).



Рис. 1. Динамика роста накопленной добычи



Рис. 2. Вспомогательный график роста накопленной добычи

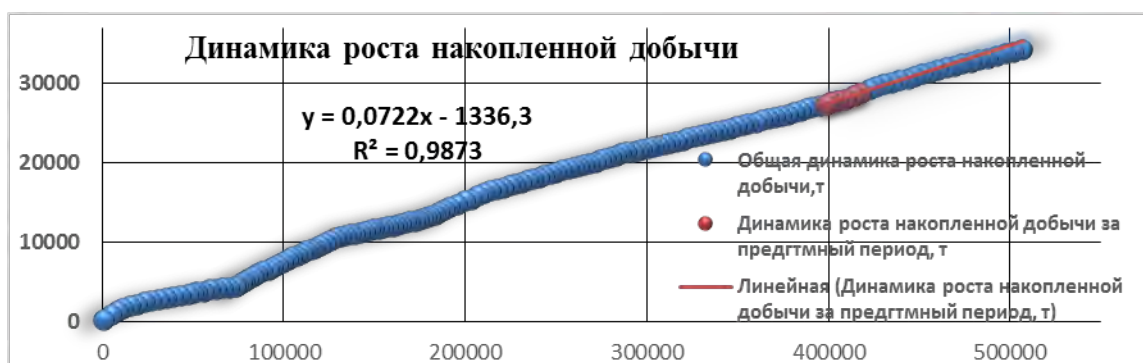


Рис. 3. Построение линии тренда

где:

$y = 0,0722x - 1336,3$ – закономерность возрастания накопленной добычи нефти по отношению к фактической накопленной добыче жидкости.

R^2 – значение достоверности аппроксимации. Коэффициент показывает степень достоверности расчетных показателей.

1.1 По формуле 1, проводится прогнозный расчет накопленной добычи нефти за период 12 месяцев после проведения операции.

$$Q_{нт} = x \cdot Q_{жф} - x_1 \quad (1)$$

где:

$Q_{нт}$ – прогнозная накопленная добыча нефти, т;

$Q_{жф}$ – фактическая накопленная добыча жидкости, т;

x, x_1 – коэффициенты уравнения построения.

1.2 По формуле 2, определяется эффективность ГТМ.

$$Q_{гтм} = Q_{жф} - Q_{нт} \quad (2)$$

где:

$Q_{гтм}$ – эффективность ГТМ, т;

$Q_{жф}$ – фактическая накопленная добыча нефти, т;

$Q_{нт}$ – теоретическая накопленная добыча нефти, т.

Основываясь на предложенной методике

При проведении анализа по предложенной схеме были выявлены определенные закономерности зависимости эффективности геолого-технического мероприятия от сопутствующих геологических условий, а также последствия нерационального выбора объектов для проведения ГТМ (диаграммы эффективности, рис. 4).



Рис. 4. Диаграммы эффективности геолого-технических мероприятий

Диаграммы показывают полученную эффективность от проведения наиболее часто используемых геолого-технических мероприятий. Синим цветом указан процент эффективных мероприятий, оранжевым – неэффективных.

Основываясь на анализе потенциальных возможностей получения максимального эффекта от проведения мероприятия были выработаны следующие рекомендации:

✓ Увеличение отборов жидкости, является рискованной операцией, влекущей за собой резкий рост обводненности скважинной продукции. Максимальную эффективность возможно получить при проведении данного мероприятия в массивных пластах, обладающих высокой нефтенасыщенностью и тем самым позволяющих вести значительные отборы нефти без риска существенного повышения обводненности.

Для предупреждения получения отрицательного результата, при планировании проведения ГТМ рекомендуется выполнение следующих условий:

1. Постепенное, пошаговое увеличение отборов жидкости.
2. Наличие контрольного периода работы скважины, после каждого шага.
3. Возврат на предпоследнюю ступень повышения отборов жидкости, после появления проб с высокой обводненностью.

✓ Проведение изоляционных работ, является эффективным методом воздействия на пласт в любых геологических условиях. Максимальная эффективность геолого-технического мероприятия наблюдается на объектах с высокой обводненностью.

Таким образом, качественно проведенные изоляционные работы имеют положительный экономический эффект и улучшают показатели разработки месторождений нефти без возникновения дополнительных рисков.

✓ Проведение работ по дострелу и соляно-кислотной обработке, является эффективным методом воздействия на пласт в зонах, характеризующихся хорошими коллекторскими свойствами.

Рисками данного мероприятия являются:

1. Пересечение нового интервала с водоносными пропластками;
2. Появление заколонных перетоков;
3. Вероятность попадания в интервал с худшими коллекторскими свойствами.

Таким образом, работы по дострелу и СКО имеют положительный экономический эффект и улучшают показатели разработки месторождений нефти.

И.А. ФЕДОРОВ
ООО «Газпром ВНИИГАЗ»

МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕЧЕНИЯ ПРИРОДНОГО ГАЗА В ЭЖЕКТОРЕ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭФФЕКТИВНЫХ РЕЖИМОВ ЕГО ЭКСПЛУАТАЦИИ В ГАЗОСБОРНОЙ СЕТИ ПХГ

Использование газовых эжекторов является одним из наиболее энергоэффективных способов увеличения давления потока газа в промышленной сети. В эжекторе давление одного (эжектируемого) потока увеличивается за счет смешения с другим (эжектирующим) потоком, имеющим более высокое полное давление. К основным достоинствам эжектора, используемого в качестве насоса, можно отнести

отсутствие движущихся деталей и техническую простоту. Однако для расчета режимов работы эжектора, требуется создание сложной математической модели течения газа и турбулентного смешения потоков.

Цель данной работы состоит в построении математической модели расчета течения природного газа в эжекторе, визуализации поля давления и скоростей в канале эжектора и, составлении на основе полученных данных упрощенной модели поведения эжектора в наземной сети ПХГ. Моделирование течения проводилось с использованием специализированных пакетов вычислительной гидрогазодинамики. Для этого была построена трехмерная модель проточной части газового эжектора, на основе фактической геометрии (рис. 1), и проведен анализ структуры и размеров расчетной сетки, необходимой для получения результатов достаточной точности.



Рис. 1. Газовый эжектор в наземной сети ПХГ

Для расчета течения газа в эжекторе и турбулентного смешения струй, применен метод конечных объемов. В качестве уравнения состояния использовалось уравнение реального газа Редлиха-Квонга. В процессе расчета проведен сравнительный анализ различных моделей турбулентности и, применительно к данной задаче, выбрана наиболее подходящая модель SST (Shear Stress Transport).

Расчеты выполнены с использованием фактических замеров входных и выходных давлений газа для эжектора, полученных в рамках программы научно-технического сотрудничества ОАО «Газпром» и Verbundnetz Gas AG. На основе расчетных и фактических данных расхода газа, проводилась оценка точности математической модели. Ошибка, при моделировании течения газа в эжекторе, составила менее 1% по объемному расходу газа.

На основе полученной математической модели, разработана упрощенная модель поведения газового эжектора в наземной сети для оперативного анализа рабочих характеристик. В результате расчетов, получены картины распределения давления и поле скорости для всей проточной части, по которым можно судить о характере течения природного газа в эжекторе, включая скачки уплотнения, формирование отрыва течения, образование завихрений потока и протяженность зоны смешения высоко- и низконапорного потоков газа. Полученные данные позволяют разработать рекомендации по совершенствованию конструкции и разработке новых эжекторов.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГЛУШЕНИЯ ДОБЫВАЮЩИХ СКВАЖИН ПРИОБСКОГО НЕФТЯНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ЖИДКОСТЕЙ НА ВОДНОЙ ОСНОВЕ

Объектом исследования является Приобское нефтяное месторождение. Оно характеризуется следующими особенностями: низкой проницаемостью и повышенной глинистостью пород-коллекторов; повышенной неоднородностью пласта; высокой расчлененностью разрезом. Глушение скважин сопровождается рядом проблем, которые приводят к снижению коллекторских свойств пород призабойной зоны пласта (ПЗП), и как следствие – к снижению дебитов и объемов добычи. Именно поэтому на Приобском нефтяном месторождении особое значение имеет подбор оптимальных составов жидкостей глушения, а так же принятие определенных мер по сокращению и предотвращению негативных последствий глушения.

Целью проводимого исследования является оценка эффективности глушения добывающих скважин Приобского нефтяного месторождения при применении жидкостей глушения на водной основе и разработка методов по её повышению. Для реализации поставленной цели были решены следующие задачи: проведён анализ геолого-физической характеристики Приобского месторождения; проведены лабораторные исследования применяемых на месторождении жидкостей глушения скважин; разработаны рекомендации по подбору оптимального состава жидкостей глушения и совместимого с ним поверхностно-активного вещества; проведена оценка технологической эффективности оптимального состава жидкостей глушения с совместным использованием поверхностно-активных веществ.

В ходе проведённых исследований были получены следующие результаты. Наиболее предпочтительным водным раствором солей для глушения скважин Приобского месторождения является хлорид натрия, а наименее – хлорид кальция. В случае недостаточности плотности хлорида натрия для создания необходимой репрессии рекомендуется использовать аммонизированный раствор нитрата кальция. Для снижения негативного влияния на ПЗП рекомендуется использовать жидкости глушения с добавлением поверхностно-активных веществ, в частности: хлорид натрия с концентратом ГФ-1.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Д.В. Мардашов

АВТОМАТИЗАЦИЯ, РОБОТИЗАЦИЯ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

S. GREHL, M. FERBER, B. JUNG

Institute of Computer Science, Technical University Bergakademie Freiberg, Germany

EVALUATION OF SLAM ALGORITHMS FOR MOBILE ROBOTS IN UNDERGROUND MINING ENVIRONMENTS

We present first results on mobile robots designed for autonomous exploration and mapping of underground mines. A four-wheeled robot was equipped with laser scanners, 3D cameras, and other sensors to build a navigation map while being driven through the mine. During a test run in a research mine in Freiberg, Germany, we investigated whether different SLAM (simultaneous localization and mapping) algorithms are suitable for the build-up of navigation maps under the special conditions of underground mines. Our results confirm that certain SLAM algorithms indeed solve the task. By using laser scans and an inertial measurement estimation sensor, the robot is able to construct a navigation map, enhance it with new observations, and estimate its own location within the map. All this is done in real-time and full robot motion. The automatic acquisition of navigation maps by means of a SLAM algorithms is a prerequisite for performing other high level tasks in the future where the autonomous operation of robots in underground mines may become a viable option.

Keywords: underground mining, autonomous systems, mobile robots, mapping



(a) Julius



(b) Alexander

Figure 1. The mobile robot Julius (a) is designed for operation under rough environmental conditions and long-time operation in underground mines. Alexander (b) is designed as experimental platform allowing easy switching of sensor configurations to evaluate algorithms and applications, such as mapping, exploration, or ventilation monitoring

Introduction

Research in the autonomous robot community has investigated automation technologies to guide trucks [1], explore abandoned mines [2], or build 3D point cloud maps [3]. The long-term goal of the research presented in this paper is to enable mobile robot to autonomously explore unknown, abandoned, or contaminated underground environments while collecting information about the environmental conditions and structure. To perform mining tasks underground the autonomous reaction and adaptation abilities of a miner, surveyor and geodesist need to be applied to a robot. Such a robot may travel through mines and perform several tasks that are today performed by humans.

With the unique opportunity of operating a local research mine, the *TU Bergakademie Freiberg* started a project to develop autonomous mining robots as shown in figure 1. The first underground experiments were conducted with the mobile robot Alexander as presented in this paper. The research question was to evaluate state-of-the-art mapping algorithms in an underground ore mine. A large variety of such mapping algorithms as been proposed in the literature. For our experiments in the underground mine, we applied a *Simultaneous Localization And Mapping* (SLAM) algorithm [4] that has proven successful in an urban search and rescue scenario.

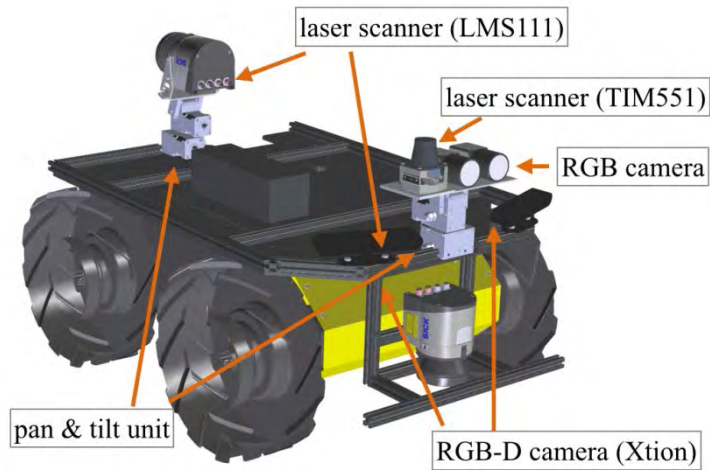


Figure 2. Current setup of *Alexander* with several sensors on a HUSKY system from *Clearpath Robotics*

Approach

For sensing or monitoring tasks a robot needs to be aware of its environment and its location in it. Hence, it needs a set of sensors which observe the mine continuously. Laser scanners are suitable, since they are comparably low on noise and operate in range of 0.05 – 10m. With up to 15 scans per second we are able to keep track of the changing environment during movement. The current set up of the robot platform used for localization and mapping offers plenty of space for additional sensor systems. In particular, we intend to equip the robots with sensors for measuring temperature, air pressure and gases such as CO, CO₂, CH₄, O₂ and NO.

To localize a robot within an underground mine it has to build a map. Known as the simultaneous localization and mapping (SLAM) problem for nearly 15 years, a variety of SLAM algorithms exploiting different sensor configurations have been proposed. In a mine the odometry of a robot is uncertain, since the ground is rough and the wheels may slip. Therefore we choose an approach that solves the task without motor data as presented in [4]. We make use of laser scans and an internal measurement unit (IMU) which can detect accelerations in six degrees of freedom. With the IMU data, the algorithm keeps track of the robot's motion and merges laser scans as they appear into a grid map.

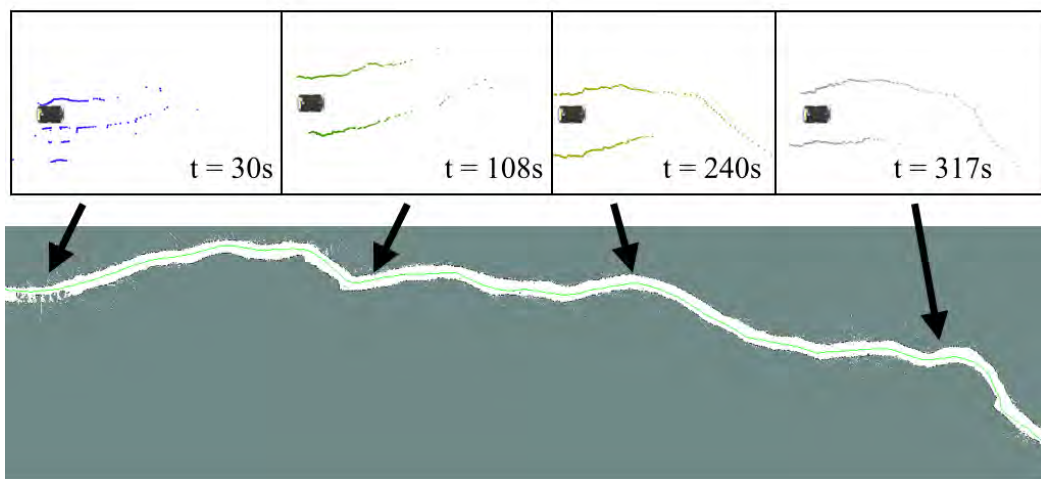


Figure 3. Multiple laser scans fused using a SLAM algorithm, resulting in an integrated map with the estimated position of the robot. Continuously triggered laser scans expand the map. The figure shows a path of $\approx 300\text{m}$ (green) of the robot in the underground mine.

The principle procedure can be seen in figure 3, where *Alexander* explored a part of the underground mine *Reiche Zeche* in a depth of 147m. A valid map is constructed and the robot's position is continuously localized.

Conclusion

Using a mapping algorithm first proposed for search and rescue tasks, a mobile robot was able to build a navigation map of its underground mining environment. In the future we plan to integrate 3D vision, gas monitoring and even an X-ray fluorescence (XRF) analyzer. All those systems will benefit from the calculated map which will be used to provide localization information to the various sensor readings.

References

1. J. Roberts, E. Duff, P. Corke, P. Sikka, G. Winstanley, and J. Cunningham, "Autonomous control of underground mining vehicles using reactive navigation," in *Robotics and Automation, 2000. Proceedings. ICRA '00*.

IEEE International Conference on, vol. 4, 2000, pp. 3790–3795 vol.4.

2. S. Thrun, S. Thayer, W. Whittaker, C. Baker, W. Burgard, D. Ferguson, D. Hahnel, D. Montemerlo, A. Morris, Z. Omohundro, C. Reverte, and W. W., “Autonomous exploration and mapping of abandoned mines,” *Robotics Automation Magazine, IEEE*, vol. 11, no. 4, pp. 79–91, Dec 2004.

3. R. Zlot and M. Bosse, “Efficient large-scale three-dimensional mobile mapping for underground mines,” *Journal of Field Robotics*, vol. 31, no. 5, pp. 758–779, 2014.

4. S. Kohlbrecher, O. von Stryk, J. Meyer, and U. Klingauf, “A flexible and scalable slam system with full 3d motion estimation,” in *Safety, Security, and Rescue Robotics (SSRR), 2011 IEEE International Symposium on*, Nov 2011, pp. 155–160.

S. GROTHUES, K. PARK

Mechanical Engineering, Lappeenranta University of Technology, Finland

TROUBLE SHOOTING AND COMMISSIONING OF A WORK PIECE JACK AND DEVELOPING A NEW CONTROL SYSTEM BASED ON REAL-TIME CONTROL

Introduction

These days many companies and industries have required more accurate manufacturing, especially in production using lasers. The reason for this is that many products become more and more sensitive and complex. As very accurate and effective tools, lasers have high importance in various industries.

In production using lasers, micro positioning of the work piece is an important element. Today it is possible to move a given work piece in a very sophisticated way. However, even in the most modern industries there are still problems about controlling in detail.

In order to satisfy needs of industries, we are building up a real-time control system for a work piece jack. The table will be used together with a micro laser. The connection of table and laser will provide a large working area. In conclusion, huge work pieces can be processed perfectly accurate.

Material and methods

Hardware of the project: We choose to move the work-piece with a XY- and later also with a XYZ-table. The table is a device positioned by actuators and servo motors. The XY-table we are using is manufactured by RUCH servomotor, a Russian Company.



Figure 1. Precision 2D manipulator on the base of linear iron-less motors

Movement on X, Y, mm	160
Position accuracy on axis X, Y	1.3 micron
Velocity error of each of axes X, Y at fulfilment of a task at speed (10 mm / c) sin p t, micron, no more	2 micron
Maximal velocity	1m/s
Motor type	AC synchronous, iron-less
Position encoder	X, Y: RENISHAW RGH-40A

A processor board provides the computing power for the real-time system.. It is from a company called dSPACE, which is located in Germany. The board is the interface to the I/O boards and to the host computer.

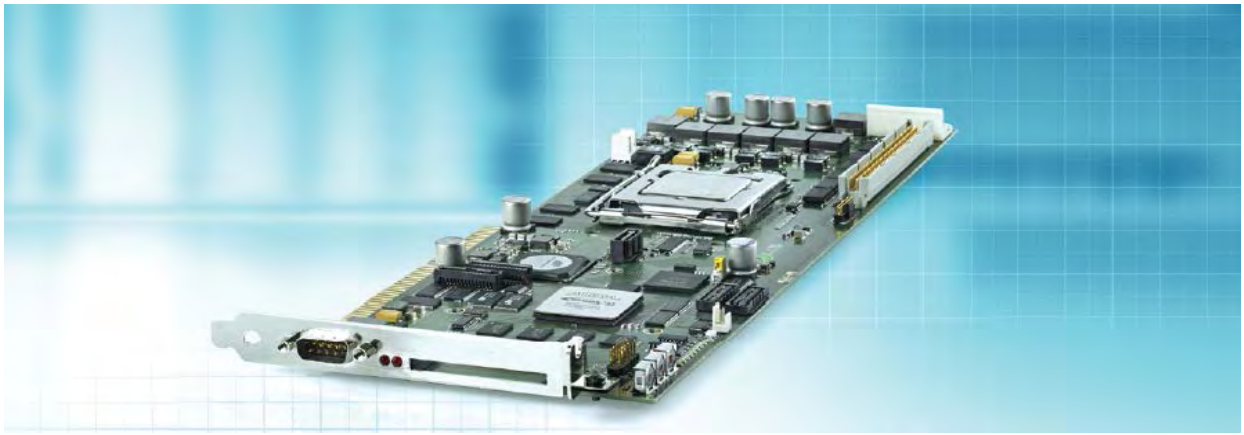


Figure 2. DS1006 Processor board

Design of the system: Our design of the system is based on real-time control. The control system is using MATLAB, Simulink and dSpace DS1006 control desk. Because MATLAB and the compiler of dSpace control desk create effective C source and an object file automatically without additional coding of programs, we can do both experiment and simulation at the same time and get the control system we want. At first, basically we adapt the PID controller into a single axis (X-axis) and then expand the field dually (X,Y axis).

Results

Construction: The commissioning of the work piece jack is completed. A connection with the processor board and a host computer has also been finalized. Further steps will be the construction of the real-time control system and the connection of the laser to our system.

Implementation

Importance for renewable energy systems: The system, i.e. the laser, will be used to process solar panels in the future. For this reason the project has great importance for the solar energy industry. It will offer a processing station for solar panels which is working perfectly fast and extremely accurate.

References

1. RUCH servomotor, Precision 2D manipulator on the base of linear iron-less motors
2. DSpace, DS1006 Processor Board (2014)
3. Origin of photo material
4. RUCH servomotor:http://www.ruchservomotor.com/html/2D_LSIM.htm
5. DSpace:

https://www.dspace.com/en/inc/home/products/hw/modular_hardware_introduction/processor_boards/ds1006.cfm

J. HECKNER, M. HÖDING

Lappeenranta University of Technology, Finland

PROJECTWORK: ELECTRIC-BICYCLE

Introduction

Individual mobility and sustainable energy are two of the biggest issues of our century. And even nowadays both seem to be still incompatible to each other. One approach to solve this problem is to replace the usual combustion engines by an electrical drive. If the electrical energy that is fed to the vehicle is produced in a sustainable way the mobility of the future could be without any carbon footprint.

Present situation

The development of electrical cars still fights with several problems. While the know-how about electric motors and their technological environment exists since many decades the development of cars still struggles with the capacity and durability of accumulators. Also the production costs and size for accumulators with an acceptable storage capacity are still too high which makes electric cars very expensive and almost unaffordable for ordinary costumers. Because of that the absolute value for the numbers electric vehicles on the streets in France, Germany, UK, USA, Japan, Netherlands, Norway and China is just about 190000 [1]. For 2020 European Union (EU) expects just a market share of 7 % for electric cars.

A much more promising application for emission free and sustainable mobility is the electric bike, or just e-bike. The number for sold e-bikes in total reaches every year new records while it was 845.000 in Europe for 2012 [2]. Electric bikes are therefore already an everyday sight on the streets.

The advantage over electric cars is first of all the affordable price. This is due to the, in comparison to cars,

small accumulators and motors but also because the construction of an e-bike does not differ too much from a normal bike. While a range of 60 to 70 km is more than enough for an average ride with a bike it is too less for a car [3].

The market seems to be so promising that even automobile companies started their own developments, e.g. Smart and Audi [4]. The use of light-weight materials, mobile applications for controlling the electric drive and exceptional design making e-bikes on the top of the price range to high technology products.



Figure 13. E-bikes developed by Smart (left) and Audi (right)

Procedure

Emerge Engineering is a German company that provides different kinds of hardware platforms for the development of controls and regulations for electric motors. This company especially provides engine control technologies and mobile application developed for the use in electrical vehicles such as e-bikes.

The department of mechanical engineering of Lappeenranta University of Technology ordered several of this hardware kits to enable its students to expand their abilities in control engineering and programming. Regarding to this topic and in connection with the course “Programming in Control and Mechtronics” a project is set up in order to develop a motor drive for an electric bike. The task for will be to attach an electric motor, accumulator, inverter and control to a usual bike and combine this individual parts to a working electrical bike. Control will be executed with MEDKit from Emerge Engineering. The MEDKit board is equipped with an ARM Cortex M3 processor, several BUS connections for in- and output signals and a potentiometer. The MEDKit software can be modelled and modified in Simulink and dSPACE –TargetLink [5], [6].

References

1. eMobilServer;Entwicklung der Elektromobilität in Deutschland im internationalen Vergleich und Analysen zum Stromverbrauch; last call 15.03.2015
<http://www.emobilserver.de/elektro-magazin/emobil-report/emobil-report/entwicklung-der-elektromobilitaet-in-deutschland-im-internationalen-vergleich-und-analysen-zum-stromverbrauch.html>
2. INSG Insight; The global e-bike market; last call 15.03.2015
http://www.insg.org/%5Cdocs%5CINSG_Insight_23_Global_Ebike_Market.pdf
3. Eco Transport solutions; Electric Bike Buyers Guide; last call 15.03.2015
<http://www.electricbikeshed.co.uk/electric-bike-buyers-guide.html>
4. Dorofte, Adrian; Andronic Adrain; Mercedes-Benz-Blog; last call 15.03.2015
<http://mercedes-benz-blog.blogspot.fi/2012/04/smart-ebike-wins-prestigious-red-dot.html>
5. Müller, Tobias; Emerge Engineering; last call 15.03.2015
<http://www.emerge-engineering.de/collections/all>
6. dSpace GmbH; last call 15.03.2015
<https://www.dspace.com/de/gmb/home.cfm>

M. JANÁK, J. BERKA

University of Chemistry and Technology, Prague, Czech Republic

TECHNOLOGY AND MATERIALS FOR ADVANCED GAS COOLED NUCLEAR REACTORS

Introduction

Testing the helium purifying systems for VHTR (Very High Temperature Reactor) and GFR (Gas-cooled Fast Reactor). Experimental purifying systems are based on adsorptive purification. The regeneration of helium are tested membrane separation. Analytical methods must be correctly configured for measuring trace concentrations of impurities.

THEORY

History

VHTR and GRF are two of the six concepts for future gas-cooled nuclear reactors IV. generation. These reactors are cooled by gas and and insight to planned high operating temperatures (1000 °C for VHTR and 850 °C for GFR). It is advisable to use the inert gas helium, in order to avoid undesirable reactions in the coolant and reactions with structural materials of the reactor. [1-3].

Impurities in helium

Pure helium used to cool primary circuit contains only trace concentrations of impurities (see Table 1.)

However, during the operation will be continuously release impurities into the cooling medium such as primarily construction materials, graphite, leakage of ambient air leakages during replacement of fuel, impurities from the compressor and fission products released from the fuel (Xe, Kr, I, Ag, Cs, Co ...). Examples of penetration of impurities are shown in figure 1.

Impurities releasing into the coolant are primary H₂, N₂, O₂, CH₄, CO, CO₂, dust particle. Lubricants discharged from the condenser are primarily higher hydrocarbons, which under normal operating temperatures of the reactor are rapidly degraded to the basic carbon compounds.

Table 1

Composition of pure helium [1, 4]	
Impurities	Concentration [$\mu\text{m}^{-3}\cdot\text{m}^{-3}$]
	The expected range
H ₂ , T ₂	20 - 500
H ₂ O	< 1
CO	1 - 300
CH ₄	2 - 40
CO ₂	0,1 - 10
N ₂	< 1,5
O ₂	< 0,1
Dust	-

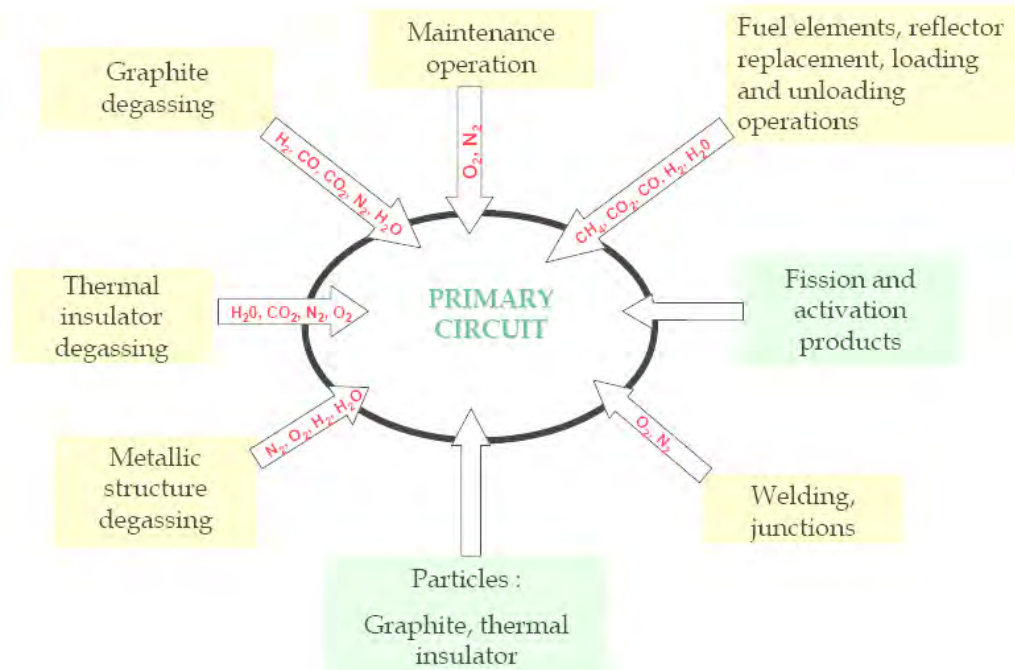


Figure 1. Examples of penetration of impurities to the coolant [5]

Experimental PART

Adsorption aparature

Tests adsorbents suitable for sorption of impurities from helium are carried on the adsorption apparatus. Nowadays are performed experiments focused primarily on adsorption of CO₂, CO and CH₄. Used adsorbents are molecular sieves 3 Å, 4 Å, 5 Å, 13X. Experiments now underway at room temperature, but in the near future will be devices enabling heating and cooling.

Table 2
Parameters of adsorption apparatus

Working pressure	up to 100 bar
Flow	1 – 33 L·min ⁻¹
Volume of adsorption column	30 – 100 ml

Membrane separation

Device for testing separation helium from nitrogen by membrane. Membrane module can be used to regenerate helium escaping from GFR into the guardvessel (pressure container for GFR with nitrogen atmosphere preventing leak of helium into the atmosphere).

Due to the increasing prices helium as non-renewable raw material (usually derived from natural gas) are tested other possibility of its regeneration by membrane separation. Expected helium leak rate from the reactor is about 3 inventories per year.



Figure 2. Adsorption apparatus

Table 3
Results from sampling HTHL; running time of 20 days;
analysis of stainless steel canister GC-HID

	concentration(μm ³ ·m ⁻³)	
	K 1	K 2
H ₂	1,1	1,7
CO	1,2	2,0
CH ₄	0,3	0,4
CO ₂	0,5	0,3
O ₂	608,2	470,3
N ₂	6577,0	5301,9



Figure 3. Membrane module apparatus



Figure 4. Detail Prism® (Air Products) module

The test membrane module Prism ® (Air Products) is a polysulfone hollow fibres.

Analysis

Analytical methods used for identifying trace concentrations in helium:

- Gas chromatography (GC)
 - with thermal conductivity detector
 - flame ionization detector
 - helium ionization detector
- Fourier transform infrared spectroscopy (FTIR)

The off-line analysis uses GC sampling conducted in stainless steel containers, plastic bags and glass mouse. These methods were compared. Stainless steel canisters that were used for the analysis of samples from experimental High Temperature Helium Loop in Research Centre Rez, have the highest accuracy.

FTIR can be used to analyse some gas off-line or on-line analysis with an advantage especially for experimental adsorption apparatus.

References

1. Yao, M.S., et al., *The helium purification system of the HTR-10*. Nuclear Engineering and Design, 2002. 218(1–3): p. 163-167.
2. Collins, A.C., B.J. Gliddon, and P.J. Phennah, *HELIUM QUALITY CONTROL AND CIRCUIT*

PURIFICATION. Journal Name: pp 105-28 of Component Design in High Temperature Reactors Using Helium as a Coolant. London Institution of Mechanical Engineers (1972).; Other Information: From Conference on component design for high temperature reactors using helium as a coolant; London, England (3 May 1972). See CONF-720549. Orig. Receipt Date: 30-JUN-73; Bib. Info. Source: UK (United Kingdom (sent to DOE from)), 1972: p. Medium: X.

3. Flegros, F., K. Liger, and M. Sardin, *He purification system for GENIV nuclear reactor: study of H2 and CO oxidation on CuO*. 2009.

4. Berka, J., et al. *New High Temperature Helium Loop in Nuclear Research Institute Rez*. 2008. Petrohrad.

5. Gastaldi, O., et al. *Helium purification*. in *3rd International Topical Meeting on High Temperature Reactor Technology*. 2006. Johannesburg.

D. JEZIOROWSKA

AGH Univeristy of Science and Technology, Kraków, Poland

A METHOD OF SELECTION OF THE OPTIMAL DEPOSIT DEVELOPMENT IN UNDERGROUND MINE AS AN OPPORTUNITY TO IMPROVE OF ENERGY EFFICIENCY

The article describes a method of selection of the optimal deposit development in underground mine which is created by the author. The article shows the influence of this method for the energy efficiency improvement.

Keywords – energy efficiency, underground mining, deposit development

Introduction

Energy efficiency improvement is one of the most important goals in the energy politics in Poland. Poland has to reduce the energy consumption: by 9% till 2016 compared to average value from years 2001 – 2005 (on the basis of the Energy Efficiency Act) [1] and by 20% till 2020 compared with the forecasts for the European Union in 2020 (on the basis of the Energy – Climate Package) [2].

One of the most important user of energy in Poland is mining, especially underground mining. This sector of industry consumed in 2013 about 6% of total energy consumption in Poland and this value is still increasing (Fig. 1).

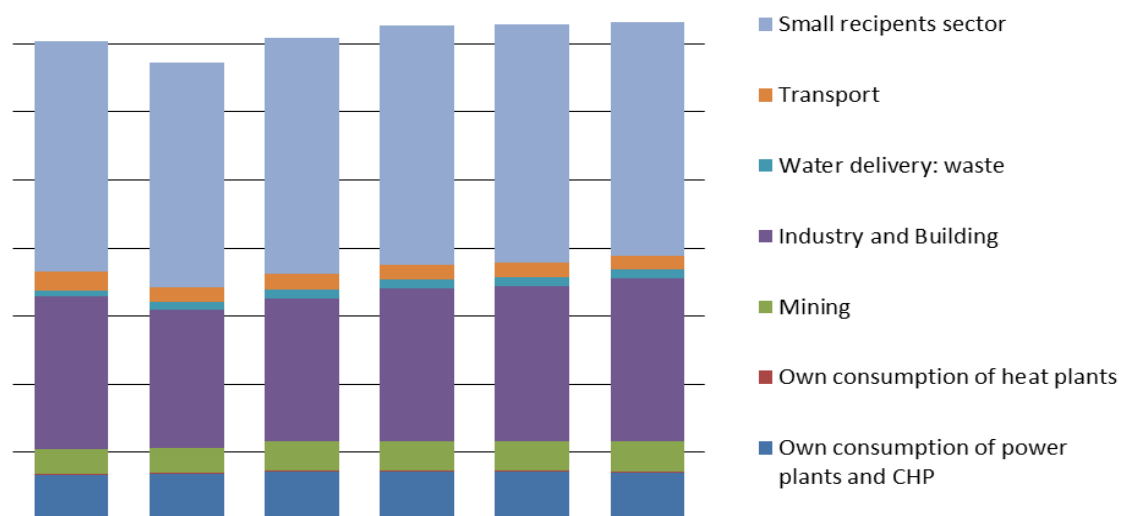


Figure 1. Energy consumption in Poland in the years 2008 – 2013 [GWh] (Source: own study based on [3])

Participation of mining sector in the total energy consumption was showed on the Fig. 2. It can possible to notice that energy consumption of mining sector is also still increasing – in 2013 it was 8754 [GWh].

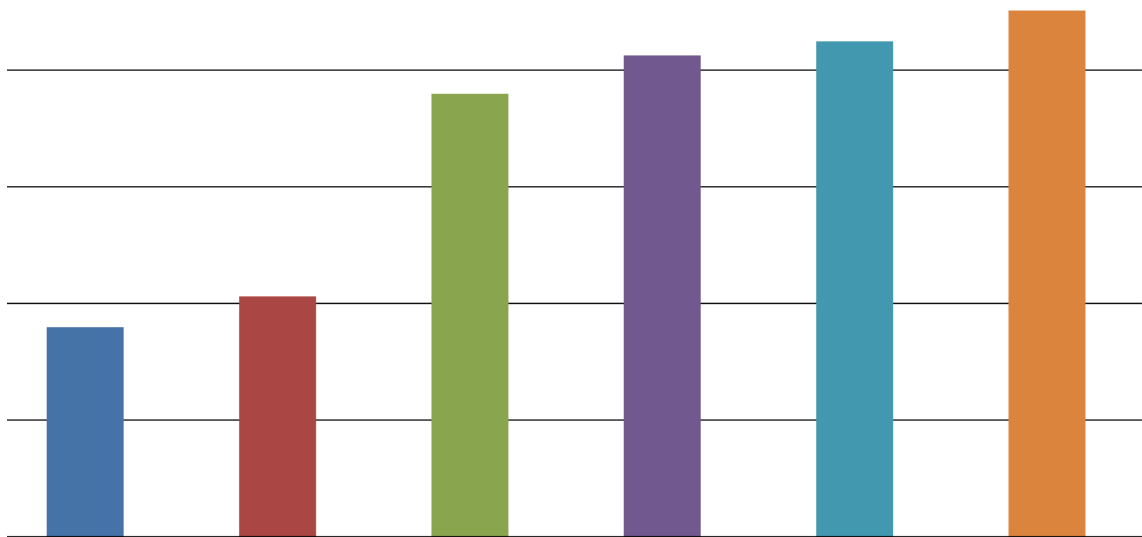


Figure 2. Energy consumption of the mining sector in Poland in the years 2008 – 2013 [GWh] (Source: own study based on [3])

Design of deposit development

Development of fossil deposit consists of all actions related to connecting the deposit with surface and enabling the preparation to mining exploitation [4]. The method of deposit development depends on many factors: geological, technical and economical, such as shape, tectonic and placement type, shape of surface, fossil resources and anticipated period of exploitation with designed annual extraction, predicted natural hazards and access to communication (roads, railways) and utilities (electricity, water). In Poland the most popular kind of underground mines development is the shaft. This excavation is characterized by a cross-section over 4 m² and a significant depth. It is drilled usually using explosives. A transport of ore to the surface is realized by skip which is extraction vessel moving in the shaft using carrying and balance ropes. The decline is an alternative for the shaft. It is narrow working inclined at 45°, in which fossil is transported to surface on conveyor belt. In Polish underground mines this method is less popular than by the shaft, currently there are only three mines using it: KWK "Marcel", KWK "Janina" and ZG "Siltech" [5].

The tool for optimization of deposit development

An important issue of mine design process mine is choosing of development method – by shaft or decline. It is necessary to keep the energy savings in the first stage of the mine formation and to plan it before the start of construction of the mine. The reasons are Polish and EU legislation related to energy efficiency improvement and opportunity to reduce costs.

Author created her own method and program to optimize the kind of deposit development taking into account i.e. energy efficiency improvement. The main input data include parameters such as:

- depth of deposit
- layers lithology
- inclination angle (in case of decline)
- planned daily coal production
- costs of building and equipping both considered excavations
- costs of running excavations and devices used to transport ore to surface
- energy intensity of used transport devices in both cases
- costs of electricity
- number of working days per year
- selling price of ore
- average drilling progress of excavation
- amount of resources to access

Preliminary results of calculations showed that decline is a better method of deposit development than a shaft in the issue of energy consumption. The reason of this is a different way of working of skip and conveyor belt (an issue of continuity or periodicity of ore transport to the surface). Moreover, belt conveyors are less energy-intensive. The method is still developing.

Conclusion

There is a need to reduce the energy consumption in Polish underground mining sector. Presented method gives a chance to plan the energy savings in phase of mine designing. Author took notice of need to consider the use of the decline as an alternative to the shaft for deposit development.

References

1. Energy Efficiency Act of 15 April 2011, OJ No. 94, item. 551
2. Energy and Climate Package, 2008
3. Data of the Central Statistical Office, 2008 - 2013
4. Bielewicz T., Prus B., Honysz J.: *Górnictwo część I. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice, 1993*
5. Jeziorowska D., Migza M.: Vertical integration of underground coal mines with power plants as an opportunity of improvement economic and energy efficiency, *Logistyka*, nr 4/2014, s. 4380 - 4386

EREN KADIR KISA
Istanbul University, Turkey

APPLICABILITY OF MINING ENGINEERING APPROXIMATIONS IN PYTHON PROGRAMMING LANGUAGE

Any engineering discipline requires fast and absolute results on processing projects therefore using programming languages are the most suitable tools to overcome these requirements. In this document Python programming language examined with code and GUI examples for Mining Engineering Approximations.

Key Words :Python, Computer aided Mining Engineering.

1. INTRODUCTION

Engineering methodology is based on mathematical and scientific calculations. These calculations must be applied by controlled steps and every result of calculation's validity must be checked. However it takes time and difficult to check every calculation by manually. In order to overcome this difficulty and to save time, it is a necessity to use the calculation software. Today, with commercial computer-aided programs, it is possible to design a graphical approach to engineering problems. However, for mining engineering, there is no any software which includes mining engineering principles helps solve mining engineering problems and there is not any study to develop this kind of a software by companies and world-wide mining institutes. As a result of this, individually developed software are stayed in a limited level. Nevertheless, advancing technology makes it easier to develop new complex programming languages with high capability and user-friendly interface. "Python" is one of the best and easy software programs to learn. For this reason, it is widely used in engineering fields and easily adopted to engineering disciplines like electronic, computer, mechanical and civil engineering.

2. PYTHON PROGRAMMING LANGUAGE

Python was created in the early 1990s by Guido van Rossum at Stichting Mathematisch Centrum in the Netherlands as a successor of a language called ABC.

Python is an interpreted, interactive, object-oriented programming language. It incorporates modules, exceptions, dynamic typing, very high level dynamic data types, and classes. Python combines remarkable power with very clear syntax. It has interfaces to many system calls and libraries, as well as to various window systems, and is extensible in C or C++. It is also usable as an extension language for applications that need a programmable interface. The language comes with a large standard library that covers areas such as string processing, Internet protocols software engineering, and operating system interfaces. Finally, Python is portable: it runs on many Unix variants, on the Mac, and on Windows 2000 and later. All Python releases are open source that anyone can change codes where needed. Python is faster than other programming languages as it doesn't use any redundant modules during operating time. Its design philosophy emphasizes code readability, and its syntax allows programmers to express concepts in fewer lines of code than would be possible in languages such as C++ or Java^[1]. The language provides constructs intended to enable clear programs on both a small and large scale.

3. PYTHON PROGRAMMING LANGUAGE IN MINING ENGINEERING

Python programming language can be applied into mining engineering approximations requirements or anyone can write new libraries for mining engineering requirements as well. However, any open source library example is not written by official Python developers or third parties yet. Therefore this useful and flexible language cannot be improved fast enough in mining engineering. Main reason of this problem is that the written codes are for personal usage or commercial purposes or already shared codes do not have enough information and comments. Therefore, users prefer classical calculation and drawing methods instead of developing software. Today, most of the scientists mention at their academic essays^{[2][3]} that sharing source code is a necessity to improve mining engineering technology

4. PYTHON LANGUAGE AS A TOOL OF MINING ENGINEERING

Simple code algorithms, numerical feedback types and rapid computing make Python suitable for engineering fields. In mining engineering, Python could be used for topography, rock mechanics, soil mechanics, drilling technologies, slope stability, mining economy, petroleum engineering, ore reserve estimations and GIS etc... As an example; bench blasting with Olofsson(1985) Burden Approximation^[4] software might have below codes:

```

def b_maxOlofsson(self,Hole,Density,R1=0.95,Explosive='ANFO') :
    ...
    Explosive =
    R1= Fault Factor
    ...
    if Explosive=='ANFO':
        e=1.36
    if Explosive=='EMULITE':
        e=1.45
    self.l=(7.85)*(Hole**2)*(Density)
    self.blOlofsson=(e)*(self.l**(0.5))*(R1)
    return str(round(self.blOlofsson,self.sensitivity)) + ' meters'

```

By using ANFO command based on the above codes, result will be given below for burden distance for a vertical hole blasting software with input 0.89 meters of hole diameter:

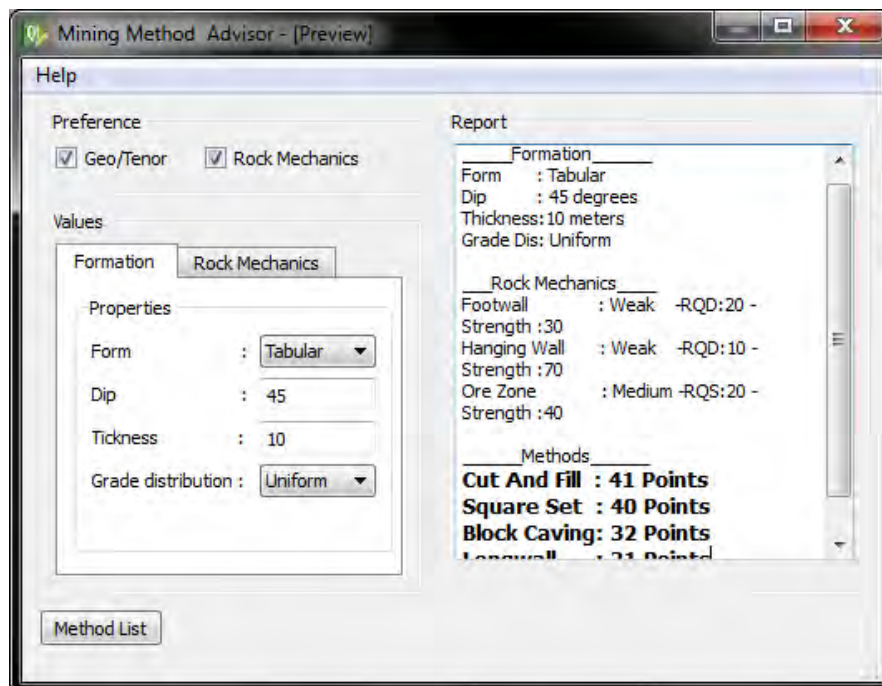
```

>>> Blast.b_maxOlofsson(0.89,0.85,R1=0.95,Explosive='ANFO')
'2.97 meters'

```

In result, it can be observed that burden is nearly equals to 3 meters. If we change the order of the codes, which work with changing parameters in relation, it still gives correct and suitable results in milliseconds, and at any other computer or with any other operating systems, codes give the same results.

Another example for GUI application written in python for mining production methods based on NICHOLAS, D.E 'Method Selection' (1981)^[5] give advices for most suitable mining product methods in seconds:



CONCLUSION

Within the scope of this paper, the capability of mining engineering approximations in python programming language is shown and a sample program which determines the method selection in underground mining is indicated. According to given comparisons, for complex projects, it is possible to develop a software which is fast and compute all calculations with high precision rates. With Python based open-source software which include mining engineering principles and academic approaches could increase the efficiency of project results. As a result, it improves the usage of available approaches and disciplines successfully, and it leads to finding new methods and approaches which require repeated simulation and calculation. Finally, these advances contribute the improvement of computer-aided mining engineering.

References

1. General Python FAQ(Official Python Website) Retrieved February 22, 2014 from <https://docs.python.org/2/faq/general.html>
2. Allen,A., Berriman,B., Brunner, R., Burger, D., DuPrie, K., Hanisch, R.J., Mann, R., Mink, J., Sandin,C., Shortridge, K., Teuben, P.2012c. Bring out your codes! Bring out your codes! (Increasing Software Visibility and ReUse),ArXiv:1212.1915

3. Barnes, N. 2010. Publish your computer code: it is good enough. *Nature* 467, 753.
4. Olofsson, S.O., 1988; "Applied Explosives Technology for Construction and Mining", Sweden.
5. NICHOLAS, D.E 'Method Selection—A Numerical Approach,' *Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines*, Chap. 4, D. Stewart, (ed.), SME-AIME, New York, 1981. pp. 39–53.

J. LUBRYKA

Elgór+Hansen S.A., Silesian University of Technology, Poland

M. LUBRYKA

Association of Mining Engineers and Technicians, Poland

ОПЫТ ЭКСПЛУАТАЦИИ СИСТЕМЫ МОНИТОРИНГА ДАВЛЕНИЯ EH-PRESSCATER В ШАХТЕ КАЛИЙНОЙ СОЛИ

Аннотация. Система мониторинга давления EH-PressCater позволяет в реальном времени отслеживать и регистрировать параметры сопротивления (несущей способности) механизированной крепи. В реферате представлен архивный очерк о разработке беспроводной системы измерения и регистрации давления. Описаны развитие и модификация системы благодаря инновационным инструментам конфигурации, а также визуализации-архивирования данных, таких как мобильный коммуникатор, сетевое программное обеспечение EH-WebCater. Представлен ввод системы в эксплуатацию, а также выбранные давления в секциях механизированной крепи на основании зарегистрированных измерений во время эксплуатационных испытаний.

Ключевые слова: искробезопасный беспроводной преобразователь давления (датчик), система мониторинга давления, мобильный коммуникатор, мониторинг сопротивления.

1. Введение

Перед разработкой систем беспроводной передачи данных в горной промышленности применялись проводные решения. Их основным преимуществом было большая скорость трансмиссии-регистрации данных, возможная благодаря постоянному питанию. В случае искробезопасных решений, проблемой всегда являлись длинные кабельные линии, требующие гальванического разделения питания. Трудности также представлял монтаж кабелей. Не смотря на то, что кабели обычно дополнительно защищены оболочкой гидрорукавов, полностью исключить их повреждение было невозможно. Альтернативой было беспроводное решение, работающее в последовательной сети. Основной технической проблемой такого решения была разработка системы радиопередачи с низким потреблением мощности, чтобы устройства радиосети могли быть запитаны от батарей. Недостатком радиопередачи данных низкой мощности является относительно малая устойчивость к помехам, а также чувствительность к запылению. Поэтому был применен радиопередатчик, работающий с так называемым расширенным спектром. В системе EH-PressCater радиус действия беспроводной передачи был ограничен по соображениям энергосбережения. Оставшийся избыток мощности используется для увеличения радиуса действия для обеспечения непрерывности передачи даже в случае повреждения нескольких соседних преобразователей (датчиков). В этом случае разработанный для системы EH-PressCater протокол автоматически обходит поврежденные преобразователи (процесс называется от англ. *Self healing*).

В условиях калийного рудника система должна обеспечивать проведение мониторинга несущей способности гидростоек секций механизированной крепи и горного давления в лаве. Система должна обеспечивать сбор, преобразование, хранение, вывод информации на монитор шахтного компьютера (контроллера) и передачу на верхний уровень (в диспетчерскую рудника) информации для проведения анализа выполнения технологического цикла в лаве, протекания процессов развития горного давления в лаве и принятия предупредительных организационных и технических действий, направленных на предотвращение аварийных ситуаций в лаве, а так же выдачи сигнализации в лаву о превышении давления в гидростойках крепи через систему предупредительной сигнализации.

2. Беспроводная сеть с последовательной схемой передачи

В лавном комплексе устройства радиосети расположены вдоль лавы. Обмен информацией происходит от датчиков в конце лавы к датчикам в начале лавы. Вследствие этого датчики, расположенные ближе к началу лавы, передают большее количество данных, следовательно, увеличивается время передачи данных. Это основная техническая проблема, которая заставила при разработке системы EH-PressCater создать инновационный протокол. Разработанный протокол обеспечивает регистрацию данных о давлении со всех датчиков, установленных в лавном комплексе, с обновлением данных каждую секунду.

Характерные отличия передачи данных в системе EH-PressCater:

- передача измерительных данных с большого количества датчиков с относительно большой скоростью,
- низкое потребление тока при передаче данных 1 раз в секунду,
- выравнивание потребления мощности для каждого датчика в сети, что увеличивает время работы системы без обслуживания.

3. Описание системы

Система мониторинга давления EH-PressCater [1] предназначена для беспроводного мониторинга и анализа давления в стойках и подпорках верхняка механизированной крепи, а также в напорной и сливной магистрали. Система позволяет контролировать работу механизированных крепей, благодаря сбору, преобразованию и передаче измеренных величин давления, позволяющих в том числе анализировать взаимодействие крепи с кровлей лавной выработки, а также идентификация аварийных состояний гидравлической системы секций. Беспроводные датчики давления, входящие в состав системы, циклически производят измерения и анализируют давление. Показания уровня давления сигнализируются с помощью электролюминисцентных диодов RGB, расположенных на датчиках. Благодаря соединению преобразователей в последовательную беспроводную сеть, зарегистрированные данные передаются в установленный в начале лавы преобразователь передачи ИКТ, который собирает данные и передает далее в шахтный компьютер EH-O/06/24. Примененный в системе инновационный способ обмена данными позволяет собирать результаты измерений с частотой 1 Гц при одновременном сохранении низкого потребления тока. Решение обеспечивает непрерывную работу системы в течение более года с частотой измерений каждую секунду без необходимости замены источников питания преобразователей давления. Примененная в шахте калийной соли система EH-PressCater передает данные по широкополосному соединению на поверхность на сервер, регистрирующий и архивирующий данные.

Схема системы мониторинга давления в стойках механизированной крепи представлена на рисунке 1.

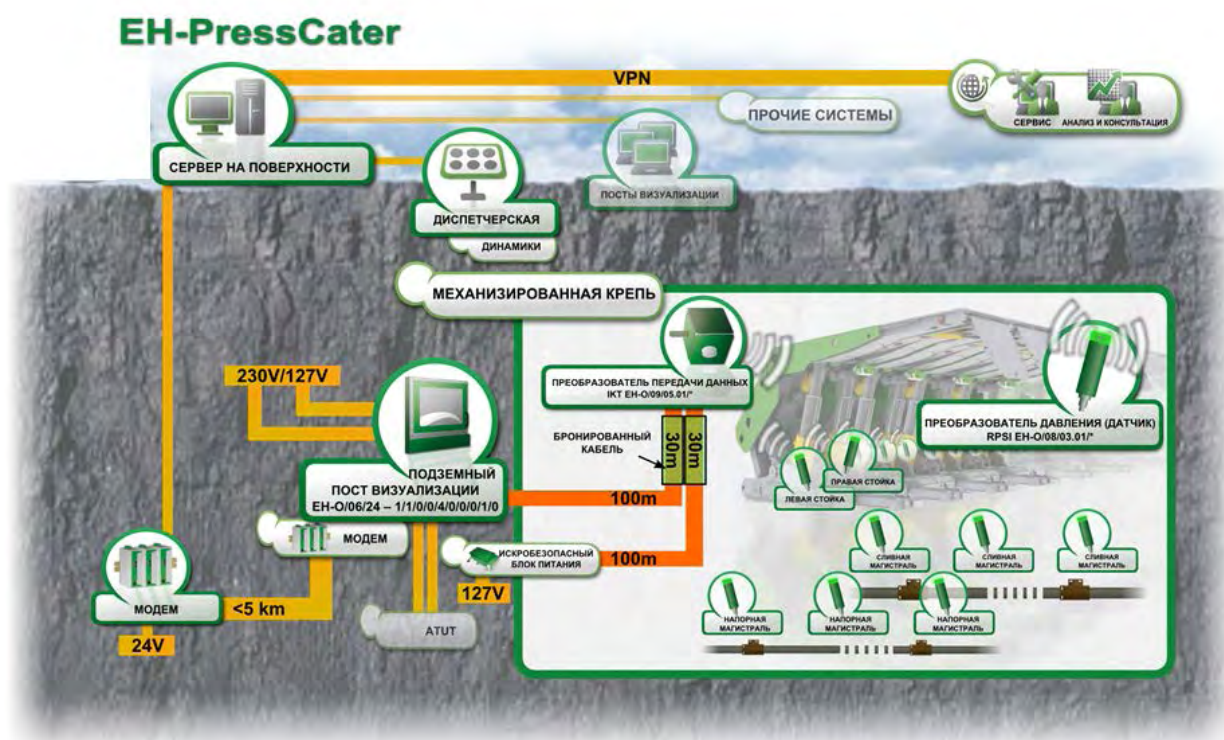


Рис. 1. Схема системы мониторинга давления EH-PressCater, примененная в шахте калийной соли

Сервер на поверхности соединен по сети ethernet с диспетчерским постом, на котором установлено программное обеспечение для визуализации данных EH-PressCater Client. Система мониторинга давления в шахте оборудована современным программным обеспечением EH-WebCater, позволяющее Пользователю визуализировать работу системы через интернет-браузер на компьютерах, подключенных к шахтной сети. Благодаря программному обеспечению EH-ServiceConnect осуществляется дистанционный доступ (VPN), с помощью которого работники технической поддержки Elgö+Hansen S.A. обеспечивают Клиенту текущую помощь и сервисные консультации.

В состав системы EH-PressCater входят:

- преобразователи (датчики) давления RPSI,
- конвертер (преобразователь) передачи ИКТ,
- шахтный компьютер EH-O/06/24,
- мобильный процессный коммуникатор (пульт) МКР,
- программное обеспечение EH-PressCater,
- приложение EH-WebCater.

Система EH-PressCater имеет взрывобезопасную конструкцию согласно стандарту PN-EN 60079-25. Преимуществом системы является открытая архитектура, позволяющая расширить сеть датчиков, а также

обеспечивающая совместимость интерфейса обмена данных с интерфейсами сети Пользователя. Система EH-PressCater, установленная в шахте калийной соли, оборудована 92 преобразователями давления RPSI, установленными на каждой третьей секции механизированной крепи, в начале, конце и в середине напорной и сливной магистрали. После окончания первых эксплуатационных испытаний, длившихся несколько месяцев и во время которых был получен точные данные и было соответствующим образом настроено программное обеспечение, было принято решение изменить способ установки датчиков и установить по одному датчику на каждую секцию крепи. Для этого система была оборудована дополнительно 60 беспроводными датчиками давления.

Открытая архитектура EH-PressCater позволяет расширять систему устройствами на поверхности. В приложении, примененном для соляной шахты, трансмиссия между шахтным компьютером, установленным в конвейерном штреке и сервером на поверхности (вне зоны Ex) осуществлена посредством соединения DSL искробезопасной линией „Ex ia”. После подведения в район эксплуатируемой лавы оптоволоконного соединения, данные с шахтного компьютера передаются по оптоволоконным интерфейсам Fast Ethernet „Ex op is”. Таким образом, обеспечена гальваническое разделение между неискробезопасными постами на поверхности и телекоммуникационными линиями, проведенными в зонах Ex.

Преимуществом описанного решения является соединение шахтного компьютера EH-O/06/24 через широкополосное соединения с помощью устройств трансмиссии данных EH-NET. Примененные в вышеуказанном приложении соединения DSL с номинальной скоростью 4 Мбит/с, позволяли в режиме автосогласования с использованием существующей телекоммуникационной инфраструктуры достичь скорости передачи порядка 1 Мбит/с на расстояниях более 5 километров. Полученная скорость соединения DSL позволила осуществить удаленный доступ к шахтному компьютеру (VPN) работникам технического обслуживания.

4. Датчик давления RPSI

Ключевым элементом системы EH-PressCater является датчик (преобразователь) давления RPSI. Его задачей после подключения к гидравлической системе является измерение давления каждую секунду, а также сигнализация значения давления (сопротивления) согласно запрограммированным порогам давления.

Преобразователь давления RPSI является устройством в искробезопасном исполнении [2]. Измерительным элементом преобразователя является пьезорезисторный кремневый датчик в системе равновесного моста. Сигнал напряжения с измерительного моста датчика подвергается цифровой обработке в микроконтроллере. Система микроконтроллера контролирует сбор, линеаризацию, температурную компенсацию, усреднение, цифровую фильтрацию измерительного датчика, а также управляет светодиодным индикатором LED.

Источником питания преобразователя RPSI является модуль батареи EH-P/10/09, обеспечивающий более года непрерывной работы преобразователя без необходимости замены батареи.

Преимуществом модуля батареи EH-P/10/09 является искробезопасная конструкция (Ex ia), которая обеспечивает безопасность во время замены батареи в зоне Ex. Необходимость замены батареи сигнализируется в программном обеспечении EH-PressCater Client. Способ замены батареи преобразователя представлен на рисунке 2.

5. Установка системы EH-PRESSCATER

Система мониторинга давления EH-PressCater была установлена в соляной шахте в марте 2014 года (рис. 7). Установленная система обеспечивает мониторинг давления в стойках 141 секции механизированной крепи, а также питающей и сливной магистрали. Шахтная часть системы соединена с системой на поверхности телекоммуникационной оптоволоконной линией. Данные мониторинга давления, а также продвижения лавы отображается на диспетчерском посту с помощью программного обеспечения EH-PressCater Client, а также индивидуально на компьютерах с установленными приложениями EH-WebCater.

6. Приложение для визуализации данных EH-PRESSCATER CLIENT

Приложение EH-PressCater Client является используется для визуализации данных, отображения давления и времени в данном месте гидравлической системы [1].

Окно приложения EH-PressCater Client (рис. 8) разделено горизонтально на три части.

Гистограмма представляет значения давления в стойках механизированной крепи. Стрелочные манометры видны в левой нижней части окна, показывают значения давления в питающей и сливной магистрали. В верхней части окна находится значок состояния соединения между элементами системы.

Столбики давления на гистограммах имеют соответствующий цвет в зависимости от настроек пороговых значений. Правильный распор данной стойки выбранной секции сигнализируется светло-зеленым цветом.

Состояние соединения между элементами системы (т.е. по очереди: диспетчерским постом, сервером на поверхности, шахтным компьютером, преобразователем передачи ИКТ) сигнализируется цветом горизонтальной линии, а также значком времени события (время и дата).

Приложение EH-PressCater Client сигнализирует о риске аварии гидравлической системы и негерметичности стоек. Негерметичность стойки идентифицируется на основании анализа изменения

давления во времени. Опционально Пользователь имеет возможность проверить состояние зарядки батарей, напряжение в которых слишком мало и требуется замена на новые.



Рис. 2. Окно приложения EH-PressCaterClient. Графики давления в стойках механизированной крепи

7. Приложение для анализа данных EH-WEBCATER

Приложение EH-WebCater является программой для мониторинга и анализа данных. На основании зарегистрированных результатов в базе данных сервера EH-PressCater позволяет просматривать и анализировать давление в выбранных измерительных пунктах (рис. 9а).

Программное обеспечение [5] позволяет следить за движением лавы, а также анализировать негерметичность стоек. На рисунке 9 представлена работа алгоритмов, реализованных в приложении EH-WebCater, которые позволяют идентифицировать события, происходящие во время цикла работы секции, такие как опускание / распор секции, срабатывание переливного клапана.

Инструменты анализа данных EH-WebCater обнаруживают изменения давления, которое может привести к потенциальной негерметичности стойки. Анализ производится на основании сравнения давления в секции с обнаруженной негерметичностью с давлением в соседних секциях.

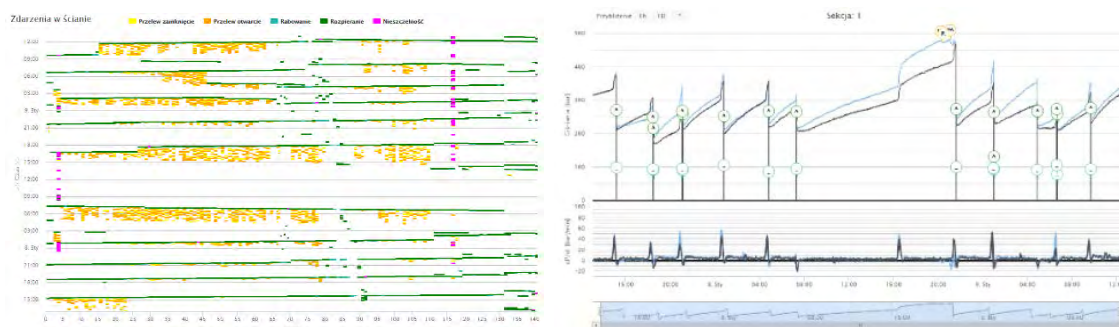


Рис. 3. Событие в лаве. Давление в выбранных секциях

На основании давления в стойках можно следить за временем и очередностью передвижки секций во время эксплуатации лавы. Приложение EH-WebCater позволяет отображать в заданном промежутке времени распределение давления в лаве в виде 2D и 3D карт давления (рис. 10).

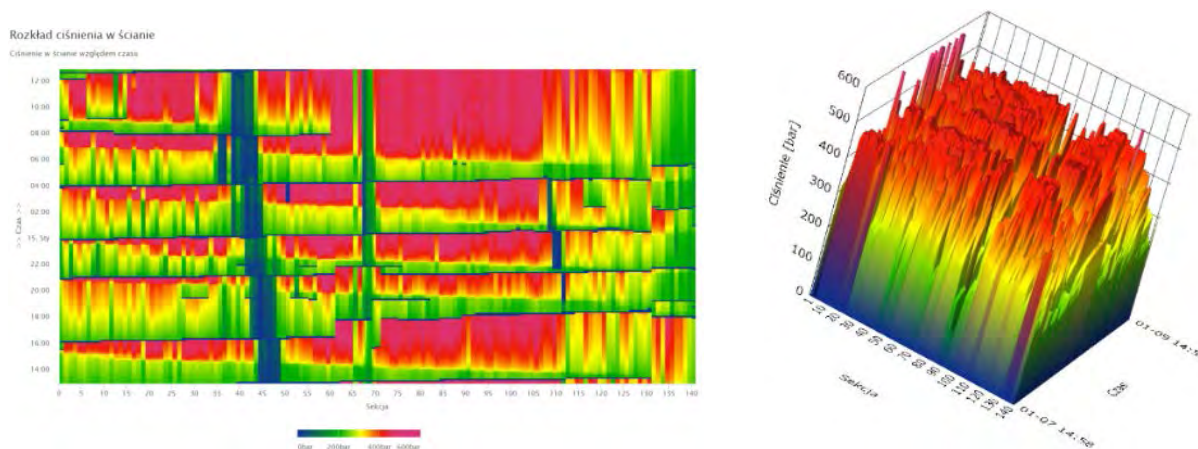


Рис. 4. 2D карта распределения давления в лаве. 3D карта распределения давления в лаве

8. Отчеты, извещения об ошибках и авариях

Система EH-PressCater, кроме *on-line* визуализации, записывает данные о давлении в базе данных.

На основании записей базы автоматически создаются ежедневные и еженедельные отчеты. Примеры отчетов приведены на рис. 11, на котором расположен рапорт работы переливных клапанов. Отчеты включают в себя список имевших место событий, информирующих Пользователя, например, о слишком низком давлении. Настройки предупредительных сообщений спараметризованы так, чтобы можно было создавать собственные интерпретации предупреждений, а также определять способ реакции на данное сообщение, например, посредством необходимости подтверждения события. В приложении для соляной шахты система EH-PressCater вместе с устройствами сигнализации генерирует звуковые предупредительные сигналы.

Sekcja	Lokalizacja	Ilość	Min. [bar]	Max. [bar]	Średnio [bar]
1	Stojak lewy	34	468	478	473
1	Stojak prawy	52	472	488	484
2	Stojak prawy	51	478	490	484
3	Stojak prawy	145	474	490	482
4	Stojak prawy	307	436	480	475
5	Stojak prawy	402	444	474	470
6	Stojak prawy	290	440	496	487
7	Stojak prawy	296	439	490	486
8	Stojak prawy	385	434	492	483
9	Stojak prawy	430	432	488	482
10	Stojak prawy	556	440	487	482

Raport za okres od: 2015-01-07 15:23:00+03:00 do: 2015-01-15 15:24:00:885061+03:00

L.P.	Typ	Komunikat	Rozpoczęcie	Zakończenie	Aktywny	Potwierdzenie
1	Zbyt niskie ciśnienie	Net raspora stоек	9.01.2015, 20:29:39	9.01.2015, 20:38:51	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
2	Zbyt niskie ciśnienie	Net raspora stоек	9.01.2015, 20:28:10	9.01.2015, 20:32:22	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
3	Zbyt niskie ciśnienie	Net raspora stоек	9.01.2015, 19:03:40	9.01.2015, 19:13:51	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
4	Zbyt niskie ciśnienie	Net raspora stоек	9.01.2015, 19:00:57	9.01.2015, 19:04:16	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
5	Zbyt niskie ciśnienie	Net raspora stоек	9.01.2015, 18:58:32	9.01.2015, 19:01:34	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>

Рис. 5. Отчет о срабатывании переливных клапанов. Параметризация предупредительных сигналов

9. Выводы

Система мониторинга давления EH-PressCater со световой сигнализацией в стойках механизированной крепи способствует увеличению безопасности и эффективности эксплуатации в лавных выработках посредством возможности прогнозирования динамических воздействий горной массы, возможности контролировать давление в стойках во время распора секций, идентификации негерметичных стоек, лучшему управлению кровлей, уменьшению повреждений секций механизированной крепи.

Правильное удержание целостности кровли выработки является самым главным параметром, отвечающим за эффективность процесса эксплуатации пласта и безопасности персонала. Механизированную крепь необходимо предварительно распереть в выработке с предварительным сопротивлением, гарантирующим удержание целостности кровли в рабочем пространстве, а также обеспечивающим соответствующий уровень напряжений в породах кровли и угольном соль. Распор секции механизированной крепи с сопротивлением меньшим, чем требуется, вызывает повышенную конвергенцию пород кровли, а в результате может привести к нарушению целостности кровли по отношению к крепи и обвалу кровли, вызывая серьезные эксплуатационные трудности, загрязнение соль пустой породой и нарушение безопасности. Получение предварительного сопротивления осуществляется посредством распора стоек давлением, обычно соответствующим значению давления питающей магистрали. Для того, чтобы стойки секции крепи получили предварительный распор, соответствующий предварительному сопротивлению крепи, должны быть выполнены минимум два условия: давление в питающей магистрали должно иметь принятое значение, а также оператор должен распереть секции так долго, пока давление в подпоршневом пространстве не достигнет значения предварительного давления. На практике секции можно распереть давлением меньшим принятого значения. Причиной этого может быть кратковременное падение давления в питающей магистрали или более раннее окончания распора стоек оператором до того, как достигнет принятого предварительного давления.

В гидравлической системе секции механизированной крепи согласно действующим нормам к подпоршневому пространству подключены манометры, которые позволяют контролировать активное сопротивление распора стойки. Управление секцией по соображениям безопасности всегда осуществляется с соседней выше расположенной секции, поэтому оператор не имеет возможности считывать значение давления во время распора, что создает возможность не правильно распереть секции. Кроме того в случае

возникновения повреждения стойки или ее гидравлической системы, стойка до момента идентификации повреждения, а также его ликвидации, не позволит правильно распереть секции крепи.

Большинство описанных проблем можно ликвидировать, применяя в гидравлических стойках гидравлической крепи систему мониторинга давления EH-PressCater. Преобразователи давления принимают функции манометров, а программное обеспечение системы позволяет анализировать давление.

В работе представлены возможности системы, предусматривающие непрерывное развитие программного обеспечения в его самой последней версии, доступной в интернет-браузере. Представлено также, как с помощью Мобильного Коммуникатора можно простым для Пользователя способом сконфигурировать систему.

MOBARAKI MOJTABA

Lappeenranta university of technology, School of Technology, Finland

PNEUMATIC FORCE FEEDBACK JOYSTICK

INTRODUCTION

In this project the main idea is to have force feedback joystick in just one direction X-axis (tension and compression) from the load cell connected to a hydraulic cylinder, the project: control of hydraulic slider, by the use of a pneumatic cylinder as the actuator to produce force feedback in opposite direction of the stick.

DIFFERENT TYPES OF JOYSTICKS

There are nine different types of joysticks that are more in use:

Universal Joystick (Microswitch)

Universal Joystick (Leaf Switch)

Digital Rotary Joystick

Optical Rotary Joystick

Solid State Joystick

Fire Button Joystick

Digital Trigger Joystick

Analog Joystick

49-Way Joystick

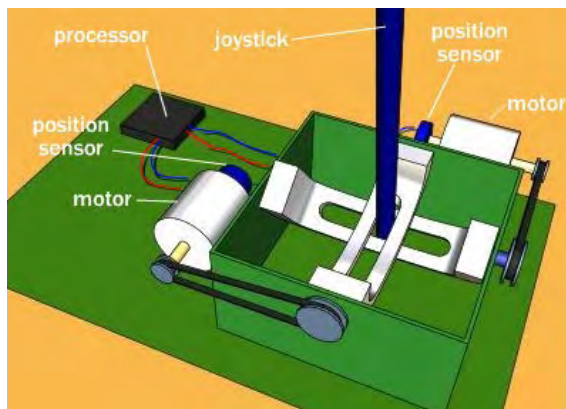
FORCE FEEDBACK

Wide variety of simple command works in robotics can be accomplished with man-machine interfaces with a maximum of 2 or 3 degrees of freedom. For this kind of applications the joystick represents a sensitive way to command a user or an object within a virtual environment. Recently the usage of joysticks has been expanded by adding electric actuators to the joystick axes, enabling in this way force feedback commands to the operators hand and thus a more precise and intuitive command issue. To obtain high accuracy the position in both joystick axes is measured by high resolution encoders.

The basic idea of a haptic feedback joystick is to move the stick in conjunction with onscreen action. Like shooting a machine gun in a game, the stick would vibrate in the player hand.

Force feedback joysticks have most of the same components as ordinary joysticks, with some important additions. The below picture shows a simple joystick design.

The X-axis and Y-axis shafts connected to the stick both engage a belt pulley. The other end of the belt for each axis engages a motor's axle. In this setup, rotating the motor axle will move the belt to pivot the shaft, and pivoting the shaft will move the belt to rotate the motor axle. The belt's function is to transmit and amplify the force from the motor to the shaft.



Both an electrical signal from the onboard processor and the physical movement of the joystick will rotate the motor axle. In this way, you can still move the joystick even when the motor is moving it.

On the opposite end of the motor, the axle is connected to the joystick's position sensors (its potentiometers or optical sensors). Whenever the stick moves, whether due to the motor or the player, the sensors detect its position.

The joystick has a built-in ROM chip that stores various sequences of motor movement. For example, it might have a machine gun sequence that instructs the motors to rapidly change direction, or a bazooka sequence that instructs the motor to shift the joystick backward suddenly

and then forward again. The game software requests a particular sequence, and the computer transmits the request to the joystick's onboard processor, which brings up the appropriate data from its own memory. This reduces the work load on the computer and makes for faster reaction times.

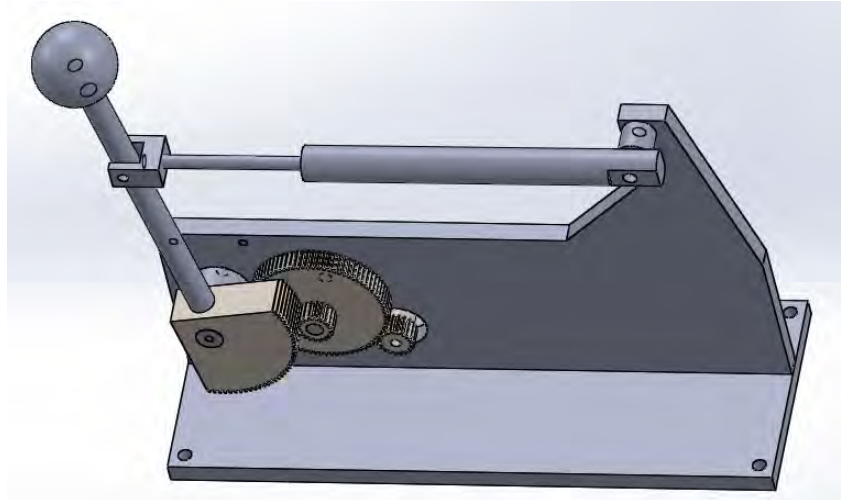
As joysticks continue to evolve, manufacturers will take force feedback technology to whole new levels. This is great for avid gamers, of course, but it could also have a big effect on the rest of the population. Force feedback controller technology could lead to significant changes in industrial machinery, wheelchairs and other equipment for handicapped people, and even medical care. Researchers are also developing force feedback controllers to let people "feel" the Internet as they surf.

The possible applications are endless! In the future, joysticks could be as ubiquitous as computer keyboards are today.

THE MAIN IDEA OF DESIGN

In this project a mechanism of lever and gears produces rotation in an encoder in a shape that by moving the lever about 27 degree the gear system produces 540 degree or 1.5 full rotations in the shaft of encoder. The reason of this work is that by having more rotation in the encoder there will be more output signal of encoder so it is possible to control the hydraulic valve with more accuracy.

In this system the encoder controls the hydraulic valve and the output signal of the load cell controls the pneumatic valve to produce feedback sense. The next picture shows the 3D model of our designed joystick.



References

1. An B, Chen E Y, Coill M, et al. Force feedback joystick with digital signal processor controlled by host processor: U.S. Patent 5,742,278[P]. 1998-4-21.
2. Burdea G C, Burdea G C. Force and touch feedback for virtual reality[M]. New York: Wiley, 1996.
3. Huang S C, Veal T, Black J. Learning abstract physics system with a 3-D force feedback joystick[C]//World Conference on Educational Multimedia, Hypermedia and Telecommunications. 2011, 2011(1): 1618-1623.
4. Jacobus C J, Riggs A J, Taylor M J. Force feedback system: U.S. Patent 5,629,594[P]. 1997-5-13.

M. RUUTIAINEN

Lappeenranta University of Technology, Finland

APPOLO PROJECT – SPECTROMETER MONITORING

Introduction

Lasers have been utilized over 50 years for diverse material processing and the current applications have proven to be very successful. However, number of applications is still fairly small and there could possibly be several new applications by universities and research institutions if the implementation process was not so demanding. Implementation of new applications is usually done by spin-off companies with very limited resources. Thus new applications remain very local without true market penetration. Furthermore, research laboratories are using universal tools (laser machines), while the effective and low-cost production requires adaptation of the process and equipment during the technology assessment phase by the end-user. This means that the process and equipment go jointly.

Project focuses on new laser processing applications, which need to be customized, tested and validated for commercial use. In other words this means customized service of application labs for trials, experiments at variable conditions and reliability and process quality assessment in the close-to-manufacturing environment through validation. Goal of the project is to exploit new applications and bring them to the wider public in academic

application labs, equipment procedures, system integrators and finally to end-users. This would enable the development of innovative processes, products and machineries for industrial laser material processing applications. Another important goal of this project is to establish and coordinate the Hub of Laser Application Laboratories to provide the high quality integrated services. APPOLO is a collaboration project of several European universities and it is supported by the European Commission.

Material and Methods

Current and one of the most important targets in APPOLO project is to monitor Micro Laser processes with very high quality and the focus of this study is to research a spectrometer. The process is carried through process control during the assessment experiments, on-line tools are assessed and integrated into laser processing systems, surface profile is monitored with a polygon scanner and laser processing is observed through an auto-focusing laser unit. Figure 1 shows a possible setup of a laser processing system.

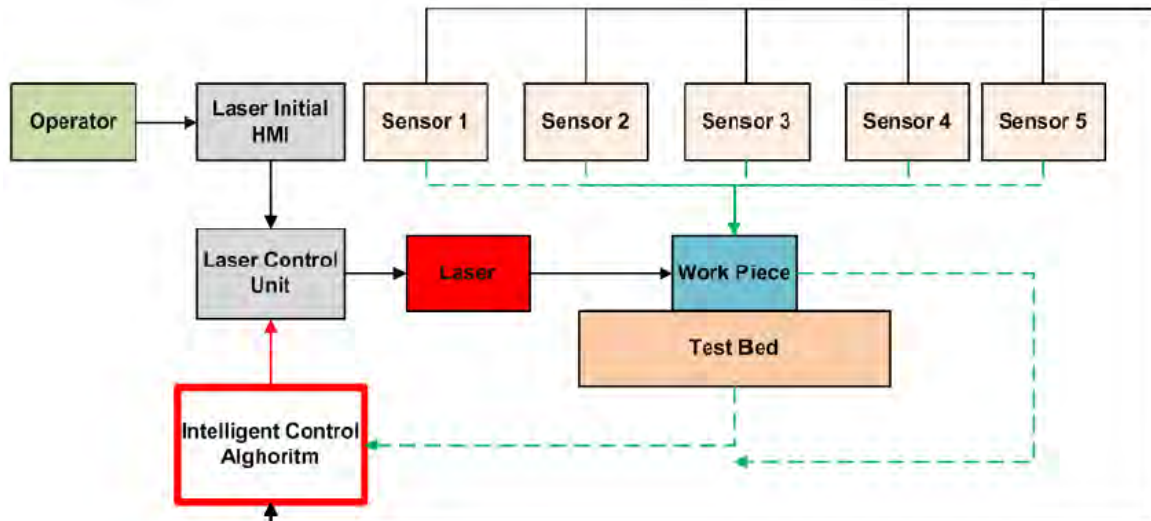


Figure 1. Possible setup of a laser processing system

Figure 1 illustrates the control method in which the operator enters the commands via the laser HMI. All the sensors are feeding their outputs to a central control unit which after analyzing the data, applies the necessary changes to the laser working parameters to minimize the process error. Spectrometer being one of the "sensors", it is expected that a spectrometer is able to register pulse wavelengths coming of a laser processing and by utilizing the information, it would be possible to tune the laser process and obtain possible errors in manufacturing stage.

Expected results

It is expected that the laser processing during manufacturing stage can be observed with high quality through a spectrometer which is registering reflecting light coming out of the surface of the processed part. It would be possible to observe wavelengths of the reflection and tune the process based on the information. All the information is expected to be measured through on-line monitoring and the Micro Laser processes are controlled by a real-time control system. All the measuring devices should be integrated into laser processing equipment.

I. SKOCZYLAS

Wroclaw University of Technology, Poland

ENERGY INTENSITY AND ELECTRICITY PRICES FOR INDUSTRY IN POLAND COMPARED TO EUROPEAN COUNTRIES

Introduction

Energy intensity is an amount of consumed energy per unit of GDP. In Poland energy intensity decreased over 3,5 times from 1980 to 2010. It is the most significant change among all countries in this comparison. It dropped from 0,94 to 0,26 million tons of oil equivalent per billions of 2005 dollars of GDP during last 30 years (Fig.1.).

It is a result of declining or slightly growing energy consumption and substantially growing GDP at the same time (Fig.2). At the same time, in the majority of considered countries , energy consumption has completely different dynamics. Similarities can be observed only for Hungary, Bulgaria, Romania and Slovakia.

Since 1980 in most Western European countries Pearson's correlation coefficient between energy consumption and GDP are high and have positive value. In Poland it is equal to -0,67. This may suggest that in those countries GDP growth is associated with an increase in energy consumption. In Poland, at least since late 80s, this situation is inverted.

Energy intensity of industry

The elimination of old and ineffective industrial plants from Polish economy might have a big impact on this situation. This applies especially to the food industry and metallurgy. The diagram shows how the percent of the energy consumed by the industry and the structure of GDP (value added by the industry) changed. Both have a downward trend (Fig.3). The energy intensity of industry (energy consumption by industry per value added to GDP) also declined, but it was not a result of modernization but liquidations and limitations in production of this highly energy-intensive sector of economy. Since 2002, consumption of energy by other sectors, such as transport gradually increased therefore since that time the energy consumption also progressively grew.

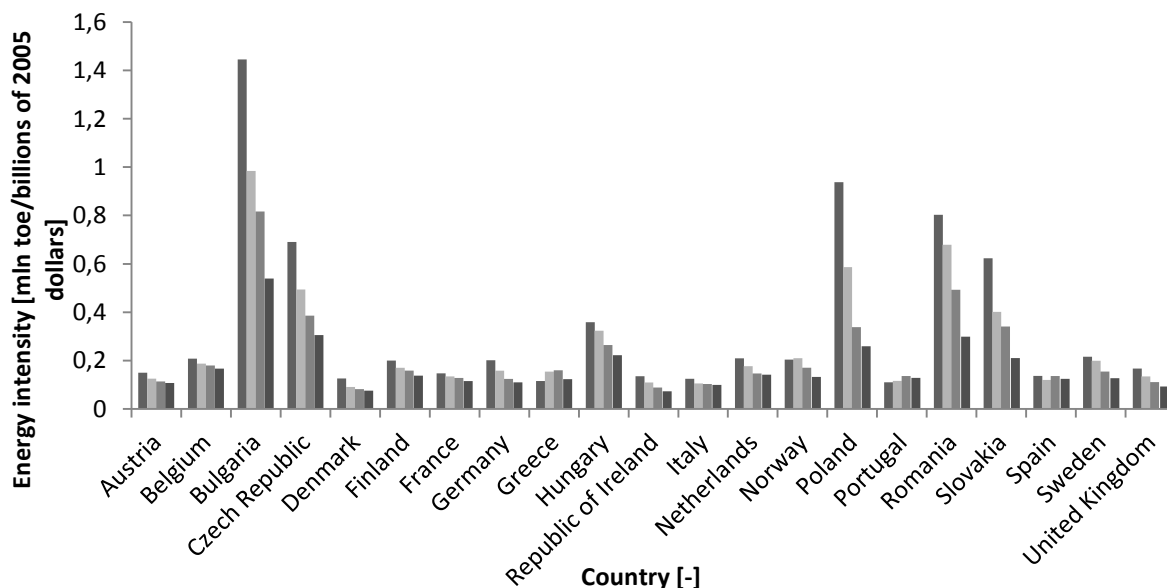


Figure 1. Energy intensity in 1980, 1990, 2000, 2010 in several European countries (own calculations based on BP Statistical Review of World Energy June 2013 and United States Department of Agriculture Economic Research Service)

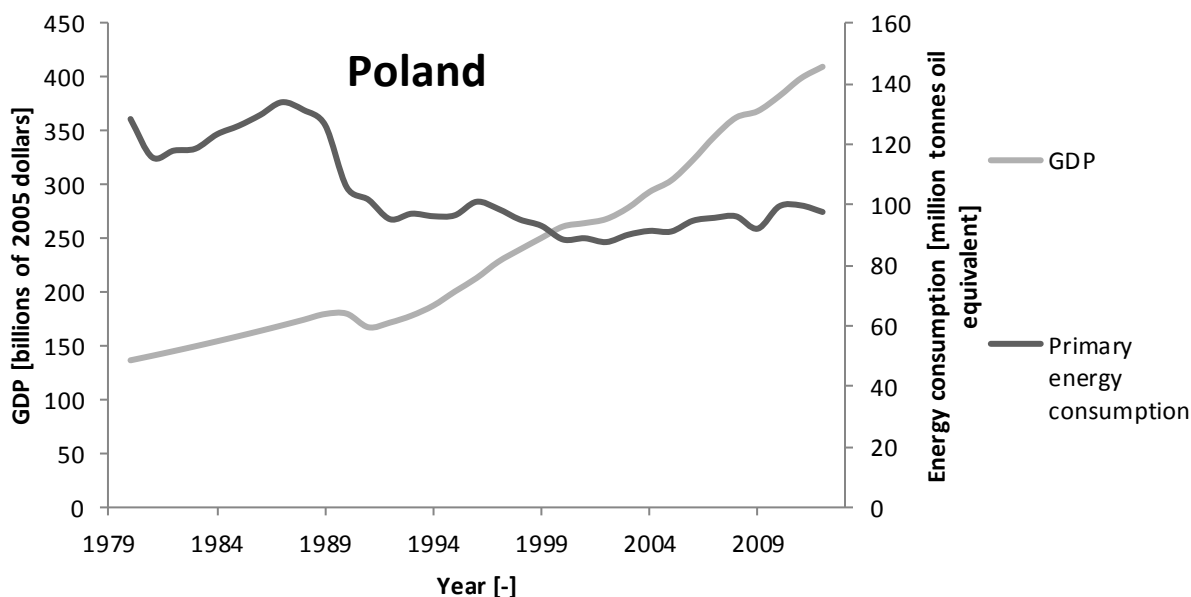


Figure 2. Energy consumption and GDP in Poland since 1980 until 2012 (data source: BP Statistical Review of World Energy June 2013 and United States Department of Agriculture Economic Research Service)

Comparing the energy consumption of industry with other European countries (Fig.4.) shows that in Poland it is one of the lowest. Since 2006, it is lower than the EU average (in 2012 by almost 1/3). High energy consumption compared to the average of the European Union shows only the chemical sector, which is considered to be the strongest industry working for the Polish economy as a whole (chemical companies systematically increase the scale of its sales, Nitrogen Plants as an example).

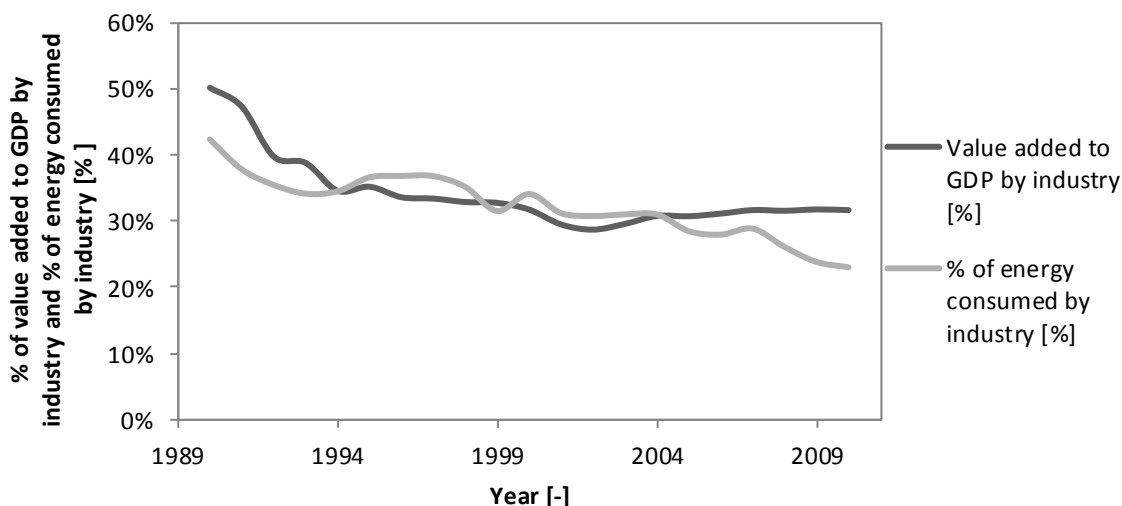


Figure 3. Percent share of value added of industry in GDP and percent share of energy consumed by industry in total energy consumption (own calculation based on data from Eurostat and International Energy Agency)

The share of industry in GDP in 2011 was 24,8%, which is 5,5% more than EU average. In terms of the price of electricity for industry, we are in the 4th place (2011, in Purchasing Power Standard), and higher prices have only Cyprus, Malta and Bulgaria. However, all countries with a higher share of industry in GDP have lower electricity prices for industry. Moreover, in the rich countries with a large share of industry in GDP, the price of electricity for industry constitute 32-47% of the price of electricity for households. Poland belongs to the second group, poorer countries where electricity prices for industrial prices are 52-75% of those for households (which, in Purchasing Power Standard, are also one of the highest in Europe). Such energy pricing policy in Poland does not stimulate the development of the industry [1].

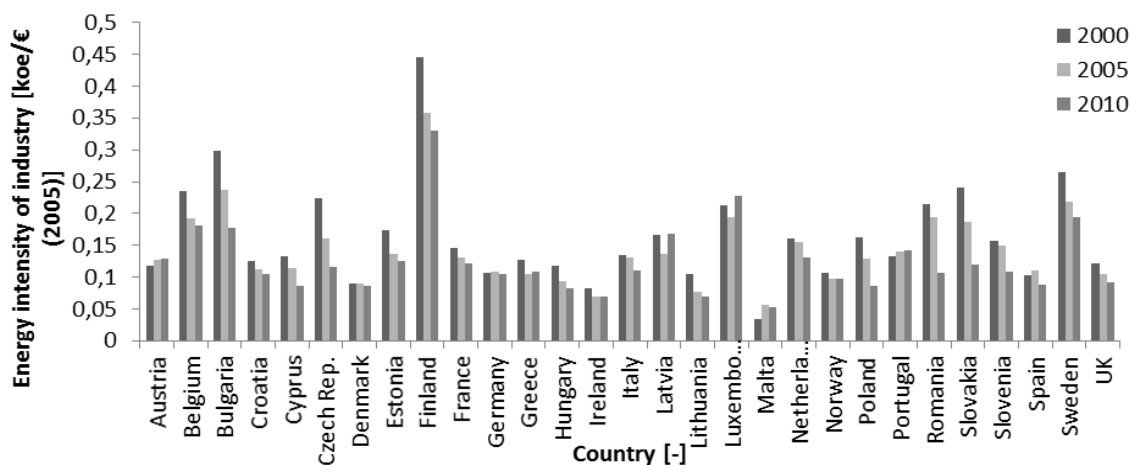


Figure 4. Energy intensity of industry in 2000, 2005 and 2010 (data source: Odyssee-Mure Database)

Conclusions

Due to the growing GDP and decreasing energy consumption, energy intensity declines. In the majority of European countries the situation is reversed and energy consumption increases with GDP. However, at the same time, energy consumption by industry decreases, as a consequence of its liquidation. As a result, the energy intensity in industry decreases to one of the lowest levels in comparison to other countries in Europe. However, in the long run, this can have negative consequences for the economy still largely based on this sector. As a result of the lack of investment growth in industry it can be difficult to maintain a high rate of economic growth in the coming years.

Over 20% share of industry in GDP represents the importance of this sector and sensitivity of the country on climate policy [1]. Excessive focus of European and national energy policy on climate aspects can have a negative effect on energy prices and, consequently, the development of the industry [2].

References

1. Porównanie krajów UE pod względem udziału przemysłu, kosztów energii w budżetach domowych i struktury cen energii elektrycznej, Badania Systemowe „EnerSys” Sp. z o.o., Warszawa, 2013;
2. Szczerbowski, R., 2013, Bezpieczeństwo energetyczne Polski – mix energetyczny i efektywność energetyczna, Polityka Energetyczna, tom 16, Zeszyt 4.

LIVE VIDEO STREAM TRANSFER VIA WI-FI TECHNOLOGY IN MOBILE ASSEMBLY ROBOT

An assembly robot is an automatically controlled, reprogrammable, multipurpose manipulator programmable in three or more axes. The field of robotics may be more practically defined as the study, design and use of robot systems for manufacturing (a top-level definition relying on the prior definition of robot). A teleoperated Robot is a vehicle that is controlled by a human operator at a remote location via a communications link. All cognitive processes are provided by the operator based upon sensory feedback from either line-of-sight visual observation or remote sensory input such as video cameras.

Vehicles are unmanned and controlled at a distance via a wired or wireless connection while the user provides all control based upon observed performance of the vehicle. There are a wide variety of teleoperated Robots in use today. Predominantly these vehicles are used to replace humans in hazardous situations. An autonomous Robot is essentially an autonomous robot but is specifically a vehicle that operates on the surface of the ground. The figure 1 with the scheme of connection for video stream transfer is situated below.

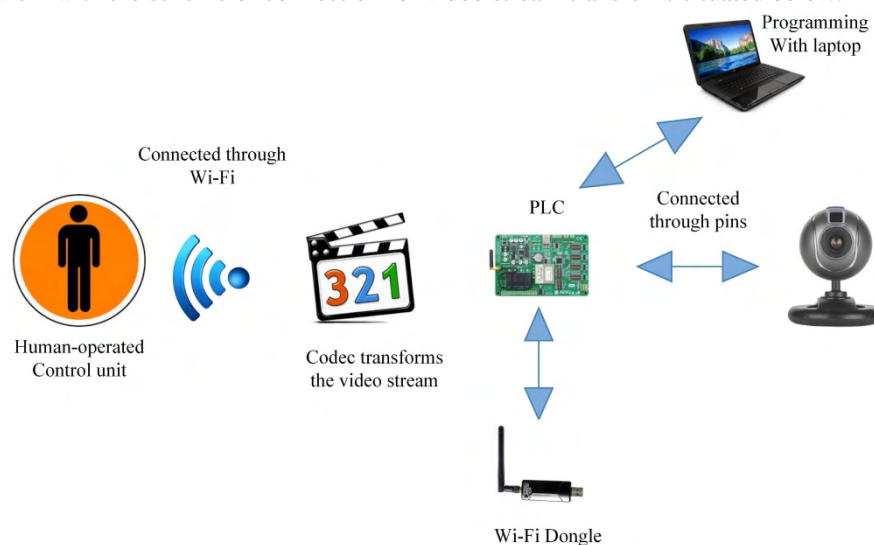


Figure 1. The operating scheme of video transfer from camera to control unit

The camera creates the video signal, which is transferred to PLC. The Wi-Fi dongle creates the wireless connection with the control unit. Codec is needed for decoding signal from camera. For the programming purposes it is possible to use PC with compiler for translating the program to machine language. In future, the pattern recognition system can be installed for upgrading the system stability and robustness.

M.G. TEHRANI, J.T. SOPANEN

Department of Mechanical Engineering, Lappeenranta University of Technology, Finland

OFF-TERRAIN HEAVY-DUTY VEHICLE HYBRIDIZATION

Introduction

The architecture of conventional heavy off-road vehicle drive line is based on diesel engines and hydraulic pump/motor as power transmission that is capable of producing consistent and steady output power regardless of engine relative irregular operation [1]. The efficiency of hydraulic pump/motor drops at high torque operation when the operation speed is high. In other words, the hydraulic power transmission alone is not suitable for high speed operation e.g. transportation [2]. Modern agricultural tractors have either continuously variable transmissions (CVT) or electrically controlled gear shifting (powershift). In both cases hydraulics is present and transmissions include many wet sliding clutches. Efficiency of this kind of transmissions is also quite poor even though the main power line is mechanical. On the other hand, with this arrangement it is quite easy to get a wide operational range so that optimal speed can be found for every task of the vehicle [3].

Methodology

The soil condition in off-terrain mobility is not easy to predict, so the contribution of each wheel is determined to control the vehicles in the desired trajectory. In conventional multi-wheel drive vehicle drivelines, torque is distributed to the wheels by the means of differentials and the amount of dedicated torque to each wheel is adjusted

by frictional plates or applying resistive force on individual wheel. The vehicle traction control system is based on the friction level on each wheel that can be predicted or sensed by the speed difference of the wheels that are connected to a common differential [4]. In both cases, the suitable torque is regulated by manipulating the torque/speed ratio at each power dividing unit, thus by considering a series of power dividing unit the control system will be so complicated [5]. The controlling of electrical systems is easier and faster compared to mechanical systems, so having hub-wheel electric motor is not only a more appropriate in the sense of controllability but also improves the efficiency of the driveline by optimizing the torque delivery on the wheels [6]. According to the applications of heavy off-road vehicles, the designed electric drive line must be capable of providing seamless torque at low speeds that the electric motors assent perfectly. The output torque of the electric motor is highly dependent on the electric motor rotor dimensions. In order to overcome the wheel radius limitations, a planetary gear train is integrated to increase the final torque on the wheels.

In order to validate the applicability of the proposed driveline in different vehicle architectures e.g. electric drivelines as well as hybrid or all electric, a generic model is needed to be developed. The generic model should be capable of modifying all parameters in integrated simulation software that in this study are Matlab Simulink and Mevea. The advantages of utilizing a parametric and dynamic design are that models do not need to be design from the scratch every time and further optimization will proceed quite fast. The main purpose of the generic model is to hasten the modeling processes of same kind of products. The benefits of generic model is more sensible when a variety of products are needed to be modeled. It will also save a lot of money and time which can be afterwards spent on other targets. [13]

Conclusion

Hybridization of off-terrain vehicles is introduced in this paper. Hub-wheel electric motor is proposed for electric powertrain and the benefits of subsiding of local emission and noise disturbance is explained.

References

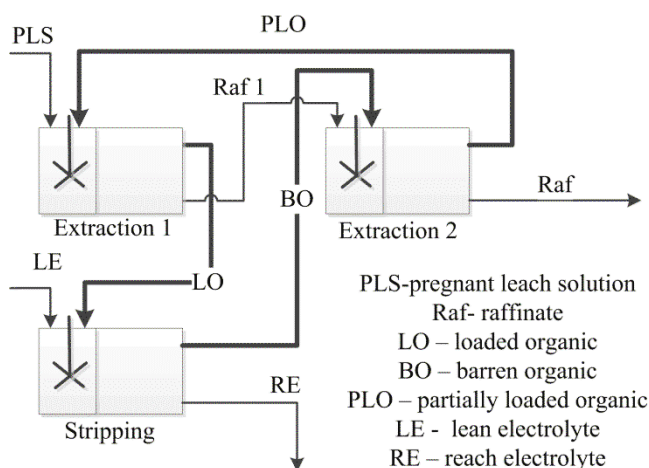
1. G.-Q. Liu, Y.-C. Yan, J. Chen, and T.-M. Na, "Simulation and experimental validation study on the drive performance of a new hydraulic power assist system," in *2009 IEEE Intelligent Vehicles Symposium*, 2009, pp. 966–970.
2. B. Wu, C.-C. Lin, Z. Filipi, H. Peng, and D. Assanis, "Optimal power management for a hydraulic hybrid delivery truck," *Veh. Syst. Dyn.*, vol. 42, no. 1–2, pp. 23–40, 2004.
3. J. Montonen, S. Sinkko, P. Lindh, and J. Pyrhonen, "Design of a traction motor with two-step gearbox for high-torque applications," in *2014 International Conference on Electrical Machines (ICEM)*, 2014, pp. 1069–1075.
4. J. P. Gray, V.V. Vantsevich, and A. F. Opeiko, "6x6 UGV: Stochastic Dynamics Fundamentals for Mobility Estimation," in *ASME 2014 International Design Engineering Technical Conferences and Computers and Information in Engineering Conference*, 2014, pp. V003T01A023–V003T01A023.
5. V.V. Vantsevich, "Multi-wheel drive vehicle energy/fuel efficiency and traction performance: Objective function analysis," *J. Terramechanics*, vol. 44, no. 3, pp. 239–253, Jul. 2007.
6. V.V. Vantsevich, "Power losses and energy efficiency of multi-wheel drive vehicles: A method for evaluation," *J. Terramechanics*, vol. 45, no. 3, pp. 89–101, Jun. 2008.

F. VASILYEV, S. VIROLAINEN, T. SAINIO

Lappeenranta University of Technology, Lappeenranta, Finland

DYNAMIC MODELING OF A MIXER-SETTLER IN COPPER SOLVENT EXTRACTION PROCESS

Leaching, followed by solvent extraction and electrowinning circuit (L-SX-EW) is one of the most effective methods for copper production, accounting for 20 % of primary copper recovery in the world (Schlesinger et al. 2011). Within the circuit, solvent extraction (SX) purifies and concentrates the pregnant leach solution (PLS) produced by the leaching operation to generate an electrolyte from which high quality copper cathodes can be electrowon. According to Moreno et al. (2009) many of the operational problems within the L-SX-EW circuit are related to malfunctions in operation of SX process, which in turn result from lack of efficient monitoring and control system specific for the process. Dynamic modeling may be used for analysis, control and optimization of the process that can help to predict and prevent the malfunctions.



reaction Eq. (1). According to Le Chatelier's principle loading of the extractant with Cu is an equilibrium-controlled process and depends on equilibrium pH.

Figure 14. Exemplary flow sheet of the copper solvent extraction cascade



where HR represents the extractant molecule, overbarred are the organic species.

Several models for SX process have been presented in the literature (Table 1).

Table 5

Solvent extraction modeling and simulation approaches available in literature

Reference	Metals included	Mixer model	Settler model	Reaction model	Mass transfer model	Solution method	Application
Steady state models							
Aminian et al. (2000)	Cu(II), Fe(III)	CSTR ¹	-	Reaction rate	Fick's first law and two film model	Solution of NLAE ²	Pilot plant
Ryu et al. (2013)	Sm, Gd	-	-	Equilibrium equations	-	Solution of NLAE	No data
Pinto et al. (2004)	Zn, Cd	No data	No data	-	Mass transfer coefficient	No data	No data
Dynamic simulation models							
Wichterlová and Rod. (1999)	Nd, Pr	Pulsed-flow	Pulsed-flow	Equilibrium isotherms and stage efficiency	-	Sequential solutions of LAE with a time step	Laboratory mixer-settler cascade
Wilkinson and Ingham. (1983.) and Ingham et al. (2007)	One metal	CSTR	Plug-flow and CSTR	Empirical equilibrium isotherms and extraction efficiencies	Equilibrium driven mass transfer	Solution of ODE ³	No data
Komulainen (2007)	Cu	CSTR	Time delay				
Moreno et al. (2009)	Cu	CSTR	Time delay, plug-flow and CSTR				
Tamminen et al. (2013)	Cu	CSTR	-	Reaction rate	-	-	Laboratory set-up
This paper	Arbitrary number of elements	CSTR	Time delay, plug-flow and CSTR	Reaction rate	Fick's first law and two film model	-	-

¹ Continuous stirred tank reactor model

² Nonlinear algebraic equations

³ Ordinary differential equations

They can be generally classified as steady-state models and dynamic models. The approach of steady-state modeling constitutes simultaneous solution of nonlinear algebraic equations for mass balance, electrical charge balance, mass transfer, extraction reactions and equilibrium equations. Steady state models are useful for flow-sheeting of continuous process. Dynamic models are able to predict the control response of the process and therefore are useful for design of process control systems. The greater part of the dynamic models constitute simple expressions for thermodynamics and kinetics of the process whereas some represent the hydrodynamics of the settler as well. The simplicity of the models is usually imposed by requirement for fast computation.

The main weaknesses of the dynamic models available in literature are that the extraction of only one component is mostly considered, meaning inability to predict impurity accumulation or propagation in the system, they are valid only in the range of concentrations they were calibrated for and for the plant configuration used during calibration. Moreover, thermodynamics and kinetics of the SX process are usually approximated by equilibrium isotherms and extraction efficiencies, meaning that complex process behavior caused by reaction mechanism cannot be predicted. However, Tamminen et al. (2013) successfully introduced reaction mechanism of Cu extraction to dynamic model of solvent extraction process. The approach implies application of the law of mass action into dynamical modeling of solvent extraction plant.

The literature survey shows that there is lack of a flexible dynamic model for copper SX process in publicly available sources. The published models are unable to be accurate in wide range of operating conditions of modern solvent extraction plants. The models are unable to predict complex process behavior caused by extraction mechanism. They are unable to simulate the dynamic response of multiple solutes concentrations in both phases in the outlet streams. Responding to the demand an approach to modeling of a mixer-settler within copper solvent extraction cascade has been presented in this paper.

Our modeling starts from the following assumptions: mass transfer only occurs in mixer, chemical kinetics and molecular diffusion define composition gradients for mass transfer, ideal mixer, and constant density. The model for the mixer utilizes the CSTR model to calculate the bulk concentrations of solutes in the phases at the outlet of the mixer. The generation term in mass balance equations is proportional to phase interfacial area (monodispersion) and a flux of a solute across the interface. The flux is calculated using two film theory and Fick's first law from the condition of no accumulation at the interface; everything generated by the interfacial reactions is transferred to the bulk phases. The reaction rates are modeled using the law of mass action and formulated in terms of interfacial concentrations. The reaction equilibrium constants, reaction rate constants and mass transfer coefficients have been taken from Aminian et al. (2000). The model of non-ideal flow in settler of Moreno et al. (2009) is used here. The model for mixer-settler is developed in such a way that extraction of any number of solutes can be predicted as far as the extraction mechanism is defined and the model parameters for all the components are fitted. Presentation of model equations is beyond the scope of the paper.

Standard Matlab[®] solver, ode15s, for stiff ODE is used for solution of the model. The initial states for the solver are specified as pure extractant in the organic phase and pure water in the mixer and an empty settler. The feed streams had the following specifications: Cu 20 g/L, Fe 13 g/L and pH 1.7, 6.0 m³/s for PLS, Cu 1 g/L, Fe 0.1 g/L and HR 140 g/L, 7.0 m³/s for organic phase. The residence time for mixer was 10 min and for settler 1.9 h. After initialization of the solution, the steady state operation of the mixer-settler was allowed to be reached (Figure 2). After that, a step change of copper concentration in PLS (Cu 40 g/L) was simulated and a new steady state has been reached. The model has captured the realistic behavior of the extraction process (pH 1.7): decrease of aqueous copper concentration is accompanied by increase in organic copper concentration and by decrease of reagent concentration. Figure 2 shows a peculiarity in dynamics of mixer-settler: changes in mixer are much faster than in settler meaning stiffness of the modeling problem.

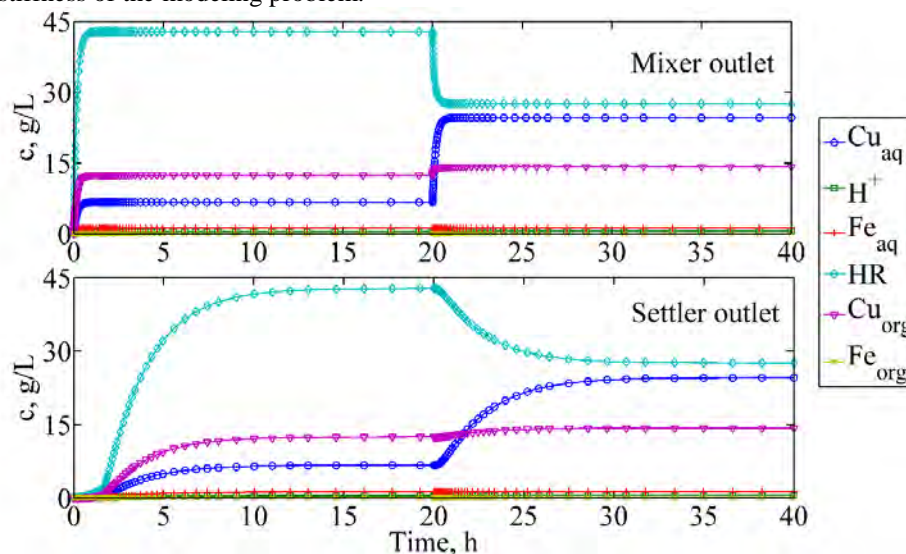


Figure 15. Simulation result of copper solvent extraction in a mixer-settler reactor unit

The developed approach to simulation of copper solvent extraction process is demonstrated on an example of one mixer-settler but the approach may be easily extended for simulation of the whole mixer-settler cascade. The model allows prediction of distribution in the process streams for any number of solutes as far as the mechanism of their mass transfer is known.

References

1. Aminian H, Bazin C, Hodouin D, Jacob C. Simulation of a SX–EW pilot plant. *Hydrometallurgy* 2000 5;56(1):13-31.
2. Ingham J, Dunn IJ, Heinzle E, Prenosil JE, Snape JB. Modelling of Stagewise Processes. In: *Chemical Engineering Dynamics*, Wiley-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA; 2007. p. 93-172.
3. Komulainen T. M. Novel modeling and control approach for performance improvement of an industrial copper solvent extraction process Aalto University; 2007.
4. Moreno CM, Pérez-Correa JR, Otero A. Dynamic modelling of copper solvent extraction mixer–settler units. *Minerals Eng* 2009 12;22(15):1350-8.
5. Pinto GA, Durão FO, Fiúza AMA, Guimarães MMBL, Madureira CMN. Design optimization study of solvent extraction: chemical reaction, mass transfer and mixer–settler hydrodynamics. *Hydrometallurgy* 2004 8;74(1–2):131-47.
6. Ryu K, Lee C, Lee G, Jo S, Sung S. Modeling and simulation of solvent extraction processes for purifying rare earth metals with PC88A. *Korean Journal of Chemical Engineering* 2013 10/01;30(10):1946-53.
7. Schlesinger ME, King MJ, Sole KC, Davenport WG. Chapter 15 - Hydrometallurgical Copper Extraction: Introduction and Leaching. In: Davenport, Mark E. Schlesinger Matthew J. King Kathryn C. Sole William G., editor. *Extractive Metallurgy of Copper (Fifth Edition)* Oxford: Elsevier; 2011. p. 281-322.
8. Tamminen J, Sainio T, Paatero E. Intensification of metal extraction with high-shear mixing. *Chemical Engineering and Processing: Process Intensification* 2013 11;73(0):119-28.
9. Wichterlová J, Rod V. Dynamic behaviour of the mixer–settler cascade. *Extractive separation of the rare earths. Chemical Engineering Science* 1999 9;54(18):4041-51.
10. Wilkinson WL, Ingham J. Dynamic behavior and control. In: Lo TC, Baird MHI, Hanson C, editors. *Handbook of solvent extraction* Wiley, New York: John Wiley & Sons; 1983. p. 853-886.

М.В. БЫСТРОВ, Н.И. КОТЕЛЕВА

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

РАЗРАБОТКА АЛГОРИТМА ДЛЯ АВТОМАТИЗАЦИИ ПУСКА ОБОРУДОВАНИЯ СЛОЖНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Запуск высокотехнологического оборудования – это очень сложный процесс, состоящий из множества действий. Эти действия выполняются оператором в строгой последовательности, которая описана в технологическом регламенте. Конечным результатом этих действий является вывод оборудования на рабочий режим. При сложных взаимосвязях между операциями даже небольшие отклонения от технологического регламента могут создать условия, при которых установка не сможет войти в рабочий режим. Таким образом, ручной запуск высокотехнологичных агрегатов/установок является низкоэффективным и очень сильно зависит от оператора. В связи с чем разработка алгоритма для автоматизации пуска оборудования сложных технологических процессов является актуальной задачей для промышленных предприятий, позволяющей повысить безопасность и эффективность ведения сложных технологических процессов.

Работа проводилась в несколько этапов:

1. Выбор объекта исследования;
2. Технологическое описание объекта исследования;
3. Описание основного оборудования, режимов работы установки и определение входных/выходных переменных процесса;
4. Определение последовательности технологических операций для запуска установки;
5. Описание процесса запуска оборудования по заданной последовательности операций;
6. Разработка алгоритма для автоматизации пуска оборудования установки;
7. Реализация и внедрение в существующую АСУТП разработанного алгоритма;
8. Аprobация алгоритма на экспериментальной установке;
9. Корректировка алгоритма и разработка рекомендаций по его применению на промышленных объектах.

В качестве объекта была выбрана экспериментальная лабораторная установка для разделения жидких смесей на тарельчатых ректификационных колоннах. С помощью эксперта была составлена последовательность действий для пуска-останова. Перед созданием системы автоматического пуска оборудования были проведены три запуска установки по заданной последовательности технологических операций и без применения специальных алгоритмов. Время вывода оборудования на режим очень

разнообразно изменяется от 123 минут до 54 минут и напрямую зависит от действий и опыта оператора.

Также в процессе выполнения работы был составлен алгоритм выполнения строгой последовательности действий. Алгоритм был интегрирован в верхний уровень АСУТП. Связь между АСУТП и разрабатываемой системой установлена с помощью OPC технологии. Процесс пуска установки с подключением разработанного алгоритма показал, что время выхода установки на режим сократилось до 50 минут.

Исходя из результатов исследования, был сделан вывод о том, что разработанный алгоритм целесообразно применять для пуска оборудования сложных технологических процессов, он уменьшает вероятность ошибки оператора, потери сырья, энергоносителей, снижает непродуктивную рабочую нагрузку на оператора, повышает безопасность ведения сложных технологических процессов.

А.М. ВАТЛИНА

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДИЭЛЬКОМЕТРИЧЕСКОГО ДАТЧИКА ВЛАЖНОСТИ

В настоящее время проблема измерения влажности при добыче, переработке и транспортировке полезных ископаемых весьма актуальна. Основными причинами, обуславливающими необходимость количественного учета воды на горных и нефтяных предприятиях, являются:

- организация оперативного учета добытого полезного ископаемого;
- наличие технологических процессов, разработка эффективных систем автоматического управления которыми невозможна без контроля влажности продукта;
- экономия энергии при переработке полезных ископаемых;
- обеспечение качества готовой продукции;
- предотвращение дополнительных затрат при транспортировке сырья и товарной продукции;
- повышение экологической чистоты производства.

В состав диэлькометрического датчика входят измерительная ячейка, оборудованная чувствительным элементом, и вторичный преобразователь. Чувствительный элемент выполнен в виде диэлектрической пластины, на которую нанесены электропроводящие концентрические окружности, покрытые тонким изолирующим слоем.

Основными задачами, выполненными в результате экспериментов, являются:

- исследованы материалы с различными физическими свойствами, например, речной песок, торф, нефть и нефтепродукты;
- проведена оценка изменения емкости и сопротивления измерительной ячейки в зависимости от влажности материала, для чего использовался высокоточный RLC-метр;
- проведена оценка максимально возможной толщины материала в измерительной ячейке, которая составила 5 мм;
- осуществлен выбор электрической схемы вторичного преобразователя датчика и информативного параметра, обеспечивающего наибольшую чувствительность и точность измерений, в зависимости от материала и диапазона влажности.

Научный руководитель: к.т.н., доцент О.М. Большунова

А.А. ВЕПРИКОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ С ЭЛЕКТРОЛИЗЕРАМИ

В электролитическом производстве алюминия большую роль играет величина тока серии, так как максимальная эффективность электролизера достигается только при его номинальном значении. Однако процесс электролиза алюминия нестабилен, так как сопротивление серии изменяется случайным образом во время технологического процесса.

На колебания тока серии влияют как внешние (изменение напряжения в энергосистеме), так и внутренние (возникновение анодных эффектов, проведение технологических операций и пр.) факторы. Плавное регулирование или стабилизация выпрямленного тока выполняется с помощью управляемых дросселей насыщения, включенных последовательно с вентилями в плечи мостовых выпрямителей. В процессе регулирования тока происходит искажение тока вентильных и сетевых обмоток трансформатора и соответственно снижение коэффициента мощности выпрямительного агрегата.

Решение вопросов электромагнитной совместимости существующих тиристорных установок (нелинейной нагрузки) с питающей их электрической сетью и другим электрооборудованием требует применения в системе электроснабжения предприятия устройств, вызванных снижать степень электромагнитных помех в сети, возникающих при работе нелинейных потребителей.

В данной работе предлагается использовать устройства РПН для управления коэффициентом трансформации и активные выпрямители для поддержания коэффициента мощности на требуемом уровне. Применение этих агрегатов позволит решить проблему управления током серии в условиях современного электролизного производства.

Научный руководитель: проф. Б.Н. Абрамович

И.В. ВЕСЕЛОВ, В.Ю. КОПТЕВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

СРАВНЕНИЕ ВИДОВ ТРАНСПОРТА ПО ПОКАЗАТЕЛЯМ ЭФФЕКТИВНОСТИ

При формировании транспортных систем горного производства анализируется большое количество альтернатив, из которых выбирают оптимальные с точки зрения эффективности (предпочтительности). Для сравнения используются критерии (показатели эффективности, целевые функции). При выборе транспорта, например, при проектировании системы транспорта требуется учитывать много различных горно-технических, производственных и технических факторов, неопределенности которых не позволяют проектировщику однозначно назначить вид транспорта. Необходима прозрачная (понятная, обоснованная) система комплексных показателей, позволяющая выбрать вид транспорта на стадии и однозначно оценить эффективность её эксплуатации.

Предлагается использовать производные показатели транспортного потока для количественной оценки. Транспортный поток измеряется количеством перевозимого груза Q [т], временем, затрачиваемым на перевозку T [ч] и длиной транспортирования L [км]. Удельная эффективность транспортной услуги с учётом затрат энергии должна определяться с учетом:

1. Отношения выполненной транспортной работы $ТП_{AT}$ к затрачиваемой мощности $ТП_N$:

$$ТП_{AT} / ТП_N = (Q \cdot L) / (Q \cdot L^2 \cdot T^3) \rightarrow \min;$$

2. Отношения выполненной транспортной услуги к выполненной работе:

$$ТП_{ТУ} / ТП_A = (Q \cdot L)(LT^{-1}) / (Q \cdot L^2 \cdot T^2) \rightarrow \min.$$

В работе выполнены расчёты показателей энергетической эффективности автомобильного, конвейерного и железнодорожного транспорта и выполнен сравнительный анализ.

Показано, что применение такого подхода значительно облегчает задачу выбора вида транспорта; формирования сложного парка машин одного вида и комбинированных систем, включающих несколько видов транспорта; возможностью учета изменений производственных условий «на перспективу» в динамике развития горных работ, изменения структуры транспортной системы и замены парка машин.

Научный руководитель: доцент В.Ю. Коптев

В.А. ВОРОНОВ, А.Ю. РУЗМАНОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

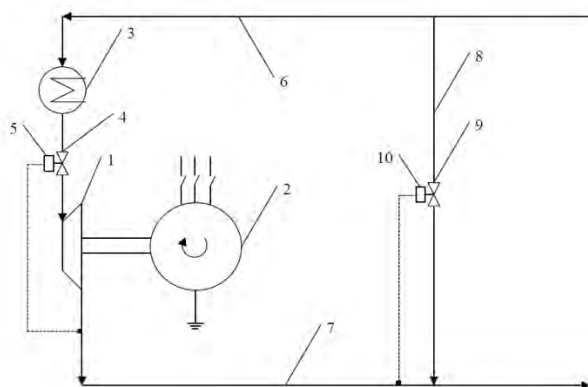
ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ ТУРБОДЕТАНДЕРА ДЛЯ ЗАДАНЫХ УСЛОВИЙ ГАЗОРАСПРЕДЕЛИТЕЛЬНОЙ СТАНЦИИ

Из магистрального газопровода природный газ поступает на газораспределительную станцию (ГРС), где его давление снижается до требуемого уровня, что приводит к растрате большого количества энергии. Одним из способов извлечения данной энергии является применение турбодетандерных установок на ГРС.

Возможная величина суммарной генерирующей мощности в случае использования турбодетандеров только для выработки электроэнергии составляет 1-2% от мощности всех электростанции России. [1] [2]

В настоящее время существует множество конструкций турбодетандеров: ротационные, поршневые, винтовые и турбинные (центробежные). Последние наиболее целесообразны для применения на ГРС, так как они способны работать с большим количеством газа и большими перепадами давлений. [3]

На рис. 1 представлена общая схема центробежной турбодетандерной установки.



- 1-турбина,
- 2-электрогенератор,
- 3-подогреватель газа,
- 4-регулирующий клапан,
- 5-регулятор давления,
- 6 и 7-газопроводы высокого и низкого давления,
- 8-байпасный трубопровод с клапаном 9,
- 10-регулятор давления.

Рис. 1. Схема турбодетандерной установки.

С целью автоматизации расчета работы турбодетандера для различных условий и газораспределительных станций была создана программа, позволяющая учитывать состав газа и физические свойства каждого отдельного компонента смеси, давление и температуру газа на входе в турбодетандер, расход газа через турбодетандер, а также необходимое давление на выходе из турбодетандера.

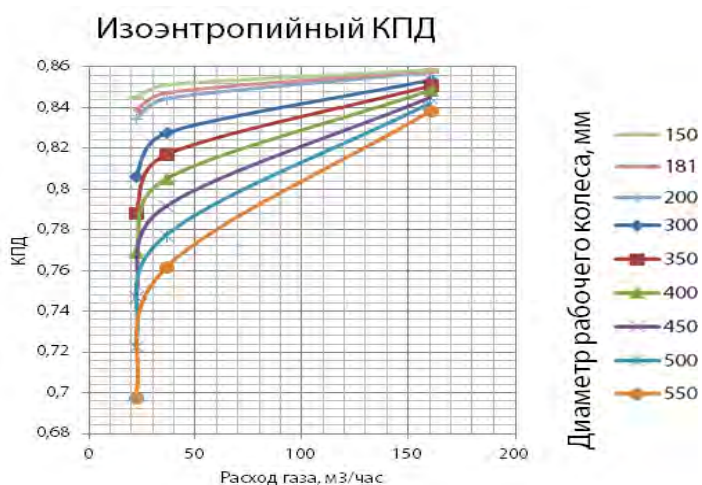


Рис. 2. Зависимость КПД турбодетандеров с различными диаметрами рабочих колес от расхода газа

являются данные термогазодинамического и конструктивного расчета турбодетандера для заданных условий.

С помощью программы был выполнен сравнительный анализ эффективности применения турбодетандеров с различными диаметрами рабочих колес при различных показателях расхода газа на ГРС «Сокол» Вологодской области. Результаты анализа представлены графически (рис. 2).

КПД турбодетандеров с рабочими колесами меньших диаметров выше, чем у турбодетандеров с большими колесами, на всем диапазоне расходов газа. Однако применение турбодетандера с наименьшим

диаметром рабочего колеса нецелесообразно в виду слишком высокой частоты вращения вала, что приводит к ускоренному износу оборудования и дополнительным сложностям при передаче движения вращения вала потребителю мощности. [4]

При более высоких значений расхода газа предпочтение следует отдавать турбодетандерам со средними значениями диаметров рабочих колес, так как при небольшой разнице в КПД у аппаратов с малыми рабочими колесами, срок службы оборудования будет ниже из-за более высокой частоты вращения вала.

Получаемую мощность от турбодетандера возможно так же использовать при сжижении природного газа на ГРС для доставки потребителям в труднодоступные для газификации традиционным способом районы. К тому же, крайне низкие температуры газа на выходе из турбодетандера (порядка $-80\text{ }^{\circ}\text{C}$) значительно упростят процесс получения СПГ, а также дадут возможность организации промышленного холодильника при ГРС, прибыль от которого частично компенсирует затраты на последующий подогрев газа.

Кроме того в ряде случаев становится экономически целесообразным применение сразу двух турбодетандеров с различными диаметрами рабочих колес в пределах одной станции с осуществлением их переключения при изменении расхода газа.

Литература

1. Куличихин В.В., Лазарева О.О. Современное состояние применения турбодетандеров на газопотребляющих промышленных объектах. Журнал «Новости теплоснабжения» №10 (122). М.- 2010 г.
2. Нормативно-справочная информация по ГРС Газпром трансгаз Ухта. Ухта -2012 г.;
3. Давыдов А.Б., Кобулашвили А.Ш., Шерстюк А.Н. Расчет и конструирование турбодетандеров. Машиностроение, М.- 1987 г.;
4. Павленко Г.В., Волков А.Г. Газодинамический расчет осевой газовой турбины. ХАИ, Харьков-2007 г.

ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ СТРУКТУРЫ, ПАРАМЕТРОВ И РЕЖИМА РАБОТЫ ГИБРИДНЫХ ФИЛЬТРОКОМПЕНСИРУЮЩИХ УСТРОЙСТВ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ НАДЕЖНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА

Обоснована актуальность проблемы обеспечения надежного функционирования электроэнергетического оборудования предприятий минерально-сырьевого комплекса при соблюдении должного уровня несинусоидальности на основании стандарта в области качества электроэнергии.

Выбраны основные фильтрокомпенсирующие устройства различного типа и конфигурации для устранения влияния высших гармонических составляющих и компенсации реактивной мощности.

Рассмотрены основные методики выбора и расчета основных параметров режимов работы, структуры и компонентного состава ряда перспективных технических средств и решений по повышению качества электроэнергии и методы математического и имитационного моделирования электротехнических комплексов и систем электроснабжения в условиях промышленных предприятий.

Даны рекомендации по выбору фильтрокомпенсирующих устройств, улучшающих такие показатели качества электрической энергии, как значение коэффициентов гармонических составляющих и значение суммарного коэффициента гармонических составляющих и обеспечивающих компенсацию реактивной мощности, что положительно влияет на эффективность использования технологического оборудования и увеличивает срок службы электроэнергетического оборудования.

Научные руководители: д.т.н., профессор Б.Н. Абрамович, к.т.н., доцент Ю.А. Сычев

Е.Г. КУЗИН, М.О. БОЧЕРОВ

Филиал Кузбасского государственного технического университета им. Т.Ф. Горбачева, Прокопьевск

ЭКСПРЕСС ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ РОЛИКОВ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ИНФРАКРАСНОЙ ТЕРМОГРАФИИ

Энергетические потери в подшипниках складываются в основном из потерь на трение, возникающих вследствие проскальзывания в местах контакта тел качения с кольцами и сепаратором, несовершенной упругости материала тел качения и колец и механических потерь в смазочном материале. Переходя в теплоту, эти потери вызывают повышение температуры подшипниковых узлов. Они не являются постоянными во времени и определяются конструкцией подшипника, режимами его работы и смазки.

Мощность, расходуемая на преодоление трения в подшипнике [1].

$$P_{тр} = M_{тр} \cdot \omega, \text{ Вт}; \quad (1)$$

где $M_{тр}$ - момент трения в подшипнике, Н·м;

ω - угловая скорость подшипника, рад/с.

Трение в подшипниках качения представляет собой сложный физический процесс, обусловленный контактными и общими деформациями соприкасающихся тел, макро- и микрогеометрией поверхностей качения, свойствами смазки и т.д.

Рассчитав момент трения в подшипнике ролика $\varnothing 159 \times 600$ установленном на ленточном конвейере ЗЛЛ1600 с технической производительностью 3500 т/ч и скоростью движения ленты 4 м/с получили $M_{тр} = 6,8$ Н·м.

$$\text{Угловая скорость подшипника ролика составит } \omega = \frac{2v}{D_p} = \frac{2 \cdot 4}{0,159} = 50,3 \text{ рад/с}$$

Данные подшипника 180306 приведены в таблице 1.

Характеристики подшипника шарикового радиального 180306

Внутренний диаметр d , мм	Внешний диаметр D , мм	Диаметр тел качения D_w , мм	Число тел качения z	Статическая грузоподъемность C , Н
30	72	12,3	8	15100

Расчитав мощность, идущую на нагрев ролика $P_{mp} = 6,8 \cdot 50,3 = 342$ Вт, была построена зависимость превышения температуры поверхности ролика от тепловых потерь. На рис. 1 представлен график затрат на электроэнергию с учетом стоимости потерь за месяц.

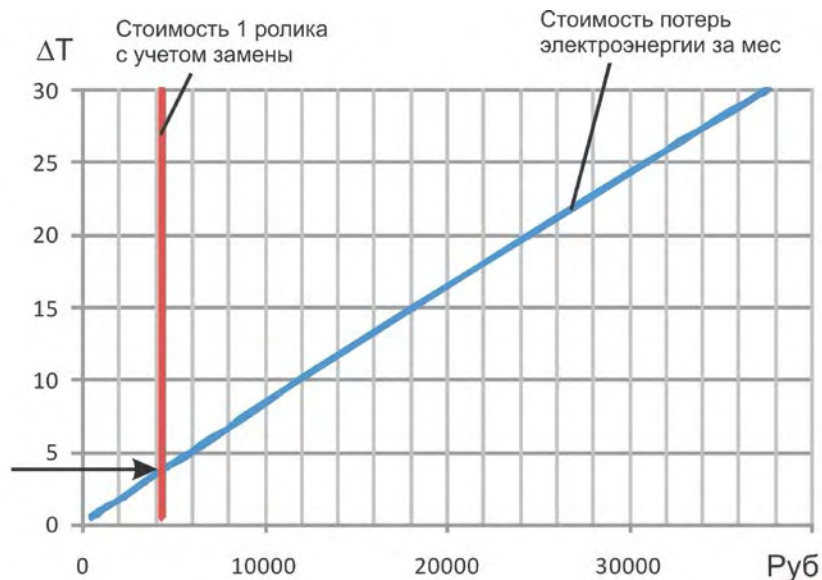


Рис. 1. График стоимости потерь за месяц в зависимости от перегрева ролика

Анализ рис. 1. показывает, что целесообразно заменять ролики при температуре нагрева ролика превышающей на 4,2 градуса температуру окружающей среды. Тем самым будет обеспечено энергосбережение при транспортировании каменного угля конвейерами.

Неисправные, изношенные детали на определенном этапе не могут быть выявлены визуальным осмотром, но в процессе работы они будут нагреваться значительно сильнее, чем исправные. Соответственно, тепловизионная диагностика позволяет выявить неисправные элементы и заменить их до полной поломки, которая может повлечь за собой длительный простой либо снижение производительности конвейера [2].

Мощность приводов ленточного конвейера $P_{\Sigma_{ум}} = 3000$ кВт, мощность необходимая для перемещения груза $P_c = 2720$ кВт, таким образом, запас мощности составит $\Delta P = 3000 - 2720 = 280$ кВт. С учетом запаса мощности просчитано возможное число дефектных роликов, с различными температурами перегрева, без снижения номинальной производительности конвейера (см. рис. 2). Таким образом число роликов с температурной аномалией (превышением температуры окружающей среды) $\Delta T = 5$ °C составляет 48 шт., с $\Delta T = 10$ °C составляет 32 шт., $\Delta T = 15$ °C составляет 24 шт. Данные расчеты справедливы только для данного конвейера.

Данная методика расчета позволяет с минимальными затратами времени оценить состояние роликов и обосновывать необходимый объем работ по замене роликов с учетом их фактического технического состояния.

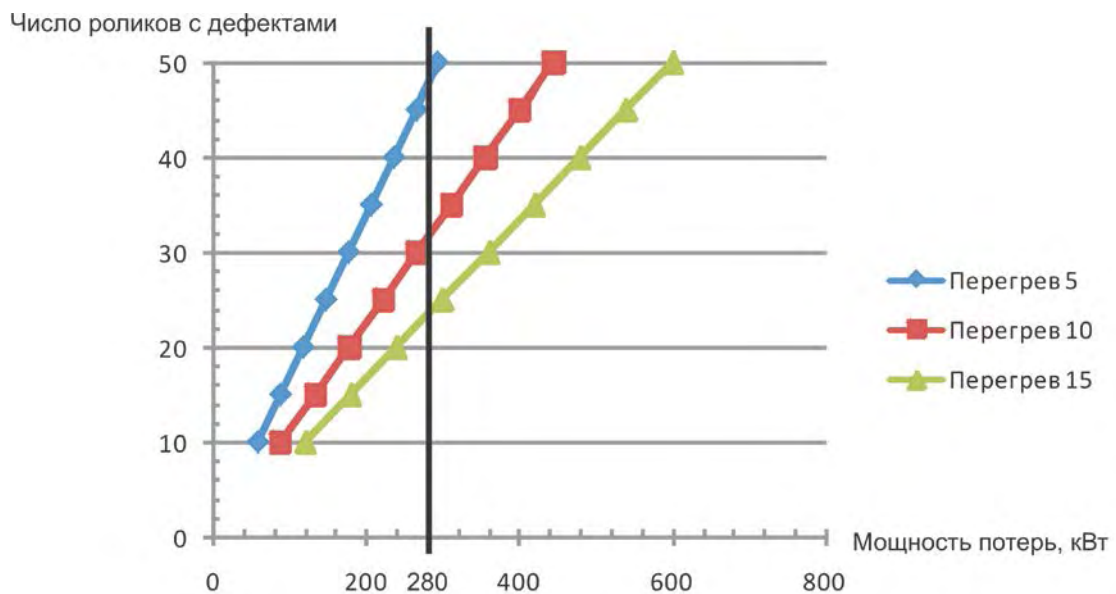


Рис. 2. Возможное число дефектных роликов с различной температурой перегрева

Тепловой контроль может помочь оперативно, без остановки оборудования и безопасно для оператора-термографиста выявить места локального перегрева элементов ленточных конвейеров. Причиной перегрева являются: заклинивание ролика вследствие поломки подшипников ролика, попадание породы в зазор между поверхностью ролика и конструктивным элементом конвейера (см. рис 3, 4).

Тепловизор является средством измерения, однако для точного определения температуры объекта, необходимо правильно определять и задавать коэффициент излучения от поверхности объекта.

Наиболее интересным методом применения термографии является предупреждение аварийных поломок. Проводя систематический мониторинг оборудования, возможно выявление дефектов на ранней стадии и тем самым заменять неисправные элементы конвейера заблаговременно, не дожидаясь аварийной ситуации.

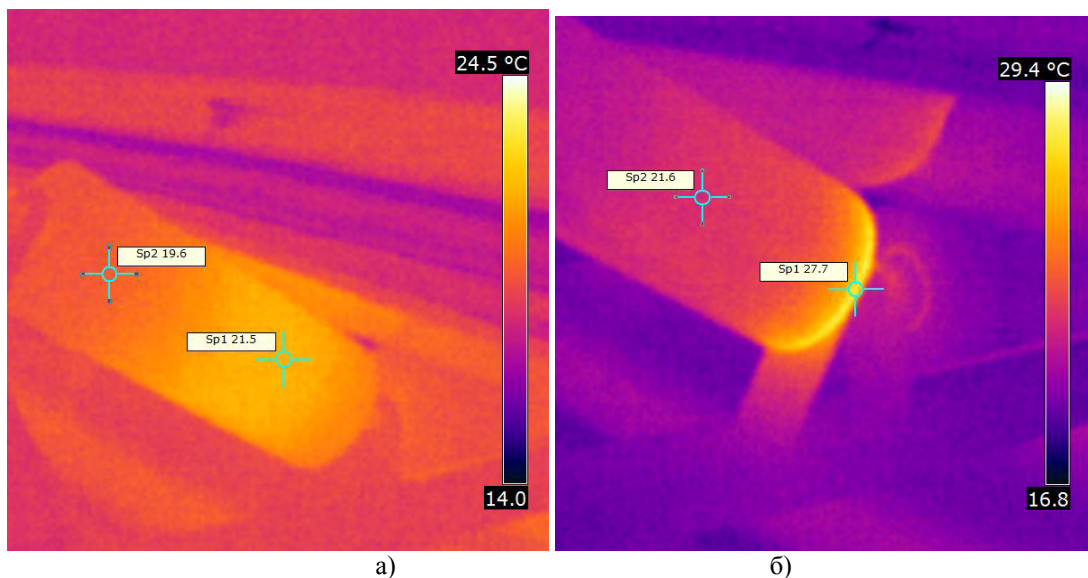


Рис. 3. Термограмма исправного ролика а), и имеющего начальный износ б)

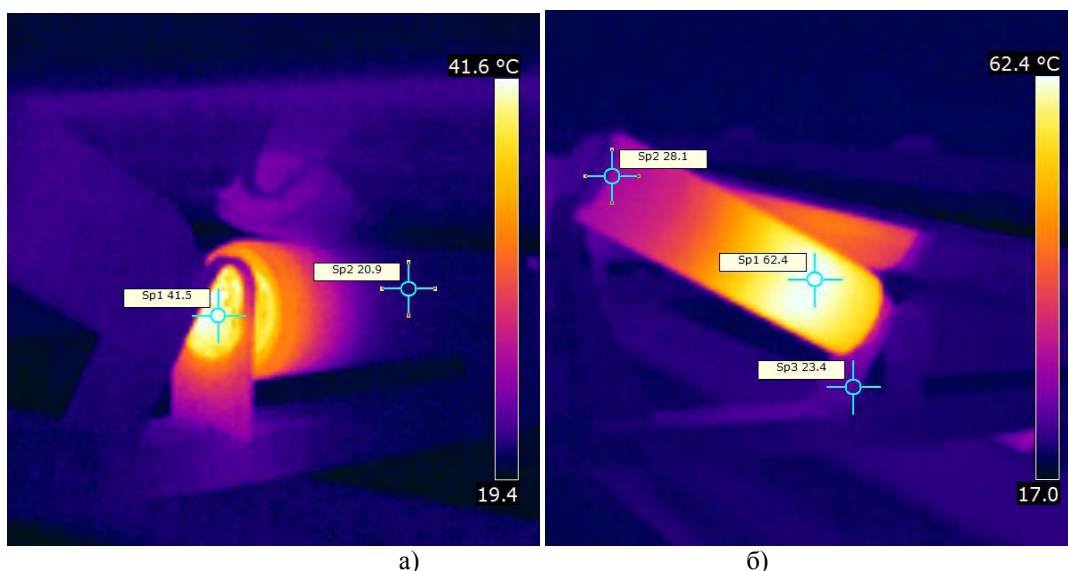


Рис. 4. Термограммы дефектных роликов а) средний нагрев, б) сильный нагрев

Литература

1. Перель Л.Я. Подшипники качения: Расчет, проектирование и обслуживание опор: Справочник. – М.: Машиностроение, 1983. – 543 с., ил.
2. РД 15-04-2006 «Методические указания по проведению экспертизы промышленной безопасности ленточных конвейерных установок».

В.А. МОРЕНОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНАЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ УСТАНОВКА ДЛЯ ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ МИНЕРАЛЬНО- СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА

С увеличением объемов добычи минерально-сырьевых ресурсов неизбежно встает вопрос эффективного энергоснабжения проводимых работ. Истощение эксплуатируемых месторождений вынуждает смещать районы добычи в удаленные труднодоступные области. Так, вводимые объекты нефтедобычи располагаются в районах Крайнего севера и восточной Сибири, где отсутствует централизованное электроснабжение, что обуславливает применение локальных источников энергии различного типа.

В качестве такого источника можно использовать многофункциональную энергетическую установку, основным узлом которой является электроагрегат. Опыт нефтяных компаний показал высокую эффективность и гибкость в работе микрогазотурбинных электроагрегатов (МГТЭА) - наиболее современных устройств в области газовых турбин. Дополнительными узлами в такой установке являются теплообменник, абсорбционная холодильная машина (АБХМ), паротурбинный электроагрегат (ПТЭА).

Эффективность работы МГТЭА определяет возможности использования остальных частей установок, поэтому принимая усредненный электрический КПД микротурбины 35 %, около 55 % остающейся тепловой энергии можно утилизировать непосредственно или преобразовать далее в зависимости от нужд потребителя.

В качестве примера целесообразного применения системы комплексного энергоснабжения можно привести электротехнический комплекс нефтедобывающего предприятия в районах Крайнего севера, отличающихся отсутствием доступа к централизованной энергосети и значительными перепадами температур в течение года. В сезон низких температур окружающего воздуха потенциальная энергия выхлопных газов МГТЭА полностью утилизируется в пластинчатых блочных теплообменниках для теплоснабжения потребителей промысла.

В летнее время температура окружающей среды может превышать 30 °С, потребности в тепловой энергии значительно сокращаются. Вместе с тем, повышение температуры атмосферного воздуха негативно влияет на работу МГТЭА - снижается располагаемая мощность установки, что может потребовать ввод дополнительных мощностей для обеспечения нагрузки. В виду наличия невостребованных источников теплоты целесообразно применять АБХМ для генерации холода. Установка производит охлажденную воду, которую возможно использовать для кондиционирования помещений, а также для снижения температуры

входящего в турбину воздуха, чтобы избежать снижения мощности установки. При этом для наиболее полной утилизации теплового потенциала первичного энергоносителя АБХМ целесообразно эксплуатировать в последовательной схеме совместно с ПТЭА.

Применение МГТЭА в электротехническом комплексе позволяет наиболее полно и эффективно использовать потенциал первичного энергоносителя, что уменьшает себестоимость получения энергии и повышает экологичность ее производства. Внедрение автономных тригенерационных энергоагрегатов актуально для месторождений, находящихся на значительном удалении от линий централизованного электроснабжения.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Б.Н. Абрамович

Н.Г. НОВОЖИЛОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

СОХРАНЕНИЕ РАБОТОСПОСОБНОСТИ АСИНХРОННОГО ЧАСТОТНО-РЕГУЛИРУЕМОГО ПРИВОДА ПРИ ПРОВАЛАХ НАПРЯЖЕНИЯ СЕТИ

Одной из причин нарушения нормальной работы привода является появление в сети кратковременных провалов напряжения, вызывающих срабатывание реле минимальной защиты. Для сохранения управляемости приводом и последующего безаварийного разгона двигателя необходимо обеспечить поддержание напряжения в звене постоянного тока преобразователя частоты на номинальном уровне и сохранить контроль скорости выбегающего двигателя. Одним из решений поставленной задачи является перевод привода на время аварии в режим управляемой рекуперации кинетической энергии, накопленной во вращающихся частях приводного механизма.

Работа посвящена исследованию предложенной двухконтурной системы скалярного управления электроприводом. В основе системы лежит принцип управления напряжением звена постоянного тока путем регулирования активной составляющей тока статора. В нормальном режиме работы система имеет два контура: внешний контур скорости и подчиненный контур тока. При фиксации предельно допустимого значения напряжения происходит изменение структуры управления путем замены контура регулирования скорости контуром регулирования напряжения. Работоспособность предложенной системы подтверждена результатами моделирования привода в нормальном и аварийном режимах. После восстановления питающего напряжения происходит переход к исходной структуре, которая осуществляет разгон двигателя, начиная со значения частоты модулирующего сигнала, соответствующей частоте вращения ротора на момент восстановления питания.

Научный руководитель: д.т.н., профессор О.Б. Шонин

Е.Ю. ПУДОВ, А.А. ГРИГОРЬЕВ, Е.Г. КУЗИН

*Филиал Кузбасского государственного технического
университета им. Т.Ф. Горбачева, Прокопьевск*

О ВОЗМОЖНОСТИ ПРОВЕДЕНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИСПЫТАНИЙ НА ДЕЙСТВУЮЩЕМ МАКЕТЕ ШНЕКОВОГО ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА

Сегодня, как в России, так и во всем мире наблюдается спад экономики, который тянет вниз за собой потребление угля. Следовательно, производитель вынужден снижать добычу углей, что негативно сказывается на себестоимости добытого полезного ископаемого. Исходя из этого, очень важным аспектом выемочной машины является энергоёмкость. Невысокие энергозатраты на разрушение массива могут быть получены исключительно при правильно выбранных режимах работы, геометрических параметров резцов и правильной схеме набора инструмента на исполнительном органе. Удельные энергозатраты (H_w) характеризуют собой величину энергии, необходимой для разрушения единицы объема угля или породы прямо пропорциональны средней силе резания (Z_{cp}) и обратно пропорциональны площади сечения среза (S).

Возможным путём решения проблемы снижения энергозатрат является исследование и совершенствование методик расчета исполнительного органа очистного комбайна и определение рациональных конструктивных параметров узкозахватной выемочной машины.

Для более углубленного изучения технико-экономических свойств выемочных машин, работающих по принципу резанья, нами был спроектирован и построен стенд исследований (рис 1).

Для разработки действующего стенда рабочего оборудования очистного комбайна необходимо

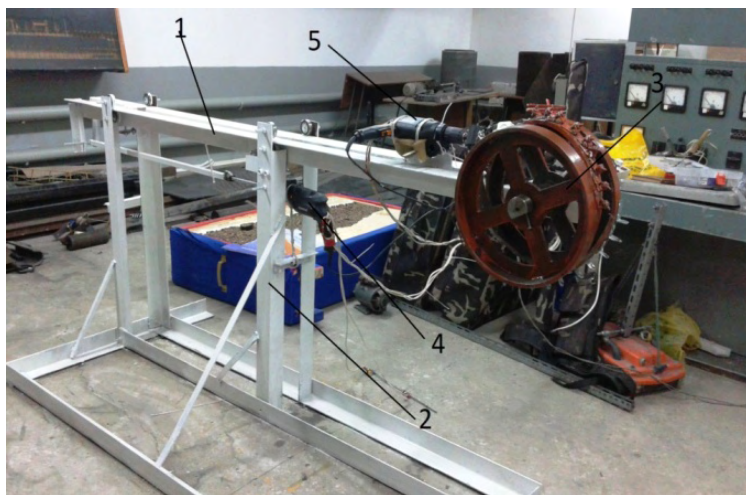


Рис. 1. Стенд исследований: 1-верхняя подвижная тележка, 2- опорная рама, 3-макет рабочего оборудования узкозахватного очистного комбайна, 4-привод подачи, 5-привод резания

изготовить макет шнека с соблюдением точности основных конструктивных параметров, способных повлиять на результаты опытных испытаний. К подобным параметрам относятся основные габаритные размеры, присоединительные размеры, все угловые параметры грунторазрушающих элементов, геометрия зубьев.

Для сохранения точности при построении макета использовался заводской сборочный чертеж схемы набора инструмента очистного комбайна К750Ю. Резцы, которыми оснащен шнек, изготавливались также по заводским чертежам. Для удобства исследования макет изготовлен в масштабе 1/5.

Также, для проведения испытания модели шнека необходимо смоделировать горную массу, физические свойства которой будут повторять угольный массив. По результатам исследований данным требованиям отвечает смесь строительного гипса с мелкофракционным углем.

Суть эксперимента состоит в снятии характеристик со стенда путем замеров токов и напряжений. При внедрении шнека в грунт необходимо обеспечить постоянную подачу, за которую отвечает

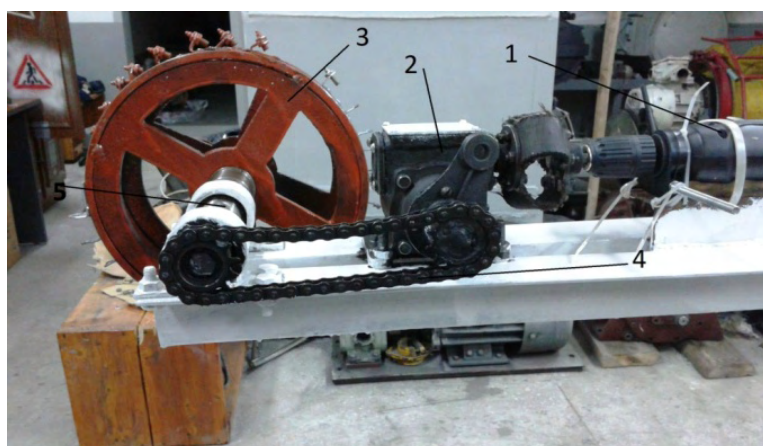


Рис. 2. Механизм резания. 1-электродрель, 2-редуктор, 3-шнек, 4-приводная цепь, 5-приводной вал

управляемый электропривод постоянного тока в совокупности с винтовой шпилькой (см. рис. 1). Зная шаг резьбы и чистоту вращения ротора электродвигателя, мы определим скорость подачи рабочего органа на забой. Для полной картины необходимо знать и удерживать постоянной чистоту вращения шнека. Замеры частоты вращения производятся при помощи счетчика оборотов, а возможность удерживать её постоянной обеспечивает электродвигатель постоянного тока работающий в совокупности с червячным редуктором (рис 2).

В целях получения точных результатов проведения эксперимента, опыт фиксируется видеосъемкой, которая способствует дальнейшему снятию получаемых значений требуемых параметров с точным соотношением величин времени, а также характеристик, снимаемых с электропривода.

Результатом подобного считывания требуемых параметров и использования специальных программ по работе с видео является получение характерных покадровых данных внедрения модели в грунт, как показано на рис. 3.

Покадровая съемка позволяет с высокой точностью фиксировать параметры электропривода, и оценивать характер взаимодействия исполнительного органа с грунтом.



Рис. 3. Внедрение исполнительного органа

В результате проведения серии экспериментов, были получены значения требуемых параметров токов и напряжений. Затраченные мощности во времени пробного эксперимента показаны на сводном графике: рис. 4.

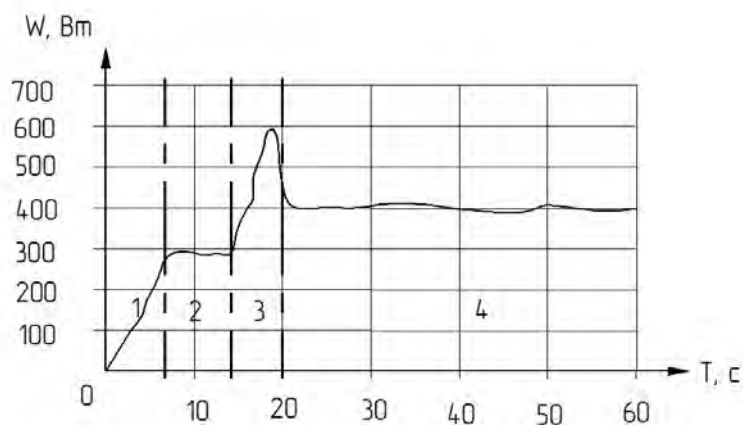


Рис. 4. График возникающих затрат мощностей на электроприводе с течением времени эксперимента. 1- разгон исполнительного органа, 2-холостой ход, 3-внедрение в забой, 4-резание

Значения мощности W вычислялись в данном случае по формуле

$$W=I \cdot U \cdot \cos\varphi, \quad (1)$$

где I – значение силы тока, затраченной приводом на холостой ход, внедрение и резание массива; U – значение напряжения; $\cos\varphi=0,85$ – величина, характеризующая особенности электрической составляющей, согласно ГОСТ 13109–97.

Снятые токи и напряжения с приводов установки помогают количественно оценить мощности, затраченные на внедрение и подачу исполнительного органа. Что в дальнейшем дает перспективу для практического сравнения различных схем набора инструмента на шнековом исполнительном органе.

Таким образом, разработанный и действующий стенд позволяет произвести испытания макетов различных конструктивных исполнений шнеков с возможностью дальнейшей оценки их технико-экономических показателей.

Литература

1. Борисов Б.М., Пальянова Н.В. Экгардт В.И. Математическое моделирование и расчет систем управления технологическими объектами. Учебное пособие. СПб: СПГИ (ТУ), 1996. - 46 с.
2. Пудов Е. Ю. Определение рациональных параметров грунторазрушающих элементов ковшей гидравлических экскаваторов, диссертация кандидата технических наук. Кузбасский Государственный Технический Университет, Кемерово 2012.
3. Фролов А.Г. и др. Исследование новых систем и средств механизации узкозахватной выемки полезных ископаемых. Учебное пособие. М.: Москва Наука. 1970. — 90с.

Д.Н. ЦУБА, М.С. ГОРНОСТАЙ

Белорусский национальный технический университет

ОЦЕНКА ЭНЕРГОЗАТРАТ ПРИ ВРАЩАТЕЛЬНОМ БУРЕНИИ ШПУРОВ В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Удельные затраты мощности при разрушении массива горной породы являются одним из основных показателей качества исполнительных органов добывающих машин горного производства. На снижение величины этого показателя направлены усилия всех производителей горнодобывающего оборудования. Эта задача решается различными путями, начиная со способов разрушения массива породы и заканчивая выбором их оптимальных параметров с точки зрения энергоёмкости. При механическом разрушении массива энергоёмкость зависит от большого числа факторов, в перечень которых входят группа прочностных показателей породы, свойства и геометрия элементов инструмента разрушения, характер их взаимодействия с породой и т. п.



Рис. 1. Общий вид экспериментальной установки

Основными способами механического разрушения являются резание и удар, а также их комбинации. При резании породы резцами, как показывает практический опыт и результаты многочисленных исследований для большинства горных пород, на величину сил взаимодействия между резцами и породой наибольшее влияние оказывают размеры кусков, образующихся при этом горной массы. Эти размеры можно оценить различными способами, например, средней толщиной снимаемой резцами слоя породы (глубина резания, толщина стружки). Этот параметр является удобным как для расчетов (в большинстве случаев легко рассчитывается), так и для проведения экспериментов (можно достаточно просто задать и измерить в процессе эксперимента). В связи с изложенным и техническими возможностями нами спроектирована и изготовлена экспериментальная установка (рис.1) для исследования кинематических и силовых параметров процесса разрушения горных пород методом резания.

Установка создана на базе сверлильного станка и включает сам станок, позволяющий создавать несколько режимов движения режущего инструмента за счет изменения его скоростей подачи и вращения, специальное сверло для бурения шпуров в массиве калийных руд,

и измерительную систему. Датчики частоты вращения и подачи сверла смонтированы на корпусе и шпинделе станка. Для фрезерования породы сверло оснащено стандартной двухперой коронкой, используемой в буровых станках для сверления шпуров в пластах калийной соли. На стол станка устанавливаются слесарные тиски, датчик УДМ с закрепленной на нем площадкой для позиционирования образца горной породы.

В качестве испытываемых образцов используются монолитные кубики размером 100-120 мм, вырезанные из блоков горной породы, доставленных из рудников в лабораторию института горного дела (г. Солигорск) для проведения испытаний на прочность.

Измерительная система позволяет измерить четыре величины, характеризующие процесс разрушения массива породы сверлением: крутящий момент, силу подачи сверла на забой, угловую скорость вращения сверла и скорость его подачи, с регистрацией этих величин в памяти ПЭВМ и обработкой в программной среде *Powergraph*. Схема измерительной системы приведена на рисунке 2.

Предварительная серия экспериментов подтвердила надежность работы установки, позволила определить характер и уровни нагрузочных режимов при сверлении горной породы, включающей различные пропласты по содержимым минералам.

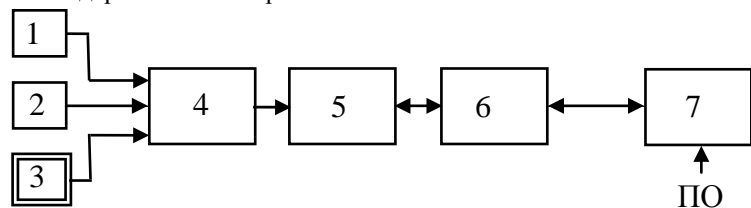


Рис. 2. Принципиальная схема измерительной системы:

1 – датчик угловой скорости (индуктивный); 2 – датчик перемещения (потенциометрический); 3 – УДМ; 4 – блок коммутации; 5 – тензоусилитель; 6 – адаптер *USB*; 7 – персональный компьютер; ПО – программное обеспечение *Powergraph*.

Результаты экспериментов в реальном режиме времени отображаются на мониторе компьютера в следующем виде (рис.3).

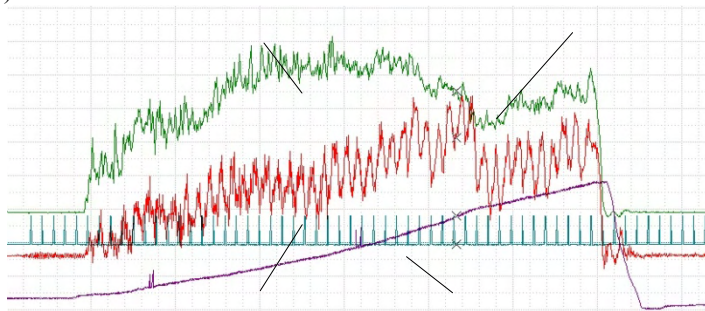


Рис. 3. Фрагмент отображения на ПЭВМ показаний частоты вращения 1 и подачи 2 сверла, а также осевой силы 3 и крутящего момента 4

В основной части работы выполнены эксперименты по сверлению образцов с преобладающим содержанием двух минералов: сильвинита и галита. В результате обработки данных получены зависимости удельных затрат энергии на фрезерование породы от интенсивности подачи сверла на забой, т.е. скорости подачи на один оборот сверла. В результате, можно сделать вывод, что малые скорости подачи 0.1 мм/об сопровождаются значительными удельными затратами энергии. При увеличении подачи в 6-8 раз удельные затраты стабилизируются на уровне $10 \cdot 10^4$ кВт·мм/м³. Этот фактор следует учитывать в выборе мощности приводного двигателя и режима работы податчика при конструировании бурильных установок.

В работе также выполнен ситовой анализ фракционного состава руды, получаемой в процессе бурения на различных режимах. Его результаты показали, что на данных режимах фрезерования преобладающей фракцией является частицы размером 0,3-0,6 мм.

В.В. МАРТИНОВИЧ

Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМЫ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ РУДНИКА, МОНИТОРИНГ ОБОРУДОВАНИЯ И ОРГАНИЗАЦИОННЫЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО ПРОВЕДЕНИЮ ПЛАНОВО-ПРЕДУПРЕДИТЕЛЬНЫХ РЕМОНТОВ

Современное горнодобывающее оборудование, применяемое при подземной разработке пластовых месторождений калийных солей, представляет собой проходческие и очистные комплексы, а также систему конвейерного транспорта и шахтные подъемные установки. Помимо этого для обеспечения безопасного ведения подземных горных работ на рудниках используется различные машины, механизмы и установки. Приводы исполнительных органов технологических машин и оборудования в подавляющем большинстве электромеханические, или электрогидромеханические. Проведение фрезерования массива разрабатываемого пласта, транспортирование руды из забоя к околоствольному двору сопровождаются значительными затратами энергии в приводах исполнительных органов. Например, нормативные показатели расходования электроэнергии на условную тонну добытой руды по рудникам ОАО «Беларуськалий» составляют около 15 кВт/т. От правильной организации труда персонала и квалификации каждого из работников в значительной степени зависит бесперебойное функционирование системы электроснабжения рудника, что в конечном итоге влияет на технико-экономические показатели.

Цель работы - совершенствование системы электроснабжения рудника, мониторинг оборудования и организационные мероприятия по проведению ППР.

В работе решены следующие задачи: - исследована организация труда подземного ремонтно-монтажного участка по энергетическому оборудованию рудника; - проанализированы факторы, влияющие на стабильность работы системы электроснабжения рудника; - проведен мониторинг поломок и простоев оборудования; - разработаны рекомендации по улучшению организации труда и проведению ППР электрооборудования рудника.

Подземный ремонтно-монтажный участок по энергетическому оборудованию рудника Четвертого рудоуправления ОАО "Беларуськалий" является структурным подразделением рудника, обеспечивает оперативное обслуживание; планово-предупредительный ремонт и наладку электроустановок, пусковой и защитной аппаратуры горных участков; средств электрического управления и регулирования гидромеханизированных и проходческих комплексов; громкоговорящую связь в забое; высоковольтного электрооборудования; высоковольтных внутрирудничных сетей и сети заземления на руднике; ремонт и испытание гибкого кабеля.

Работа служб на участке построена в соответствии с законодательством Республики Беларусь; постановлениями, распоряжениями и приказами вышестоящих органов. При разработке мероприятий по управлению, обслуживанию участком, по монтажу, ремонту и эксплуатации энергетического оборудования, коммуникаций строго выполняются межотраслевые, отраслевые и местные нормативные и методические материалы, касающиеся деятельности участка; перспективы технического развития общества, рудоуправления, рудника.

На участок возложены следующие основные функции:

- организация и обеспечение безопасных условий труда подчиненных работников;
- организация планирования, своевременного и качественного выполнения ППР электрооборудования горных участков, пусковой и защитной аппаратуры;
- централизованное оперативное обслуживание электрооборудования подземных горных участков, пусковой и защитной аппаратуры, высоковольтного электрооборудования, высоковольтных внутрирудничных сетей и сети заземления на руднике;
- плановые профилактические ремонты высоковольтного оборудования центральных подземных подстанций, участковых распределительных пунктов, передвижных шахтных подстанций, высоковольтных внутрирудничных электрических сетей и сети заземления на руднике;
- предпусковые и периодические испытания высоковольтных кабелей, оборудования, трансформаторного масла, заземляющих устройств, максимальных токовых защит и проверки времени срабатывания аппаратуры от действия реле утечки согласно графикам;
- централизованный ремонт силами участка блоков защиты и управления, реле утечки, ремонта и эксплуатации заземляющей сети, ремонта и испытания гибкого кабеля;
- своевременная сдача в ведомственную и государственную поверку контрольно-измерительных приборов и средств автоматизации участка.

При выполнении своих функций Участок осуществляет взаимоотношения с соответствующими подразделениями рудника, получая от них и представляя им соответствующие плановые, учетные, отчетные, справочно-информационные и другие документы.

Начальник участка представляет в бюро нормирования рудника документы для начисления заработной платы, премий, доплат согласно действующему положению; исходные данные для расчета нормативов численности, нормированных заданий, норм времени и расценок, обслуживания, других нормативных материалов по труду; предложения по совершенствованию организации труда и заработной платы; материалы по аттестации рабочих мест; заключения для решения трудовых споров. В службу главного энергетика рудника – отчетную документацию, информацию об объеме выполненных участком работ; протоколы испытаний электрооборудования, другие справочно-информационные материалы по ремонту и обслуживанию энергетического оборудования; заявки на обеспечение участка запасными частями, материалами и оборудованием. Во все подразделения рудника – согласованные графики проведения работ по ремонту, наладке, испытанию и техническому обслуживанию энергетического оборудования. В службу охраны труда и ТБ рудника – информацию о выполнении предписаний, приказов, нормативных документов, отчетов о проделанной работе участком по выполнению требований Системы управления охраной труда и промышленной безопасностью ОАО "Беларуськалий".

Начальник участка с подчиненными работниками обеспечивают бесперебойное и безопасное снабжение подземных подразделений рудника электроэнергией напряжением 6 кВ и оперативное обслуживание электрооборудования горных участков. Своевременно проводят необходимые испытания эксплуатируемого электрооборудования подразделений рудника в соответствии с действующими требованиями; организуют надежное заземление электрооборудования и своевременную проверку его состояния, правильную эксплуатацию и ремонт закрепленного электросварочного оборудования и электрооборудования, грузоподъемных механизмов. Внедряют новую технику, способствующую более надежной, экономичной и безопасной работе электрооборудования рудника, а также повышению эффективности производства и производительности труда. Начальник участка составляет и представляет на утверждение главному инженеру рудника график планово-предупредительных ремонтов энергетического оборудования; согласовывает с руководителями соответствующих подразделений рудника вопросы вывода горного электрооборудования в ремонт; в установленном порядке обеспечивает сдачу электрооборудования в ремонт и прием из ремонта; проводит работу по подбору кадров участка, их рациональной расстановке и целесообразному использованию; принимает участие в рационализаторской работе, разработке новых электрических схем и проектов; обеспечивает разработку новых и пересмотр действующих положений об участке, должностных инструкций руководителей и специалистов участка, рабочих инструкций, инструкций по охране труда.

Факторы, влияющие на стабильную работу системы электроснабжения рудника:

1. Организационные: - проведение противоаварийных тренировок с персоналом участка;
- ведение табельного учета персонала участка, контроль за своевременным началом и окончанием работы, за правильным использованием рабочего времени в течение всего рабочего дня, за соблюдением трудовой дисциплины, других требований правил внутреннего трудового распорядка. Выдача сменных заданий на производство работ (в первую очередь выдавать его на устранение нарушений правил и норм по охране труда и промышленной безопасности);

- учет эксплуатируемого и резервного электрооборудования, инструмента, защитных средств и противопожарного инвентаря на участке, а также постоянный контроль за состоянием электрооборудования и электроустановок путем периодического личного осмотра, своевременное принятие мер по устранению выявленных нарушений;

- наличие оснастки для проведения ремонтных работ, защитных средств (плакаты, переносные заземления, указатели напряжения, инструмент с изолирующими рукоятками, электроизолирующие перчатки и др.), правильное их хранение и своевременное испытание, а также контроль их правильного применения;

- внедрение научной организации труда, новых прогрессивных методов ремонта и эксплуатации электрооборудования, электроустановок, совершенствуется нормирование материальных и трудовых затрат, формы и методы организации и оплаты труда;

- своевременное представление в установленном порядке заявок на необходимые для эксплуатационных и ремонтных нужд запасные части, оборудование, инструменты;

2. Технологические: - неравномерная загрузка рудой магистрального конвейера;

- динамические нагрузки на рабочих органах проходческих и очистных комбайнов;

- циклическая работа добычных комплексов (комбайнов, самоходных вагонов);

3. Технические: - значительная запыленность в рабочих зонах электрооборудования;

- внедрение в производство передового опыта по ремонтно-монтажным работам энергетического оборудования, электронных средств автоматизации и контроля;

- комплектование системы электроснабжения в соответствии с эксплуатационной документацией предприятия-изготовителя;

- частый перемонтаж электрооборудования за продвижением очистного комплекса;

4. Человеческий: - производственная дисциплина;

- морально-психологическое состояние работника;

- анализ показаний контрольных приборов и средств автоматизации;

5. Прочие: - запрещается эксплуатация электроустановок и другого оборудования, не прошедших испытания, а также находящихся в угрожающем аварией, жизни персонала состоянии, эксплуатируемых с нарушением установленных требований;

- запрещается ввод в эксплуатацию вновь смонтированных средств автоматизации при нарушении требований проектной и другой соответствующей документации.

- обеспечение пожарной безопасности и противопожарного режима в помещениях и в подземных выработках, закрепленных за подземным ремонтно-монтажным участком, а также исправную эксплуатацию технических средств противопожарной защиты и первичных средств пожаротушения, вентиляционных систем, электроустановок, заземляющих устройств, средств связи и оповещения; принимаются меры для немедленного устранения неисправностей.

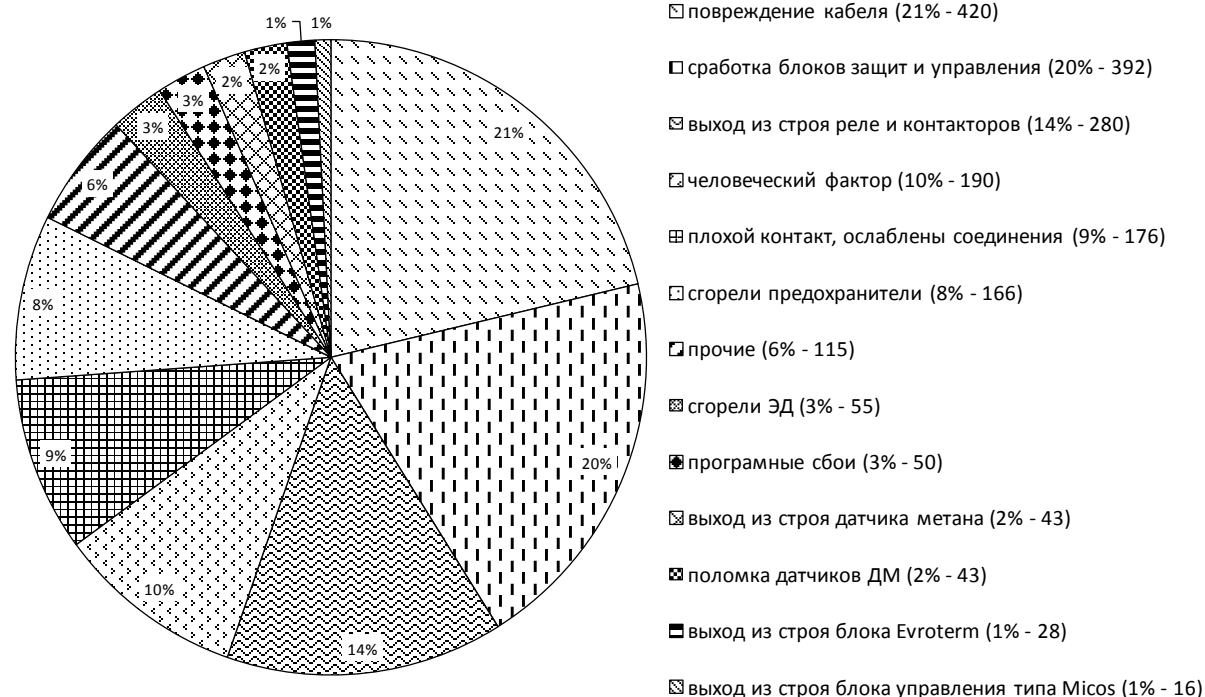


Рис. 1. Диаграмма простоев гидромеханизированных и проходческих комплексов на 4РУ за 2014 год (1974 смены) по причинам отказов в системе энергоснабжения рудника

Анализ отказов и сбоев электрооборудования в руднике показал, что наиболее частыми являются (см. диаграмму простоев): - повреждение кабеля; - отключение блоков защит и управления; - выход из строя

реле и контакторов; - человеческий и организационный фактор; - выход из строя электродвигателей, датчиков и т.д.

Анализ выше перечисленных требований и проводимых мероприятий на руднике 4РУ позволил выйти со следующими предложениями: - реорганизовать бригады по отдельному обслуживанию электроустановок и оборудования с напряжением в сети до 1140 В и высоковольтного электрооборудования; - улучшить качество электроэнергии, а вследствие повышение надежности работы электроустановок за счет внедрения конденсаторных установок на очистных комплексах и центральных понизительных подстанциях; - уменьшить потери электроэнергии за счет повышения напряжения с 660 В до 1140 В на проходческих комплексах; - повысить энергоэффективность на магистральных ленточных конвейерах за счет внедрения частотных приводов, что дает возможность регулировать их скорость в зависимости от загрузки; - закупка кабелей для самоходных вагонов и очистных комплексов с более качественной изоляцией и большей износостойкостью; - снабжение запасными частями и расходными материалами; - более качественная практическая подготовка специалистов электромехаников.

Научный руководитель Г.А. Басалай

В.А. ОМЕЛЯНЮК, И.В. ЗАХАРОВА, С.П. ШЕВЧУК, С.В. ЗАЙЧЕНКО

Национальный технический университет Украины "Киевский политехнический институт"

МЕХАНИКА КОНТАКТНОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРОЦЕССА ВИБРОРАЗРУШЕНИЯ ГОРНОЙ ПОРОДЫ ПЛОСКИМИ РЕЗЦАМИ ШНЕКОВОГО БУРА

Бурение разведочных скважин на все виды полезных ископаемых и получение скважин под сваи фундаментов является специфическим видом капитального строительства сложных технических объектов, сооружаемых в уникальных горно-геологических и географо-климатических условиях, характеризуется достаточно большими материальными затратами по всему циклу их сооружения. Вместе с тем оно является одним из самых востребованных способов геологического исследования недр Земли, поисков и разведки залежей фактически всех полезных ископаемых и основным способом возведения наземных высотных сооружений. Объемы буровых работ в мире постоянно растут и требуют новых технико-технологических и инструментальных решений для снижения затрат на их проведение [1, 2].

Среди разнообразия инструмента для производства буровых работ, отдельную группу представляют шнековые буры с плоскими зубьями позволяющие проводить разработку горных пород до 5 категории с возможностью получения скважин до 1,5 м. Одним из способов интенсификации многих технологических производственных процессов позволяющий одновременно снизить энергетические затраты является применение вибрации. Исследования действия вибрации при бурении горных пород можно разделить на две группы: первая – рассматривает динамику поведения буровой колонны; вторая – рассматривает процесс взаимодействия рабочих органов с горной породой. Среди работ второй группы, представляют большой интерес с точки зрения раскрытия механизма вибрационного резания горных пород, исследования в области разрушения горной породы долотом с резцами PDC [3, 4, 5]. Однако применение данных результатов с точки зрения выборов основных параметров вибрации (частоты и амплитуды) и определения сил резания затруднено из-за отсутствия в расчетных моделях учета особенностей механики контактного взаимодействия отделяемого элемента горной породы с рабочим органом и массивом.

Для определения основных параметров передаваемой на рабочий орган вибрации и определения сил резания необходимо учесть поведение горного массива при его сложнапряженном нагружении возникающем при действии вибрации, модель поведения и характер распределения контактных давлений между рабочим органом и обрабатываемой средой.

Для теоретического подтверждения эффективности вибрационного воздействия на горный массив сравним результаты при статическом и вибрационном разрушении горной породы плоским резцом (рис. 1, а, б). Рассмотрим равновесие отделяемый от массива элемент горной породы толщиной t и высотой h . При действии резца на породу возникают нормальные p_s и касательные напряжения τ , для взаимосвязи которых возможно использовать закон трения Кулона. Отделение элемента происходит путем его сдвига относительно массива характеризующейся площадкой длиной $h/\sin\psi$ и предельным напряжением на сдвиг τ_s . Предельное напряжение на сдвиг τ_s при разрушении горных пород при использовании модели Кулона-Мора имеет вид [6]:

$$\text{в случае сжатия: } \tau_s = p_s \tan \varphi + c,$$

$$\text{в случае растяжения: } \tau_s = c - |p| \tan \varphi,$$

где p_s - нормальное давление возникающее на площадке сдвига; \tilde{n} - сцепление.

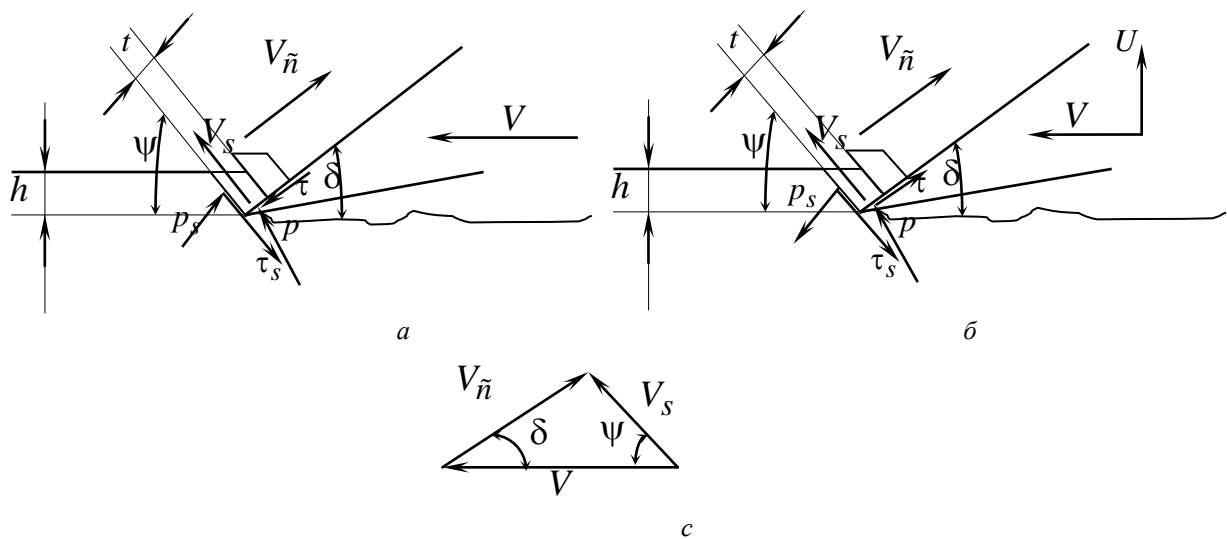


Рис.1. Схемы для вывода соотношений контактных давлений и скоростей при виброрезании

Уравнения равновесия отделяемого элемента в случае статического резания (рис. 1, а):

$$\begin{aligned} \sum X = 0; \quad p_s \frac{h}{\sin \psi} \sin \psi + \tau_s \frac{h}{\sin \psi} \cos \psi - pt \sin \delta - \tau_s \cos \delta &= 0; \\ \sum Y = 0; \quad p_s \frac{h}{\sin \psi} \cos \psi - \tau_s \frac{h}{\sin \psi} \sin \psi + pt \cos \delta - \tau_s \sin \delta &= 0. \end{aligned}$$

Нормальное давление p с учетом равенства углов трения и скола $\psi \approx \varphi$:

$$p = \frac{ch(\operatorname{tg}(2\varphi)\operatorname{tg}(\varphi) + 1)}{\operatorname{tg}(\varphi)t(\sin(\delta) + \mu\cos(\delta)) + \operatorname{tg}(2\varphi)\cos(\delta) - \mu\operatorname{tg}(2\varphi)\sin(\delta)}. \quad (1)$$

Определим параметры вибрационного воздействия при котором отделение элемента происходит с наименьшими усилиями, а следовательно и с меньшими энергетическими затратами. Условием возникновения эффекта виброрезания является изменение направления тангенциальной составляющей τ и полного контактного давления (рис. 1, б). Это возможно при создании виброскорости U касательная составляющая, которой вдоль плоскости контакта горной породы с резцом, больше чем скорость движения стружки относительно резца:

$$V_c < U \hat{a} / \bar{n}. \quad (2)$$

Из треугольника скоростей (рис. 1, в) найдем скорость движения стружки относительно зуба V_c :

$$V_c = V \frac{\sin(\psi)}{\sin(\pi - \delta - \psi)}. \quad (3)$$

Из выражений (2) и (3) условие параметров вибрации для обеспечения режима виброрезания:

$$af \geq V \frac{\sin(\psi)\sin(\delta)}{2\pi\sin(\pi - \delta - \psi)},$$

где a и f - амплитуда и частота вибрации.

Аналогично нормальное давление $p_{\hat{a}}$ при ходе резца вверх:

$$p_{\hat{a}} = \frac{ch(\operatorname{tg}(2\varphi)\operatorname{tg}(\varphi) + 1)}{\operatorname{tg}(\varphi)t(\sin(\delta) - \mu\cos(\delta)) + \operatorname{tg}(2\varphi)\cos(\delta) + \mu\operatorname{tg}(2\varphi)\sin(\delta)}. \quad (4)$$

Используя выражения (1) и (4) возможно установить разницу нормальных давлений при двух способах резания горных пород. Уменьшение давлений на 25 % при ходе резца вверх в целом приведет к уменьшению среднего давления на 12,5 % и как следствие необходимой мощности для реализации процесса резания. Однако следует отметить, что реализация процесса виброобустройства требует дополнительного источника высокочастотной вибрации (магнитостриктора), что приведет к уменьшению эффективности предложенного способа.

Литература

1. Нескоромных В.В. Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ. – Красноярск: СФУ, 2012. – 300 с.
2. Борисов К.И. Научный метод оценки эффективности динамических процессов разрушения горных пород при бурении скважин современными инструментами режущо-скалывающего действия: дис. д-ра техн. наук. – Томск, 2012. – 181 с.
3. Нескоромных В. В. Аналитическое исследование процесса резания-скалывания горной породы долотом с резами PDC / В. В. Нескоромных, К. И. Борисов // Известия Томского политехнического университета. - 2013. - Т. 323, № 1 : Науки о Земле. - С. 191-195.
4. Нейштетер И.А. Кинетическая природа статического и динамического разрушения горных пород // Межвузовский научный тематический сборник «Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые». Вып. 21. – Екатеринбург: Уральская государственная горно-геологическая академия, 1998. – С. 53–67.
5. Баладинский В. Л. Динамическое разрушение грунтов / В. Л. Баладинский. - К. : Изд-во Киев, 1971. - 226 с.
6. Зеленин А. Н. Основы разрушения грунтов механическими способами / А. Н. Зеленин. - 2-е изд., перераб. и доп. - М. : Машиностроение, 1968. - 375 с.

В.С. ПРОНЬКО

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ОПТИМИЗАЦИЯ ПУСКА ЧАСТОТНО-РЕГУЛИРУЕМОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА С ПОМОЩЬЮ ГЕНЕТИЧЕСКОГО АЛГОРИТМА

Статья посвящена разработке алгоритма оптимального пуска частотно-регулируемого электропривода по критерию минимума потерь энергии при удовлетворении требованиям по максимально допустимому току, ускорению приводного механизма и времени пуска.

Использование традиционных методов оптимизации для нахождения аналитического выражения пусковой характеристики затруднено в связи со сложностью математического описания асинхронного двигателя, выпрямителя и автономного инвертора напряжения. Работа посвящена разработке метода получения оптимальных характеристик на основе генетического алгоритма, использующего принцип естественного отбора для последовательного приближения к оптимальному решению с заданной точностью.

Для автоматического поиска оптимальной характеристики пуска разработан расчетный блок в среде MATLAB/Simulink, включающей модель асинхронного двигателя с учетом потери в меди и стали, программу реализации генетического алгоритма на языке C++, блок сопряжения программ различного вида и систему управления поиском.

В результате имитационного моделирования получен оптимальный закон управления в виде таблицы, позволяющей определять требуемую амплитуду модулирующего сигнала ШИМ по текущей частоте. Показано, что применение оптимальных пусковых характеристик позволяет снизить потери энергии за время пуска на 20-30% по сравнению с традиционным линейным законом.

Научный руководитель: д.т.н., профессор О.Б. Шонин

Н.Д. СЕНЧИЛО

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

СИСТЕМА МОНИТОРИНГА ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЙ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА

Для предприятий – потребителей электроэнергии в соответствии с Гражданским кодексом Российской Федерации коммерческий учет электрической энергии и мощности означает определение фактически принятой предприятием электроэнергии и мощности, а также расчет ее стоимости в соответствии с тарифом, утвержденном в Договоре электроснабжения.

Вышедший в 2009 году Федеральный закон (ФЗ) “Об энергосбережении и о повышении энергетической эффективности ...” №261 предписывает многим предприятиям провести энергетическое обследование. Основными целями энергетических обследований является получение объективных данных об объеме используемых энергетических ресурсов, что в свою очередь не возможно без организации на предприятии системы коммерческого учета. Для реализации данных задач необходимо придание системе электроснабжения активно-адаптивных свойств.

Для придания активно-адаптивных свойств системе электроснабжения необходим набор программно-аппаратных средств (ПАС), который будет способствовать повышению эффективности передачи электроэнергии. Под эффективностью понимают:

- децентрализацию функций генерации и управления потоками электроэнергии и информации в энергетической системе;
- снижение затрат на организацию системы передачи электроэнергии;
- оперативное устранение неисправностей;
- возможность передачи электроэнергии и информации в двух направлениях, что является важным условием для концепции распределенной энергетики и использования возобновляемых источников энергии (ВИЭ).

При этом система мониторинга эффективности предприятий минерально-сырьевого комплекса должна обеспечивать:

- получение надежной и достоверной коммерческой информации для автоматизации расчетов за электроэнергию и мощность с потребителями оптового и розничного рынка электроэнергии;
- формирование достоверных данных для производственной и статистической отчетности по полезному отпуску и реализации электроэнергии, анализа режимов электропотребления и потерь;
- повышение эффективности использования энергетических ресурсов

Энергосистема на основе активно-адаптивных сетей объединяет две подсистемы:

- подсистема передачи электроэнергии;
- подсистема обмена информацией.

Таким образом, помимо традиционных линий передачи вводятся информационные связи, объединяющие всех участников рынка электроэнергии.

Основным компонентом активно-адаптивных сетей является АИИСКУЭ.

Научные руководители: д.т.н, профессор Б.Н. Абрамович, к.т.н., доцент Д.А. Устинов

А.В. ШПАРУН, А.С. АФАНАСЬЕВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

АНАЛИЗ МЕТОДОВ ДИАГНОСТИРОВАНИЯ АВТОМОБИЛЬНЫХ ДИЗЕЛЕЙ

В качестве силовых установок наибольшее распространение получил дизельный двигатель, так как имеет ряд преимуществ перед бензиновым аналогом.

Для поддержания дизеля в работоспособном состоянии существует планово-предупредительная система технического обслуживания и ремонта [1].

Существующие методы контроля ТС дизелей позволяют с достаточной достоверностью выявить их фактическое состояние, но требуют больших трудозатрат, использования дорогостоящего диагностического оборудования и могут быть реализованы только в стационарных условиях.

Методы технического диагностирования [1,3], характеризующие физическую сущность определяемых диагностических параметров, можно сгруппировать в виде трёх групп: по выходным параметрам эксплуатационных свойств автомобиля; по параметрам сопутствующих процессов работы автомобиля; по геометрическим (структурным) параметрам [2,3].

Диагностирование по выходным параметрам эксплуатационных свойств базируется, в основном, на имитации скоростных и нагрузочных режимов работы и определении при заданных условиях выходных параметров объекта диагностирования.

Диагностирование по параметрам сопутствующих процессов заключается в оценке ТС по изменению давления в различных полостях, изменению расхода жидкости и газов, изменению интенсивности тепловыделения, колебательных процессов, наличию продуктов износа в масле [1,2,4].

Диагностирование по геометрическим параметрам основывается на объективной оценке параметров в статике.

Диагностирование по параметрам сопутствующих процессов наиболее перспективно, так как оно реализуется без разборки СУ и дорогостоящей, стационарной производственно – технической базы.

Литература

1. Афанасьев А. С.; Михалёв Ю. В. Диагностирование военной техники. – СПб.: ВА МТО, 2013;
2. Воловик О. В.; Крайнов А. Н.; Афанасьев А. С.; Михалев Ю. В. Диагностирование топливной аппаратуры дизелей автотранспортных средств/Монография. – СПб.: ИВЭСЭП, 2011;
3. Глазков В. Ф.; Евтюков С. А. Основы теории надежности, работоспособности и диагностики машин. – СПб.: Петрополис, 2011;
4. Технический регламент от 10.09.2009 N 720 "Об утверждении технического регламента о безопасности колесных транспортных средств".

ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС С ЗАБОЙНЫМИ ЭЛЕКТРОПАРОГЕНЕРАТОРАМИ ДЛЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТРУДНОИЗВЛЕКАЕМЫХ УГЛЕВОДОРОДОВ

В настоящее время неуклонно снижаются запасы традиционных энергетических ресурсов, таких как легкая нефть, газ. Поэтому огромное внимание уделяется поиску новых альтернативных источников энергии как возобновляемых, таких как энергия ветра и солнца, так и невозобновляемых, таких как высоковязкая нефть, газовые гидраты.

Примерные мировые запасы метана в гидрате по различным источникам оцениваются около 3000-7000 трлн.т. Это сравнимо с запасами традиционного газа. Из одного кубического метра газовых гидратов можно получить до 160 м³ природного газа, что представляет собой огромный резерв для человечества. Доказанные мировые запасы тяжелых нефтей составляют около 810 млрд.т, всего в мире открыто около 1680 месторождений. Среднее значение конечной нефтеотдачи при традиционных способах разработки месторождений высоковязкой нефти (ВВН), предполагающих закачку пара с поверхности, составляет 6-15%, и без применения методов повышения нефтеотдачи их добыча является весьма неэффективной.

Общим в технологии разработки месторождений высоковязкой нефти и газогидратных залежей является необходимость теплового воздействия на пласт и непосредственно на залежь, возможность комбинированного теплового и химического воздействия.

Для реализации этих задач разработан электротехнический комплекс на основе забойных электротепловых генераторов, позволяющий использовать в качестве теплоносителя агрессивные среды, такие как горячая соленая вода, растворы поверхностно-активных веществ, позволяющих более эффективно воздействовать на пласт. Основой комплекса является забойный электропарогенератор-рекуператор (ЭПГР), состоящий из двух корпусов – герметичного внутреннего, в котором происходит электродный нагрев токопроводящей жидкости, и внешнего, заполненного требуемым теплоносителем.

Для повышения эффективности тепловой обработки комплекс предполагает реализацию различных режимов тепловой обработки пласта: паротеплового воздействия, импульсно-дозированного воздействия, воздействия горячей водой с добавлением поверхностно-активных веществ. Основу системы управления комплексом составляет программируемое вычислительное и управляющее микропроцессорное устройство (МПСУ), которое собирает, обрабатывает информацию датчиков тока, напряжения, скорости, давления, расхода, релейной защиты и обеспечивает через блок связи БСД двухстороннюю связь с диспетчерским пунктом.

Каждому значению часовой мощности P_z (кВт) при работе скважинного нагревателя должна соответствовать вполне определенная производительность питательного насоса $Q_{\text{воды}}$ (м³/час). Так, в режиме горячей воды ЭПГР должен работать с максимальным током I_{max} и питательный насос должен работать с максимальной производительностью Q_{max} , т.е. этот режим является предельным для устройства.

За счет малой металлоемкости конструкции, экологической безопасности, возможности использования различных типов теплоносителя электротермические технологии являются эффективной технологией разработки месторождений трудноизвлекаемых углеводородов.

Научный руководитель: д.т.н. профессор Э.А. Загривный, к.т.н. асс. В.О. Зырин

А.Р. ЯМИЛОВА

*Отделение Академии технологических наук Российской Федерации
в Республике Башкортостан*

ВЛИЯНИЕ ВИБРАЦИОННОЙ ОБРАБОТКИ С АМПЛИТУДНО- МОДУЛИРОВАННЫМ СИГНАЛОМ НА КАЧЕСТВО МОНТАЖА РЕЗЕРВУАРОВ ИЗ РУЛОННЫХ ЗАГОТОВОК

В современных условиях производства наиболее перспективным методом изготовления вертикальных стальных резервуаров является метод рулонирования, при котором основные операции сборки конструктивных элементов резервуара проводятся на заводе-изготовителе, и их доставляют на монтажную площадку в виде свернутых в рулон сварных полотнищ.

Однако на этапе монтажа конструкции возникают трудности в получении проектной формы стенки в области вертикального монтажного стыка, и недостаточное выправление концевых участков полотнищ перед операцией замыкания кромок в сочетании со сварочными деформациями приводит к такому дефекту, как угловатость сварного шва. За показатель угловатости принимается стрела прогиба f в месте попадания внутрь от проектной образующей резервуара.

Опыт эксплуатации вертикальных стальных резервуаров и экспериментальные исследования, проведенные в Институте электросварки им. Е.О. Патона показали, что угловая деформация в сварных соединениях в условиях малоциклового нагружения приводит к резкому уменьшению работоспособности монтажных стыковых соединений стенки с появлением в них усталостных трещин.

На практике данная проблема частично решается либо конструктивно (сварка «зубчатого» монтажного стыка, вырезка деформированных участков с последующей приваркой специальных вставок, обратный выгиб кромок перед сварочными операциями), либо применением специальных способов сварки, предусмотренными проектом производства работ: сварка короткими участками, определенный порядок наложения швов. При этом в процессе монтажа часто невозможно предугадать, в какой степени сварочные операции повлияют на величину угловатости в вертикальном стыке.

Таким образом, возникает необходимость количественного определения уровня сварочных деформаций в зоне вертикального монтажного стыка резервуаров и разработки эффективных мероприятий по их уменьшению.

В настоящей работе предлагается метод снижения сварочных деформаций с применением вибрационной обработки с амплитудно-модулированным сигналом в процессе сварки.

На основе анализа литературных источников следует отметить, что низкочастотные колебания с амплитудой до 1 мм, прикладываемые в поперечном направлении в вертикальной плоскости, перпендикулярной оси сварного шва, оказывают положительное воздействие на процесс кристаллизации металла шва, измельчают и упорядочивают его структуру. Кроме того, вибрационное колебание сварочной ванны устанавливает тепловое равновесие в кристаллической решетке и снижает количество пор.

В ходе экспериментов сравнивались размеры и форма сварочной ванны в поперечном сечении, полученные при сварке с сопутствующей виброобработкой и без нее. Установлено, что при приложении вибрационных колебаний достигается большая глубина проплавления, при этом ширина сварного шва меньше, чем при сварке в обычных условиях. Такая форма сварного шва более благоприятна с точки зрения остаточных сварочных деформаций. Вышесказанное подтверждается расчетами, проведенными в программной среде Ansys, реализующей метод конечных элементов.

На этапе моделирования в программном комплексе Ansys были построены геометрические модели пластин, соединенных стыковыми швами с разной относительной глубиной провара h/s (отношение высоты шва к толщине пластины) (рисунок 1).

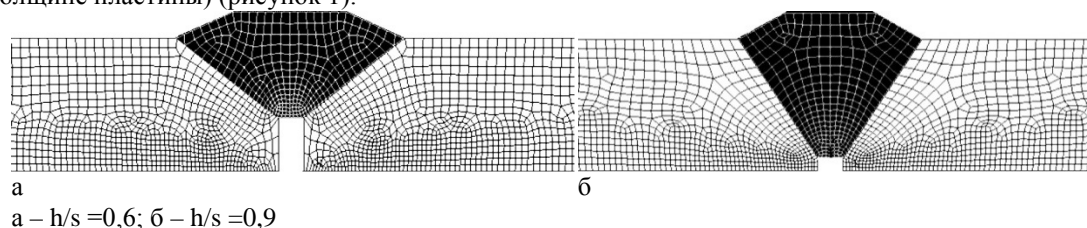
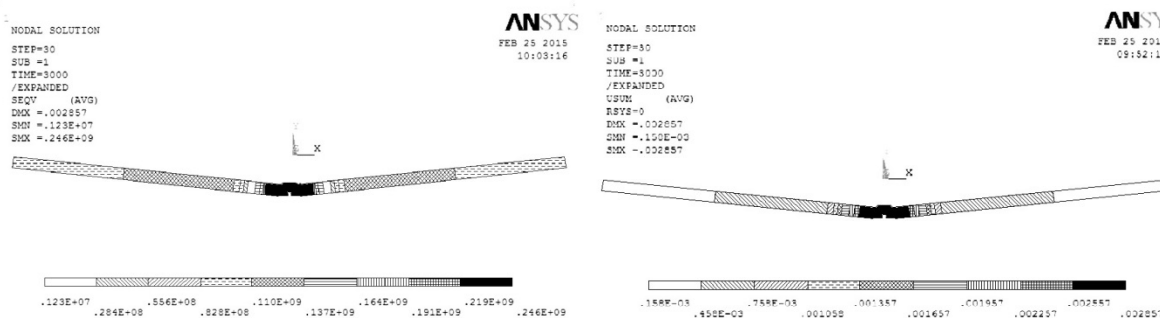


Рис. 1. Форма сварного шва

Задача определения напряженно-деформированного состояния конструкции в Ansys сводится к решению температурной и механической задач с учетом пластических деформаций и ползучести материала конструкции.

При решении температурной задачи был задан процесс остывания модели в зоне монтажного стыка в условиях естественной конвекции. Применялся конечный элемент PLANE77, при этом теплофизические свойства материала конструкции – теплоемкость, теплопроводность, коэффициент теплового расширения – заданы как переменные в зависимости от температуры. В качестве граничных условий приложена конвективная теплоотдача с внешних поверхностей.

На этапе структурной задачи изменен тип элемента на соответствующий конечный элемент с механическими свойствами – PLANE183, заданы упругие и пластические свойства материала. Проведено считывание результатов температурного анализа и приложение температурных полей к структурным элементам в виде нагрузки. В качестве граничных условий приложены ограничения перемещений. В результате решения были получены картины эквивалентных остаточных напряжений и угловых деформаций (рисунок 2).



а
а – эквивалентные напряжения, б - деформации

б

Рис. 2. Напряженно-деформированное состояние образца ($h/s=0,9$)

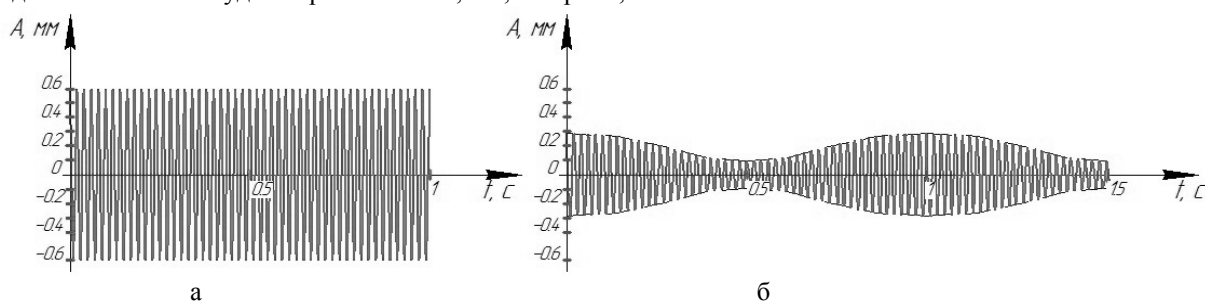
Результаты определения деформаций в виде угловатости моделей сварных конструкций с разной относительной глубиной провара показали, что с увеличением относительной глубины провара значения деформаций уменьшаются.

Далее в ходе исследований велись поиски режимов сопутствующей виброобработки, позволяющих достигать наилучшего эффекта снижения остаточных деформаций. Проводились эксперименты при сварке пластин из стали 09Г2С толщиной 4 мм, рассматривались режимы без вибрации, с виброобработкой на постоянной амплитуде и с виброобработкой на амплитудно-модулированном сигнале (рисунок 3, таблица 1).

Эксперименты проводились на вибростенде ВЭДС-400, амплитудная модуляция осуществлялась за счет изменения виброускорения в пределах $5..25 \text{ м/с}^2$, при этом частота несущего колебания была принята 50 Гц, а частота модулирующего сигнала установилась в 1 Гц. Характер колебательного движения в этом случае может быть описан уравнением

$$A=0,17 \cdot [1+0,566\cos(2\pi \cdot t)] \cdot \cos(100\pi \cdot t),$$

где A – амплитуда виброколебаний, мм; t – время, с.



а – на постоянной амплитуде; б – с амплитудной модуляцией

Рис. 3. Вибрационные колебания

Таблица 1

Режимы обработки образцов							
№	Режим сварки	Частота колебаний, Гц	Амплитуда колебаний, мм	Виброускорение, мм/с^2	Угловатость f , мм		
					№ эксперимента		
					1	2	3
1	Без вибрации	–	–	–	6	7	7
2	С виброобработкой на постоянной амплитуде	50	0,6 – 0,8	5	5	4	4
3	С виброобработкой на амплитудно-модулированном сигнале	- несущая – 50, - модулирующая – 1	0,073 – 0,265	5 - 25	3	3	4

Из сравнительной таблицы видно, что виброобработка на амплитудно-модулированном сигнале сопровождается наименьшими остаточными деформациями.

Таким образом, исследования показали, что при сварке заготовок из стали 09Г2С сопутствующая вибрационная обработка с амплитудно-модулированным сигналом при амплитуде от 0,073 мм до 0,265 мм эффективна с точки зрения снижения остаточных сварочных деформаций в виде угловатости. Полученные результаты могут быть учтены при планировании мероприятий по повышению точности геометрической формы в области монтажного стыка при монтаже вертикальных стальных резервуаров из рулонных заготовок.

Научный руководитель: к.т.н., доцент А.М. Файрушин

РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОЦЕССА УПЛОТНЕНИЯ ПОВЕРХНОСТНЫМ РАБОЧИМ ОРГАНОМ С ПОПЕРЕЧНЫМИ КОЛЕБАНИЯМИ В УСЛОВИЯХ СТРОИТЕЛЬСТВА ТУННЕЛЯ

Возведение тоннелей являются строительными производствами с повышенной трудоемкостью и себестоимостью. Для строительства тоннелей закрытым способом в условиях города с целью уменьшения осадки поверхности используют проходческие щиты, что позволяет строить тоннели с комбинированным креплением больших диаметров. Внешний слой крепления образуется путем первичного и вторичного нагнетания без уплотнения цементно-песчаной смеси с трубное пространство, что требует значительных затрат ручного труда и перерасхода вяжущих компонентов для предоставления смеси необходимых технологических параметров. Одним из путей интенсификации и механизации процесса возведения внешнего слоя крепления тоннеля является применение вибрационной поверхностной технологии уплотнения.

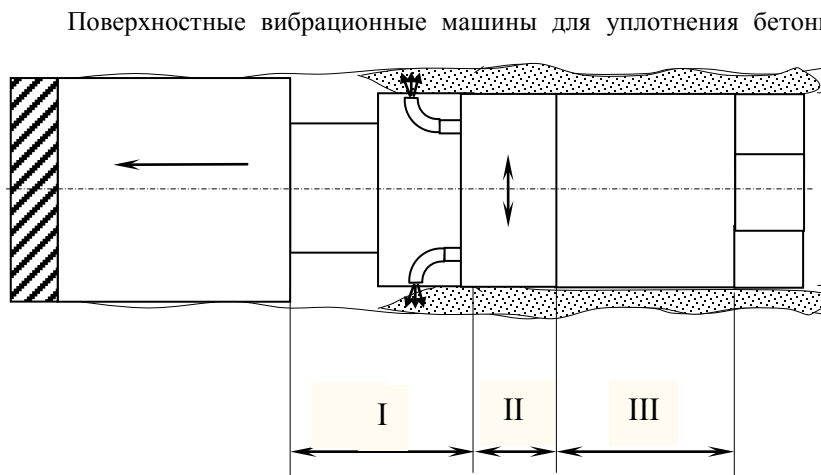


Рис. 1. Схема роторного проходческого щита с поверхностно скользящей вибрационной рабочей органом

Поверхностные вибрационные машины для уплотнения бетонных смесей отличаются тем, что рабочий орган в виде жесткой плиты, которая колеблется, действует на поверхность изделия или элемента конструкции. Такие машины широко используются для подготовки бетонных и грунтовых оснований, фундаментов сооружений, при строительстве цементно-бетонных и асфальтобетонных покрытий дорог, при строительстве армобетонных конструкций, в строительстве ирригационных и гидромелиоративных

сооружений [1, 2]. Несмотря на широкое применение поверхностного непрерывного формирования, его использование в горном строительстве ограничено отдельными случаями возведения монолитного крепления тоннелей с помощью переставной опалубки. Причиной ограниченного применения поверхностного формирования является сложности связанные с удержанием тиксотропно-преобразованной бетонной смеси.

При возведении тоннелей проходческими щитами возможно вибрационное уплотнение приконтурного слоя комбинированного крепления поверхностным скользящим вибрационным рабочим органом, что позволяет использовать бетонные смеси с высокими технико-экономическими показателями и повышать эксплуатационные показатели подземного сооружения. Схема работы роторного проходческого щита с поверхностным скользящим вибрационным рабочим органом представлена на рис. 1. Секция проходческого щита с поверхностным скользящим вибрационным рабочим органом разделена три части: I - зона подачи бетонной смеси; II - зона вибрационного поверхностного уплотнения монолитного слоя крепления; III - зона сведения сборного крепления. Отличительной особенностью является наличие гибкого криволинейного (кругового) вибрационного рабочего органа осуществляющего поперечные колебания.

Для создания вибрационных бетоноформирующих машин необходимо создание методики расчета, которая позволяет учесть геометрические и механические параметры сред и рабочих органов. Существующие методы расчета процессов вибрационного уплотнения основанные на рассмотрении поведения элемента бетонной смеси в виде упругого стержня при одноосном сжатии, на который действует абсолютно жесткий плоский рабочий орган. Использование этого подхода ограничено условиями проведения работ по возведению тоннеля вибрационным методом, особенностью которого является криволинейность и гибкость рабочих органов. Кроме того, моделирование среды в элементе бетонной смеси в виде упругого стержня при одноосном сжатии не соответствует вязко-пластической поведению среды при его уплотнении в условиях горной выработки. Для моделирования поведения рабочих органов при взаимодействии с тиксотропно-превращенной бетонной смесью возможно использование принципов гидродинамики [3]. Особенностью моделирования движения тел при использовании вышеупомянутых

принципов является учет среды в виде присоединенной массы. Таким образом, процесс уплотнения гибким криволинейным вибрационным рабочим органом, осуществляющим поперечные колебания, справедливо представить в виде колебания дуги с начальным радиусом R с присоединенной массой при действии нагрузки, подчиняется гармоническому закону $P = P_0 \cos(\theta t)$. Расчетная схема определения основных параметров процесса криволинейным вибрационным рабочим органом представлена на рис. 2.

При исследовании движения рабочего органа используем статический метод исследования динамики стержней строительной механики. При этом систему с распределенными параметрами представим как систему с сосредоточенными равными массами: $m_1 = m_2 = m_3 = m_4 = m_5 = (m_\delta + m_\alpha) / 5$,

где m_p - масса рабочего органа; m_α - присоединенная масса бетона.

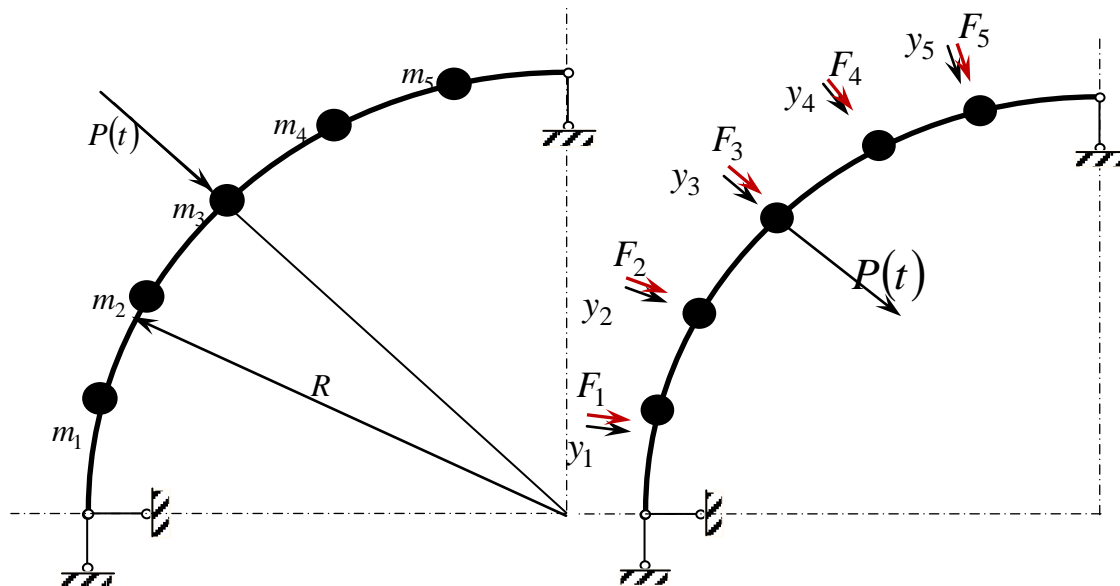


Рис. 2. Расчетная схема исследования динамики криволинейного рабочего органа

Представленная система десять динамических степеней свободы из расчета по две на каждую сосредоточенную массу. Сделаем предположение об относительно небольших перемещениях сосредоточенных масс вдоль оси рабочего органа по сравнению с поперечными перемещениями, что позволит вдвое сократить количество степеней свободы. Используем условие равновесия Даламбера, добавляя к системе силы инерции:

$$F_i = -m_i \ddot{y}_i = -m \ddot{y}_i / 8.$$

На основании принципа независимости действия сил представим полные перемещения масс как сумму перемещений от действия каждой силы (рис. 2):

$$y_i = \delta_{i1} F_1 + \delta_{i2} F_2 + \delta_{i3} F_3 + \delta_{i4} F_4 + \delta_{i5} F_5 + \delta_{iP} P(t) \quad (1)$$

где δ_{ik} - перемещение k по направлению от действия i и силы P (рис. 2)

Из системы уравнений можно найти формы колебаний и частоты свободных колебаний рабочих органов. Для рабочего органа радиусом $R = 3\hat{i}$, общей массой $m_\delta + m_\alpha = 90\hat{e}\hat{a}$ и с жесткостью $EI = 2.352 \times 10^5 \hat{i}$ частота свободных колебаний и формы колебаний:

$$\omega = 1.2 \times 10^3 ; 896.7 ; 505 ; 217 ; 43 , \begin{pmatrix} 0.5 \\ 0.866 \\ 1 \\ 0.866 \\ 0.5 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} 1 \\ 1 \\ 0 \\ -1 \\ -1 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} 1 \\ 0 \\ -1 \\ 0 \\ 1 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} 1 \\ -1 \\ 1 \\ -1 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} 1 \\ -1.707 \\ 1.924 \\ -1.626 \\ 0.924 \end{pmatrix}$$

Определение значений матриц форм и частот колебаний является основой для расчета перемещений от действия силы $P(t)$. Подробный алгоритм расчета колебаний стержневых систем приведен в работе [4]. Особенность приведенной методики позволяет учесть потери энергии, расходуемой на уплотнение бетона в виде коэффициента гистерезисных потерь. Установив амплитуду перемещения сосредоточенной массы 3, в которой приложена сила возможно найти мощность процесса уплотнения [1]:

$$N = \frac{1}{2} P_0 x_3 \theta,$$

где P_0 и θ - амплитуда и угловая скорость силы; x_3 - амплитуда колебаний точки приложения силы.

Для рассматриваемой системы при воздействии нагрузки, подчиняется гармоническому закону, при $P_0 = 1000 \text{ Н}$ с угловой скоростью $314 \tilde{\text{н}}^{-1}$ амплитуда колебаний точки приложения вибрационной обобщенной силы $x_3 = 1.3 \times 10^{-3} \text{ м}$, составит 204 Вт. Реальное значение мощности привода необходимо корректировать с учетом особенностей привода и конструкции вибратора.

Присоединенная масса бетонной смеси зависит, как от ее физико-механических параметров, так от геометрии и частоты колебания рабочего органа и может определяться по теории свободных колебаний стержней в жидкости [5].

Созданная методика расчета основных силовых и энергетических параметров вибрационной поверхностной бетоноформирующей секции уплотнения приконтурного слоя крепления тоннеля позволяет учесть геометрические и механические параметры рабочих органов при создании машин подобного класса.

Литература

1. Чубук Ю. Ф. Вибрационные машины для уплотнения бетонных смесей / Ю. Ф. Чубук, И. И. Назаренко, В. Н. Гранець. - Киев: Высшая школа, 1985. - 167 с.
2. Назаренко И. И. Машины для уплотнения строительных материалов - К.: КНУСА, 1999. - 488 с.
3. Ландау Л. Д. Теоретическая физика: учеб. пособие для физ. спец.: в 10 т. / Л. Д. Ландау, Е. М. Лифшиц; - М.: Физматлит, 2001 - Т. 6: Гидродинамика / Л. Д. Ландау, Е. М. Лифшиц. - Изд-во. 4-е, - 2001. - 736 с.
4. Баженов В. А. Строительная механика. / В. А. Баженов, Н. М. Иванченко// - К.: Каравелла, 2000. - 343 с.
5. Палюнас В.А. Свободные колебания стержней в жидкости / В. А. Палюнас, А. Ю. Палюнене. – Вильнюс, 1978. - 127 с.

CHARACTERIZATION OF GAS ATOMIZED FE-CR-MN-NI STEEL POWDERS

Abstract

The aim of the current work is to determine the cooling rate during gas atomization by using final dendritic structure of particles of atomized steels – determination of secondary dendrite arm spacing *SDAS*. Within the current work stainless TRIP steels (16%Cr, 9%Ni) with a variation in sulfurous, phosphorous, manganese were investigated. After the subsequent sieving (>200 μm , 200-100 μm , 100-63 μm , 63-45 μm , 45-25 μm , <25 μm) particle fractions were embedded in metallography, polished and investigated on an optical light microscope for characterizing *SDAS* and the shape factor of particles. The correlation of *SDAS* as a function particles diameter will be finally presented.

Introduction

TRIP/TWIP-steels possess a number of necessary properties, such as high strength, pronounced work hardening and high ductility (examples for these materials are highly alloyed Cr-Mn-Ni steel) [1]. Depending on chemical composition and temperature a large variety of these metastable steels can show different deformation mechanisms and composition such as: a fully austenitic microstructure [2] or the multiphase microstructure containing ferrite, and retained austenite [3]. The purpose to improve properties of pure matrix material, e.g. increase of yield strength, strain hardening and elastic properties is today's industrial important aim for further efficient development of Composites with a metal matrix. The composite materials made through powder metallurgy have to meet the highest requirements and properties of a finished product [6, 7, and 8]. A promising Composite - Metal Matrix Composites (MMCs), consist as matrix metastable austenitic steel with (TRIP) effect, which reinforcements made of partially stabilized zirconia ZrO_2 (PSZ) - the ceramic part. The CRC 799 "TRIP-Matrix-Composite" is an important project at the Freiberg University of Mining and Technology, which is intended for design of new composite materials which were manufactured using wrought steels and a sintering route and consist of TRIP/TWIP steel and ZrO_2 ceramic powders [9, 10].

For production of steel powder a Vacuum Inert Gas Atomization apparatus was installed at the Institute of Iron and Steel Technology, Freiberg. The atomization, combined with melting under inert gas atmosphere, satisfies specific quality criteria:

- a) Spherical shape of particles
- b) High cleanliness manufacturing
- c) Rapid solidification
- d) Homogeneous microstructure.

The principle in metal spraying is according close-coupled gas atomization, which is an important technique device for the production of the powders possessing certain properties; i.e. fine and spherical. One of the advantages of this process is achievement of drops high cooling rates during solidification [11,12]. As a result of rapid solidification, structure possesses a decrease in segregation, higher solid solubility, and a finer microstructure which gives better chemical homogeneity, a more corrosion resistant end product and more favorable hot- and cold working properties [13].

Experimental

Scientific interest in determination of the cooling rate as major parameter in the course of solidification motivates scientists to creation of various theories and concepts, giving to this day the flavor about process of transition of liquid substance to the solid. However, studying of this question is complicated by immediately fast course of reaction of cooling and solidification and consequently doesn't give in to mechanical measurements. It is possible, to determine cooling rates during gas-atomization by means of theoretical model [14] or using final dendritic structure of particles of powder – determination of *SDAS* or *DAS* (secondary) Dendrite Arm Spacing . Such models are described in literature [15, 16].

The distance between the secondary arms of the Dendrites is called *SDAS* or *DAS* (secondary) Dendrite Arm Spacing. It is defined mechanically. To the definition of *DAS* calculate the general length of distance from the first to the last arm (Figure 2), so the measuring length *L* in millimeter. Taking into account the enlargement *V* grindings picture it is divided by the number of *n* of the dendritic arms located on this distance and on the unity μm converted [18] (see equation 1).

$$\lambda_2 = \frac{L}{n \cdot V} \quad (1)$$

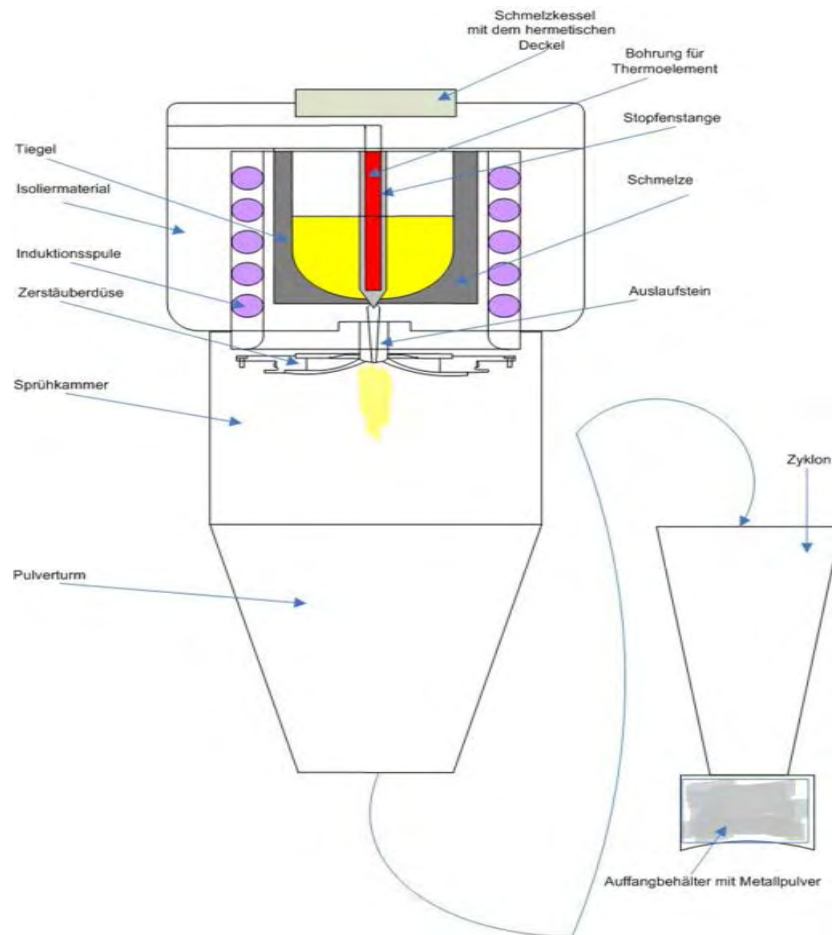


Figure 1. Sketch of the CLOSE-COUPLED gas-atomizer by the Institute of Iron and Steel Technology, Freiberg

DAS is growing with a slowdown of cooling rate. It influences for example properties by steel casting more intensive than primary grain size. Particularly, impact strength and ultimate elongation at break decline with increased *DAS* [18]. The interest is resulted from the fact that secondary dendrite arm spacing determines the micro-segregation pattern and that the cooling rate can be estimated from the secondary arm spacing of cast alloys [19, 20, 21]. In the present work were for the examined alloys 16-7-6 V_Mn (with 0,15-25% Mn) and 16-7-9 S (with 0,01-0,03 S) by the grain classes 45-63 μm and 63-100 μm , as well as for 16-7-6 P (with 0,02-0,2% P) by the grain class 45-63 μm the cooling rate by the measured *SDAS* estimated.

The evaluation of the cooling rate occurred with the following equation [5]:

$$\lambda_2 = a \cdot T^{-b} \quad (2)$$

The constants *a* and *b* depend on the specificity of the alloy [17]. In this work the constants *a* and *b* were chose by Scheller et Al. [22]. The value from *a* is 158 and from *b* 0.38.

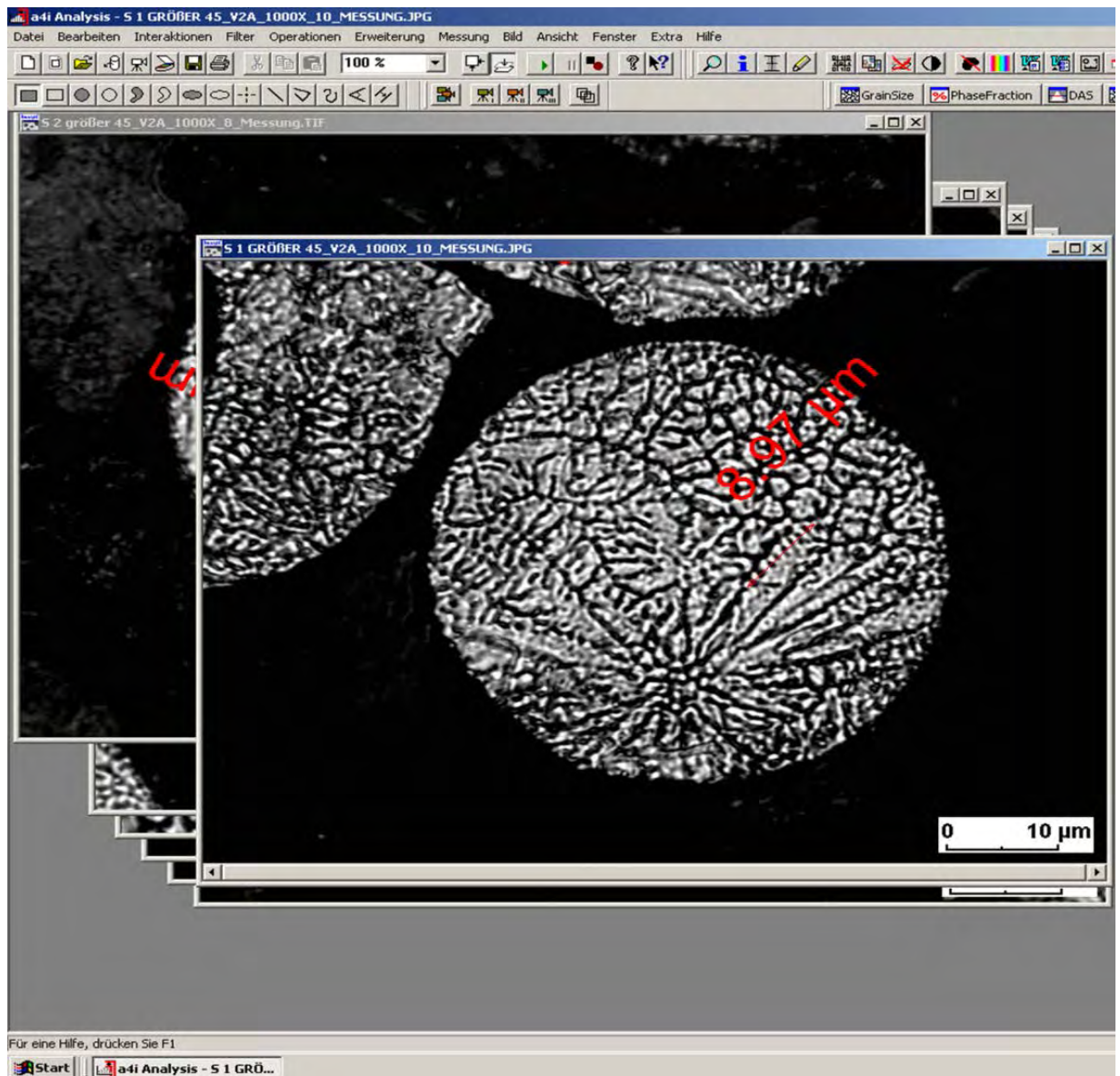


Figure 2. Direct measurement of the SDAS with an analysis program

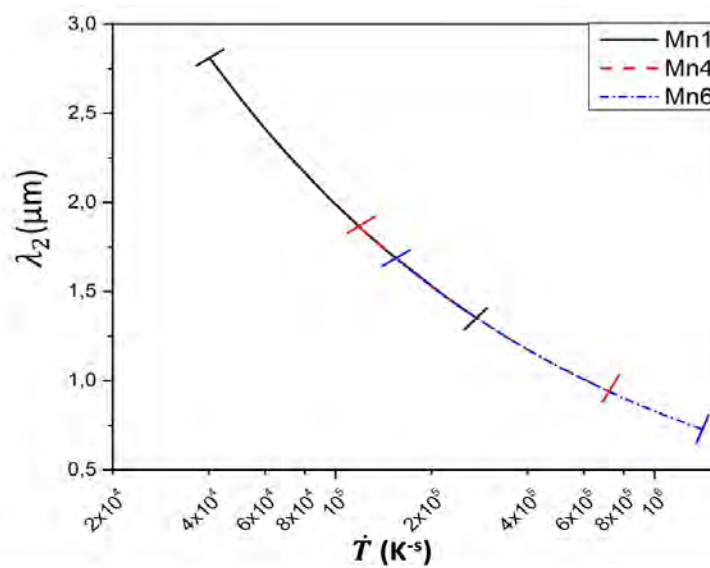


Figure 3. The evaluations of T by the measured SDAS at the manganese-alloyed

With the enlargement of particle diameter by alloys 16-7-9 S and 16-7-6 P rises the SDAS. By the alloys

16-7-6 V_Mn these connections is also depends on the content of manganese. In the case of the V_Mn alloys the same particle diameters show different arm spacing. The calculation of the manganese's enthalpy of vaporization for one drop was carried out by the supposition, that the change of the manganese's salary influences the solidification processes alloys V_Mn. They amounted: by the alloy V_Mn_1 with 0.15% Mn to 0.93%, by the alloy V_Mn_4 with approx. 10% Mn to 2.16% as well as by V_Mn_6 with 25% Mn approx. 4% of the absolute value of the thermal energy. Such a low extraction of heat, which is caused by the vaporization of the manganese cannot influence substantially the solidification processes, nevertheless, the results smaller secondary dendrite arm spacing during the enlargement of the manganese content point to their dependence on the manganese's percentage in the alloy. Thus it is to be closed, that beside the T_L is also the segregation before the solidification front influence. This leads to the change of the constitutional undercooling before the solidification front, what causes the change of the *SDAS*. After the evaluations of \bar{T} by the measured *SDAS* were calculated the highest values of cooling rates at the manganese-alloyed and sulfurous-alloyed, these amount to 10^6 K s^{-1} . By the manganese-alloyed is the following dependence recognized: with the enlarged manganese's content decrease the values from *SDAS*, heights cooling rates were estimated by the particles of powder, which contain approx. 25% of manganese.

References

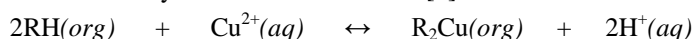
1. Hasterok, M., Wenzel, C., Aneziris, Chr. G., Ballaschk, U., Berek, H. Processing of Ceramic Preforms for TRIP-Matrix-Composites. Steel research, int. 82 No.9 (2011), pp. 1032-1039. DOI: 10.1002/srin.201100079.
2. Martin, S., Wolf, S., Krüger, L., Martin, U., Jahn, A. Investigations on martensite formation in CrMnNi-TRIP steels. 05022 (2009), DOI: 10.1051/esomat/200905022.
3. Papatriantafillou, I., Agoras, M., Aravas, N., Haidemenopoulos, G. Constitutive modeling and finite element methods for TRIP steels. Comput. Methods Appl. Mech. Engrg. 195 (2006), pp. 5094-5114.
4. Borisova, D., Klemm, V., Schreiber, G., Rafaja D. In-Situ Study of the Microstructure Development in a CrMnNi TRIP Steel During Plastic Deformation. Steel research int. 82 (2011) No. 9, pp. 998-1003. DOI: 10.1002/srin.201100088.
5. Choi, J. – O. (1987): Einfluss der Erstarrungsgeschwindigkeit auf Gefüge und Eigenschaften technischer Kupferlegierungen, Stuttgart.
6. Poklad A., Klemm, V., Schreiber, G., Rafaja, D., Abendroth, B., Haverkamp, M. Orientation Relationship between the TRIP Steel Substrate and the ZrO₂ thin Film. Steel research int. 82 (2011) No. 9 pp. 985-989. DOI: 10.1002/srin.201100086.
7. Prüger, S., Mehlhorn, L., Soltysiak, S., Kuna, M. Influence of material and interface properties on the transformation behaviour of particle reinforced TRIP-matrix composites. Computational Materials Science vol. 64 (2012), pp. 273-277.
8. Krüger, L., Decker, S., Ohser-Wiedemann, R., Ehinger, D., Martin, S., Martin, U., Seifert, H.J. Strength and Failure Behaviour of Spark Plasma Sintered Steel-Zirconia Composites Under Compressive Loading. Steel research int. 82 (2011) No. 9, pp. 1017-1021. DOI: 10.1002/srin.201100082.
9. Wieder, M., Eigenfeld, K. Manufacturing of Austenitic Stainless Steel-Zirconia Composites by Infiltration. Steel research int. 82 (2011) 9, pp. 1064-1069. DOI: 10.1002/srin.201100071.
10. A. Weiß, W. Lehnert: patent no. DE 0000 100 52 744 A1.
11. Li, B., Liang, X., Earthman, J.C., Lavernia, E.J. Acta Mater, vol. 44 (1996), pp. 2409–2420.
12. Kearns, M. Development and applications of ultrafine aluminium powders. Mater. Sci. Eng. A, vol. 375–377 (2004), pp. 120–26.
13. Pandey, D.P., Mishra, N.S., Ramachandra, C., Lele, S., Ojha, S.N. Nonequilibrium Solidification of Undercooled Melt of Ag-Cu Alloy Entrained in the Primary Phase. Metall. Mater. Trans. A, vol. 25A (1994), pp. 2517–2523.
14. Zeoli, N., Gu, S., Kamnis, S. Numerical modelling of metal droplet cooling and solidification. International Journal of Heat and Mass Transfer, vol. 51 (2008), pp. 4121–4131.
15. Shukla, P., Mandal, R.K., Ojha, S.N. Bull. Non-equilibrium solidification of undercooled droplets during atomization process. Mater. Sci., No. 5, vol. 24 (2001), pp. 547–54.
16. Mullis, Andrew M., Farrell, L., Cochrane, R F., Adkins, N. J. Estimation of Cooling Rates During Close-Coupled Gas Atomization Using Secondary Dendrite Arm Spacing Measurement. Metallurgical and Materials Transactions B, vol. 44B (2013, AUGUST), pp. 992–999. DOI: 10.1007/s11663-013-9856-2.
17. Bernhardt, K. (1992): Einfluß der Abkühlgeschwindigkeit und Unterkühlung auf das Gefüge verdüster Cu- und Cu-Sn-Pulver, Berlin.
18. Hasse, S. Gießerei-Lexikon, Fachverlag Schiele und Schön, 19. Auflage, Berlin (2008), pp. 226-227.
19. Szczotok, A., Szala, J., Cwajna, J., Hetmanczyk, M. Effect of cooling speed on primary structure of B-1900 Nickel-based superalloy. ARCHIVES OF FOUNDRY, No 18 vol.6 (2006), Katowice, pp. 393-400. PL ISSN 1642-5308.
20. Pickering, Edward J. Macrosegregation in Steel Ingots: The Applicability of Modelling and Characterisation Techniques. ISIJ International, Vol. 53 (2013), No. 6, pp. 935–949.
21. El-Bealy, M., Thomas, B.G. Prediction of Dendrite Arm Spacing for Low Alloy Steel Casting Processes. Metallurgical and Materials Transformations B, vol. 278 (1996, August), pp. 689-693.
22. Scheller, P.R.; Vennemann, F.; Flesch, R.; Picht, G.; Bleck, W. (1999): Erstarrungsmorphologie und

K. FILIANIN, S.-P. REINIKAINEN, T. SAINIO
Lappeenranta University of Technology, Finland

ADVANCED MATHEMATICAL TREATMENT OF SPECTRAL DATA FROM INDUSTRIAL XRF ANALYZERS IN COPPER SOLVENT EXTRACTION

Introduction

Hydrometallurgy is a specialized branch of extractive metallurgy dealing with metal recovery from ores, concentrates, and other metallurgical intermediate products by wet methods [1]. In copper solvent extraction (SX) the pregnant leach solution produced by the leaching operation is brought into contact with an organic extractant (RH) to generate an electrolyte from which high quality copper cathode can be electrowon. The organic extractant removes Cu^{2+} from pregnant leach solution by the extraction reaction [2]:



stripped organic PLS (1 – 10 g/L Cu) loaded organic raffinate (0.05 – 0.5 g/L Cu)

At copper solvent extraction and further electrowinning (EW) stages complex process equipment and different physical and chemical properties of streams makes sampling a very challenging task. For that reason various spectroscopic methods are in great usage in hydrometallurgy. Spectra of X-ray radiation are under investigation in spectroscopic area called X-ray fluorescence.

Physical phenomena

X-ray fluorescence (XRF) is an emission of characteristic “secondary” X-rays in a form of photons from a material being exposed to high-energy X-rays or gamma rays. When material is being bombarded with photons with energy higher than ionization potential of an atom, ejection of an electron from its orbital occurs. Electron transitions between inner shells of the atom may generate so-called characteristic x-radiation that is a line emission which can be attributed unambiguously to the elements [3].

Industrial XRF analyzers equipped with automated sample feed, x-ray tube and detector are widely used in hydrometallurgy to monitor elemental composition of process streams to maintain product quality at the desired level.

Chemometrics

Chemometrics is a chemical discipline that uses mathematics, statistics, and formal logic to design or select optimal experimental procedures; to provide maximum relevant chemical information by analyzing chemical data; and to obtain knowledge about chemical systems [4]. Various multivariate statistical techniques exist, such as Principal Component Analysis (PCA) and Partial Least Squares (PLS).

Principal Component Analysis is basically an orthogonal decomposition of data according to size of the variation of the data giving orthogonal score (**T**) and loading (**P**) vectors for any matrix. The main reason for the popularity of PCA is its ability to reveal special geometric features in data, like tendencies for grouping of samples or variables (correlation), dimensionality of the data and similar things [5].

Principal Component Analysis may be utilized to solve a regression problem, then it is called Principal Component Regression (PCR). Generalization of PCA is Partial Least Squares (PLS) theory developed by Herman Wold [6]. It can be regarded nowadays as the most popular method of multivariate calibration. The Partial Least Squares Regression is an approach to regression analysis, where improvement in the fit is balanced against the increase in model uncertainties [5].

Orthogonal decompositions of spectra (**X**) and measured concentrations (**c**) in matrix notation are obtained as follows:

$$\mathbf{X} = \mathbf{T} \cdot \mathbf{P} + \mathbf{E} \qquad \mathbf{c} = \mathbf{U} \cdot \mathbf{q} + \mathbf{f}$$

where **X** – spectra, $I \times J$ matrix; **T** – scores, $I \times A$ matrix; **P** – loadings, $A \times J$ matrix; **E** – residuals of spectra, $I \times J$ matrix; **c** – concentrations, $I \times I$ vector; **U** – scores, $I \times A$ matrix; **q** – loadings, $A \times I$ vector; **f** – residuals of concentrations, $I \times I$ vector; **I** – number of samples, **J** – number of variables (wavelengths), **A** – number of latent variables (compounds in a mixture).

By definition the PLS solution is separated from the PCR solution in a way that in PLS solution is orthogonally rotated in a way to maximize covariance between solution matrices, namely score vectors **T** and **U** [5]:

$$\text{maximize } (\mathbf{u}' \cdot \mathbf{t})^2 = \text{maximize } (\mathbf{q}' \mathbf{Y}' \mathbf{X} \mathbf{P})^2$$

Results from industrial XRF analyzer data

In copper solvent extraction process monitoring, samples may be analyzed in parallel with industrial X-ray spectroscopy and off-line with laboratory instruments. Thus the response matrix of concentration values is obtained. Further, the spectral variables (intensities) are regressed onto responses (metal concentrations) with usage of PLS, so

the calibration model is obtained. The regression model is given by:

$$c_i = \beta_1 X_{1,i} + \beta_2 X_{2,i} + \dots + \beta_A X_{A,i} + \varepsilon, \quad \text{where } \beta = (\beta_1, \dots, \beta_A) \text{ – regression coefficients.}$$

The accuracy of the calibration heavily depends on the accuracy of laboratory analysis. Inductively coupled plasma atomic emission spectroscopy (ICP-AES) is a generally used method of trace elements detection in analytical chemistry. To assure reproducibility, copper concentrations were measured on seven different wavelengths in ICP-AES analysis. A standard method to represent calibration results is to plot predicted values versus measured values (concentrations, g/L). The points should lie on a straight line with its gradient equal to unity. An example of PLS calibration of an industrial XRF analyzer for Cu in presence of Fe is displayed in Figure 1.

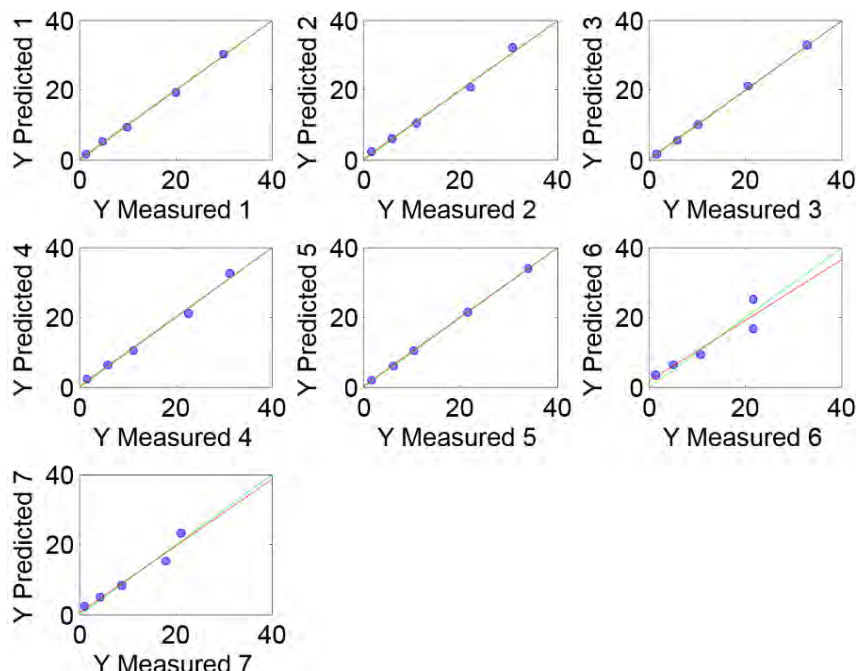


Figure 1. Analytically measured concentrations of Cu plotted against predicted with calibration. Cu in acidic solution with presence of Fe

Once the calibration model is built, further incoming spectra may be processed on-line with a few milliseconds of computational time, while conventional laboratory analysis, e.g. ICP-AES or titration, requires 2 hours at minimum. Incoming spectra is projected onto the new space of principal components and concentration values are obtained.

The principal advantage of the procedure described above is that it is robust to peak merge and overlapping, i.e. spectral peaks of other elements don't affect the calibration even in case they do merge or partly overlap with the peak of the element that calibration is made for. This allows building a calibration model for any element in a complex mixture without comprehensive mathematical calculation of peak area or special analytical treatment of sample in a laboratory.

Conclusions

Complex industrial equipment combined with advanced mathematical tools may be used for on-line monitoring both of process streams' composition and final product quality. Also information on metal concentrations throughout a process support reliable decision making in a process control room. Industrial XRF analyzers equipped with integrated data processing toolbox may be installed at outputs of principal process units that allows more flexibility in copper plant operation.

References

1. Habashi F. *Textbook of Hydrometallurgy*. Metallurgie Extractive Quebec, Quebec, 1999.
2. Schlesinger ME, King MJ, Sole KC, Davenport WG. *Extractive Metallurgy of Copper*. Elsevier, Oxford, 2011.
3. Beckhoff B, Kanngießner B, Langhoff N, Wedell R, Wolff H (eds). *Handbook of Practical X-Ray Fluorescence Analysis*. Springer, 2006.
4. Massart DL, Vandeginste BGM, Buydens LMC, De Jong S, Lewi PJ and Smeyers-Verbeke J. *Handbook of Chemometrics and Qualimetrics: Part A*. Elsevier, Amsterdam, 1997.
5. Höskuldsson A. *Prediction Methods in Science and Technology, Vol. 1*. Thor Publishing, Copenhagen, 1996.
6. Wold H. Partial least squares. *Encyclopedia of Statistical Sciences, Vol. 6*. Wiley, New York, 1985.

INVESTIGATIONS ON ROD ROLLING WITH SCHEDULE DIAMOND-SQUARE AND SQUARE-DIAMOND

Abstract. Experimental and theoretical investigations on rolling with schedule diamond-square and square-diamond were carried out to proof the accuracy of existing models for groove pass design. For experimental investigation, the first four grooves of the trio-rolling plant at the Institute of Metal Forming were used. The evaluation of the groove pass model was performed concerning rolling forces, surface temperatures, the final profile geometry and the roll gap length. With the help of viscoplasticity methods, the material flow in the schedule square-diamond was analyzed. Based on the Freiberg calculation approach a numerical algorithm was built in the computer algebra system Mathematica. The approach and it's evaluation is presented in detail.

M. KRATOCHVÍL, J. BOTULA
VŠB – Technical University of Ostrava, Czech Republic

TECHNOLOGY PROCESSING OF AU MINERALS FROM LOCALITY KAŠPERSKÉ HORY

Abstract

Nowadays people often discuss about necessity and intensity of mining raw materials. The ecological organization press on the European countries to reduce mining of raw materials then they are dependent on import of raw material from all world. It is not easy to satisfy consumption of raw materials and reduction of mining. We still have to look for new technologies for mining, processing, using raw materials and methods for production the product. The new technologies should have less influence of the environment. The recycling enable us to get materials from waste. The gold is also important element which we can get from waste or use mining.

Keywords: Raw material, Gold, Flotation method, Flotation collectors, Flotation speed.

1. Introduction

The gold and processing of gold are very important for humankind. The mining has positive and negative influence for nature and people. It brings job for many people who can earn some money. Sometimes people work in very bad conditions. For example the human rights and safety are in breach of law. It happens mainly in poor countries. The mining always is not ecological and we knowingly destroy our planet. The gold does not have only bad influence of life. It has a lot utilization – for ex. coins, jewellery, medicine, alloys, industry etc.

The mining of gold has tradition in Czech Republic. The mining was stopped in 1968. Nowadays are doing only exploration works and maybe the mining will be renew in future but it depends on economy of mining. Some exploration is on locality Kašperské Hory in Šumava and I decided to try flotation method for option how we can obtain the gold from raw material.

2. Influence of different types of flotation collectors

The topic of this part of theses is influence of different types of flotation collectors to reach as many as possible yield of gold to flotation concentrate and the overall efficiency of the flotation separation technology. The results of the flotation experiments with different types of flotation reagents are in tables *num. 1 - 4* and the initial setting of the flotation machine is 1300 rpm (rotation per minute).

Table 1
Results of flotation experiments, Flotation collector: PBX, Rotational speed: 1300 rpm, Flotation cell: 1 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectiveness	Quantity collector
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[g.t ⁻¹]
concentrate	32,43	0,0020989	89,83	32,43	57,40	100
waste	67,57	0,0001141	10,17	67,57	-57,40	
feed	100,00	0,0007577	100,00	100,00	00,00	
concentrate	28,76	0,0021909	91,17	28,76	62,41	70
waste	71,24	0,0000857	08,83	71,24	-62,41	
feed	100,00	0,0006912	100,00	100,00	00,00	
concentrate	30,71	0,0020738	86,41	30,71	55,70	150
waste	69,29	0,0001446	13,59	69,29	-55,70	
feed	100,00	0,0007370	100,00	100,00	00,00	

Table 2

Results of flotation experiments, Flotation collector: HOSTAFLOT M91, Rotational speed: 1300 rpm,
Flotation cell: 1 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectivennes	Quantity collector
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[g.t ⁻¹]
concentrate	33,52	0,0020913	93,53	33,52	60,01	50
waste	66,48	0,0000730	06,47	66,48	-60,01	
feed	100,00	0,0007496	100,00	100,00	00,00	
concentrate	35,38	0,0018160	87,54	35,38	52,16	30
waste	64,62	0,0001415	12,46	64,62	-52,16	
feed	100,00	0,0007339	100,00	100,00	00,00	
concentrate	34,30	0,0018477	77,36	34,29	43,07	70
waste	65,70	0,0002822	22,64	65,71	-43,07	
feed	100,00	0,0008191	100,00	100,00	00,00	

Table 2

Results of flotation experiments, Flotation collector: PAX, Rotational speed: 1300 rpm, Flotation cell: 1 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectivennes	Quantity collector
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[g.t ⁻¹]
concentrate	31,52	0,0022562	88,68	31,52	57,16	70
waste	68,48	0,0001326	11,32	68,48	-57,16	
feed	100,00	0,0008019	100,00	100,00	00,00	
concentrate	34,12	0,0022234	89,49	34,12	55,37	100
waste	65,88	0,0001352	10,51	65,83	-55,37	
feed	100,00	0,0008478	100,00	100,00	00,00	
concentrate	35,28	0,0019512	88,43	35,28	53,14	150
waste	64,72	0,0001392	11,57	64,12	-53,14	
feed	100,00	0,0007785	100,00	100,00	00,00	

Table 3

Results of flotation experiments, Flotation collector: AEROPHINE 3418, Rotational speed: 1300 rpm, Flotation cell:
1 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectivennes	Quantity collector
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[g.t ⁻¹]
concentrate	31,89	0,0020059	98,07	31,88	66,19	30
waste	68,11	0,0000185	01,93	68,12	-66,19	
feed	100,00	0,0006522	100,00	100,00	00,00	
concentrate	34,35	0,0019416	98,27	34,35	63,92	50
waste	65,65	0,0000179	01,73	65,65	-63,92	
feed	100,00	0,0006787	100,00	100,00	00,00	
concentrate	43,14	0,0015453	98,61	43,13	55,47	70
waste	56,86	0,0000165	01,39	56,86	-55,47	
feed	100,00	0,0006759	100,00	100,00	00,00	

The results show that the flotation of gold from monitored raw material is very satisfied. The yield of *Au* into the flotation concentrate is between **77 %** to **98 %** and the content of *Au* in the concentrate is around 20 g.t⁻¹. The using various types of flotation collectors show no significant different results. The effect of different doses of flotation collectors not much interfere (in the used range) performance of yield. The quantitative evaluation shows that the results of flotation are not so good (difference between yield of gold and waste to concentrate). The separation efficiency is from 43 % to 66 %. It is not much satisfied. The concentrate contains much waste and it is the main reason why the efficiency is low (the return of the weight concentrate is about 30 %). The main reason is probably to high speed of floatation machine and the particles of fine waste go to flotation concentrate.

2. Influence of rpm speed

Tablets num. 5 and 6 show the results of flotation with lower rotational speed 900 rpm and the capacity of flotation cell is 1 dm³. *Tablets num. 7 to 10* demonstrate influence of rotational speed to flotation process. These experiments are made with Potassium Amyl Xanthate (PAX), quantity collector 100 g.t⁻¹ and the capacity of flotation cell is 5 dm³. The lower rotational speed is more efficiency for flotation separation and the results of these experiments are in *tablets num. 5 and 6*. The rotational speed 1300 rpm has effectiveness only around 50% and the rotational speed 900 rpm has much higher effectiveness about 70% to 80%. The flotation concentrate contains 25 - 41 g.t⁻¹ of gold. The lower rotational speed has positive influence of flotation. The flotation experiments are made in flotation cell with capacity 5 dm³, the collector is PAX and the experiments are made twice. The reduction of

rotational speed from 1000 rpm to 800 (700) rpm is more efficiency. The effectiveness of rotational speed 1000 rpm is about 65% and the lower rpm has efficiency about 80 % so the content of gold increases to cca 60 g.t⁻¹.

Table 4

Results of flotation experiments, Flotation collector: PAX, Rotational speed: 900 rpm, Flotation cell: 1 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectivennes	Quantity collector
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	
concentrate	15,51	0,0035799	96,89	15,51	81,38	70
waste	84,49	0,0000211	03,11	84,49	-81,38	
feed	100,00	0,0005731	100,00	100,00	00,00	
concentrate	18,64	0,0035235	97,68	18,64	79,04	100
waste	81,36	0,0000192	02,32	81,36	-79,04	
feed	100,00	0,0006724	100,00	100,00	00,00	
concentrate	16,03	0,0041252	98,08	16,03	82,05	150
waste	83,97	0,0000154	01,92	83,97	-82,05	
feed	100,00	0,0006741	100,00	100,00	00,00	

Table 5

Results of flotation experiments, Flotation collector: AEROPHINE 3418, Rotational speed: 900 rpm, Flotation cell: 1 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectivennes	Quantity collector
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	
concentrate	15,71	0,0037539	97,02	15,71	81,31	30
waste	84,29	0,0000215	02,98	84,29	-81,31	
feed	100,00	0,0006079	100,00	100,00	00,00	
concentrate	17,09	0,0036154	97,35	17,09	80,26	50
waste	82,91	0,0000203	02,65	82,91	-80,26	
feed	100,00	0,0006844	100,00	100,00	00,00	
concentrate	22,85	0,0039784	99,86	22,84	77,04	70
waste	77,15	0,0000013	00,14	77,16	-77,04	
feed	100,00	0,0005920	100,00	100,00	00,00	

Table 6

Results of flotation experiments, Flotation collector: PAX, Rotational speed: 1000 rpm, Flotation cell: 5 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectivennes	Quantity collector
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	
concentrate	28,43	0,00233462	91,57	28,43	63,14	100
waste	71,57	0,00008538	08,43	71,57	-63,14	
feed	100,00	0,00072479	100,00	100,00	00,00	
concentrate	26,44	0,00265889	93,68	26,44	67,24	100
waste	73,56	0,00006447	06,32	73,56	-67,24	
feed	100,00	0,00075048	100,00	100,00	00,00	

Table 7

Results of flotation experiments, Flotation collector: PAX, Rotational speed: 900 rpm, Flotation cell: 5 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectivennes	Quantity collector
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	
concentrate	21,88	0,00341916	93,37	21,88	71,49	100
waste	78,12	0,00006796	06,63	78,12	-71,49	
feed	100,00	0,00080108	100,00	100,00	00,00	
concentrate	21,22	0,00356390	93,24	21,22	72,02	100
waste	78,78	0,00006958	06,76	78,78	-72,02	
feed	100,00	0,00081120	100,00	100,00	00,00	

Table 8

Results of flotation experiments, Flotation collector: PAX, Rotational speed: 800 rpm, Flotation cell: 5 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectivennes	Quantity collector
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	
concentrate	13,93	0,00614894	94,12	13,93	80,19	100
waste	86,07	0,00006221	05,88	86,07	-80,19	
feed	100,00	0,00091020	100,00	100,00	00,00	
concentrate	15,88	0,00632936	95,35	15,88	79,47	100
waste	84,12	0,00005825	04,65	84,12	-79,47	
feed	100,00	0,00105394	100,00	100,00	00,00	

Table 9

Results of flotation experiments, Flotation collector: PAX, Rotational speed: 700 rpm, Flotation cell: 5 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectiveness	Quantity collector [g.t ⁻¹]
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	
concentrate	10,97	0,00598120	92,63	10,97	81,66	100
waste	89,03	0,00005857	07,37	89,03	-81,66	
feed	100,00	0,00070823	100,00	100,00	00,00	
concentrate	11,45	0,00565386	92,75	11,45	81,30	100
waste	88,55	0,00005714	07,25	88,55	-81,30	
feed	100,00	0,00069812	100,00	100,00	00,00	

3. Cleaning flotation of concentrate

Tab. Num. 11 shows the results of cleaning flotation (the results of basic product of the flotation is in tablet num. 9). The cleaning flotation gives us flotation concentrate with content of gold cca 123 g.t⁻¹. It is very good result because the salable limit of gold concentrate is minimal 100 g.t⁻¹.

Table 10

Cleaning flotation of concentrate, Flotation collector: PAX, Rotational speed: 800 rpm, Flotation cell: 1 dm³

Product	Return	Content Au	Yield Au	Yield waste	Effectiveness	Quantity collector [g.t ⁻¹]
	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	
concentrate	44,90	0,012457	95,76	44,90	50,86	100
waste	55,10	0,000450	04,24	55,10	-50,86	
feed	100,00	0,005842	100,00	100,00	00,00	
concentrate	46,84	0,011566	95,79	46,84	48,95	100
waste	53,16	0,000448	04,21	53,16	-48,95	
feed	100,00	0,005656	100,00	100,00	00,00	
concentrate	40,32	0,012857	93,79	40,32	53,47	100
waste	59,68	0,000575	06,21	59,68	-53,47	
feed	100,00	0,005527	100,00	100,00	00,00	



Figure 1. Concentrate of gold gets with flotation

4. Conclusion

The topic of this thesis is study of physico – chemical and physical processing of gold material from the most significant locality Kašperské Hory in Czech Republic. The basic method for obtaining the gold is flotation. The experiments are made in laboratory and capacity of flotation cell is 5 dm³. The flotation concentrate contains about 60 g.t⁻¹ of gold with yield of Au is cca 95 % and the qualitative efficiency of flotation is around 80 %. After flotation process is used the cleaning flotation and the cleaning concentrate contains cca 120 g.t⁻¹ of gold with yield of Au is 95 %. The thesis proposes one of many ecological methods for processing of gold which can be using in Czech republic. The cyanide leaching is forbidden in the Czech Republic. This alternative method can be used and has very good results.

C. MARION, A. JORDENS, K.E. WATERS

Department of Mining and Materials Engineering, McGill University, Canada

AN EVALUATION OF HYDROXAMATE COLLECTORS FOR MALACHITE FLOTATION

Abstract

The application of hydroxamic acid as a collector is of growing interest in the flotation of complex low grade ores. While their use has been studied on a number of minerals, there is limited information on the effect of reagent structure on the performance of these collectors. This work examined the effect of various hydroxamate collectors on the flotation of a synthetic ore, consisting of malachite and quartz. Alkyl hydroxamates with varying carbon chain length (C₂ – C₈), and two aromatic hydroxamates, benzo and salicylic hydroxamic acid were investigated. This investigation showed that benzo hydroxamate is highly selective towards malachite, however significantly higher collector dosages are required to obtain malachite recoveries similar to those obtained using

octyl and K-octyl hydroxamate.

Introduction

With ever decreasing ore grades, the exploitation of more complex and disseminated ores has become critical to meet the increasing demand for mineral and metals. Using froth flotation to beneficiate these complex ores requires highly selective collectors to separate valuable minerals from waste minerals of similar surface properties. Chelating agents able to form complexes with metal cations on the surface of specific minerals appear to be promising flotation reagents [1].

One type of chelating collector which has been studied on a number of minerals are hydroxamic acids. Hydroxamic acids and their salts were first introduced by Pöpperle (1940) [2]. Their application has since been studied on a variety of minerals [3-7]. Although hydroxamates have shown promising results with a number of minerals, their industrial application is limited [8]. One of the major challenges associated to the use of these collectors is differences in structure between hydroxamate manufactures, such as variations in the nature of the hydrophobic group (aromatic or alkyl) and carbon chain length [8].

With limited information on the effect of reagent structure on the performance of these collectors, this paper investigates the effect of multiple hydroxamate collectors on a synthetic ore, consisting of malachite and quartz, a common gangue mineral. Malachite has been shown to respond favorably to hydroxamates [3], making it a good candidate for this investigation.

Materials and Methods

Malachite and quartz used for this work were purchased from AMR Mineral and Metal Inc. (Canada) and Daubois (Canada) respectively. The malachite was stage pulverized and screened to produce a -150 +38 m fraction for and the quartz was screened to produce the same -150 +38 m distribution. The quartz were then split into representative samples containing 10 g of malachite and 90 g of quartz.

The synthetic ore was floated for 12 min in a 1.5 L Denver D-12 flotation cell at an airflow rate of 4.5 L/min. Prior to flotation, the pH was set to the desired level with hydrochloric acid and sodium hydroxide (Fisher Scientific). Collector and frother were then added and the ore was conditioned for 1 min. F150 (Flottec) was used as frother. The hydroxamate collectors examined are shown in Table 1. Following flotation, concentrates were analyzed using a Frantz Isodynamic Separator.

Table 1
Hydroxamate collectors

Hydroxamate	Hydrophobic Group	Manufacturer
Benzo	Benzene ring	Alfa Aesar (USA)
Salicyl	Hydroxy-benzene ring	Alfa Aesar (USA)
Aceto	C ₂	Alfa Aesar (USA)
K-Butyl	C ₄	Synthesized at HIF* (Germany)
Octyl	C ₈	Synthesized at HIF* (Germany)
K-Octyl	C ₈	Synthesized at HIF* (Germany)

*HIF is the Helmholtz Institute Freiberg for Resource Technology

Results and Discussion

Benzo hydroxamate was used as a baseline collector to determine reagent dosage and the optimal pH for flotation. Figure 1 shows flotation results using benzo hydroxamate with dosages of 5,000 (36.46) and 10,000 g/t_{malachite} (72.91 mol/t_{malachite}). From Figure 1(a) it can be seen that the best flotation response occurs at pH 8. Figure 1(b) shows that benzo hydroxamate is highly selective towards malachite with grades approaching 100 %. It can also be seen that with a collector dosage of 10,000 g/t_{malachite} nearly all the malachite is recovered. While these results are better than those seen when using half the dosage, it leaves little room to observe an improvement with the other hydroxamate collectors. From these results it was determined that all other reagents would be examined at pH 8, with a collector dosage of 36.46 mol/t_{malachite}.

Figure 2 shows the mass recovery for each hydroxamate. Alkyl hydroxamates with short carbon chains (aceto and K-butyl) are ineffective at these dosages. Very little mass was recovered, indicating that these collectors may need highly elevated dosages to be effective. Octyl and K-octyl hydroxamate dosages of 5,810 and 7,190 g/t_{malachite} (36.46 mol/t_{malachite}), resulted in nearly 100 % of the mass being recovered. Therefore these collector dosages were lowered to concentrations of 200 and 250 g/t_{malachite} (1.26 mol/t_{malachite}) respectively, resulting in mass recoveries of 16.6 % and 19.0 %. Aromatic hydroxamates, benzo and salicyl hydroxamate, resulted in mass recoveries of 5.9 % and 3.3% respectively.

Figure 3 shows malachite grade and recovery of benzo, salicyl, octyl and K-octyl hydroxamate. It can be observed that benzo hydroxamate is the most selective of these collectors, however flotation using octyl and K-octyl hydroxamates resulted in an increase in malachite recovery. Octyl and K-octyl hydroxamates also required significantly lower dosages.

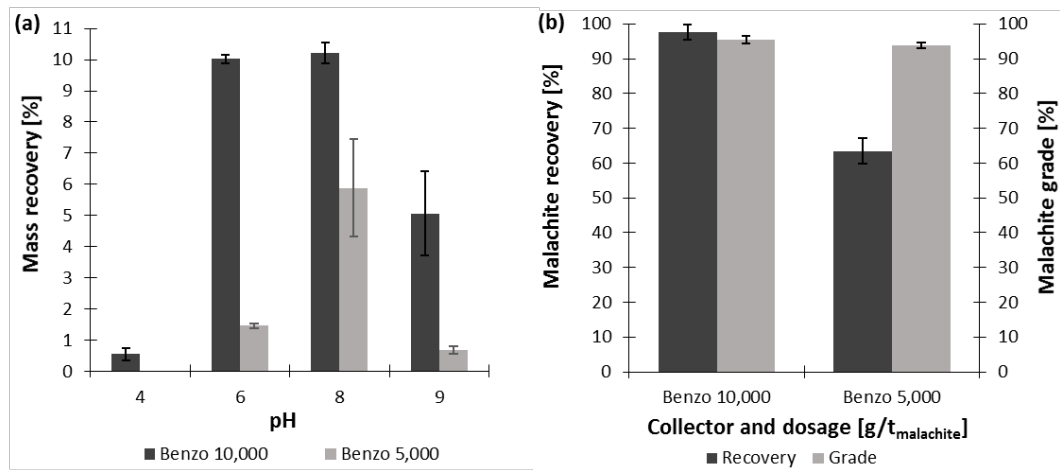


Figure 1. (a) Mass recovery at varying pH with benzohydroxamate dosage of 5,000 and 10,000 g/t_{malachite}. (b) Malachite grade and recovery at pH 8 with benzohydroxamate dosage of 5,000 and 10,000 g/t_{malachite}. (Error bars shown denote +/- 1 standard deviation)

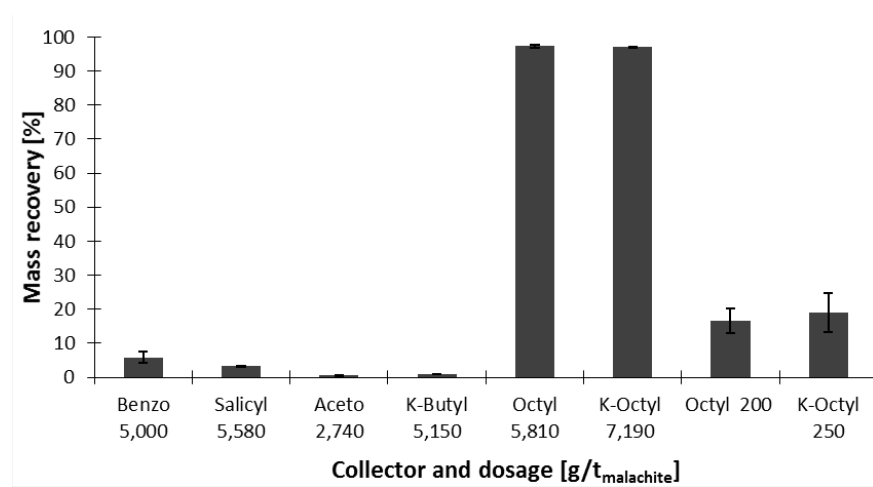


Figure 2. Mass recovery using various hydroxamate collectors at pH 8. (Error bars shown denote +/- 1 standard deviation)

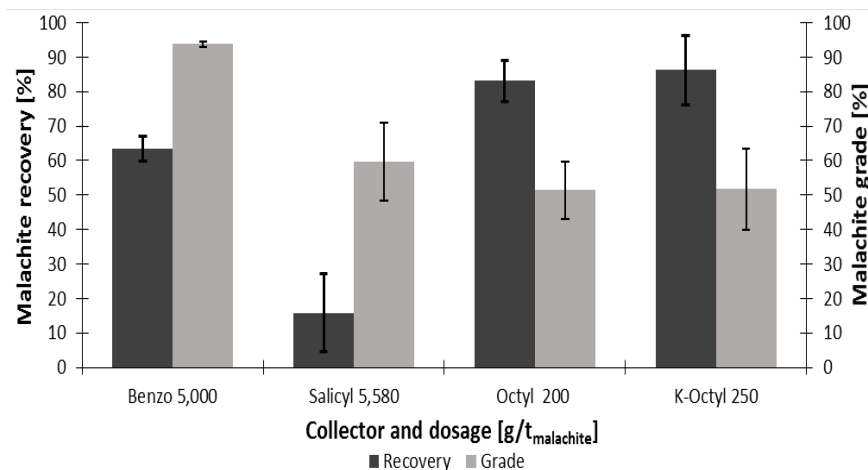


Figure 3. Malachite grade and recovery using benzo, salicyl, octyl and K-octyl hydroxamate. (Error bars shown denote +/- 1 standard deviation)

Conclusions

The effect of various hydroxamate collectors on the flotation of malachite was examined. From this work it was determined that:

1. Benzo hydroxamate is highly selective towards malachite, with grades approaching 100 %.
2. Alkyl hydroxamates with short carbon chains require more elevated dosages.
3. Octyl and K-octyl hydroxamate saw significant reductions in grade compared to benzo hydroxamate,

however improvements in malachite recovery were observed at lower collector dosages.

Acknowledgements: The authors would like to acknowledge the Natural Sciences and Engineering Research Council of Canada (NSERC) and Avalon Rare Metals for providing funding for this work through the Collaborative Research and Development (CRD) program (444537-12).

References

1. Pradip, D.W. Fuerstenau, *Colloids and Surfaces*, 8 (1983) 103-119.
2. J. Pöpperle, German Patent DE, 700735 (1940).
3. J. Lenormand, T. Salman, R. Yoon, *Canadian Metallurgical Quarterly*, 18 (1979) 125-129.
4. M. Fuerstenau, R. Harper, J. Miller, *Transactions Society of Mining Engineers, AIME*, 247 (1970) 69-73.
5. R. Natarajan, I. Nirdosh, *International Journal of Mineral Processing*, 79 (2006) 141-148.
6. R. Espinosa-Gomez, J. Finch, A. Laplante, *Colloids and surfaces*, 26 (1987) 333-350.
7. A. Jordens, Y.P. Cheng, K.E. Waters, *Minerals Engineering*, 41 (2013) 97-114.
8. S.M. Bulatovic, *Collectors*, in: S.M. Bulatovic (Ed.) *Handbook of Flotation Reagents*, Elsevier, Amsterdam, 2007, pp. 5-41.

J. POLÁČKOVÁ, P. SAJDL, J. PETRŮ

University of Chemistry and Technology Prague, Czech Republic

CORROSION PROTECTION BY OXIDE LAYERS IN HIGH TEMPERATURE STEAM ENVIRONMENT

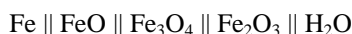
Abstract

Corrosion in many cases determines operation life of metallic equipment. Simple way to reduce it is use of passive (oxide) layers. They can be created on metal surface which is in contact with corrosive medium right after starting up the equipment. With proper conditions oxide layers work as a solid barrier between metal and environment. However, there is many species of different materials (e.g. steels) and often is not possible to keep outer conditions and environment composition in ideal state. Then can appear problems with layer thickness, exfoliation or disparity. Therefore is necessary to provide tests by growing oxide layers on materials samples in laboratory.

In this case, we created oxide layers on often used stainless steels in high temperature and pressure steam environment. These samples were compared to nickel superalloy oxide layers grown in similar conditions. Chosen materials are frequently used for construction of industry equipment working at high pressures and temperatures, e.g. power engineering. As evaluation methods were used metallography, XPS and XRD.

Introduction

Oxide layers are formed on a metal surface by oxidation reactions with environment components. In advance they are constantly regenerated, if concentration of passivating substance is high enough. On steels they are composed mainly of iron oxides with various degree of oxidation and can be simply described with the following scheme.



Thickness of these layers should come to 10 μm and they are formed within first hours of operation, in high temperature steam by reactions of iron and water molecules.



At temperatures over 570°C is higher balance of reaction (2). FeO (wüstite) does not have protective impact as Fe₃O₄ (magnetite). Magnetite grows in higher temperatures also, but slower. Formation of protective oxide layers at temperature over 570°C is enabled by molybdenum alloying. These layers are resistant under continuous water circulation in pH range 6 - 12. [1]

Oxide layers enable to prevent pitting corrosion or spreading of cracks caused by corrosion fatigue. Their growth velocity has to be higher than anodic reactions rate in the crack forehead. However within cyclic stress can be thick layer of fragile oxides broken again every time when deformation speed achieves a critical point.

It has been proved [2, 3], that on stainless steels with 9 – 12 % Cr, at temperatures over water critical point (374°C) appears oxide layer with two basic structures. This is thicker outer layer of magnetite and very thin inner layer of spinel (Fe,Cr)₃O₄. With longer exposition time can be detected Cr₂O₃ in the inner part of layer. Chrome alloying can ensure more resistant oxide coating, because spinel is more adherent to metal surface than magnetite. Another element with effect on passivation is nickel. It helps to achieve better stability and thinner layers. In paper [2] is noticed lowest mass lost by austenitic steel alloyed by 14 % Ni and Mo. Nickel can be found in very small concentrations in these coatings, especially in metal-oxide interface. Study of nickel alloy (42 % Ni, 29 % Cr and 22

% Fe) passivation showed, that created oxide layer was composed mainly of chromium and iron oxides with very homogeneous microstructure [4].

Experimental

We tested three types of material to compare their oxide layers. Two samples were made from stainless steels and one from nickel superalloy Nimonic 901. Content of alloying elements with main influence on passive layers is in Table 1.

Table 1

Content of selected alloying metals in tested materials. [5, 6, 7]

	12	0,5	1
	12	2,5	2
	12,5	42,5	6

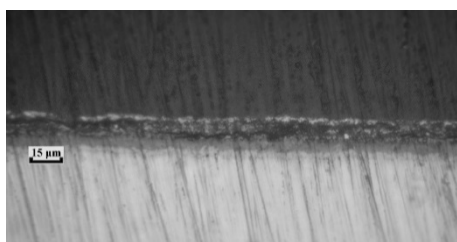


Figure 1. Metallographic cross section of stainless steel 1.4923

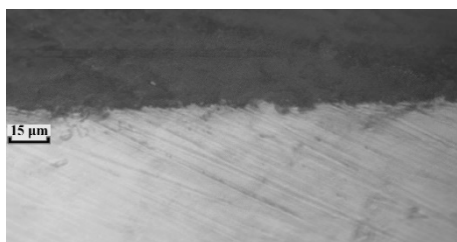


Figure 2. Metallographic cross section of stainless steel 1.4938



Figure 3. Metallographic cross section of Nimonic 901

All samples were exposed in autoclave simulating steam turbines operation conditions. That means superheated steam environment with temperature 570°C and pressure 6 MPa. Time of all expositions was approximately 60 hours. To prevent corrosion we modified pH of demineralised water used for steam production by ammonia solution. Values measured during experiments reported pH 8 – 10. Water in storage tank was before pumping through heating into autoclave degassed to achieve as low content of dissolved oxygen and carbon dioxide as possible.

To evaluate composition and structure of created oxide layers we used XPS, XRD and metallography. Photoelectron spectroscopy (XPS) was used for definition of elemental constitution. X-ray diffraction (XRD) helps to define crystalline structures in the layers. To analyse appearance by photographic documentation of oxide layers with microscope were made metallographic cross sections. Pictures were made with magnification 500x.

On all samples were after exposition visible dark grey oxide layers, on steel 1.4923 much thicker than other two samples (Fig 1 - 3). On this material appeared exfoliation as well. Using XPS and XRD methods was found, that these oxide layers are composed mainly of magnetite and hematite (Fe_2O_3), in low concentration also Cr and Ni.

Conclusions

All of tested materials well resisted expositions without signs of corrosion. Thick layer on stainless steel 1.4923 caused mainly lower content of alloying metals (Ni, Mo). There is distinct two types of layers on this material (Fig. 1). Considering short exposition time and structure analyses, probably it is not inner layer of spinel but surface of metal with changed crystalline structure due to high temperature. Thick layer of steel 1.4923 also showed exfoliation, which can in working systems lead to mechanical damage and regulation devices blocking. Other two materials, stainless steel 1.4938 and Nimonic 901, had much thinner layers with

very similar composition. Nickel and chromium content in Nimonic 901 oxide layer is slightly higher than on steels, which responds with content of these elements in alloy.

Most appropriate properties had the oxide layer on stainless steel 1.4938. It was enough thin and without considerable imperfections. In following research we would like to realize expositions lasting longer time. So is possible to get more information about chromium behaviour in the layers.

References

1. Prof. Ing. Dr. Karas, DrSc., F. Koroze energetických zařízení. Úprava kotelní vody a čistota páry, 1st ed.; Státní nakladatelství technické literatury: Praha, 1965.
2. Luo, X.; Tang, R.; Long, C.; Miao, Z.; Peng, Q.; Li, C. Corrosion Behavior of Austenitic and Ferritic Steels in Supercritical Water. 2007, *40* (2), 147–154.
3. Souto, R. M.; Mirza Rosca, I. C.; Gonzáles, C. Resistance to Localized Corrosion of Passive Films on a Duplex Stainless Steel. 2001, *4* (57).

4. Abreu, C. M.; Cristóbal, M. J.; Losada, L.; Nóvoa, X. R.; Pena, G.; Pérez, M. C. The effect of Ni in the electrochemical properties of oxide layers grown on stainless steels. [Online] 2006, 51, 2991-3000. www.sciencedirect.com.

5. Nichtrostender hochwarmfester Chrom-Stahl mit Molybdänzusatz, 2007. Deutsche Edelstahlwerke. http://www.dew-stahl.com/fileadmin/files/dew-stahl.com/documents/Publikationen/Werkstoffdatenblaetter/RSH/1.4923_de.pdf.

6. CSN EN 10088-1. *Korozivzdorné oceli - Část 1: Přehled korozivzdorných ocelí*. <http://www.keytometals.com/Search.aspx?LN=CZ&id=Subgroup&id1=399868&SessionID=85712291344201319451543W7N2A609T713WU94C>, 2005.

7. Key to metals. <http://www.keytometals.com/Search.aspx?LN=CZ&id=Subgroup&id1=42164&SessionID=85712291344201319451543W7N2A609T713WU94C> (accessed April 19, 2013).

J.M. SOVECHLES, D. BOUCHER, R. LANGLOIS, A.P. SASMITO, K.E. WATERS
Department of Mining and Materials Engineering, McGill University, Canada

PARTICLE TRAJECTORIES WITHIN A HYDROCYCLONE USING THE POSITRON EMISSION PARTICLE TRACKING TECHNIQUE

Abstract

Quartz tracer particles were labelled using the direct activation technique, meaning the tracers had the same composition of the mass of particles being classified in the two-inch hydrocyclone (with a cut size of 10 μm). The recorded trajectories of two particles are shown. The first particle, -1180+850 μm in size, showed, as expected by classical theory, a clear downwards swirling flow to the underflow. A realistic trajectory of the second particle, -425+250 μm in size, was unable to be determined because of the low localisation rate

Introduction

Since their inception into industry in the 1940's, hydrocyclones have gained widespread use in a number of applications as a classifying device. Owing to their simple design, low cost, easy operation, and low maintenance, they have assumed an important role in the separation of solids and liquids. Although hydrocyclones are widely used at present, such as in closed circuit grinding¹, desliming², liquid clarification³, degritting⁴, and thickening operations⁵, the phenomena leading to separation are still not fully understood.

Hydrocyclones are typically characterized by their performance, *e.g.* sharpness of separation, the overflow particle size distribution, and the overall pressure loss. Mechanically hydrocyclones are simple, having no moving parts, however, their internal flow is highly turbulent and performance is difficult to predict. Therefore it is important to increase the understanding of the basic phenomena, which have an impact on the performance, such as the velocity field and the flow of the dispersed phases. These variables will also be a valuable tool for the validation of simulated hydrocyclone performance *via* computational fluid dynamics.

Techniques such as Phase Doppler anemometry (PDA) and particle image velocimetry (PIV) have been employed to obtain average velocity fields, however, these techniques cannot be used to track individual particles in an opaque slurry. Positron emission particle tracking (PEPT) was developed at the University of Birmingham, and has been successfully used to visualize flow in a number of unit operations treating opaque slurries: including flotation cells⁶ and spiral concentrators⁷. Chang *et al.*⁸ reported the underflow trajectory of a single resin bead particle labelled with ion-exchange technique inside a hydrocyclone using PEPT. More recently, Radman *et al.*⁹ conducted tests tracking quartz particles inside a quartz slurry flowing through a hydrocyclone. This paper aims to build upon this work and obtain the trajectories of particles under 1 mm in size.

Materials and methods

Apparatus and procedure

The apparatus consisted of a two-inch diameter Salter hydrocyclone (SC224-P). The total height of the hydrocyclone was 375 mm; the apex and vortex sizes were 4.7 and 14 mm respectively; and the feed inlet was 12 x 5 mm in size. A total of 1.2 kg of quartz was added to 30 L of water (3.9% solids by mass) in a sump tank. Prior to adding the tracer, the system was operated until the pressure stabilised at 30 PSI by adjusting the bypass valves. The closed system allowed for the tracer particle to be re-circulated multiple times over its lifetime, which built up an average flow pattern. The size of quartz tracers were above the cut-size of the two-inch hydrocyclone (10 μm), *i.e.*, under the experimental conditions the tracer particles should report to the underflow.

Creation of the tracer particles

The tracer particles were activated via the direct labelling technique using a cyclotron beam as described by Fan *et al.*¹⁰. The activated particles were initially between 1180 and 1700 μm in diameter due to practical handling considerations¹⁰. If smaller tracers were needed, the larger particles were broken, followed by screening and selection as detailed by Boucher *et al.*⁷.

Positron camera

The ADAC Forte positron camera at the University of Birmingham was used to record the localisation

events¹¹. The 3D position of the particle was obtained by the triangulation algorithm developed by the University of Birmingham, as detailed by Leadbeater *et al.*¹², while a custom MATLAB code was used for post treatment of the particle location data.

Results and discussion

Coarse particle tracer (-1180+850 μm)

During the coarse particle experiment the quartz tracer particle, which had an activation level of 2.6×10^7 Bq, passed through the ADAC camera's detector field a total of 11 times. The residence times ranged from 200 to 340 ms, with an average of 260 ms. A typical pass is shown in Figure 1 (a). As expected by classical theory, a clear downwards swirling flow towards the underflow is seen. The internal boundaries of the hydrocyclone are also shown, with some points lying outside of this range. This is due to the low spatial resolution in the z-axis from the ADAC camera, as documented by Chang *et al.*⁸.

Fine particle tracer (-425+250 μm)

For the fine particle tracer, with an activation level of 7.0×10^5 Bq, there was a very low density of positional data points obtained. This meant the particle's trajectory was unable to be determined. As a comparison, an activation level lower than 4×10^6 Bq is considered weak (1 mm tracer at 10 m s^{-1} with 1000 Hz location rate¹²) for particle tracking in high speed flows, such as in the hydrocyclone. Due to the limited number of recorded positions a representative residence time could not be determined. This is shown in Figure 1 (b) where the first and last recorded data point do not accurately represent when the particle enters and leaves the cyclone.

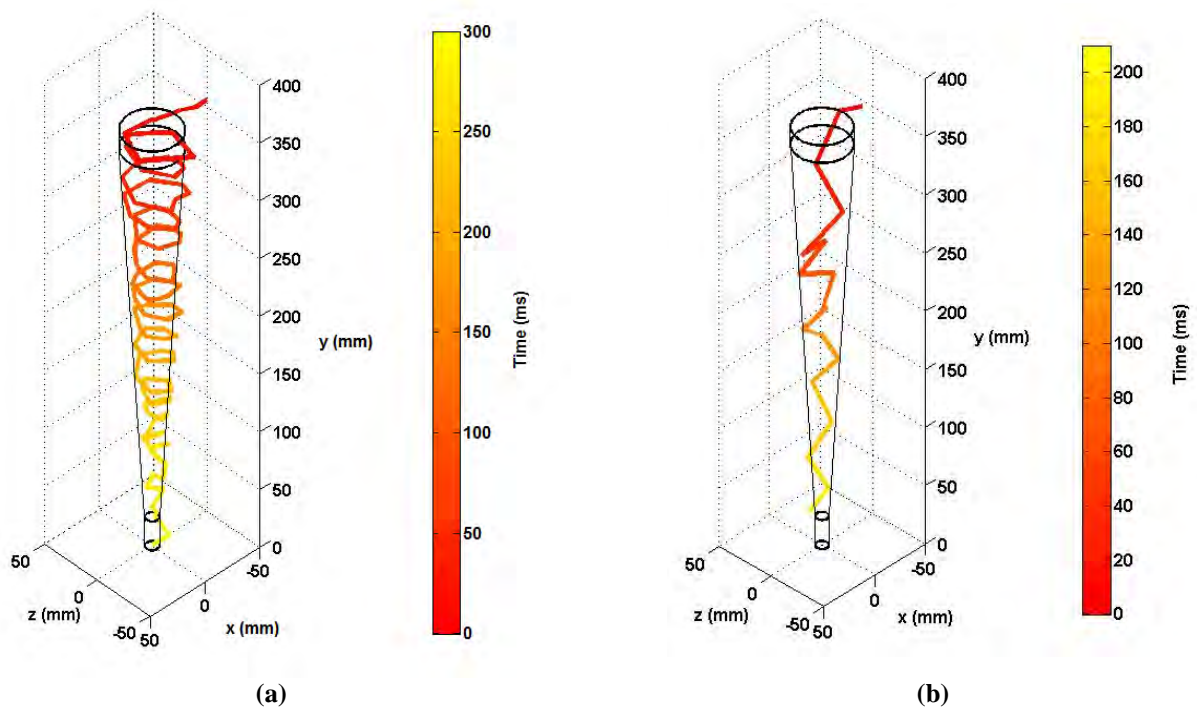


Figure 1. A single pass trajectory of a quartz particle tracer for the (a) -1180+850 μm and (b) -425+250 μm size ranges, with the internal hydrocyclone geometry shown

Conclusions

PEPT has been shown to be a powerful tool for tracking the position of a coarse quartz particle in a hydrocyclone. This is the first time the trajectory of a particle under 1 mm in diameter, inside of a slurry system, has been shown. This will be a valuable tool for the validation of computational based models that predict particle behaviour. Future work aims to continue to develop the PEPT technique for the tracking of particles under 500 μm in diameter. It is envisaged that with improved particle activation and a camera which surrounds the hydrocyclone in 360° this will be possible.

Acknowledgements

The authors would like to acknowledge the Natural Sciences and Engineering Research Council of Canada (NSERC) and Vale Base Metals, Teck Resources Ltd., Xstrata Process Support, Barrick Gold Corp., Shell Canada Ltd., SGS Canada Inc., COREM and CheMIQA for funding this work through the Collaborative Research and Development (CRD) program. (CRDPJ 445682-12)

References

1. A. Casali, G.D. Gonzalez, F. Torres, G. Vallebuona, L. Castelli, and P. Gimnez, *Particle size distribution soft-sensor for a grinding circuit*. Powder Technology, 1998. 99: p. 15-20.
2. M.R. Yalamanchili and J.D. Miller, *Removal of insoluble slimes from postash ore by air-sparged hydrocyclone flotation*. Minerals Engineering, 1995. 8(1-2): p. 169-177.

3. C. Puprasert, G. Hebrard, L. Lopez, and Y. Aurelle, *Potential of using hydrocyclone and hydrocyclone equipped with Grit pot as a pre-treatment in run-off water treatment*. Chemical Engineering and Processing: Process Intensification 2004. 43(1): p. 67-83.
4. H.H. Murray, *Major kaolin processing developments*. International Journal of Mineral Processing, 1980. 7(3): p. 263-274.
5. D. Woodfield and G. Bickert, *Separation of flocs in hydrocyclones - significance of floc breakage and floc hydrodynamics*. International Journal of Mineral Processing, 2004. 73(2-4): p. 239-249.
6. K. Waters, N.A. Rowson, X. Fan, D.J. Parker, and J.J. Cilliers, *Positron emission particle tracking as a method to map the movement of particles in the pulp and froth phases*. Minerals Engineering, 2008. 21: p. 877-882.
7. D. Boucher, Z. Deng, T.W. Leadbeater, R. Langlois, M. Renaud, and K.E. Waters, *PEPT studies of heavy particle flow within a spiral concentrator*. Minerals Engineering, 2014. 62: p. 120-128.
8. Y.F. Chang, C.G. Ilea, Ø.L. Aasen, and A.C. Hoffmann, *Particle flow in a hydrocyclone investigated by positron emission particle tracking*. Chemical Engineering Science, 2011. 66: p. 4203-4211.
9. J.R. Radman, R. Langlois, T.W. Leadbeater, J. Finch, N. Rowson, and K. Waters, *Particle flow visualization in quartz slurry inside a hydrocyclone using the positron emission particle tracking technique*. Minerals Engineering, 2014. 62: p. 142-145.
10. X. Fan, D.J. Parker, and M.D. Smith, *Labelling a single particle for positron emission particle tracking using direct activation and ion-exchange techniques* Nuclear Instruments and Methods in Physics Research Section A: Accelerators, Spectrometers Detectors and Associated Equipment, 2006. 562(1): p. 345-350.
11. D.J. Parker, R.N. Forster, P. Fowles, and P.S. Takhar, *Positron emission particle tracking using the new Birmingham positron camera*. Nuclear Instruments and Methods in Physics Research Section A: Accelerators, Spectrometers Detectors and Associated Equipment, 2002. 477(1-3): p. 540-545.
12. T.W. Leadbeater, D.J. Parker, and J. Gargiuli, *Positron imaging systems for studying particulate, granular and multiphase flows*. Particology, 2012. 10(2): p. 146-153.

M. ZHOU, O. KÖKKILIÇ, R. LANGLOIS, K.E. WATERS

Department of Mining and Materials Engineering, McGill University, Canada

DRY GRAVITY SEPARATION USING A KNELSON CONCENTRATOR

Abstract

Centrifugal concentrators have been widely used for recovering fine gold over the past few decades. One of the main drawbacks is the large volume water required. As water is an increasingly important commodity, investigating dry processing to reduce water usage is of great importance. This work investigated using a laboratory scale Knelson Concentrator with a dry feed, and air used to replace water as the fluidising medium. A synthetic ore of tungsten and quartz was used to mimic a gold ore. Response surface methodology (RSM) and central composite design (CCD) were used for modelling and optimising the process.

Keywords: Knelson Concentrator; Dry processing of minerals; Synthetic ore; Modelling

Introduction

Gravity concentration, one of oldest forms of techniques in mineral processing, utilizes density differences between minerals to facilitate a separation. For fine particle separations, a centrifugal force is employed to increase the settling rate in order to enhance the separation. The Knelson Concentrator is one of the most common centrifugal concentrators for gold processing globally. To investigate dry processing to reduce water usage is of great importance with the increasing concern of environment.

The mineral processing group from McGill University first reported research introducing the possibility of dry processing using a Knelson Concentrator (Greenwood et al., 2013). This paper details the continuing research on modelling and optimising the dry processing.

Materials and Methodology

Synthetic ore was used to represent the composition of a gold ore (Laplante and Nickoletopoulos, 1997, Greenwood et al., 2013, Kökkiliç et al., 2015). Tungsten (17.98 g cm⁻³) was used to mimic gold and quartz (2.65 g cm⁻³) was used as the low density gangue.

A modified 3" laboratory Knelson Concentrator, described by Greenwood et al. (2013) & Kökkiliç et al. (2015) was used for dry processing tests.

Response surface methodology and Central composite design were used to investigate the relationship between the factors and the response, possible interactions between the factors and their effects on the separation performance of the dry Knelson process. Motor power (%), solid feed rate (g/min) and air fluidizing pressure (psi) were chosen in five levels ($\pm 1, 0$), which were designated as x_1 , x_2 and x_3 respectively. The tungsten recovery was chosen as the response. The minimum and maximum design parameters for motor power are from 20 to 80%; 100 to 300 g/min for solid feed rate; and 4 to 12 psi for air fluidising pressure (Table 1).

The concentrate of each test was treated with an elutriator to separate the tungsten from silica completely with the tungsten recovery being calculated. All statistical analysis was conducted using the statistical software

package “Minitab® Statistical Software”.

Results and discussions

Experimental design with coded and actual variables and response are shown in Table 1.

The full quadratic second order response equation representing the recovery of tungsten was expressed as a function of motor power, solid feed rate and air fluidizing pressure. The coded model equation for recovery (y) is presented in Equation (1).

$$y = 47.90 - 19.49x_1 - 4.02x_2 + 14.28x_3 + 7.90x_1^2 - 1.77x_2^2 + 1.55x_3^2 - 0.10x_1x_2 - 9.09x_1x_3 + 2.94x_2x_3 \quad (1)$$

In order to estimate the significance of the developed model, ANOVA was applied. According to the ANOVA analysis, the calculated F-value of recovery is 14.70, higher than the F-value founded from the F-statistics Table with P=0.05 ($F_{0.05(9,10)}=3.14$), which means the regression model is considered acceptable and to fit well. Moreover, the *p*-value (P) of the regression model (0.0001 for recovery) is smaller than 0.05, therefore this model is considered suitable for modelling the response behaviours. The R^2 value for recovery is 0.93 from which it can be assumed that a good correlation was obtained, indicating a good fit. In order to understand the results and for optimization studies, the model is presented in Figure 1 as contour plots. The figures show the relationship between two factors and response while the other factor is at the centre (0) level.

As seen from the Figure 1(a), the recovery is significantly affected by decreasing motor power. However, the solid feed rate has a negligible effect on the recovery. Figure 1(b) shows that the recovery depends on both motor power and air fluidising pressure.

Table 1

Design of the Knelson experiments and tungsten recovery results							
Run	Coded levels of variables			Actual levels of variables			Response
	x_1	x_2	x_3	MP (%)	SFR (g/min)	AFP (psi)	Recovery (%)
1	-1	+1	-1	50	143.3	8	33.60
2	+1.68	0	0	50	283.0	8	33.00
3	-1	-1	-1	32	130.2	6	66.50
4	0	0	0	50	150.4	12	70.80
5	+1	-1	-1	32	229.9	6	55.10
6	0	0	0	50	200.7	8	41.80
7	0	+1.68	0	68	128.5	10	45.60
8	-1	+1	+1	32	238.1	10	98.10
9	+1	+1	-1	68	244.9	10	42.20
10	0	0	0	68	131.9	6	40.10
11	-1.68	0	0	50	100.2	8	51.50
12	0	0	-1.68	68	229.0	6	34.70
13	0	0	0	80	197.4	8	32.30
14	0	0	0	50	142.9	4	32.00
15	+1	+1	+1	20	183.5	8	99.60
16	+1	-1	+1	50	147.1	8	57.20
17	-1	-1	+1	50	193.5	8	49.10
18	0	-1.68	0	50	185.2	8	47.70
19	0	0	0	32	157.5	10	99.70
20	0	0	+1.68	50	209.1	8	56.50

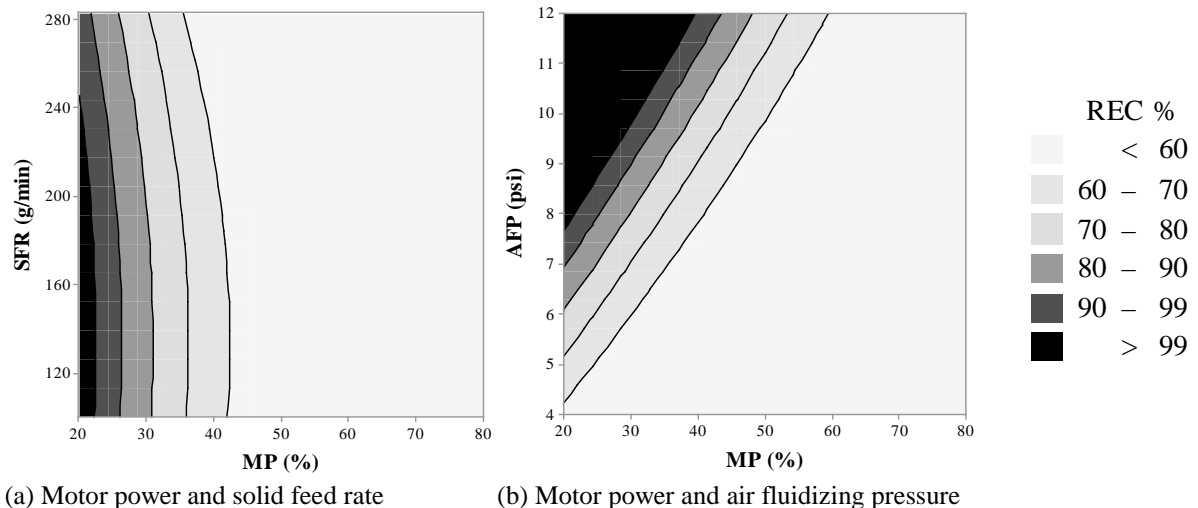


Figure 1. Response surface plots for tungsten recovery

In order to determine the optimum operating conditions, a response optimizer function was used under different scenarios. For the scenarios, target recoveries were set as 99.9% and 99.99%. The scenarios and the solutions are shown in Table 2.

Table 2

Target (%)	MP (%)	SFR (g/min)	AFP (psi)	Composite Desirability
99.9	33	283	11	1.00000
	30	270	10	1.00000
	30	183	10	1.00000
	33	100	11	1.00000
99.99	30	270	10	1.00000
	33	100	11	1.00000
	33	283	11	1.00000
	30	172	10	0.99973

Table 3

Optimum conditions			Recovery (%)		
MP (%)	SFR (g/min)	AFP (psi)	Fitted	Actual	Error
30	200	10	100.0%	99.8%	-0.2%

From Table 2, the motor power and air fluidising pressure were chosen as 30% and 10 psi respectively. As mentioned previously, the solid feed rate has a negligible effect on the recovery, 200 g/min was chosen as the average of the feed rates listed in the table.

To confirm the validity of the model, experiments were carried out using the determined optimum conditions. The validation test was repeated five times. The comparisons between the actual and model predicted data are presented in Table 3. It can be considered that for the optimum conditions the proposed quadratic equations adequately predicts the tungsten recovery (error <5%).

Conclusions

Dry processing using a Knelson Concentrator can get high recovery. The selected model is significant to the response and a good correlation was obtained. Motor power and air fluidizing pressure affect tungsten recovery significantly while solid feed rate does not. The optimum conditions for the highest recovery of motor power, solid feed rate and air fluidizing pressure were 30%, 200 g/min and 10 psi, respectively.

References

- Greenwood, M., Langlois, R., Waters, K.E., 2013. The potential for dry processing using a Knelson Concentrator, *Minerals Engineering*, 45, 44–46.
- Kökkılıç, O., Langlois, R., Waters, K.E., 2015. A design of experiments investigation into dry separation using a Knelson Concentrator, *Minerals Engineering*, 72, 73–86.
- Laplante, A.R., Nickoletopoulos, N., 1997. Validation of a Falcon model with a synthetic ore, *Canadian Metallurgical Quarterly*, 36 (1) 7-13.

В.У. ГРИГОРЕНКО, С.В. КАДИЛЬНИКОВ, С.А. ЛАНТУХ

Национальная металлургическая академия Украины, Днепропетровск, Украина

ВЫБОР И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАВИТАЦИОННОГО ГЕНЕРАТОРА ИМПУЛЬСНОГО ДАВЛЕНИЯ ДЛЯ ПРОЦЕССОВ СНЯТИЯ ОСТАТОЧНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В СВАРНЫХ ТРУБАХ

Явление кавитационного воздействия на граничные поверхности заключается в образовании парогазовых пузырьков при местном понижении давления в потоке быстро движущейся жидкости. При этом основную роль играет фаза схлопывания пузырька, при которой энергия, сравнительно медленно запасаемая по мере роста пузырька, концентрируется и выделяется за короткий промежуток времени (порядка 10^{-6} с) и в очень малом пространстве (порядка 10^{-6} мм³). Существует четыре основных эффекта при захлопывании пузырьков:

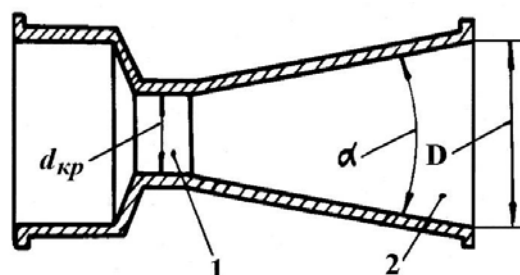


Рис. 1. Кавитирующая трубка Вентури

1) На основании того, что на ближней к твердой поверхности границе пузырька большое гидравлическое сопротивление, центр пузырька перемещается во время захлопывания в сторону твердой поверхности.

2) Разность скоростей в крайних точках по вертикали порождает прогиб вовнутрь дальней поверхности от твердой стенки пузырька и образование струи, направленной к твердой стенке.

3) При достижении струей противоположной стенки пузырька происходит ее изгиб и при достаточной энергии приводит пузырь к тороидальной форме, которая быстро распадается.

4) На последней стадии захлопывания может возникать противоструя, направленная от твердой стенки, и сам процесс сопровождается звуковым импульсом.

При соблюдении определенных условий кавитация приводит к автоколебаниям с использованием кавитирующей трубкой Вентури (КТВ). КТВ представляет собой сужающиеся и расширяющиеся каналы с углом раскрытия диффузора 10-120° и отношением диаметров критического сечения и после диффузорного канала близким 4 (рис.1). При прокачивании воды с расходом 10 дм³/с и давлением на входе в КТВ до 5 МПа в гидросистеме возникают автоколебания в широком диапазоне изменений (200- 2000 Гц), при этом амплитуда пульсаций давления в 2,5 раза превышает давление на входе. Процесс содержит две основные стадии. Первая характеризуется зарождением и ростом в диффузоре оседлой каверны 1 (рис.2.а) в результате разгона воды напорным давлением P_H . Вторая заключается в отрыве оседлой каверны 2, сносом ее в диффузор потоком жидкости, захлопыванием оторвавшейся части под действием подпорного давления P_H (рис.2.б). Поскольку расходы воды и наибольшие давления, характерные для серийных насосных установок составляют 1 дм³/с и 30 МПа соответственно, то для использования КТВ необходимы дополнительные исследования кавитационных процессов, а именно выбор геометрических параметров трубки Вентури: угла раскрытия диффузора, диаметра критического сечения трубки, длины последиффузионного канала. Кавитационный разрыв жидкости можно рассматривать как поток, движущийся совместно с заготовкой. Частицы жидкости при этом можно рассматривать как примыкающий к твердой поверхности слой или присоединенную массу. Кинетическая энергия примыкающего слоя почти полностью переходит в работу пластической деформации заготовки, при этом потери энергии при ударе вычисляются по формуле [1]:

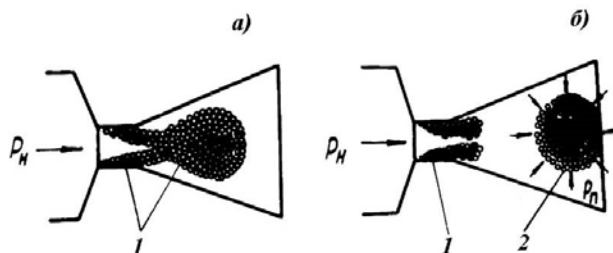


Рис. 2. Основные стадии процесса: а) зарождение и рост оседлой каверны; б) отрыв оседлой каверны, снос ее в диффузор, захлопывание оторвавшейся части

$$E = \frac{m_1 m_2}{2(m_1 + m_2)} (v_1 - v_2)^2, \quad (1)$$

где m_1, m_2, v_1, v_2 соответственно массы и скорости соударяющихся тел.

Анализ взаимодействия потока кавитации с заготовкой показал, что в большинстве случаев потери энергии в процессе взаимодействия пренебрежительно малы и вся энергия потока кавитации передается заготовке. Это объясняется следующим фактом. Слой гидропотока n_2 отделен от примыкающего слоя жидкости n_1 полостью кавитации. Скорость частиц в гидропотоке неодинакова, однако ее можно охарактеризовать средней скоростью v_2 . Скорость гидропотока за счет кинетической энергии газового пузыря непрерывно возрастает, а скорость примыкающего слоя, наоборот, непрерывно уменьшается. Таким образом, в определенный момент времени слой n_2 догоняет слой n_1 и смыкается с ним. При этом формируется волна давления, описываемая соотношением [1]:

$$P = p_0 c_0 (V_1 - V_2), \quad (2)$$

где p_0, c_0 — плотность и акустическое сопротивление жидкости, соответственно; V_1, V_2 — скорость заготовки и примыкающего к ней слоя, соответственно.

К.п.д. передачи энергии гидропотока заготовке определяется следующей зависимостью [4]:

$$\eta = 1 - \frac{1}{\frac{n_2}{n_1 + p_0}} \left(1 - \frac{V_1}{V_2}\right)^2, \quad (3)$$

где m - масса заготовки.

Уравнение движения заготовки на данной стадии имеет вид [5]:

$$\left[m + z p_0 - t p_0 \frac{dz}{dt} + \frac{\theta p_0 c_0}{2} \ln 2 V_{tk} - \frac{\theta p_0 c_0}{2} \ln \left(\frac{dz}{dt} \right) \right] \frac{d^2 z}{dt^2} + k z = 0, \quad (4)$$

θ — постоянная времени прямой ударной волны; t — время; k — параметр кавитации ($k = P_H / P_H$).

Частота кавитационных колебаний определяется формулой [1]:

$$f = S k_{in} \sqrt{\frac{2g(P_H - P_2)}{\gamma}} \cdot \frac{2 \operatorname{tg} \alpha / 2}{d_{sp}} \cdot \frac{1}{\sqrt{1 - \sqrt{1 - k}}}, \quad (5)$$

где $Sh_{\text{к}}$ – число Струхала; μ – коэффициент сужения струи; γ – удельный вес жидкости; α – угол раскрытия диффузора; $P_{\text{в}}$ – давление жидкости на входе в критическое сечение КТВ; $P_{\text{г}}$ – давление насыщенных паров жидкости; $d_{\text{кр}}$ – диаметр критического сечения генератора импульсного давления (ГИД).

Условие существования устойчивых кавитационных автоколебаний, согласно [2], имеет вид:

$$Q = \mu F_{\text{кр}} \sqrt{2g\gamma(P_{\text{в}} - P_{\text{г}})}, \quad (6)$$

где Q – расход жидкости; $F_{\text{кр}}$ – площадь критического сечения ГИД.

Тогда для диаметра $d_{\text{кр}}$ будет иметь место следующая формула:

$$d_{\text{кр}} = 2 \sqrt{\frac{Q}{\pi \mu \sqrt{2g\gamma(P_{\text{в}} - P_{\text{г}})}}} \quad (7)$$

Формула для расчета длины последифузионного канала имеет вид:

$$l = \frac{d_{\text{кр}}}{2 \operatorname{tg} \alpha / 2} \left(\sqrt{\frac{\mu}{1 - \sqrt{1 - k}}} - 1 \right). \quad (8)$$

Формулы (1)-(6) могут быть использованы для расчета как геометрических параметров трубки Вентури, так и для режимных параметров гидроимпульсных установок, оснащенных серийными насосами. основополагающим условием при этом является наибольшая амплитуда пульсаций давления в возможно большем диапазоне изменения параметра кавитации.

Литература

1. Пилипенко В.В., Задонцев В.А., Нанько И.К. и др. Исследование высокочастотных кавитационных автоколебаний в гидравлической системе с трубкой Вентури. В кн.: Кавитационные автоколебания в насосных системах. - Киев: Наук. Думка, 1975, ч.2, С.104-113.
2. Манько И.К. Влияние угла диффузора трубки Вентури на частоту и уровень максимальных значений давления высокочастотных кавитационных колебаний. В кн.: Кавитационные автоколебания и динамика гидравлических систем. - Киев: Наук. Думка, 1977, С.34-38.

С.В. ЖУРАВЛЕВА, М.А. ДАЦИЙ, В.С. МАМЕШИН
Национальная металлургическая академия Украины

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОЙ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ МЕТАЛЛА В АКП

Проанализированы технико-экономические показатели эффективности технологии комплексной десульфурации металла на агрегате ковш-печь. Рассчитан ожидаемый экономический эффект от внедрения предлагаемой технологии с учетом увеличения производительности МНЛЗ, роста себестоимости внепечной обработки и при неизменной стоимости тонны реализованной продукции.

Ключевые слова: экономический эффект, комплексная десульфурация, агрегат ковш-печь, внепечная обработка

Постановка проблемы. В практике металлургического производства, постоянно наблюдается тенденция ужесточения требований к качеству продукции. Сравнительный анализ требований к качеству стали (использованы данные стандартов ГОСТ, DIN, ASTM, BS, JIS) [1] в целом свидетельствует о том, что для сталей массового назначения (низко- и среднеуглеродистые, низколегированные) допускается довольно широкий диапазон колебаний марочного содержания углерода, марганца, неметаллических включений, а также кислорода. Однако применение непрерывной разливки существенно скорректировало требования к качеству металла. Прежде всего, это относится к содержанию серы в металле, снижение концентрации которого исключает развитие ликвационных явлений в виде отдельных скоплений сульфидных включений. Из практики непрерывной разливки стали известно, что одной из главных причин прорывов и трещин является низкое отношение показателя Mn/S. Принято считать, что это отношение должно быть не ниже 25. Многие предприятия [2,3] для обеспечения высокой производительности МНЛЗ увеличивают скорость разливки и поддерживают отношения Mn/S на уровне 35 - 40 и более, фактически соответствует ограничению содержания серы в стали.

Постановка задачи. Целью работы являлось проведение технико-экономического анализа комплексной технологии десульфурации стали на агрегате ковш-печь (АКП), которая обеспечивает получение качественного металла.

Изложение основных материалов исследования. Одним из способов, который обеспечивает низкие концентрации серы в металле, является применение порошковой проволоки с различными наполнителями [4]. В зависимости от вида наполнителя, основными задачами обработки являются влияние на физико-химическое состояние металла, корректировки химического состава в узких пределах, качества поверхности и внутренней структуры, легирования и модифицирования, глубокая десульфурация металла.

Применение кальцийсодержащих материалов для внепечной обработки металла, кроме глубокой

десульфурации, способствует решению важных задач [4]:

- улучшение качества поверхности и макроструктуры заготовок;
- модифицирование и глобуляризация неметаллических включений, которые не деформируются при прокатке;
- повышение ударной вязкости, пластических свойств, хладостойкости;
- снижение содержания кислорода и неметаллических включений.

Разработанная технология десульфурации металла на агрегате ковш-печь с совместным использованием ТШС и силикокальциевой проволоки [5] позволяет получать содержание серы в стали менее 0,010%, что способствует увеличению скорости разливки и повышению производительности МНЛЗ в целом. При этом не нужно новых капиталовложений для установки дополнительного оборудования и обеспечения глубокой десульфурации металла. Для оценки экономической эффективности разработанной технологии комплексной десульфурации проводили исследования для условий работы предприятия ООО "Электросталь". Проектная мощность производства стали на заводе составляет более 300000 тонн в год. Основное производство рядовой сортамент - Ст3, Ст5, непрерывнолитая заготовка квадратного сечения размером от 120x120 до 135x135 мм. Для существующей скорости разливки спокойных марок сталей - Ст3 и Ст5, равной 3,3 м/мин продолжительность разливки 55 тонн металла составляет 56,04 минут. Технология десульфурации металла на АКП с совместным использованием ТШС и SiCa-проволоки позволяет увеличить скорость разливки до 3,5 м/мин, тогда продолжительность разливки квадрата сечением 120x120 мм составит - 52,83 мин.

Фонд времени работы МНЛЗ определяли с учетом исключения из календарного числа часов в году времени остановок МНЛЗ на все виды ремонтов, ликвидации последствий прорывов и замену узлов машины, перестройку ручьев машины при изменении сечения заготовок, которые отливаются:

$$\Phi = 365 - (T_{\text{кап}} + T_{\text{п.п.}} + T_{\text{пот}} + T_{\text{п}}), \quad (1)$$

где Φ – фонд времени работы МНЛЗ, ч; $T_{\text{кап}}$ – длительность капитальных ремонтов, ч; $T_{\text{п.п.}}$ – длительность планово-предупредительного ремонта, ч; $T_{\text{пот}}$ – длительность поточных ремонтов, ч; $T_{\text{п}}$ – длительность внеплановых простоев, ч.

Если на разливку заготовок не нужно перестраивать МНЛЗ на другое сечение, фонд времени работы МНЛЗ возрастает.

Для определения экономического эффекта от внедрения разработанной технологии рассчитывали годовую производительность МНЛЗ:

$$\Pi = \frac{\mu M_{\text{г}} \Phi}{\tau_{\text{р}} + \tau_{\text{п}}}, \quad (2)$$

где Π – годовая производительность, т; μ – коэффициент выхода годных заготовок из жидкой стали, для разливки сортовых заготовок на МНЛЗ составляет 0,93 - 0,95; Φ – фонд рабочего времени МНЛЗ; $\tau_{\text{п}}$ – время паузы между плавками без изменения размеров заготовок, ч; $n_{\text{с}}$ – число плавки в серии.

Для квадрата сечением 120x120 мм (при $v_{\text{р}} = 3,3$ м/мин) годовая производительность составляет 413490,2 т. Увеличив скорость разливки до $v_{\text{р}} = 3,5$ м/мин, производительность МНЛЗ возрастет до $\Pi = 438141,5$ т. Согласно проведенным расчетам себестоимость обработки стали на АКП по проектному варианту возрастает на 2 долл./т. При этом обработка металла в ковше-печи по предложенной технологии позволит увеличить производительность, в целом, на 24651,3 т стали в год. Рыночная цена 1 тонны заготовки спокойных марок стали составляет 450 - 500 долл./т. Экономический эффект при реализации продукции можно определить как:

$$P = \Pi_{\text{п}} (\text{Ц} - C_{\text{ст}} - C_{\text{о}}^{\text{п}}) - \Pi_{\text{б}} (\text{Ц} - C_{\text{ст}} - C_{\text{о}}^{\text{б}}) \quad (3)$$

где P – прибыль без учета налога; $\Pi_{\text{п}}$, $\Pi_{\text{б}}$ – годовая производительность по проектному и базовому вариантам, соответственно, т; Ц - цена за 1 тонну реализованной продукции, долл./т; $C_{\text{ст}}$ – себестоимость 1 тонны стали до обработки на АКП; $C_{\text{о}}^{\text{п}}$, $C_{\text{о}}^{\text{б}}$ – себестоимость выпечной обработки 1 тонны стали по проектному и базовому вариантам, долл./т.

Себестоимость 1 тонны стали до обработки на ковше печи в базовом и проектном вариантах не меняется. Годовой экономический эффект с учетом неизменной стоимости 1 тонны реализованной продукции после внедрения предлагаемой технологии выпечной десульфурации может составлять 972 500 долларов в год. В таблице 1 представлена сравнительная характеристика технико-экономических показателей выпечной обработки и разливки по базовому и проектному вариантам.

Технико-экономические показатели эффективности внедрения разработанной технологии внепечной десульфурации на АКП

Показатель	Варианты		Отклонение	
	Базовый	Проект	Абсолют.	Относит., %
Скорость разливки, м/мин	3,3	3,5	0,2	5,71
Время разливки, мин	56,04	52,83	- 3,21	- 6,08
Производительность, т/год	413490,2	438141,5	24651,3	5,63
Себестоимость обработки на АКП, долл./т	25,16	27,2	2,04	7,5
Годовая прибыль может составлять, без ПДВ	972 564,5 \$			

Выводы. Использование предложенной технологии комплексной десульфурации для получения низкого содержания серы в стали позволяет повысить производительность за счет улучшения разливаемости стали и увеличения скорости разливки металла на МНЛЗ. Проведена сравнительная характеристика калькуляции себестоимости внепечной обработки стали без использования силикокальциевой проволоки и с применением предлагаемой технологии для комплексной десульфурации с использованием проволоки СК30. Ожидаемый экономический эффект может составить 972 564,5 долларов в год.

Литература

1. Огурцов, А.П. Непрерывное литье стали [Текст] / А.П. Огурцов, А.В. Гресс. – Днепропетровск: Системные технологии, 2002. – 675 с.
2. Смирнов, О.М. Безперервне розливання сталі [Текст] / О.М. Смирнов, С.В. Куберський, Є.В. Штепан. – Алчевськ: ДонДТУ, 2011. – 518 с.
3. Евтеев, Д.П. Непрерывное литье стали [Текст] / Д.П. Евтеев, И.Н. Колыбалов. – М.: Metallurgiya, 1984. – 200 с.
4. Дюдкин, Д.А. Производство стали. Том 1. Процессы выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки стали [Текст] / Д.А. Дюдкин, В.В. Кисленко. – М.: «Теплотехник», 2008. – 530 с.
5. Пат. 88592 U Україна, МПКС21D 1/100 (2006.01). Спосіб десульфуратії металу в агрегаті ківш-під / С.В. Журавльова, Ю.С. Паніотов, В.С. Мамешин, А.С. Грищенко. – № 88592 U; Заявл. 23.09.2013; Опубл. 25.03.2014; Бюл. №6.
6. Рудой, Л.С. Проектирование конвертерных цехов [Текст] / Л.С.Рудой, В.Я. Орман. – К.: УМК ВО, 1989. – 80 с.

Д.А. ЛОГИНОВ, О.А. ДУБОВИКОВ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОКРЕМНИСТЫХ БОКСИТОВ КАЗАХСТАНА

В работе представлены результаты проведенных исследований по переработке бокситов Казахстана с использованием технологии, разработанной в Горном университете [1, 2]. Исследования основаны на научных трудах выдающихся ученых Горного университета – академика Н.С. Курнакова, профессоров Н.П. Асеева, А.Н. Кузнецова.

Предлагаемая технология включает в себя:

- термическую активацию сырья (обжиг при температуре 900-1000 °С), позволяющую перевести содержащиеся в бокситах силикаты в легкорастворимую в щелочных растворах аморфную форму;
- обескремнивание обожженного боксита щелочным раствором;
- выщелачивание полученного концентрата по способу Байера.

Исследования проводились на пробе бокситов Тургайского месторождения, предварительно измельченной до крупности -5,0 мм, следующего состава: 43,21 Al₂O₃; 12,23 SiO₂; 18,01 Fe₂O₃; 2,49 TiO₂; 0,9 CaO; 23,16 ППП; $\mu_{Si} = 3,53$.

Термохимическое обогащение осуществлялось при следующих условиях: 1) продолжительность обжига от 0 до 3 ч (небольшое влияние на эффективность обескремнивания); 2) температура обжига 900-1000 °С; 3) температура обескремнивания обожженного боксита 95 °С; 4) концентрация Na₂O при обескремнивании 150 г/л; 5) отношение Ж:Т при обескремнивании 10:1.

При данных условиях удалось повысить кремниевый модуль сырья до 9,1. Теоретическое извлечение Al₂O₃ (исходя из предположения, что образуется ГАСН состава Na₂O·Al₂O₃·1,7SiO₂·2H₂O):

$$\varepsilon = \frac{\mu_{Si} - 1}{\mu_{Si}} \cdot 100\% = \frac{9,1 - 1}{9,1} \cdot 100\% = 89\%$$

Для установления оптимальных условий сочетания термохимического обогащения с

выщелачиванием по способу Байера был спланирован эксперимент по методу Бокса-Уилсона [3], в качестве параметра оптимизации (y) было выбрано сквозное извлечение Al_2O_3 , в качестве варьируемых были выбраны следующие факторы: температура обжига (x_1), продолжительность байеровского выщелачивания (x_2), концентрация Na_2O при байеровском выщелачивании (x_3).

Максимального извлечения Al_2O_3 $\varepsilon = 85\%$ удалось добиться при условиях: температура обжига 900 °С, продолжительность байеровского выщелачивания 180 мин, концентрация Na_2O при байеровском выщелачивании 314 г/л, что на 4 % ниже теоретически возможного извлечения.

Уравнение регрессии:

$$y = 64,975 - 3,525x_1 + 7,375x_2 + 14,35x_3 - 3,4x_2x_3 + 4,15x_1x_2x_3.$$

Согласно рассчитанному значению критерия Фишера ($F = 4,34$) математическая модель оказалась адекватной, было принято решение продолжить исследование с целью оптимизации технологического процесса.

Литература

1. Дубовиков О.А. Эффективные технологии переработки низкокачественных бокситов / О.А. Дубовиков, В.М. Сизяков. – СПб : Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 2012. – 195 с.

2. Сизяков В.М. Теория и практика термохимического обогащения низкокачественных бокситов / В.М. Сизяков, О.А. Дубовиков, Д.А. Логинов // "Обогащение руд" ИД "Руда и металлы", № 5, 2014, с.10-17.

3. Адлер Ю.П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий / Ю.П. Адлер, Е.В. Маркова, Ю.В. Грановский // М.: Наука, 1976. 280 с.

И.Л. ОЛЕЙНИК, М.Ю. НАЗАРЕНКО

Национальный минерально-сырьевой университет "Горный"

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА ТЕРМИЧЕСКОГО КРЕКИНГА ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ ПРИБАЛТИЙСКОГО БАССЕЙНА

В настоящее время основным источником сырья для химической и энергетической промышленности являются нефть и природный газ. Постоянный рост энергопотребления, уменьшение известных запасов легкодоступной нефти, увеличение сернистости и обводненности нефти повышают интерес во всех странах к такому источнику углеводородов как горючие сланцы. В горючих сланцах содержится до 50% минеральной части, поэтому при переработке сланцев образуется большое количество твердых зольных отходов. Для эффективного применения горючих сланцев в различных областях промышленности и народного хозяйства необходимо детальное изучение сланцевой золы, которая образуется в большом количестве при переработке сланцев.

Целями данной работы стали изучение физико-химических свойств горючих сланцев, определение оптимальных условий брикетирования горючих сланцев и изучение поведения горючих сланцев при термической обработке.

Объектом исследования стали горючие сланцы Прибалтийского бассейна, Ленинградского и Эстонского месторождений. В ходе исследований были определены:

- физические свойства горючих сланцев;
- компонентный состав минеральной части горючих сланцев;
- оптимальные условия для брикетирования горючих сланцев;
- изменение массы и пористости при термическом крекинге.

Научный руководитель: к.т.н., доцент С.Н. Салтыкова

А.В. РЫЖКИН, Л.С. МОЛЧАНОВ

Национальная металлургическая академия Украины

ИНОВАЦИОННЫЕ ПОДХОДЫ В ЛЕГИРОВАНИИ РАСПЛАВОВ МАРГАНЦЕМ

Постановка задач исследования

Процесс легирования является неотъемлемой операцией производства современных металлических конструкционных материалов. Наличие легирующих веществ в составе металлов и сплавов предопределяет технологические свойства (температура плавления, предел прочности, ударная вязкость и т.д.). Наибольшее распространение среди всех легирующих компонентов при производстве низко-, средне- и высокоуглеродистых сталей получил марганец. В основном его ввод в расплавы осуществляют в виде ферромарганца (сплав металлического марганца с железом) различных марок. Производство ферромарганца требует значительных

затрат энергии, что негативно влияет на энергоёмкость и себестоимость металлургической продукции в целом [1].

Целью данной работы является обоснование и экспериментальное опробование технологии легирования металлов и сплавов марганцем, восстановленным из оксида в объёме расплава.

Методика проведения исследований

Проведенные исследования носили комплексный характер и включали как теоретическую часть, так и экспериментальную. В рамках теоретических исследований был проведен термодинамический анализ процессов алюмотермического восстановления оксидов марганца. При этом было изучено влияние температуры на процессы восстановления оксидов марганца алюминием. Химические уравнения образования рассматриваемых оксидов марганца, алюминия и их термодинамические характеристики представлены в таблице 1.

Таблица 1

Уравнения химических реакций образования оксидов марганца, алюминия и их термодинамические характеристики [2]*

№ п/п	Уравнение химической реакции	Температурная зависимость энергии Гиббса, Дж/моль	Диапазон температур, К
1.	$\langle \text{Mn} \rangle + \frac{1}{2} \{ \text{O}_2 \} = \langle \text{MnO} \rangle$	$-385186 + 73,73 T$	298 – 1517
2.	$3 \langle \text{Mn} \rangle + 2 \{ \text{O}_2 \} = \langle \text{Mn}_3\text{O}_4 \rangle$	$-1385412 + 360,60 T$	298 – 1516
3.	$2 \langle \text{Mn} \rangle + \frac{3}{2} \{ \text{O}_2 \} = \langle \text{Mn}_2\text{O}_3 \rangle$	$-959070 + 259,54 T$	298 – 1516
4.	$\langle \text{Mn} \rangle + \{ \text{O}_2 \} = \langle \text{MnO}_2 \rangle$	$-518954 + 177,19 T$	298 – 1516
5.	$2 (\text{Al}) + \frac{3}{2} \{ \text{O}_2 \} = \langle \text{Al}_2\text{O}_3 \rangle$	$-1685909 + 325,15 T$	932 – 2303

* - $\langle \rangle$ - твёрдое состояние вещества; $()$ – жидкое состояние вещества; $\{ \}$ – газообразное состояние вещества

На основании проведенного термодинамического анализа были определены наиболее перспективные оксидные соединения марганца для осуществления процесса его восстановления в объёме расплава.

Экспериментальная часть исследований предполагала проведение высокотемпературного моделирования процесса восстановления марганца из оксида в объёме жидкого чугуна. При этом использовалась специальная экспериментальная установка (рис. 1), состоявшая из следующих конструктивных элементов: печь Таммана (1), огнеупорная подставка (2), графитовый тигель с жидким чугуном (3), брикет с исследуемой смесью (4), механический захват (5), кронштейн (6) и термопара (7).

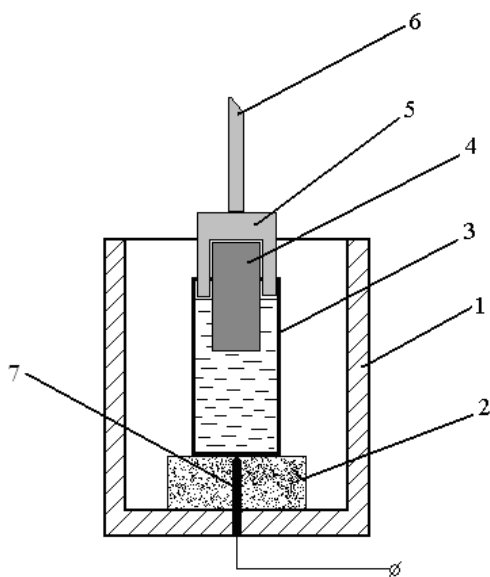


Рис. 1 Схема экспериментальной установки:
1 – печь Таммана; 2 – огнеупорная подставка; 3 – графитовый тигель с жидким чугуном; 4 – брикет из экзотермической смеси, содержащей оксид магния; 5 – механический захват; 6 – кронштейн; 7 – термопара ВР-5/ВР-20

Для экспериментальных исследований применяли чугун в количестве 1600 г, который предварительно дробили до фракции 15 – 20 мм, загружали в графитовый тигель установленный в печи Таммана и нагревали до температуры 1500°C. Контроль температуры расплава осуществлялся по средству определения показаний термопары ВР-5/ВР-20 подведённой ко дну тигля. Состав смеси для восстановления марганца рассчитывали в соответствии со стехиометрическими коэффициентами химических реакций.

Ввод экзотермической смеси, в количестве 120 г, в расплав проводили в форме брикета имеющего форму параллелепипеда ($a \times b \times h = 30 \times 30 \times 50$ мм), оснащенного оболочкой из черной жести. Режим нагрева печи Таммана был следующим: нагрев рабочего пространства осуществляли со скоростью 10 °C/ мин. до температуры 1500°C, после чего устанавливался стационарный режим, при котором за счёт подвода электроэнергии компенсировались только тепловые потери, а дальнейший нагрев расплава практически прекращался.

Оценку эффективности различного состава экзотермических смесей проводили по относительному показателю прироста содержания примесей в чугуне:

$$\Delta = \frac{(\tilde{N}_{\text{в.т.}} - \tilde{N}_{\text{н.т.}})}{\tilde{N}_{\text{н.т.}}} \cdot 100, \% \quad (1)$$

где $C_{\text{нач}}$ и $C_{\text{кон}}$ – соответственно начальное и конечное содержание элемента в чугуне.

Результаты проведенных исследований

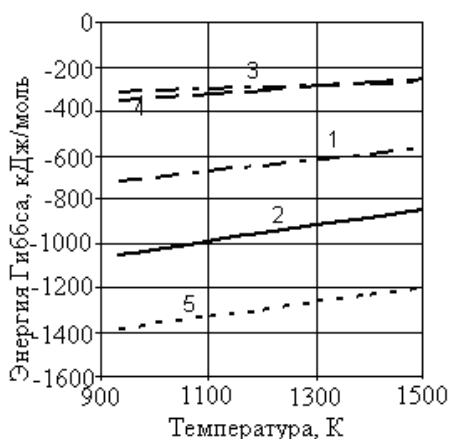


Рис. 2 Зависимость энергии Гиббса для процессов окисления марганца и алюминия: цифры у кривых номера по порядку химических реакций в таблице 1

Зависимость энергии Гиббса от температуры для процессов окисления марганца и алюминия представлены на рис. 2.

В соответствии с данными, представленными на рис.2 алюминий обладает большим сродством к кислороду, чем марганец, поэтому принципиально может быть использован в качестве восстановителя. Учитывая, что наибольшая разница между значениями энергий Гиббса, в исследуемых диапазонах температур, определена между реакциями (5) – (3) и (5) – (4), то наиболее рационально алюмотермическое восстановление марганца проводить из Mn_2O_3 и MnO_2 , при этом тепловыделение составляет 3500 и 4750 кДж / кг соответственно [3].

Исходя из результатов теоретических исследований для проведения экспериментальных исследований был выбран марганцевый концентрат пирроузитовых руд (содержащий компоненты, %: $Mn_{общ}$ – 34; S – 0,1 и P – 0,1). В качестве восстановителя использовалась крупка алюминиевая АВ-87. Для связывания серы и фосфора в состав смеси дополнительно была введена известь и плавленый шпат. Составы разработанных смесей представлены в таблице 2.

Таблица 2

№ смеси	Состав разработанных смесей для восстановления марганца в объёме расплава			
	Содержание компонентов, %			
	Марганцевый концентрат	Крупка алюминиевая	Известь металлургическая	Флюорит (ФК-75, ФГ-75)
1	70	30	0	0
2	54	23	16	7

Результаты лабораторного исследования технологической эффективности разработанных смесей для восстановления марганца представлены в таблице 3.

Таблица 3

Результаты исследования технологической эффективности разработанных смесей для восстановления марганца**

Вид пробы	Состав чугуна, %				
	C	Si	Mn	S	P
До обработки	3,85	0,67	0,35	0,031	0,138
После обработки смесью № 1	<u>3,86</u> 0,26	<u>0,64</u> -4,48	<u>0,85</u> 142,86	<u>0,038</u> 22,58	<u>0,145</u> 5,07
После обработки смесью № 2	<u>3,82</u> -0,78	<u>0,65</u> -2,98	<u>0,80</u> 128,57	<u>0,029</u> -6,45	<u>0,136</u> -1,45

** - в числителе указано абсолютное значение, в знаменателе – относительный прирост содержания примеси в расплаве.

Таким образом, в соответствии с данными представленными в таблице 4, можно сделать вывод о целесообразности применения в промышленных условиях смеси № 2. Это связано с отсутствием негативных последствий перехода серы и фосфора из концентрата в расплав.

Выводы

1. Теоретически обоснована и экспериментально опробована технология легирования расплавов марганцем за счет его восстановления в объёме расплава.
2. Определены рациональные составы смеси для восстановления марганца из оксида.

Литература

1. Легирование и модифицирование стали с использованием природных и техногенных материалов / О.И. Нохрина, И.Д. Рожихина, В.И. Дмитриенко, М.А. Платонов; Юргинский технологический институт. – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 2013. – 320с.
2. Казачков Е.А. Расчёты по теории металлургических процессов: Учеб. пособие для вузов. – М.: Металлургия, 1988. – 288с.
3. Кубашевский О. Металлургическая термодинамика / Кубашевский О., Олкокк К.Б. - М.: Металлургия, 1982. - 392с.

ЭКСТРАКЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ И РАЗДЕЛЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ (РЗМ) ИЗ ЭКСТРАКЦИОННОЙ ФОСФОРНОЙ КИСЛОТЫ (ЭФК)

Хибинская группа апатитовых руд содержит около 0,4% РЗМ. В соответствии с государственной программой РФ разработка технологии извлечения, разделения и получения РЗМ из апатита, является критически востребованной стратегической задачей. В процессе кислотной переработки апатита часть РЗМ выщелачивается в раствор ЭФК, который является практически готовым сырьем, не требующим предварительной обработки (измельчения, растворения, обогащения). Кроме того, ЭФК содержит все элементы цериевой подгруппы и отличается повышенным содержанием металлов иттриевой подгруппы, что обуславливает ее потенциальную экономическую привлекательность.

Экстракцию проводили ди-2-этилгексилфосфорной кислотой, в качестве инертного разбавителя Д2ЭГФК использовали керосин марки с массовой долей предельных углеводородов не менее 95%. Объектами исследования являлись модельные растворы ЭФК (Ln (РЗМ) до 0,1%; P_2O_5 до 28%; MgO до 9,5%; SO_3 до 1,4%; Fe_2O_3 до 1,65%) и производственные растворы ЭФК (Ln (Сумма РЗМ) 0,07-0,1%; P_2O_5 26-28%; SO_3 1,2-1,8%; F 1,4-1,5%; Al_2O_3 0,1-0,4%; CaO 0,3-0,8%; Fe_2O_3 0,3-0,4%; SiO_2 0,8-1,1%).

Полученные результаты:

1. Выражение экстракционного равновесия имеет следующий вид:

$$\text{Ln}(\text{H}_2\text{PO}_4)^{2+} + \left(\frac{2+s}{2}\right)(\text{HR})_2 = \text{Ln}(\text{H}_2\text{PO}_4)\text{R}_2 \cdot (\text{HR})_s + 2\text{H}^+$$

где (HR)- Д2ЭГФК в органической фазе, s – количество сольватирующих молекул кислоты (например, для La, Ce, Nd-1; Er-2; Yb-3), $\text{Ln}(\text{H}_2\text{PO}_4)^{2+}$ - комплексные ионы РЗМ.

2. При концентрации фосфорной кислоты до 10% (P_2O_5) наблюдается практически полное извлечение РЗМ из модельных растворов и резкое снижение извлечения при дальнейшем увеличении концентрации ортофосфорной кислоты.

3. Рассмотрено влияние примесных ионов (Fe^{3+} , Mg^{2+} , SO_4^{2-} , F^-) на извлечение РЗМ из ЭФК. Увеличение концентрации Fe^{3+} и F^- понижает степень извлечения церия и иттрия в органическую фазу. Повышение концентрации нитрата магния приводит к высаливающему эффекту и, как следствие, к повышению степени извлечения церия из растворов фосфорной кислоты. Наличие сульфат-ионов в растворах ЭФК будет существенно влиять на снижение экстрагируемости ионов иттрия, по сравнению с ионами церия.

4. Получены высокие коэффициенты разделения неодима от эрбия и неодима от иттербия $\beta_{\text{Nd/Er}}=334,3$; $\beta_{\text{Nd/Yb}}=1956,5$; $\beta_{\text{Er/Yb}}=5,9$, что позволяет эффективно отделять группу «легких» редкоземельных металлов от «тяжелых» из концентрированных растворов фосфорной кислоты. Также установлено, что коэффициент разделения эрбия от иттербия возможно повысить путем увеличения содержания Д2ЭГФК в органической фазе. Рассчитаны термодинамические характеристики процесса и представлен ряд экстрагируемости ионов РЗМ:

lnK	5,81	2,52	-1,65
ΔG , кДж/моль	-14,41	-6,14	4,09
РЗМ	Yb	>	Er > Nd

5. Используя зависимость степени извлечения РЗМ от концентрации раствора и экстрагента, установлена возможность попутного извлечения суммы РЗМ с разделением на три концентрата: (Lu+Yb); (Sm-Er) и (La-Nd), 0,06 М; 0,6 and 3М Д2ЭГФК, соответственно.

Для реэкстракции предпочтительнее использование 2М серной кислоты, степень реэкстракции по первой ступени составило не менее 80%.

М.В. ЯГОЛЬНИК, А.А. ДЯДИН

Национальная металлургическая академия Украины

ПРОИЗВОДСТВО БРИКЕТОВ ИЗ ОТХОДОВ АГЛОПРОЦЕССА

Одним из видов окучкования металлургического сырья является брикетирование. Процесс брикетирования пылевидных руд и концентратов был изобретен в 1880 году. Брикетирование применялось сначала для окучкования для руд в цветной металлургии, а затем для окучкования железных руд,

концентратов и колошниковой пыли. В период развития брикетирования было предложено много способов. Производительность прессовой установки (до 5 т / ч) и туннельных печей (до 50 т / сутки) в то время была очень низкой и брикетирование начало вытесняться продуктивным и экономичным агломерационным процессом [1].

В настоящее время получили развитие безобжиговые методы брикетирования с добавками вяжущих веществ, органического и неорганического происхождения. В последние годы в связи с появлением новых высокопроизводительных и экономичных прессов, а также хорошими результатами плавок на брикетах в черной и цветной металлургии, интерес к брикетированию увеличился еще больше. Наибольшее распространение при безобжиговом окусковании получили вяжущие гидравлического твердения – цементы [2].

Впервые использовать портландцементные связки при производстве брикетов предложил Л. Юзбашев. В дальнейшем различными исследователями было показано, что оптимальный расход цемента лежит в пределах 8 - 10% [3].

Брикеты на цементной связке, изготавливаемые из мелкодисперсных металлургических отходов (окалина, колошниковой пыли, шламов), должны иметь высокую холодную прочность (не менее 40 кг/см²) и противодействовать нагрузкой, возникающие при восстановительно-тепловой обработке. Они не должны разрушаться при высокой скорости нагрева в восстановительной атмосфере под нагрузками, характерными для условий доменной печи [4].

Основной проблемой для развития процесса брикетирования является недостаточная изученность металлургических свойств брикетов, а также их низкая механическая прочность. Производство брикетов из отходов металлургических предприятий является одним из наиболее актуальных направлений подготовки сырья для металлургических переделов.

Важным фактором развития металлургической промышленности с позиции ее обеспечения сырьевыми материалами является расширение использования вторичного сырья - отходов производства черной и цветной металлургии. В агломерационном, доменном и сталеплавильном производствах железосодержащие шламы и пыли составляют 2-5% на тонну готовой продукции.

Отсев агломерата или возврат это мелкий, бракованный агломерат, который не подходит для доменной плавки, получают главным образом при грохочении горячего агломерата перед охладителем и в небольшом количестве при грохочении холодного агломерата. Часть возврата образуется дополнительно в доменных цехах, где мелочь -5 мм в последний раз отсеивается от агломерата перед загрузкой в печь.

Возврат является отходом производства, который не входит в готовую продукцию фабрики, поэтому чем больше относительная доля возврата в суточной продукции фабрики, тем меньше доля годного агломерата. Колошниковая пыль и дисперсные шламы, которые выдуваются из доменной печи, обладают крайне низкой активностью и представляют собой возврат агломерата, обладающий высокой температурой размягчения, что повышает температуру образования расплава в процессе агломерации [5].

В данном исследовании делается акцент на получении брикетов из вторичного сырья - отсевов агломерата. Анализ технологической возможности изготовления таких брикетов приводится ниже.

Для получения брикетов использовали отсева агломерата крупностью 0-10 мм, цемент марки 400. Соотношение между отсевами и цементом составляло 90 % к 10 %, во всех испытаниях. Количество влаги подаваемой сверх 100 % составляло 9, 10, 11 и 12 %.

Изготовление брикетов проводили по следующей схеме: дозировали необходимое количество подготовленных шихтовых материалов; смешивали материалы в сухом виде в фарфоровой чаше; в конце приготовления смеси добавляли воду для получения необходимой влажности. Увлажнение шихты осуществлялось послойным методом (шихта/вода/шихта), с последующим смешиванием слоев и дополнительным увлажнением.

Брикеты изготавливали на лабораторном вибростоле СМЖ-435А. Уплотнение смеси производилось воздействием вибрации с частотой 50 Гц и амплитудой колебания 0,35 мм. Продолжительность брикетирования (прессования) составляла 5 минут. После вибростола брикеты находились в пресс-форме в течение 1 суток. Далее брикеты вынимали из формы, после чего они набирали прочность на протяжении 21 суток. На 1-е, 7-е, 14-е и 21-е сутки измерялась высота и прочность (сопротивление сжатию) брикетов. Испытания проводили на «разрывной машине Р-0,5».

Прочность брикетов на 1 сутки была невысокой. В среднем составляла 9-34 кг/брикет.

Было определено, что прочность брикетов значительно зависит от влажности шихты. Так при влажности шихты 9% высота брикетов была в пределах 31,2-37,0 мм. При 10% - 28,1-30,9 мм; 11% - 27,1-28,9 мм; 12% - 25,5-27,1 мм. При низком содержании воды некоторые брикеты ломались во время извлечения их из пресс-формы. Поэтому при изготовлении брикетов было решено увеличить использование влаги с 9 до 12%. Большое количество влаги также негативно влияет на прочность брикетов. Избыточная вода, не вступая в химическую реакцию с цементом, остается либо испаряется, оставляя на своих местах поры.

Результаты показывают, что прочность брикетов не зависит от их высоты. Высота брикетов прямо пропорциональна влажности шихты. Чем выше влажность шихты, тем плотнее получается смесь и ниже высота брикета. Уже на 7 сутки брикеты, полученные из шихты с влажностью 11 и 12 %, имеют прочность около 450 кг/брикет. Результаты замеров брикетов от времени выдержки показывают, что прочность брикетов

значительно возрастает с 9 кг/брикет в первые сутки до > 500 кг/брикет на 21 сутки.

Из всех вариантов изготовленных брикетов наиболее оптимальные показатели имели брикеты, полученные с влагой 10 % их прочность на 21 сутки около 200 кг/брикет.

Данные брикеты возможно использовать в доменной плавке в количестве до 100 кг на 1 т чугуна, что позволит снизить расход агломерата, снизить себестоимость чугуна. Использовать такие брикеты наиболее выгодно на металлургических заводах, не имеющих собственной аглофабрики, где образующиеся отсева агломерата можно брикетировать и использовать в печи.

Литература

1. Вегман Е.Ф. Окускование руд и концентратов. М.: Металлургия, 1968. – 258 с.
2. Теоретические основы производства окускованного сырья: Учеб. пособие / Д.А. Ковалёв, Н.Д. Ванюкова, В.П. Иващенко и др. – НМетАУ. – Днепропетровск: ИМА-пресс. – 2011. – 476 с.
3. Равич Б.М. Брикетирование в черной и цветной металлургии. – М.: Металлургия, 1975. – 232 с.
4. Белкин А.С., Юсфин Ю.С., Курунов И.Ф. Использование железокосовых брикетов на цементной связке в доменной плавке // Металлург. – 2003. – № 4. – С. 39-41.
5. Роль возврата при образовании жидкой фазы в процессе агломерации // Г.Г. Ефименко, А.И. Каракаш, Д.А. Ковалев // Известия ВУЗов, Черная металлургия, - 1969. - №6. – С. 54-57.

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ МЕХАНИЗМЫ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ

J. CHLOPECKÝ

VŠB – Technical University of Ostrava, Czech Republic

POSSIBLE SALE OPPORTUNITIES OF THE CZECH FINE SiC – MACROECONOMIC PERSPECTIVE

ABSTRACT

Maintaining of existing business potential and identifying of new market opportunities in the current turbulent environment are some of the basic needs and necessities of each entrepreneur and enterprise.

This applies to all sectors of national economy and thus the mechanical engineering sector too. In the manufacturing industry of the Czech Republic, there is used, besides others, silicon carbide (SiC), which is utilized for grinding, polishing and lapping plenty other materials. Decision whether SiC will be potentially more attractive product, resp. finding new market niche, depends inter alia on the trends of macroeconomic indicators, such as gross domestic product (GDP), unemployment rate and index of industrial production, which however are not among basic macroeconomic indicators presented by professional literature.

The aim of the presented article is to determine on the basis of evaluation and comparison of the selected macroeconomic indicators' time evolution, whether the German market is crucial for new sales opportunities of SiC from the perspective of the Czech engineering industry.

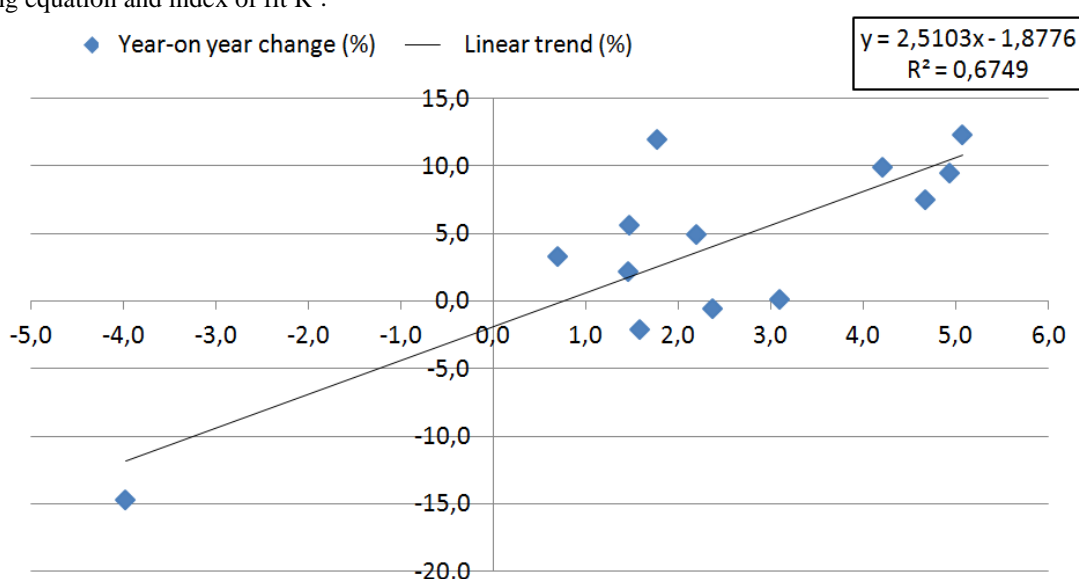
Keywords: silicon carbide, gross domestic product, unemployment, industrial production index

INTRODUCTION

Sales forecast is based on macroeconomic indicators in order to find causality using regression analysis between German macroeconomic indicators such as: (GDP), unemployment rate and industrial production index (IPI) with IPI of the Czech Republic (CR) and according to the results to identify new market niches in commercial utilization of fine SiC. Time period chosen for analysis is between the years 2002 – 2014. The period includes expansion of both of these two economies, the crisis development between 2007 respectively 2008 – 2010 as well as the evolution after the debt crisis in Europe, which started in 2010.

Regression analysis of SELECTED GERMAN macroeconomic variables AND IPI OF Germany and THE Czech Republic

This chapter presents the results of a regression analysis of selected German macroeconomic variables with IPI of the CR. First, scatterplots on the basis of empirical values were constructed and then linear trends were built including equation and index of fit R^2 .



Source: [own processing]

Figure 1. Regression analysis of German GDP and Czech IPI

Figure 1 characterizes dependence of German GDP development and development of Czech IPI. In this

case was correlation coefficient calculated on 0,14 which indicates very low mutual dependence of variables. The individual indicators have not direct impact on themselves, whether positive or negative.

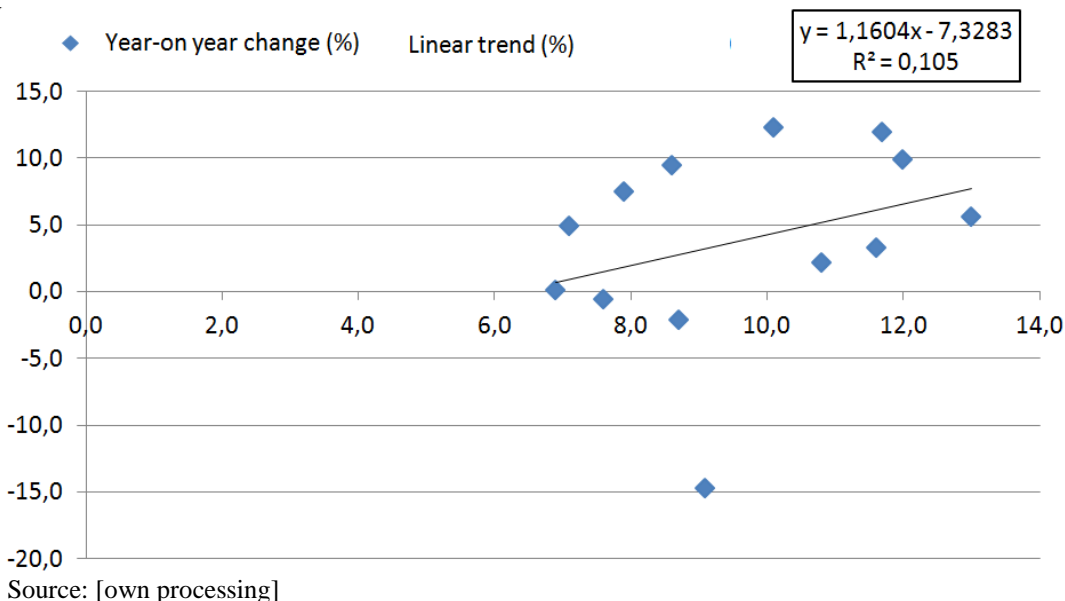


Figure 2. Regression analysis of German unemployment rate and Czech IPI

Figure 2 characterizes dependence of German unemployment rate's development and development of Czech IPI. In this case was correlation coefficient calculated on 0,32 which indicates very low mutual dependence of variables. The individual indicators have not direct impact on themselves.

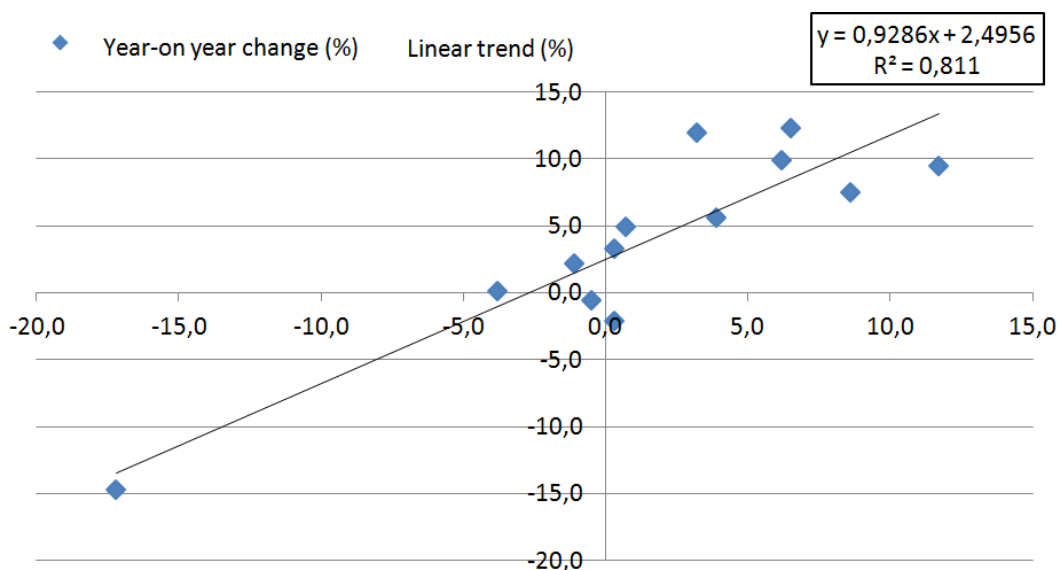


Figure 3. Regression analysis of German IPI and Czech IPI

Figure 3 characterizes dependence of German IPI development and development of Czech IPI. In this case was correlation coefficient calculated on 0,90 which indicates very strong mutual linear dependence of variables. The individual indicators have big impact on themselves either positive or negative. A corollary arises that with increasing German IPI will Czech IPI grow also and vice versa. There was confirmed strong dependence of Czech export on German industry.

CONCLUSION

Presented article demonstrated low dependence of Czech IPI and German GDP and German unemployment rate. Further there was confirmed very strong linear dependence of the Czech industry on the shape of German industry based on IPI. Here can be found and verified new wide market gaps in commercial utilization of SiC. Czech companies dealing with the trade of fine SiC can apply results of this article to find new distribution channels of SiC in potential of German industrial sector.

References

1. The official website of the German Statistical Office [online]. [cit. 22. 02. 2015]. Available from [www: https://www.destatis.de/DE/ZahlenFakten/Indikatoren/Konjunkturindikatoren/VolkswirtschaftlicheGesamtrechnungen / kvgr111.html](https://www.destatis.de/DE/ZahlenFakten/Indikatoren/Konjunkturindikatoren/VolkswirtschaftlicheGesamtrechnungen/kvgr111.html)
2. The official website of the Czech Statistical Office [online]. [cit. 22. 02. 2015]. Available from [www: http://www.czso.cz/csu/2012edicniplan.nsf/t/0500433B39/\\$File/501312_def25opr.pdf](http://www.czso.cz/csu/2012edicniplan.nsf/t/0500433B39/$File/501312_def25opr.pdf)
3. CHLOPECKÝ, Jakub. Possible Sales of Fine SiC in the Czech Republic. Ostrava, 2014. [online]. [cit. 23.02.2015]. Available from [www: http://dspace.vsb.cz/bitstream/handle/10084/103188/CHL0006_HGF_N2102_2102T001_2014.pdf?sequence=1](http://dspace.vsb.cz/bitstream/handle/10084/103188/CHL0006_HGF_N2102_2102T001_2014.pdf?sequence=1)

IURII KOROBENIKOV

TU Bergakademie Freiberg, Germany

MECHANISMS OF INNOVATIVE DEVELOPMENT IN OIL SANDS EXPLORATION IN CANADA

Successful innovative development is a crucial issue for every country pretending to be advanced. Present work is aimed towards analysis of various economic tools to enhance innovative development of Russian North. Exploration of natural resources in the conditions of cold climate is a technically and economically challenging activity. Due to geographic location Canada is among countries having certain expertise in exploration of northern regions. As an example, in current article economic tools to enhance innovative development in oil sands exploration in Alberta province of Canada are discussed. Possible applicability at the Russian exploration of Arctic region is evaluated.

KEY WORDS: Canada, oil sands, fiscal policy, Russia, North

Extreme climate conditions of Russian North create serious challenge of both technical and economical character. First of all, cold climate creates serious temperature-resistance requirements for the technologies and infrastructure used in sub-Arctic regions. Second, low density of population creates additional burden of human resources costs. And third, low density or even absence of infrastructure multiplied by temperature-resistance requirements creates burden of infrastructure costs.

Doing business, as usual, for profit oriented organizations in such conditions can have certain implications. One solution of this bunch of problems can be enhancement of innovative development of territory by the federal government. Therefore, additional economic incentives should be provided.

There are various estimates of innovative performance/development of Russian Federation and regions. For example, one study marked St. Petersburg, Perm Krai, Nizhniy Novgorod Oblast as the leaders in innovative development in Russian Federation, while such regions as Saratov Oblast, Novosibirsk Oblast and Tyumen Oblast are the outsiders [1]. Russian total innovative development is characterized as not satisfactory [2]. The type of innovative development is characterized as “catching-up” [3].

Canada has 56.13 score of Global Innovation Index (GII) and rank 12 of 143 countries while Russian Federation has 39.14 and is ranked 49 [4]. Therefore it is interesting to review the economic incentives and policy measures used by Canadian government to promote advanced projects of natural resources exploration.

In present work the economic levers to enhance innovative development in Alberta province are studied. In particular, study is focused on the oil sands exploration. The reason behind that is relative similarity of the challenges in Alberta and Russian North. Similarity is in severe climate conditions as well as low density of infrastructure.

Direct funding

Climate Change Emissions Management Corporation was established in 2009 as a part of Alberta commitment to the federal energy policy “*A Shared Vision for Energy in Canada*” established in 2007. The main mission of this corporation is to fund projects related to increasing energy efficiency, alternative fuels and other innovative projects in Alberta province. Financing of corporations’ activity is based on the collection of CO2 emissions taxes in province amounting 15 \$ per 1 tone of CO2 emissions. This tax itself works as an incentive to invest in innovative programs towards reduction of CO2 emissions.

Climate Change Emissions Management Corporation is targeted to distribution of funds for all kinds of energy efficiency projects. Corporation has collected app. 400 million Canadian \$ and has financed 48 projects with 182 million \$ [5].

Examples of direct funding of projects related to oil sands are [6]:

- “Alberta Oil Sands Energy Efficiency and GHG Mitigation Roadmap Program.”
- “Optimization of Enzymatic System for CO2 Capture from Oil Sands Production.”
- “Heavy Crude Quality Improvement” and others.

Subsidies

The exact amount of subsidies to petroleum sector is a question of hot debates in Canada. For example, one

study suggests that total amount of subsidies to petroleum sector should be estimated as 2.8 billion Canadian \$ for both Federal and provincial governments [7], while other study [8] argues methodology of subsidies calculation and suggests to reduce total number to only 211 million. The reasons behind such broad range of subsidy estimates are different approaches to the definition of subsidy. The upper estimates of overall subsidies usually include many not industry-specific subsidy-like economic benefits, received by the petroleum sector[9]. At the same time, lower estimates of the subsidy amounts usually include only subsidy-like benefits/incentives that are unique to petroleum sector.

One of the classifications of subsidies is as follows [10]:

- Direct financing – novelty checks and other direct fund transfers.
- Tax write-offs and exemptions.
- Government sales of products and services with the price below market price.

Alberta province is widely using fiscal levers to stimulate various kinds of favorable activities. For example, part of environmental taxation, royalties are organized in a way that it stimulates reclamation of land not after, but during operation of oil sands projects.

Most used subsidy programs in Alberta were tax breaks and royalty reductions [9]. Alberta total royalty reliefs are amounting to over 1 billion of Canadian \$ per year [10]. Before 1997 each project developer had to negotiate royalty and corporate income tax with provincial government. After that year general rules for royalty and CIT were established [11]. It is possible to conclude that petroleum industry has options to participate in both mining subsidy programs like Canadian Development Expense program and Canadian Exploration Expense program and specially designed for petroleum sector subsidy programs.

Security deposit for land reclamation

In Canada petroleum exploration companies are eligible to calculate by themselves security deposits for the reclamation of land after mining end [12]. Such feature of it is affecting innovative development indirectly by promoting incentive for the oil sands exploration companies to use the best reclamation technologies and make the best security deposit calculations.

Conclusions

What valuable experience for Russian Federation can be learned from Canadian promotion of oil sands projects?

1. Overall situation with the economic instruments used by Canadian government and Alberta provincial government in particular, clearly shows that they use a combination of direct funding and various fiscal measures acting like subsidies. Main stress is made upon the fiscal measures with objective to provide ideal balance between government revenues and corporate incomes. The outcome of such balance is secured revenues flow and long-term growth of oil sand industry.

2. Canadian federal and provincial government precisely examines the fiscal policy to respond rapidly changing economic conditions. Fiscal policy was adjusted at least 2 times in a recent 25 years. Important implication of such approach is that government focuses on relative parameters rather than absolute.

3. To high extent economic policy is distributed to local authorities – government of Alberta. That creates faster and better response to the needs of local businesses.

All 3 features of Canadian policy can be employed by Russian Federation to some extent after careful consideration.

References

1. Gaifutdinova O.S., *The Characteristics of the Innovative Development in the Regions of Russia*. World Applied Sciences Journal, 2012, 20 (10): 1361-1365
2. Kashitsyna T., Berkovich M., *Strategic Development of the Innovative Infrastructure of a Region*, Asian Social Science; Vol. 10, No. 21; 2014
3. Abramov A.V., Alekhin M. Yu., *THE CURRENT STATE OF INNOVATIVE ECONOMY DEVELOPMENT IN RUSSIA*, Corporate Governance and Innovative Development of Economy of the North, 2014, No 4
4. Global Innovation Index 2014: Human Factor in Innovation, Cornell University, 2014.
5. Council of Federation, *Canadian Energy Strategy: Progress report to council of Federation*, 2013.
6. Official web site of <http://ccemc.ca/project/heavy-crude-quality-improvement/>
7. Sawyer D., Steibert S., *Fossil Fuels – At what Cost? Government support for upstream oil activities in three Canadian provinces: Alberta, Saskatchewan, and Newfoundland and Labrador*, EnviroEconomics Inc: 2010, November.
8. Shassin Y., *Is the Canadian Oil Industry Subsidized?* Montreal Economic Institute, 2014, May
9. Davis A. A., *Separating facts from fiction in the claim that oil and gas companies are over-subsidized*. Alberta Oil Magazine, 2014, July 31
10. Leach A., *The fine line between a subsidy and tax credit*, Alberta Oil Magazine, 2011, July 01.
11. Plourde A., *On properties of royalty and tax regimes in Alberta's oil sands*, Energy Policy, 2010, 38 pp. 4652-4662

G. KORTENBRUCK

Institute PROLAB Product + Production

L. JAKUBCZYK

PROLAB Institute

MODERN METHODS FOR WORK- AND PRODUCTION PLANNING

After mechanization, electrification and computerization the Internet of Things and Services in the factory heralds a 4th Industrial Revolution. The Internet has driven up real and virtual world and connects them to an Internet of things. The characteristics of the future form of industrial production are the strong customization of the products under conditions of high flexibilised (high-volume) production, the degree of integration of customers and business partners in business and value-added processes and the coupling of production and high-quality services, leads to hybrid products. It is already apparent at this point that the small-scale production is not addressed in normal-sized enterprises directly with this idea.

The German industry is not alone with this vision. In the US, President Obama called mid-2011, the Advanced Manufacturing Partnership (AMP) from making globally competitive with the goal of US companies and to increase investment in US manufacturing.

In addition, the Obama administration is more willing R & D funds for production research. Thus, the agent for the area Advanced Manufacturing in the 2013 budget will be again by 19 percent to 2.2 billion US dollars, increased. In addition, the charge of standardization processes National Institute of Standards and Technology (NIST) is funded with 100 million US dollars, the technical support for the national manufacturing industry, for example through the provision of research facilities and know-how.

In China, the leadership supports various industries, including high-end equipment manufacturing, and a New-Generation Information Technology in 2015 with 1.2 trillion euros and stimulate supply and demand through subsidies, tax breaks and other subsidies. The share of R & D expenditure in the gross domestic product is expected to increase in the period up to 2015 from 1.5 to 2 percent.

This vision of Industry 4.0, in addition to many open questions and hopes inherits two convenient forms:

1. It completely misses the resources of small and medium-sized enterprises.
2. It speeds up the installation of the components of preceding 3rd Industrial Revolution, computerization

In a survey conducted in 2013 with 278 companies with fewer than 500 employees gave to the question "What are the biggest challenges to the implementation of industry 4.0?" 147 the answer standardization and 129 process and work organization.

To clarify these statements PROLAB product + production has launched another survey. This is ongoing, however, the following answers already occur now with above-average frequency:

- The systematic arrangement of production and especially of human services is the work plan, but not explicitly part of the vision
- Preparation of human labor finds little consideration
- IT grows disproportionately, industrial engineering is not an issue
- The issue of employee health in general and in the context of demographic change (older becoming employees in Germany) remains rather unchanged
- Special branches of mechanical and plant engineering such as mining, or demolition of contaminated objects can badly be brought in connection with the Internet of Things and are not present in the Industry 4.0

If these statements will be associated with the aforementioned characteristics of the industry 4.0, the following research assignment can be defined:

to find the corporate resources saving (based on the technology of the 3rd industrial revolution (computerization)) back cross methodology for scheduling work, which takes into account the ergonomics and can also be used in special mechanical and plant engineering. It should stop the growth of software landscape with the associated personnel and make SMEs competitive with large companies

The research results of PROLAB product and production will be outlined below.

In recent years, several developments have led to the demands of work planning increased sharply as a link between design and development on the one hand and the production on the other side. Particularly affected by this is the work plan creation, the largest proportion of time - at engineering firms with chipping and small series production are there on average 38% - claimed at work planning.

In individual cases, it can be shown that the productivity gains achieved by use of CAD in construction almost completely offset by the existing bottlenecks in the production planning scheduling work.

In order to produce quality products and at the same time to document the quality of products, to the planning documents high quality standards shall be submitted. To a work plan the following features shall be valid:

detail to demand, traceability and timeliness.

The uniqueness of work plans is related to pay any questions or discrepancies in connection with the employee or the works of great importance. In addition, particularly supply companies are increasingly faced with the requirement to not only supply high quality but evidence from development to delivery of the product that the required qualities are met, which is verified on a quality audit. The mastery of the work system not only from a technical but also from an organizational point of view can be broken down to the quality of the work plan. The general rule for scheduling work is that for each operation a time type is assigned, which allocates people time, machine time, or a combination of both. Repeat- planning and the variant planning methods appear for scheduling work rather as a special case; Re-planning and planning similarity are more the rule. Based on these conditions and the previously formulated research commissioned two methods will be presented, which are considered to be effective. The classification was based on application time (staff) and occupancy time (resource).

In application time the focus was on the ergonomic viewing and the inclusion of extreme working conditions (mining , radioactivity). A humanmotoric model with an internal motion generator was chosen, which has the ability, based on a technological task to perform complex tasks. Instead of a sequence of individual postures the task need only to be defined (e.g. grasp, move, position). The calculation and visualization of movements of the digital human model is done on the basis of given start and end conditions and the environment geometry (object reference). The generation of the movement is based on an extensive movement database.

The results of the modeling are:

- Establishing the workplace environment (layout creation)
- Planning of movements or tasks on the basis of vicarious library (eg running the target object record, running the target object position)
- Simulation of the task as a video
- Determination of job time valid to MTM (MTM: Method Time Measurement- MTM is an international standard in productivity management.
- Evaluation of Ergonomics with EAWS (EAWS: Ergonomic Assessment Worksheet international standard in ergonomics evaluation)

This human model was created as a research project of the European Union, Chemnitz University of Technology and other partners in 2009. It is called "ema editor of Human Work" and has been tested in PROLAB on the products (dry / -wetdedusters, fans, shearer, rail vehicles). of our cooperation partners positively to the made demands.

In contrast to ema, where the user can perform the virtual skilled workers assembly activities in a 3D environment, the requirements for determining the occupancy time in the context of the work plan preparation were quite different. Without the human factor the generation of the work plan should be automatic. The tool for this purpose is an environment for machine learning and data mining. This required first of all a different perspective on the work plan. In abstract includes a work plan sequences of processes that describe the production process. Each process consists here again from operations together that are running on a component with a resource. Each operation can be assigned to different information. In order to derive this information, a model of the production is required, in which the operating conditions can be displayed. This production model is composed of an component part-, a resource- and a process model. This information is all stored in different databases (the CAD system and the ERP system) and need be imported into the learning environment and partially completed and cleaned up. A significant part of the data is to train the system in the direction: input data is a component part model and the desired output data are the resource and process model. The remained data are required to validate the results. The tools for this task are usually available as open source applications.

The PROLAB could reach with the tools "RapidMiner" and "R" for rotationally symmetrical turned parts a match between model-generated and manually calculated plans of about 70% on an error of around 5%. This result was achieved with the cross-validation method in combination with the algorithms k-nearest neighbors and support vector machine classifier. This is an expandable result. The PROLAB is planning to increase the sample size significantly, and to establish a modified form of the data pre-processing to achieve a 90% congruence.

In summary it can be said that the procedure with the human model works excellently. However, no attempts have yet been carried out in extreme conditions. This is the next step. The idea of process planning using machine learning need to be more investigated, but the trend for rotationally symmetrical turned parts can be considered positive.

ECONOMIC ASPECTS OF THE USE OF LOW-TEMPERATURE PYROLYSIS OF WASTE IN MANUFACTURING PLANTS

INTRODUCTION

The pyrolysis process is one way of recycling and use of waste as an alternative fuel. By subjecting the waste to a temperature without contact with oxygen and other factors which promote oxidation, there is a thermal decomposition of the substance. Another term for pyrolysis is destructive distillation. There is a distinction between low-temperature pyrolysis which takes place in the temperature range of 400 and 600 °C and high-temperature pyrolysis above 700 °C.

The pyrolysis process is used in the technology of slow thermal decomposition for the treatment of specific types of waste. These are mainly rubber residues (used tires), plastic (polypropylene, polyethylene), as well as solid biomass (waste from agricultural production, forestry and the remains of some municipal and industrial waste). As a result of this process, gaseous hydrocarbons are formed and their further proceeding depend on the demand for fuel, electricity or thermal energy.

The pyrolysis process is called an efficient, pioneering and what is the most important ecologically clean process. Thermal treatment of waste is not harmful for the environment. It is emission-free and to the atmosphere there is not released any unwanted substances.

LOW-TEMPERATURE PYROLYSIS

Low-temperature pyrolysis process is carried out at 400 – 600 °C. Currently, the main use of the destructive distillation is the processing of rubber waste, plastic waste and sewage sludge. It depends on the distribution of more complex chemical compounds that are part of the substance which is subjected to pyrolysis, to simpler compounds of lower molecular weight. The process produced three fractions: gas, liquid and solid.

The solid fraction is always produced. During the process of thermal treatment, waste are carbonize. Their remains still can be used in the process as a fuel or activated carbon which depends on the purity and origin of the feed material. The second fraction, the gas fraction is a type of a biogas which contains up to 50% of combustible gases (mainly methane). It enables operation of the cogeneration unit and generation of electricity from biogas. The gas composition is dependent on the composition of the feed material. The liquid fraction also depends on the type and composition of the feed material. In this part, various types of oils are formed. This product may contain water, and only after its separation, oil becomes a full-fledged fuel for engines or heating.

In each case the output product is closely linked to composition of input product and the method of conducting the low-temperature pyrolysis process. The gas and liquid fractions produced in pyrolysis process, allow to obtain even 4 MW of thermal power which can be processed (with corresponding losses) depending on the demand for electrical or thermal energy. It is also possible to subject the fraction to cogeneration process – ecological process of generating electricity.

The low-temperature pyrolysis process is carried out in four basic parts: in an electric furnace for heating the feed material, in the cooling unit which condenses resulting fractions, in the tank on emerging fractions and in the cogeneration unit that can produce electricity and heat.

TECHNOLOGY PROCESS

The whole process of low-temperature pyrolysis can be divided into six stages.

Stage 1 – Input – either through a direct connection to the automated cleaning process or through other types of machines to manipulate.

Stage 2 – Pretreatment – excess water is removed and thereby increased the energy value and economic benefit. This stage can delete up to 50% of water, which doubles the potential of each batch.

Stage 3 – Manipulation - loading and unloading of material.

Stage 4 – Thermal decomposition of waste into fraction.

Stage 5 – Storage of gas fraction.

Stage 6 – Cogeneration.

PRODUCTS OF PYROLYSIS PROCESS

Out of 1 kg load, it is possible to get the following products:

- a. Carbon – 0,4kg.
- b. Pyrolysis oil – 0,5 kg.
- c. Pyrolysis gas - methane – 0,2 m³.
- d. Electricity – 1,00 kWh.
- e. Thermal energy – 0,0012 GJ.

ECONOMIC ANALYSIS

For the economic analysis, the following assumptions are adopted:

- All products are used for energy processes – electricity generation;
- The price of the material: 0 – the waste comes from internal production;
- Limit of daily processing: 7000 tons of waste.

The basic operating costs in the manufacturing plants, are the personal expenses which are associated with working staff. To be able to handle the maximum daily production, it is necessary to employ at 1 shift (mode 3 shifts at 1 day) at least 2 collar workers to load fuel cells, and 1 worker to operate the machine. In addition, on the payroll should be people who are not directly related to the production process. All of the operating costs are shown in table 1.

Table 1

Operating expenses	
Personnel expenses	
Number of employees	10
Average gross salary [zł]	3000
Additional costs [zł]	1000
Total costs per person [zł]	3100
Total costs per month [zł]	31 000
The number of working days in a year	250
Daily labor costs [zł]	1 488,24
Number of shifts	3
Personnel costs in the year [zł]	372 060

For the analysis should be also added costs of maintaining the workplace and other common costs. The following table shows the volume of production of electricity and thermal energy by gas turbines working in cogeneration system with a total installed capacity of 5 x 200 kW. On the basis of the second product from process – pyrolysis oil – these values will double.

Table 2

Production of electricity and thermal energy			
	PRT unit	Pretreatment	Cogeneration
Production capacity [kWh]	0	0	1,2
Consumption of feed per hour [kg]	1 000	1 000	1 000
Thermal energy produced [GJ]	0	0	0,0012
Thermal energy produced per hour [GJ]	0	0	1
Thermal energy produced per day [GJ]	0	0	26
Thermal energy produced per year [GJ]	0	0	8 712
	PRT unit	Pretreatment	Cogeneration
Production capacity [kWh]	0	0	1 000
Consumption of feed per hour [kg]	1 000	1 000	1 000
Electricity produced [kWh]	0	0	1,00
Electricity produced per hour[kWh]	0	0	1 000
Electricity produced per day[kWh]	0	0	22 000
Electricity produced per year[kWh]	0	0	7 260 000

Simple calculation shows that the total volume of production of electricity and thermal energy should be more than 14 million kWh of electricity and over 17 thousand GJ of thermal energy. Due to use of efficient cogeneration system up to 1 MW, the investor is entitled to receive EU ‘yellow certificate’ of origin which in 2014 was worth approximately 110 zł/MWh.

The project generate additional revenue from the sale of pyrolysis coke breeze which accounts for 40% of total production. In addition, the company can charge for waste collection. The entire project should generate revenue of at least 7 million zł per year.

OTHER POSSIBILITIES OF USE THE PYROLYSIS PROCESS

In addition to the plastic products industry, there are many possibilities for the use of low-temperature pyrolysis process. One of them is certainly the tire industry. Rubber waste are more energetic than plastic and the same return on investment is faster. Even from 1 ton of tires, can be produced gas which in cogeneration produce up to 1000 kWh of electricity. It is also possible to obtain 350 kg of fuel oil of good quality and 200 kg of coal with high quality.

Another industry where the destructive distillation can be used is industry involved in the treatment of sewage. It is possible to produce from sludge an alternative fuel. Low-temperature pyrolysis also solve problem of storage and combustion.

The last industry is the production of poultry manure and animal by-products. These waste have high energy potential. It is not economic to transport them to the central biogas station. It is possible to get up to 800 kWh electricity per year from about 22000 tons of waste.

LEAN THINKING IN MINING INDUSTRY

Introduction

In the end of 20th century mass production and scientific management techniques from the beginning of the century were questioned as Japanese manufacturing companies demonstrated that 'Just-in-Time' was a more efficient model. The widely adopted Japanese management concepts came to be known as lean management or lean manufacturing (Poppendieck 2002).

Lean Manufacturing is now commonly used worldwide in many industries. Lean methodology is successfully implemented in industrial enterprises, what brings great results through streamlining production processes and business processes, which in turn leads to cost reduction, increased flexibility of processes and gain competitive advantage (Womack, Jones, Roos 2008).

In time, the lean tools and concepts spread to logistics, and from there to the military, to construction, and to the service industry. Lean principles have proven not only to be universal, but to be universally successful at improving results. As it turns out, principles of lean thinking are universal and have been applied successfully across many disciplines (Poppendieck 2002).

The paper shows possibilities of implementing Lean Management tools and methods in mining industry.

Lean Thinking principles

In order to set the groundwork for this paper, let's begin with the definition of Lean developed by the National Institute of Standards and Technology Manufacturing Extension Partnership's Lean Network:

A systematic approach to identifying and eliminating waste through continuous improvement, flowing the product at the pull of the customer in pursuit of perfection.

The wastes are commonly referred to as non-value-added activities, and are known as the Eight Wastes (Kilpatrick 2003):

- Overproduction,
- Waiting,
- Transportation,
- Non-Value-Added-Processing,
- Excess Inventory,
- Defects,
- Excess Motions,
- Underutilized People.

The book *Lean Thinking* by James P. Womack and Daniel T. Jones (2008) provided the world with a vision of what Lean was about. The authors commented:

Lean Thinking can be summarized in five principles: precisely specify value by specific product, identify the value stream for each product, make value flow without interruptions, let the customer pull value from the producer, and pursue perfection.

Based on these principles, in order to reduce or eliminate the Eight Wastes, Lean practitioners utilize many tools of Lean, for example:

- Kanban,
- Total Productive Maintenance,
- Total Quality Management,
- Point-Of-Use-Storage,
- Heijunka,
- One Piece Flow,
- Single Minute Exchange of Dies,
- 5S,
- Visual Controls.

Lean in mining industry

The big problem in implementing Lean method in untypical industries is the fact that classic Lean texts tend, explicitly or implicitly, to assume that we all work in high volume, repetitive manufacturing environments such as car components or electronics industries (Hines 2009).

There are many differences between car component (Automotive) industry and mining industry. Comparison of specificity of the mining and the Automotive industry are presented in Table 1.

Table 1

Comparison of mining and Automotive industry	
Mining industry	Automotive industry
Work of customers cannot be stopped, thus production at the mine is the push system	The assembly line can be stopped, so transformation to pull system is possible
Continuous production	Production in cycles
Unstable / variable operating conditions	Stable operating conditions
Variable work environment	Permanent work environment
Geological hazards can halt the production	No threats to production
High volatility of the availability of materials	Controlled availability of materials
Large dispersion of work (up to several km)	Working in a relatively small factory
Mines' customers are other industrial companies	Sales of products primarily to individual customers

Source: Helman 2012

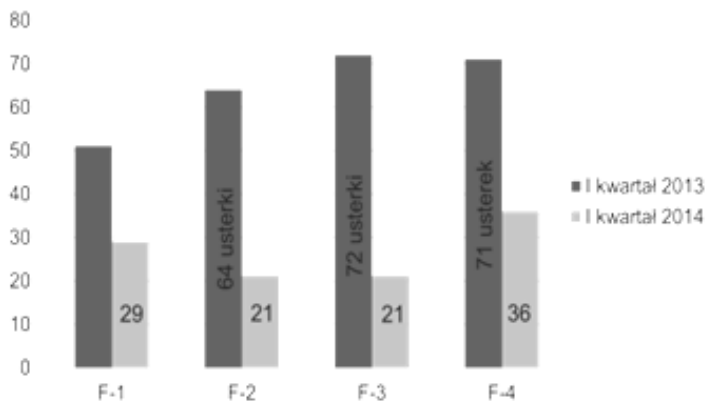
Despite of above differences Helman (2012) proves, that there are big possibilities of implementing Lean tools in mining. Potentiality of adaptation Lean tools and methods are showed in table 2.

Table 2

Potentiality of adaptation Lean tools and methods in mining industry		
Method / tool	Potential to adapt?	Possible implementation
Just In Time	yes	ordering system and all warehouses
One Piece Flow	not directly	flow diagram of the machines and operators, cross-training
Total Productive Maintenance	yes	all vehicles and conveyors
5S	yes	storage, tools chambers and other rooms where is any equipment or material
Kanban	yes	warehouses at the Heavy Machinery Chamber, machines, shaft bottom
Heijunka	yes	all places covered by Kanban cards, shaft
Continuous improvement	yes	f.i. Miners, foreman

Source: Helman 2012

Good example of implementation Lean in mine is KGHM Polska Miedź – one of the largest producers of cooper and silver in the world. After implementation TPM tools company highly improved their processes. In Figure 1, there is an example of reducing failure rates of 4 filter presses in one production department.



Another good example is Diavik Diamond Mine where implementation of Lean Sigma (mix of Lean Management and Six Sigma methodology) gave about 10 million dollars savings only in 2013 (www.riotinto.com).

Summary

Implementation of Lean Management to the unstable conditions in the mining industry would not be easy, but still it's the simplest way to reduce costs and wastes. Many differences

between Automotive (which is a source of Lean Management) and mining, forced implementers to individual approach to every case. Examples of implementation of Lean in mines shows, that it is the right way of development.

References

1. Helman J., Analysis of the potentials of adapting elements of Lean methodology to the unstable conditions in the mining industry, AGH Journal of Mining and Geoengineering, vol. 36, No. 3, 2012.
2. Kilpatrick J., Lean Principles, www.mep.org, 2003
3. Konieczny A., Kidoń M., Kanikuła T., TPM to kształtowanie postaw, a nie konserwacja maszyn – dwuletnie doświadczenia O/ZWR KGHM Polska Miedź, www.lean.org.pl, 2008
4. Poppendieck M., Principles of Lean Thinking, www.sel.unsl.edu.ar, 2008
5. Womack J. P., Jones D.T., Roos D., Maszyna która zmieniła świat, ProdPress.com, Wrocław 2008.
6. www.riotinto.com

RESOURCES POLICY AND VALUATION DEPOSITS IN SLOVAKIA

Abstract

The main goal of this article is to describe the resources policy of Slovakia. Nowadays the process of using mineral resources is under the legislative standards, which separate deposits into two categories: exclusive deposits and non-exclusive.

Key words: The raw material policy, the mining company, plans opening, preparation and extraction.

Introduction

The main feature of non-exclusive deposits is ownership attribute, which belongs to land ownership. Exclusive deposits are part of state's mineral deposits and they are state property, according to the Constitution of Slovak Republic, and this ownership is unchangeable. Efficiency of state's property using is interpreted by rationality. Since mineral resources are non-renewable, the state cares about economical use of them, to manage security and rational using of mineral deposits as Slovak Republic property, and also respect of principles of sustainable resource.

Exploitation of the resource base

Resources and resource base are necessary for permanent operation of modern societies. Resources' global importance, also projected into small units like regions, defines connection between locus materials and consumption point of resource. The point of the definition indicates track materials, which can show its importance in case of optimal recovery. Access and availability mineral deposits have huge sense for proper functioning of national economy, but regional economy too. Sectors like architecture, chemical, automobile industry, electrotechnical industry, aviation, engineering, this everything depends on resources availability. Because of the geological diversity and confirmation of mineral resources, the Slovak geological structure is a very interesting place for project location based on research and consecutive using of mineral resources.

Resources legislation

Mining law is a body of legal rules, which are adjusting search terms, but also research, mining, ownership and usage of mineral resources. It defines relations between state, owners of lands with mineral deposits and mining business entities. It determines resources' types and conditions of their searching and mining, but also who can do this and what kind of rights and obligations are related. Mining law still maintains its specific characters, although its evolution is very close to social structure, economics and scientific and technological development.

Mining laws are based on European mining law, so mineral deposits are owned by state, regardless of ownership of land. Mineral deposits are divided in exclusive and non-exclusive, according to „mining law“.

Mining law also defines terms of security and rational using of mineral deposits in Slovakia, what means complete extraction of deposit and accompanying materials with minimal losses and pollution. Extraction of just the richest deposits is considered as robbing. But this does not correspond to the aforementioned mining law, according to what the conditions for exclusive deposit's usability, during the research and mining, are determined by organizations, and according to that, the resources are calculated and subsequently classified on balanced sheet and non-balanced.

After studying, legislation is managing the area of resources, which is interesting because this is the only area that does not allow mineral deposit ownership transfer from state to another subject in no case, and also admits its using in case of some financial conditions. Certain financial conditions are specific by this, that resource's ownership is changed by mining: while mineral deposit is property of state, after cut-off and mining it becomes property of miner. The financial achievement towards state or local government occurs only in the moment of selling the resource as product. In this case, type of product, its physical and mechanical characteristics, fragmentation, quantities sold, contract type and structure of trading company involved in the sale become controversial. Because one of beneficiaries of some part defined by edict is the local government too, share decision-making by resources policy of autonomous region is necessary [2].

Mineral resources valuation

Value and price are two basic financial categories interpreted in different ways and precise definition of them is necessary. Economists express price in money. Value corresponds to the wishes of the owner rate:

–market value, issue of the market's wishes,

–capitalized value of the discounted amount next year's earnings' (net income) generated by the property.

The capitalized value is synonymous of the income approach to valuation of assets and deposits of the mining company

–carrying amount, the original investment established in the ledger, minus depreciation or amortization, introduced in the accounting documentation,

–insurance value, which corresponds to the cost of insurance of properties' loss or destruction [3], [5].

Cash-flow (CF)

Spent and earned money should generally be called cash flow. Cash-flow associations, departments, regions, individual establishment of the project are the sum of the positive and negative items of income and expenses associated with a particular activity. This figure in itself does not lack the time factor, which make real all economic indicators. The sum of all financial flows resulting from investment in the project is designated as cash flow produced by capitalized investments. Cash flow size is decisive for the economic impacts on regional development, because there applies the direct correlation of the size of the financial flows and the size of local taxes, charges for mining area, charges for mined minerals, funds allocated for environmental improvement, etc. [1], [3], [4].

Return of investment (ROI) and coefficient profitability of investments (PIR)

Return of investment (Return of Investment "ROI") is probably the oldest, but still widely used parameter for assessing the economic efficiency of investments made. It is the total revenue resulting from specific investments, divided by the investment funds. This variable is independent on time. Efficiency of investments is determined by investment rationality, when the smaller number of investment funds restores the higher yield, then we can talk about the rational use of mineral resources. This is technically difficult to manage, but that's why the indicator is more important. The decision, if the possibility of mineral resources' rational using will be made, should be even with participation of the region. The goals of the national and regional governments are often contradictory; even it should be avoided in carefully processed mineral policy. Coefficient of investments profitability (Profit to Investment Ratio "PIR") is another form of the same indicator. The coefficient of investments profitability of PIR is equal to returns of investments minus one [1].

The payback period (PBP)

Payback period (Payback Period - PBP) is the duration of the project from the beginning until the cumulative cash flow becomes positive. Payback is an expression of the capital return. For some projects, it is a measure of risk, which indicates how long the capital investment is in peril. As in the previous case, it doesn't have a full explanatory power as the only indicator, because it informs about the project only until the return of investments. Although the result based on the payback period may seem to be interesting in some projects, indicator says nothing about the further continuation of the project, in terms of development of its cash flow. Project may develop in negative way right after payback period, respectively the actual trend in CF may indicate that even with relatively short payback, project will not last long. This can be both positive and negative, but unfortunately, the information isn't readable on the payback period. It also does not specify the indicator of cash flow development even until achieving payback period. The payback period shortening is connected with small finance depreciation by inflation and updates. The smaller depreciation is the greater is the effect for investor, owner of mineral resources and of course the region. Therefore, defense and obstruction automatically reduce the positive effects from the perspective of local authorities too [1], [3].

References

1. RYBÁR, P. - CEHLÁR, M. - TRÉGER, M.: Oceňovanie ložísk nerastných surovín. Vydavateľstvo Štrotfek, Košice 2000.
2. www.zbierka.sk
3. RYBÁR, P. - CEHLÁR, M. - ENGEL, J. - MIHOK, J.: Evaluation of mineral deposits, edičné stredisko/ams f-berg, TU v Košiciach, 2005.
4. CEHLÁR, M. - MARAS, M.: Economic evaluation of Mining Projects. Košice, 2001.
5. CIRUELOS, J. - DUCHENE, M.: Modele sur micro-ordinateur pour l'analyse de la faisabilite financiere d'un projet minier. Industrie minerale – Les techniques, dec. 1983.

K. ZHARAN

TU Bergakademie Freiberg, Germany

ANALYSIS OF THE POTENTIAL OF RENEWABLE ENERGY (RE) SOURCES IN CENTRAL EUROPEAN MINING

ABSTRACT

A prospective analysis of RE sources for Central European mining is considered. This paper has the following objectives. Firstly, we define the paper questions and RE term. Secondly, we present data about the current and future development of RE in Central European countries. The positioning of RE sources for meeting the energy needs of the mining industry is highlighted. In this context, a comparative analysis of the advantages and disadvantages of energy from fossil and from renewable source for use in the mining industry is given. Data for comparison RE cost and fossil cost is presented. Possibilities are given for meeting energy needs demand by means of substitution of fossil energy resources for renewable energy resources. Finally, conclusions are drawn about the main results.

RE IN CENTRAL EUROPE

For various reasons, Central Europe strongly depends on conventional energy sources. In fact, fossil energy is considered more reliable and suitable for industrial needs with high daily level of energy consumption. Nonetheless, coal, oil and natural gas will retain their significance for the supply of the world population with energy for the foreseeable future [2]. However, the substitution of the conventional energy carriers for renewable energy sources can give the advantages for mining industry.

In the context of this paper, three questions are addressed, as follows:

- (1) How can renewable energy sources be properly defined?
- (2) What are the advantages and disadvantages of energy from fossil and from renewable source for use in the mining industry?
- (3) How can be the RE sources be positioned to meet the mining industry's energy needs?

DEFINITION AND TYPES OF RE SOURCES

RE: any energy resource that is naturally regenerated over a short time scale and derived directly from the sun (such as thermal, photochemical, and photoelectric), indirectly from the sun (such as wind, hydropower, and photosynthetic energy stored in biomass), or from other natural movements and mechanisms of the environment (such as geothermal and tidal energy). Renewable energy does not include energy resources derived from fossil fuels, waste products from fossil sources, or waste products from inorganic sources [3].

Table 1 presents the total electricity net generation and consumption from RE sources in Central European countries from 2008 to 2012.

Table 1

Country	2008		2009		2010		2011		2012	
	G	C	G	C	G	C	G	C	G	C
Austria	44,775	44,775	47,352	47,352	45,162	45,162	42,473	42,473	50,881	50,881
Croatia	5,225	5,225	6,742	6,742	8,418	8,418	4,618	4,618	5,018	5,018
Czech Republic	3,721	3,721	4,639	4,639	5,9	5,9	7,218	7,218	8,016	8,016
Hungary	2,469	93,98	3,01	99,251	3,17	109,635	2,77	126,78	2,644	142,685
Poland	6,792	2,469	8,892	3,01	11,1045	3,17	12,9065	2,77	16,868	2,644
Romania	17,052	6,792	15,399	8,892	20,103	11,1045	16,064	12,9065	14,805	16,868
Serbia	9,468	17,052	10,436	15,399	11,772	20,103	8,58	16,064	9,2	14,805
Slovakia	4,542	9,468	4,8832	10,436	5,911	11,772	4,827	8,58	5,42	9,2
Slovenia	4,271	4,542	4,862	4,8832	4,702	5,911	3,846	4,827	4,283	5,42
Germany	93,98	4,271	99,251	4,862	109,635	4,702	126,78	3,846	142,685	4,283
Switzerland	38,119	38,119	37,813	37,813	38,246	38,246	34,702	34,702	40,155	40,155
Total	185,639	185,639	195,9272	195,9272	218,9615	218,9615	222,3115	222,3115	249,094	249,094

Source: Independent Statistics & Analysis. U.S. Energy Information Administration

The pictures show some fluctuation due to changing levels of economic activity dynamics in Central European countries. The indicators show by Fig. 1 and 2 the most generation of renewable electricity is presented in Switzerland, Austria and Germany.

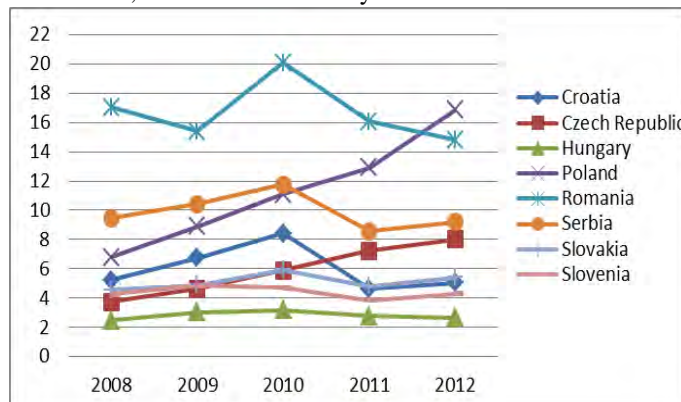


Figure 1. Total renewable electricity net generation in Central European countries billion KWh per year

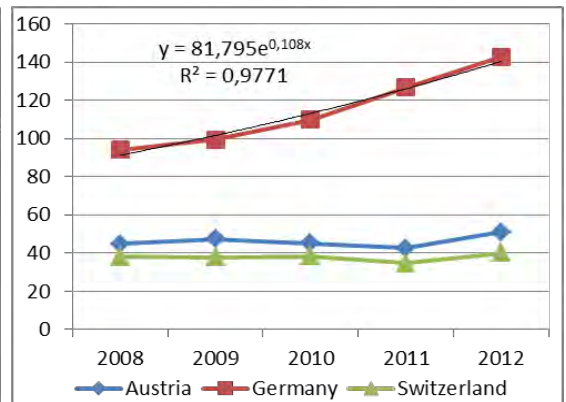


Figure 2. Total renewable electricity net generation in Germany and Switzerland, billion KWh

Source: Independent Statistics & Analysis. U.S. Energy Information Administration [7]

Around the world, a growing number of power plants regularly replace a portion of their coal feed with suitably treated biomass. More than 150 coal-fired power plants now have experience with co-firing biomass and

waste fuels, at least on a trial basis. There are ~40 pulverized coal combustion (PCC) plants WITH co-firing biomass on a commercial basis, with an average of 3% energy input from biomass [6].

COMBINING FOSSIL AND RE SOURCES FOR MINING NON-RENEWABLE RESOURCES

Data on the energy production and usage for Central European countries is given in Table 2.

Table 2

Country	Fossil fuel			Combustible renewable and waste			Alternative and nuclear energy		
	% of total energy use		absolute variation	% of total energy use		absolute variation	% of total energy use		absolute variation
	1990	2011		1990	2011		1990	2011	
Austria	79,1	68,7	-10,4	10,1	19,0	8,9	11,0	10,1	-0,9
Czech Republik	91,7	78,9	-12,8	1,6	6,5	4,9	6,8	17,9	11,1
Croatia	86,2	81,6	-4,6	3,5	5,6	2,1	3,1	4,9	1,8
Germany	86,8	79,8	-7,0	1,4	8,5	7,1	11,8	11,8	0,0
Hungary	81,6	73,3	-8,3	2,3	7,2	4,9	12,8	17,2	4,4
Poland	97,8	91,8	-6,0	2,2	8,1	5,9	0,1	0,5	0,4
Romania	96,1	77,7	-18,4	1,0	10,3	9,3	1,6	12,5	10,9
Serbia	90,8	89,1	-1,7	5,9	6,4	0,5	4,1	4,6	0,5
Slovak Republic	81,6	68,5	-13,1	0,8	5,5	4,7	15,5	25,6	10,1
Slovenia	71,3	65,7	-5,6	4,7	8,5	3,8	25,5	27,3	1,8
Switzerland	58,5	50,4	-8,1	6,1	9,0	2,9	36,2	39,7	3,5

Source: World Development Indicators: Energy production and use (2014): The World Bank [1].

Data shows that fossil remains the most important source of energy production and usage, but there is a decreasing tendency of their use from 1990 to 2011. The largest reductions can be seen for Romania 18,4%, the Slovak Republic 13,1%, the Czech Republic 12,8% and Austria 10,4%. Energy production and use of combustible renewable and waste increased in Romania 9,3%, Austria 8,9% and Germany 7,1%.

In 2013 renewables made up more than 26% of global generating capacity; in 2013 they produced 22% of the world's electricity. Global renewable power capacity continues to increase. In 2013, hydropower and solar PV each accounted for about 33% of new renewable capacity, followed by wind at about 29% [6].

RE FOR MINING

Table 3 contains a summary overview in the shape of a comparative analysis of the advantages and disadvantages of energy from fossil and from renewable source for use in the mining industry.

Table 3

Comparative analysis of the advantages and disadvantages of energy from fossil and from renewable source for use in the mining industry

	Fossil energy sources	Renewable energy sources
Advantages	<input type="checkbox"/> Bigger loss of RE than of the fossil one during technical conversion process in of the process of regenerative energy into the energy flows <input type="checkbox"/> There is existing infrastructure for using fossil energy <input type="checkbox"/> Grid-connected electricity needs to be supplemented with on-site generation, typically large-scale diesel generation, resulting in a dependency on diesel fuel	<input type="checkbox"/> A tendency that the levelized cost of energy (LCOE) of energy from renewable sources are decreasing and that the LCOE of energy from fossil fuels tends to increase <input type="checkbox"/> Mining companies can avoid long-term carbon and environmental penalties by complying with current and future regulatory requirements; and be well-positioned to adopt regional or national carbon cap and trade programs <input type="checkbox"/> Mining companies can enhance reputation and brand by meeting the sustainability expectations of customers, investors and other stakeholders <input type="checkbox"/> Generating heat through solar energy can help mines reduce costs <input type="checkbox"/> Many mining companies view renewable energy as environment friendly because they are extractive and altering the landscape. This energy satisfies the requirements of companies' corporate social responsibility <input type="checkbox"/> Lower operation and maintenance costs and decreasing the costs related to energy

Disadvantages

- Side effect of increase of natural resource productivity is a decrease on environmental pressure
- Prices for natural resources tend to move in cycles – upwards and downwards – stress on cash flows of industrial companies with high demand for such resources

- Mining companies can only invest in a limited percentage of energy that's tied to the sun shining or the wind blowing
- Not utilizing third parties to develop, fund and deliver renewable energy assets
- Lack of suitable infrastructure for integration renewable energy to mining industry
- Intermittency from renewable energy sources continues to be a critical point for mining companies
- Mines are not always acquainted with all the applications of renewable energy

Source: Self prepared

Table 4 contains some illustrative data of costs of mining operations and the related energy consumption.

Table 4

Total energy costs of mining operations and consumption

Name*	Mining Operations \$ per kilotonne ore mined	Energy consumption kWh per kilotonne ore mined	Unit Fossil Energy Costs \$ per kWh
1	170	7 006	0,024
2	231	7 694	0,030
3	527	8 949	0,059
4	534	10 321	0,052
5	552	11 264	0,049
6	817	13 322	0,061
7	1793	26 884	0,067
8	1821	33 855	0,054
9	3120	42 474	0,073
Total	9 565	161 769	0,469

Source: Benchmarking the energy consumption of Canadian open-pit mines (2005) [3]

*Name: 1 - Drilling (Waste Rock), 2 - Blasting (Waste Rock), 3 - Loading / Excavating (Waste Rock), 4 - Waste Rock Transport, 5 - Waste Rock Handling, 6 - Drilling (Ore), 7 - Blasting (Ore), 8 - Loading / Excavating (Ore), 9 - Ore Transport.

Fig. 3 shows the levelized cost of electricity (LCOE) in Germany in euro per kWh. Learning-curve based predictions of the LCOE of renewable energy technologies and conventional power plants in Germany by 2030.

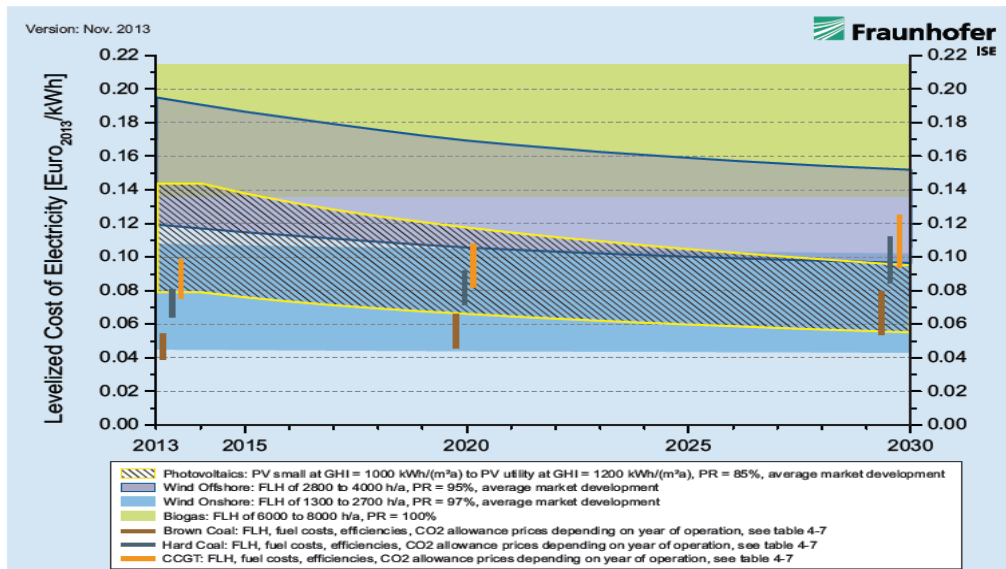
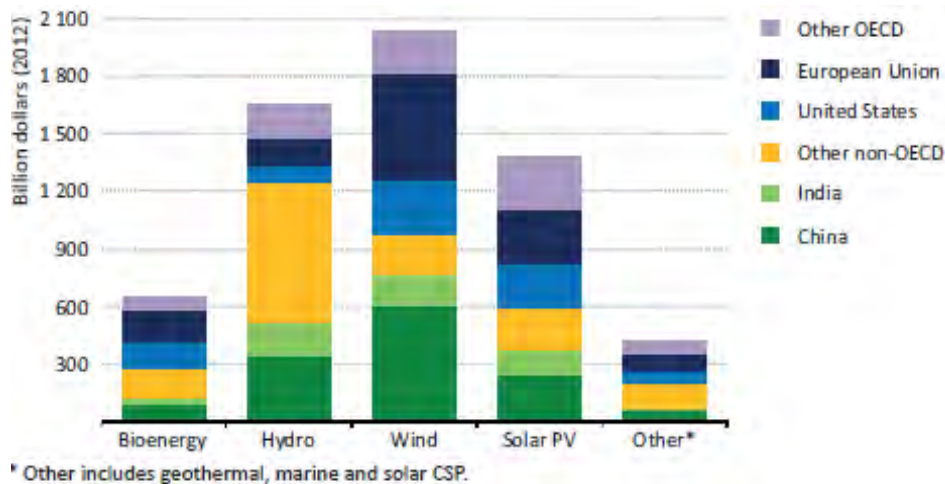


Figure 2: Learning-curve based predictions of the LCOE of renewable energy technologies and conventional power plants in Germany by 2030. Calculation parameters in Tables 1 to 7.

Figure 3. Levelized Cost of Electricity in Germany in euro per kWh

Source: Fraunhofer ISE, Germany November 2013 [4]



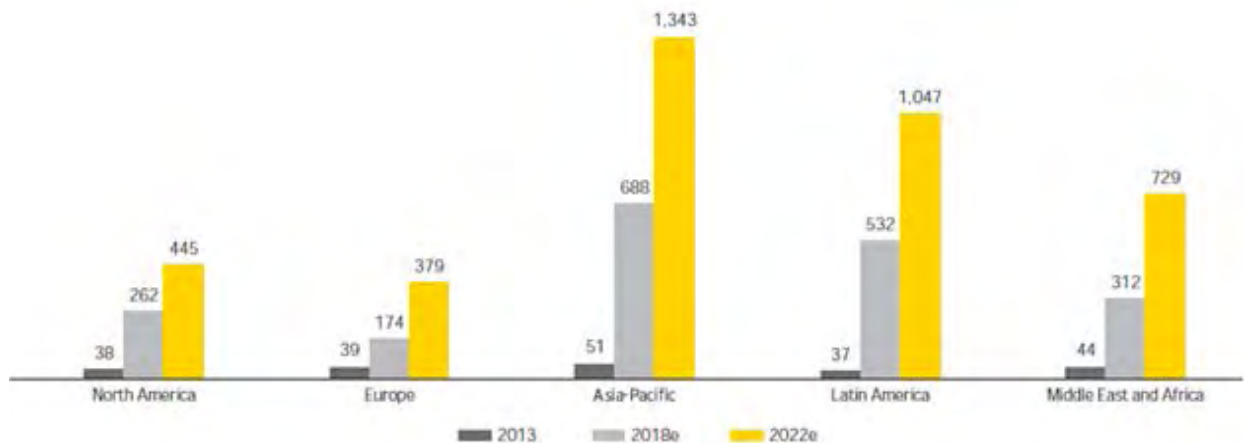
* Other includes geothermal, marine and solar CSP.

Source: World Energy Outlook 2013 (2013): Renewable energy outlook. International Energy Agency [8]

Figure 4. Cumulative investment in renewables-based power generation capacity, 2013-2035

There is a tendency that the LCOE from renewable sources are decreasing and that the LCOE from fossil fuels tend to increase. Consequently, energy from renewable sources has a competitive chance also for the mining industry.

Fig. 4 shows cumulative investments in renewables-based power generation capacity grow 2013-2035 and RE investments in the mining industry increase in 2013-2022.



Source: Renewables in mining: futuristic or realistic? (2014): EY's Global Mining & Metals Center [9]

Figure 5. Renewable energy investment in the mining industry (base case, US\$m), world markets: 2013–22. The one argument of the existing limitation for substitution fossil energy for RE in mining industry is necessity to invest a lot of capital for adapt mining operations activity to RE sources use. These pictures show that investments in renewable-based power generation capacity increase now and will grow in future. Therefore, RE investments in mining industry will increase also. It means that there is a positive tendency to substitute fossil energy for RE one.

CONCLUSION

Substitution of fossil sources for RE sources has possibilities for implementation in mining industry. With one hand, RE has a growing tendency of consumption and use in Central European countries. With other hand, RE has a similar cost of mining operations and consumption as a fossil energy, but the LCOE from renewable sources has a tendency to decrease.

The outcomes of the study are threefold:

- (1) Fossil remains the most important source of energy production and usage, but there is a decreasing tendency of their use from 1990 to 2011. Therefore, RE sources consumption increases year by year.
- (2) RE cost in comparison with fossil fuel cost is equivalent and as predicted will be decreased from 2015 to 2030.
- (3) Investments in RE sources for mining industry increase over the world.

The analysis shows that RE has an opportunity for implementation to mining industry needs.

Consequently, energy from renewable sources has a competitive chance for the mining industry.

References

1. World Development Indicators: Energy production and use (2014): The World Bank. <http://wdi.worldbank.org/table/3.6#>

2. Unland G., (2012) Sources of energy. The chances of a sustainable supply with energy – Part 1. Research & Development – at Mineral Processing 10/2012.
3. Benchmarking the energy consumption of Canadian open-pit mines (2005): Canadian Industry Program for Energy Conservation c/o Natural Resources Canada. <http://www.nrcan.gc.ca/sites/www.nrcan.gc.ca/files/oeef/pdf/publications/industrial/mining/open-pit/Open-Pit-Mines-1939B-Eng.pdf>
4. LEVELIZED COST OF ELECTRICITY RENEWABLE ENERGY TECHNOLOGIES. Study (2013): FRAUNHOFER INSTITUT FOR SOLAR ENERGY SYSTEMS ISE. <http://www.webcitation.org/6RYpyglEn>
5. Solid Biomass Barometer (2015) – EUROSERV'ER – January 2015 solid biomass
6. Mills S., (2014): The Energy Frontier of Combining Coal and Renewable Energy Systems. Cornerstone, the official journal of the world coal industry, VOLUME 2 ISSUE 4.
7. Independent Statistics & Analysis. U.S. Energy Information Administration. <http://www.eia.gov/cfapps/ipdbproject/iedindex3.cfm?tid=6&pid=29&aid=2&cid=r3,&syid=2008&eyid=2012&unit=BKWH>
8. World Energy Outlook 2013 (2013): Renewable energy outlook. International Energy Agency.
9. Renewables in mining: futuristic or realistic? (2014): EY's Global Mining & Metals Center. www.ey.com/miningmetals

Н. А. БЕЛИЦКАЯ

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ФАКТОРЫ УПРАВЛЕНИЯ ЦЕННОСТЬЮ СТРАТЕГИЧЕСКОГО ПРОЕКТА (НА ПРИМЕРЕ КАЛИЙНЫХ ПРОЕКТОВ АО МХК «ЕВРОХИМ»)

В работе рассматриваются вопросы выбора инвестиционных проектов, обеспечивающих диверсификацию компании, на основе их ценности (на примере калийных проектов АО МХК «ЕвроХим»).

Выделены основные проблемы управления ценностью при реализации проектов: увеличение сроков; увеличение бюджета; проблемы реализации: закупки, выбор подрядчиков, учет рисков.

Выявлены и проанализированы факторы ценности проектов, включая структуру затрат и факторы сметной стоимости, факторы изменения ценности. Основными факторами изменения стоимости проектов являются цены, объемы производства, курс валют, а также макропараметры. Предложена факторная модель изменения стоимости проекта с учетом дополнительных факторов, таких как структура товарной продукции, условия финансирования, синергетический эффект и опционные возможности.

Минерально-химическая компания «ЕвроХим» планирует стать одним из пяти крупнейших мировых производителей удобрений за счет выхода на калийный рынок. На основе данных калийных проектов АО МХК «ЕвроХим» «ВолгаКалий» и «Усольский калийных комбинат» произведены расчеты изменения ценности проектов, сделаны выводы о степени влияния факторов. Для проекта «Усолье» произведена переоценка с учетом дополнительного фактора изменения стоимости за счет возможности освоения Белопащинского участка, что увеличило ценность всего проекта более чем на 16%.

Сделаны выводы о необходимости учета выделенных дополнительных факторов при переоценке проектов, для компании ЕвроХим предложена переоценка стратегических проектов с интервалом 3 месяца для контроля ценности.

Научный руководитель: д.э.н., профессор Т.В. Пономаренко

Ю.А. БЕРЕНШТЕЙН

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ОЦЕНКА ИНВЕСТИЦИОННОЙ ПРИВЛЕКАТЕЛЬНОСТИ ПРОЕКТА ПО ДОБЫЧЕ СЛАНЦЕВОЙ НЕФТИ НА ПРИМЕРЕ ПРИОБСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Ухудшение структуры и качества сырьевой базы углеводородов, обуславливает необходимость вовлечения в освоение трудноизвлекаемых запасов. Ввод в промышленный оборот нетрадиционных ресурсов углеводородов может обеспечить энергетическую безопасность страны в долгосрочной перспективе.

В данной работе предлагается рассмотреть инвестиционную привлекательность проекта по добыче сланцевой нефти на примере Приобского месторождения. Основные перспективы «сланцевой революции» связаны с добычей сланцевой нефти непосредственно из пласта. Одним из ключевых методов добычи сланцевой нефти в баженовской свите является строительство горизонтальных скважин специальной

конструкции с проведением множественных гидроразрывов. Технология широко используется для добычи сланцевой нефти из пластов — аналогов баженовской свиты, однако очень наукоемка и капиталоемка, что определяет необходимость обоснования рентабельности разработки месторождения.

Для проведения оценки данного проекта построена финансово-экономическая модель, где проведены расчеты основных показателей эффективности. Результат данного расчета - получение следующих параметров: дисконтированный срок окупаемости (DPP) проекта составил 12 лет; чистый дисконтированный доход (NPV) – 11,6 млрд. руб.; дисконтированный индекс рентабельности (DPI) составил – 1,25. Расчет был произведен с учетом ставки дисконтирования – 16%, сроком реализации проекта – 30 лет. Получение данных показателей свидетельствует о том, что Приобское месторождение можно рассматривать как потенциально экономически эффективный проект, который может быть принят для реализации, и подтвердить возможность полномасштабной разработки баженовской свиты. Также, в рамках данной работы был проведен анализ чувствительности для определения критических значений параметров проекта, при которых NPV отрицательно.

Таким образом, проведенное исследование подтвердило инвестиционную привлекательность проекта по добыче сланцевой нефти на Приобском месторождении, но выявило ряд ограничивающих параметров, которые должны быть учтены при принятии решения о реализации проекта.

Научный руководитель: д.э.н., профессор А.Е. Череповицын

М.А. ГОЛОВЧЕНКО

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ИННОВАЦИОННАЯ СОСТАВЛЯЮЩАЯ ПРОЕКТОВ РАЗРАБОТКИ МОРСКОГО НЕФТЕГАЗОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Данная работа посвящена обоснованию необходимости использования широкого спектра технических и управленческих инноваций при разработке и управлении морскими нефтегазовыми промыслами. На сегодняшний день разработка нефтегазовых месторождений арктического шельфа – это дорогостоящие и рискованные проекты. Для обеспечения в перспективе приемлемого уровня их рентабельности и повышения уровня конкурентоспособности российской нефтегазодобычи требуется комплексное внедрение инноваций на всех этапах разработки и реализации шельфовых проектов.

Для выявления целесообразных инновационных решений были определены особенности разработки месторождений на арктическом шельфе и выделены ключевые сложности реализации таких проектов.

Было сформулировано определение инновационного подхода и выделены его составляющие для нефтегазовых проектов. Для достижения эффекта от технических и технологических инноваций было сформировано четыре подхода.

В работе был проведен сравнительный анализ традиционного нефтегазового месторождения на суше и на арктическом шельфе по пяти критериям: геологоразведка, разработка и эксплуатация, логистика, инфраструктура и экология. На основании данного анализа выявлена инновационность структуры самого шельфового проекта и определены особенности применения проектного подхода. В рамках проектного подхода были выделены ключевые инструменты для успешной реализации проектов на арктическом шельфе.

В соответствии с сформулированными задачами была обоснована целесообразность внедрения концепции интеллектуального месторождения. В рамках этой концепции были проанализированы возможные проблемы при реализации нефтегазовых проектов на суше и шельфе по функциональным блокам и системам, оценен риск вероятности наступления данной проблемы, предложены возможные технологические и управленческие решения и описан эффект от их внедрения. Приведены примеры экономической эффективности внедрения современных технологий добычи на примере датчика песка.

Научный руководитель: д.э.н., профессор А.Е. Череповицын

ЭКОЛОГО – ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ УСТАНОВОК БЕЗДЫМНОЙ ЗАГРУЗКИ УГОЛЬНОЙ ШИХТЫ И БЕЗДЫМНОЙ ВЫГРУЗКИ КОКСА ИЗ КОКСОВОЙ ПЕЧИ НА ПРИМЕРЕ МАКЕЕВСКОГО КОКСОХИМИЧЕСКОГО ЗАВОДА ЧАО «МАКЕЕВКОКС»

Постановка задачи (проблемы)

В настоящее время в Украине функционирует 13 крупных коксохимических предприятия, 7 из которых сосредоточены в Донецкой области. Эти предприятия расположены в регионах со значительной концентрацией промышленного производства и высокой плотностью населения. Крайне неблагоприятная экологическая обстановка, сложившаяся в последние годы в крупных металлургических центрах, в определенной степени обусловлена низкими темпами технического перевооружения коксохимической подотрасли, медленным внедрением в практику новых технологических процессов, современных агрегатов и оборудования [1,2].

Коксохимическое производство занимает «ведущее» место по высокотоксичным выбросам, сбросам и складированием твердых отходов. К ним относят пыль, оксиды азота, диоксид серы, оксид углерода, аммиак, фенол, бензол, нафталин, сероводород, цианистый водород и графит.

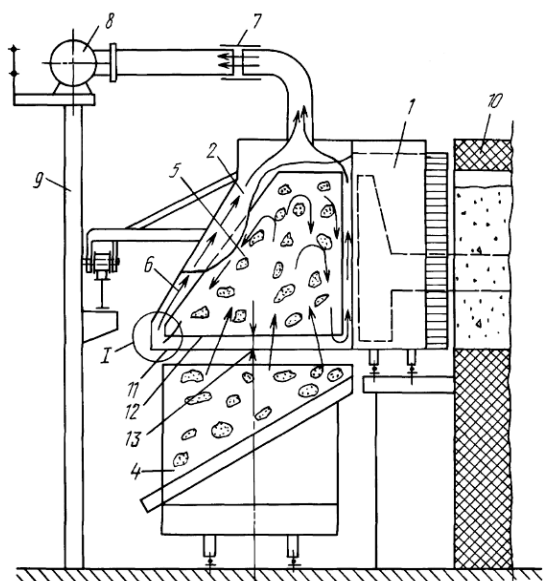
Поэтому на современных заводах внедряют передовые технологии, позволяющие снизить выбросы загрязняющих веществ в атмосферу. К основным из них относятся установки бездымной загрузки угольной шихты в камеру коксования и установка бездымной выгрузки кокса (БВК) из камеры коксования.

Литературный обзор

Резкое ужесточение экологических требований к коксохимическим предприятиям, основным агрегатам и оборудованию, которые выработали свои нормативные сроки эксплуатации, морально и физически устарели, стало требовать от коксохимиков концентрации усилий для реконструкции и технического переоснащения предприятий по решению вопросов охраны воздушной и водной среды.

В Украине начиная с 2006 года на Алчевском коксохимическом заводе ОАО «Алчевсккокс» внедрены передовые технологии, позволяющие сократить выбросы загрязняющих веществ в атмосферу, снизить образование шламовых вод, улучшить качество выпускаемой продукции: система беспылевой выдачи кокса; система локализации и очистки пылевых выбросов при загрузке кокса в камеры тушения и при его разгрузке на транспортерный конвейер; системы аспирации с сухим способом улавливания пыли на установке обеспыливания кокса; системы аспирации перегрузочных узлов и коксортировки [3,4].

Выдача кокса из печей сопровождается выбросом в атмосферу значительных объемов пылегазовой смеси. В целях локализации этих выбросов и для дальнейшей их очистки от взвешенных частиц (пыли кокса) используются установки беспылевой выдачи кокса (схема аспирации тушильного вагона комплекса БВК представлена на рисунке 1).



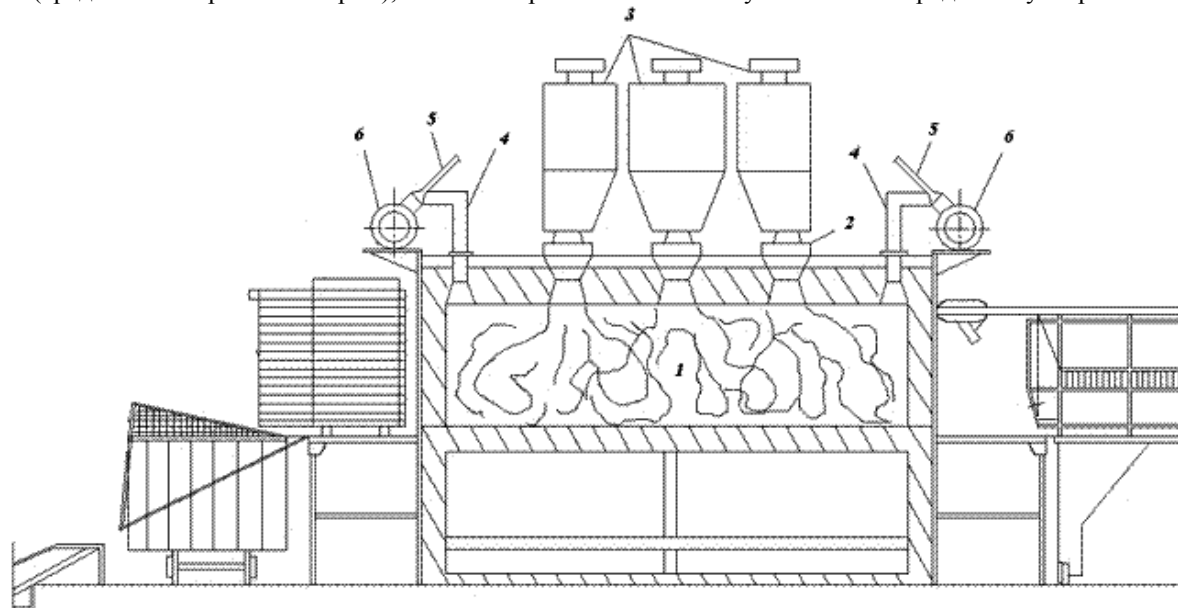
1 - дверсъемная машина; 2 - пылеотсасывающий зонт; 3 – коксонаправляющая; 4 - коксотушильный вагон; 5 – кожух; 6 – щелевой зазор; 7 – соединительный патрубок; 8 – коллектор; 9 – опоры; 10 – коксовая батарея

Рис. 1. Установка беспылевой выдачи кокса из печей коксовой батареи

Во время выдачи кокса зонт с двойными стенками устанавливают над тушильным вагоном и присоединяют к стационарному коллектору. Разрежение в коллекторе создается тягодутьевыми машинами. Эффективность локализации и отсоса пылевоздушной смеси составляет 90 – 95%.

Устройство бездымной загрузки угольной шихты состоит из стационарного коллектора для отсоса продуктов горения газов загрузки и выдачи кокса, камеры сжигания, снабженной нижним стыковочным узлом на входе, приспособления для подвода топливного газа и воды, патрубка для отсоса газов выдачи кокса, верхним стыковочным узлом для соединения с патрубком стационарного коллектора, а также регулируемой системой орошения, размещенную в камере сжигания на выходе. Схема бездымной загрузки угольной шихты представлена на рисунке 2.

Сначала производят одновременный выпуск шихты из двух крайних бункеров углезагрузочного вагона (средний люк при этом закрыт), а после закрытия люков - выпуск шихты из среднего бункера.



1 – шихта; 2 – стыковое устройство; 3 – бункера угольных шихт;
4 – газотвод; 5 – сопло; 6 – коллектор

Рис. 2. Схема бездымной загрузки угольной шихты

Газы загрузки при входе в камеру пылеуловителя встречаются с оборотными сетками, орошаемых водой. При этом частицы пыли, смоченные каплями воды, под действием центробежных сил, выбрасываются в сепаратор, где отделяются шламовые воды. Очищенные газы вместе с парами воды выбрасываются в атмосферу.

Цель работы

Целью данной работы является оценка эколого – экономической эффективности применения установки бездымной загрузки угольной шихты в камеру коксования и установки бездымной выдачи кокса из камеры коксования на примере ЧАО «МАКЕЕВКОКС» .

Основная часть

ЧАО «МАКЕЕВКОКС» производит для металлургических предприятий следующую продукцию: кокс доменный, фракцией 25-60 мм, зольность не более 12%, массовая доля общей серы не более 2%, массовая доля общей влаги не более 5%, прочность 86%; орешек коксовый, фракцией 10-25 мм, зольность не более 11%, массовая доля общей влаги не более 20%, прочность 10%; мелочь коксовая, фракцией 0-10 мм, зольность не более 13%, массовая доля общей влаги не более 22%; кокс литейный каменноугольный, фракцией менее 40 мм, зольность не более 12%, массовая доля общей серы не более 0,6%, массовая доля общей влаги не более 5%, прочность 76%.

Загрузка угольной шихты с влажностью 7-9% и более в раскаленные коксовые печи с температурой греющих стен 1100-1200°C сопровождается образованием выбросов парогазовой смеси, уносящей в атмосферу вредные вещества, в количестве, т/год: 1,48 пыль; 0,666 CO; 0,056 H₂S; 0,222 NH₃; 0,019 HCN; 0,015 C₆H₅OH; 0,370 SO₂ и 0,370 NO_x.

Выдача кокса из камер коксования в тушильный вагон приводит к газопылевым выбросам, в количестве, т/год: 22,2 пыль; 0,044 H₂S; 0,111 NH₃; 0,009 HCN; 0,044 C₆H₅OH; 1,110 SO₂ и 1,110 NO_x.

Расчет эколого – экономической эффективности применения установки бездымной загрузки угольной шихты в коксовую печь и установки бездымной выдачи кокса из камеры коксования выполнен для Макеевского коксохимического завода ЧАО «Макеевкокс». Выброс пыли при загрузке угольной шихты в коксовую печь составляет 1,48 т/год, а при выгрузке кокса из камеры коксования без использования УБВК составляет 22,2 т/год. Ставка экологического налога на выброс пыли принята 54,05 грн/т. Эффективность по пылеулавливанию газоочистной установки составляет 95%.

По результатам расчета снижение платы за выбросы пыли в атмосферный воздух за год при внедрении на ЧАО «Макеевкокс» установок бездымной загрузки угольной шихты в коксовую печь и бездымной выгрузки кокса составит 1273 грн.

Выводы

Внедрение установок бездымной загрузки угольной шихты в коксовую печь и бездымной выгрузки кокса из коксовой печи позволит снизить выбросы пыли в атмосферу на 95%

Снижение платы за выбросы пыли в атмосферный воздух за год при внедрении на ЧАО «Макеевкокс» установок бездымной загрузки угольной шихты в коксовую печь и бездымной выгрузки кокса составит 1273 грн.

Литература

1. Кауфман А.А., Харлампович Г.Д. Технология коксохимического производства: Учебное пособие. – Екатеринбург: ВУХИН-НКА, 2005. – 288 с.
2. Мищенко И.М. Черная металлургия и охрана окружающей среды: учебное пособие. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2013. – 452 с.
3. Зингерман Ю.Е. Внедрение установки беспылевой выдачи кокса / Ю.Е. Зингерман, В.Б. Каменюка, Т.Ф. Трембач // Внедрение установки беспылевой выдачи кокса // Кокс и химия. – № 7. – 2004. – С.38-40.
4. Зингерман Ю.Е. Внедрение новых технологий и разработок / Ю.Е. Зингерман, В.И. Рудыка, В.В. Кривонос и др. // Кокс и химия. – № 9. – 2009. – С. 51-54.

К.И. КОВЕШНИКОВА

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

УПРАВЛЕНИЕ СТОИМОСТЬЮ ПРОЕКТОВ КОМПАНИЙ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА НА ПРИМЕРЕ ОАО «ГАЗПРОМ НЕФТЬ»

Актуальность данной работы заключается в определении инструментов стоимостного управления для минимизации затрат и максимизации ценности проектов компаний минерально-сырьевого комплекса.

Цель данной работы: на основе концепции управления стоимостью проекта обосновать и применить инструменты стоимостного управления для повышения эффективности проекта освоения Куюмбинского месторождения нефти и газа.

В ходе исследования были получены следующие результаты:

1. Проведен инвестиционный анализ проекта, определены показатели эффективности: (ЧДД = 76 794,1 млн.руб.; ИД = 1,34; ВНД = 22,3%; срок окупаемости 15 лет).
2. Проведен анализ чувствительности, выявлена зона критических значений макропараметров (цена и курс национальной валюты), при которых проект нерентабелен.
3. В качестве инструментов стоимостного инжиниринга была построена финансовая модель, основанная на принципе совокупной стоимости владения, для выбора технологического решения проблемы сброса подтоварной воды, позволяющего снизить затраты на реализацию проекта более чем на 250 млн.руб.
4. Была решена задача линейного программирования для определения оптимальной цены договора с подрядной организацией.

Были сделаны следующие выводы:

1. Процесс управления стоимостью необходим для эффективной разработки и реализации проекта.
2. Выявлены особенности процесса управления стоимостью с учетом специфики проектов минерально-сырьевого комплекса.
3. Апробация модели совокупной стоимости владения и задачи линейного программирования показывает эффективность их применения и позволяет сделать вывод о целесообразности дальнейшего использования данных инструментов.

Научный руководитель: д.э.н., профессор Т.В. Пономаренко

Н.А. КОТЕНКО, Н.Г. ШПАНКОВСКАЯ

Национальная металлургическая академия Украины, г. Днепрпетровск

НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ХОЗЯЙСТВЕННОГО МЕХАНИЗМА РЕГУЛИРОВАНИЯ ИННОВАЦИОННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЯ

Мировой и предыдущий отечественный опыт свидетельствует, что рост национальной экономики основывается на возрождении предприятий горно-металлургического комплекса (ГМК), который влияет на состояние всех ее отраслей как главный поставщик конструкционного материала и как крупный потребитель разнообразных энергоносителей и топлива. Это обуславливает **актуальность** взаимосвязанных проблем выбора путей инновационного развития горно-металлургических предприятий и совершенствования механизмов управления и регулирования их инновационно-инвестиционной деятельности.

Углубление и расширение интеграционных связей и процессов является одной из важных тенденций развития современной глобализованой мировой экономики. Эта тенденция проявляется и в национальной экономике Украины в силу ее выгодного географического положения и издавна

существующих экономических взаимосвязей и хозяйственных отношений со странами Таможенного союза и Европейского сообщества. Особенно тесные торговые (товарные) связи у предприятий экспортноориентированной металлургической промышленности (как горнодобывающей, так и перерабатывающей).

Приоритетными в страновой структуре экспорта Украины являются связи с Россией (68,9% от поставок в страны СНГ); с Германией и Турцией (соответственно 11,8% и 30,7% от экспорта в страны Европы). Товарная структура экспорта не отличается высоким ее качеством, так как в основном это продукция горнорудных и перерабатывающих предприятий, которая не относится к сложным наукоемким видам продукции.

Инвестиционные связи украинских предприятий гораздо слабее. Как показали исследования Института экономики промышленности НАН Украины, иностранные инвестиции со стран Таможенного союза в металлургию почти не поступали, за исключением инвестиций из России, но они составили меньше 1% [1, с.86], а в целом в экономику Украины – 5,6% [2, с.34]. Главной причиной является низкая инвестиционная привлекательность горнорудных и металлургических предприятий вследствие большой изношенности основных фондов (в Приднепровском экономическом регионе, центре металлургии Украины, она составляет 78,7%, что больше, чем в целом по Украине – 75%) и экологической опасности, а в последний год и из-за сложной политической ситуации в стране. Поэтому основным направлением повышения конкурентоспособности предприятий является инновационный путь развития украинской горнорудной и металлургической промышленности главным образом за счет собственных средств предприятий и поддержки государства путем совершенствования хозяйственного механизма регулирования инновационно-инвестиционной деятельности предприятий.

Целью данного исследования является выбор направления инновационного развития предприятий металлургического комплекса. Ее достижение требует решения следующих задач: оценки существующего состояния; обоснование структуры хозяйственного механизма их приоритетного инновационного развития.

На каждом из этапов эволюционного развития социально-экономических систем общество выдвигает новые требования к их деятельности и корректирует существующие, учитывая достижения науки, передового опыта и общественные потребности [3, с.18].

Немаловажной причиной, сдерживающей инновационную деятельность металлургических предприятий, является отсутствие мотивации для ее развития: нет льгот по налогообложению предприятий (в том числе на прибыль, на землю, на имущество и др.); отсутствие государственного финансирования не только на инновационное развитие предприятий, но и для сохранения конкурентоспособности инновационных объектов (достаточно в качестве примера привести ситуацию с акцией протеста трудового коллектива Южного машиностроительного завода в г. Днепропетровске в начале 2015г. по поводу невыплачиваемой в течение полугода заработной платы и начавшейся текучести высококвалифицированных кадров); незаинтересованность коммерческих банков обеспечивать долгосрочное кредитование горнорудных и металлургических предприятий для их технического обновления, без которого невозможно производство инновационной продукции и др.

Подавляющая часть предприятий не проявляет инновационную активность из-за большого риска, свойственного инновационной деятельности (ИННД).

Общеизвестно, что инновационный процесс включает: фундаментальные и поисковые исследования, прикладные НИОКР и освоение инноваций в реальном секторе экономики.

Представители научной экономической школы Санкт-Петербургского политехнического университета считают, что фактически этот процесс и является специфическим механизмом взаимодействия образования, науки, производства и власти, и необходимо сосредоточить максимум сил и средств на внедрении инноваций в экономику, где они дают наибольшую отдачу. Это позволит запустить в действие и другие звенья инновационного процесса [4, с. 168-169]. В исследованиях Института проблем региональной экономики РАН выделяются три приоритета инновационного развития: использование высоких технологий во всех сферах современной экономики; использование инновационного менеджмента на всех уровнях управления нею и продвижение инновационной культуры менеджмента [5]. Эти направления актуальны и для национальной экономики Украины в целом, и для развития горно-металлургического комплекса страны, что отражено в стратегиях их развития.

На основе проведенного анализа научных подходов, проблем, их систематизации и обобщения в исследовании определены следующие направления повышения инновационной активности предприятий горно-металлургического комплекса Украины:

1. Усовершенствование состава и структуры комплексного хозяйственного механизма управления и регулирования инновационной деятельности. На наш взгляд, он должен включать организационный и финансово-экономический механизмы (ФЕМ).

Составным элементом организационного механизма ИННД должна быть институционального типа оргструктура национальной инновационной системы, включающая: национальную систему образования, так как в ней сосредоточена основная часть научных исследований и научных кадров Украины; инфраструктуру для осуществления научных исследований, обеспечивающую внедрение инновационных разработок и генерацию научных знаний академической, отраслевой и вузовской наук. Опыт США, Финляндии, Австралии и др. стран [2, с.104-106] показывает эффективность этой организационной формы

государственной поддержки ИННД. Организационный механизм ИННД содержит совокупность методов исследования (общенаучные, экономические, социально-психологические, организационно-распорядительные, ЭММ, матричный, экспертных оценок, имитационное моделирование, эксперимент и др.) и комплекс инструментов (патентирование, регистрация, договора и контракты, лицензирование, паспортизация, регламентация, нормирование, мониторинг, взаимодействие и т.д.).

Финансово-экономический механизм ИННД включает совокупность методов (финансирование, прогнозирование, инвестирование, кредитование, ценообразование, страхование, мотивация, конкуренция, стимулирование и ответственность) и комплекс инструментов (налоги, льготы, дотации, отчисления, цены и тарифы, приплаты и скидки, штрафы и санкции, заработная плата и др.).

2. Совершенствование нормативно-правового обеспечения ИННД. Существующему законодательству свойственны протеворечивость и несогласованность законов и последующих законодательных актов [6, с.61]. Кстати, национальное законодательство является базовым уровнем социальной ответственности участников рыночных отношений, что, на наш взгляд, свидетельствует о важности этого составного элемента механизма управления ИННД.

3. Создание инновационной инфраструктуры ИННД, которая должна включать: выполнение научно-исследовательских работ силами заводской, вузовской, отраслевой и специализированной академической науки; логистику; информационное обслуживание; консультационное обслуживание; обучение персонала и повышение его компетенции, социальное развитие коллектива; защиту водного и воздушного бассейна в сочетании с рациональным расходованием природных ресурсов, в первую очередь – невозобновляемых.

4. Более широкое использование преимуществ международного и межрегионального сотрудничества. Регионализация в современных условиях является определяющим фактором, создающим условия и предпосылки для экономического развития регионов и повышения их конкурентоспособности. Снижение импортной зависимости Украины возможно за счет размещения государственных заказов на украинских предприятиях для реальной защиты отечественного производителя.

5. Совершенствование аналитической поддержки технологии стратегических инновационных управленческих решений на всех ее этапах.

6. Государственная поддержка динамического развития предприятий путем совершенствования ФЕМ регулирования инновационно направленной хозяйственной деятельности и использования опыта других стран по созданию сбалансированного взаимодействия между производителями и потребителями знаний за счет государственно-частных партнеров для обеспечения коммерциализации инновационных технологий.

Литература

1. Нікіфорова В.А. Металургія України: угода про Асоціацію з ЄС або Митний Союз / В.А. Нікіфорова Стратегія підприємства: зміна парадигми управління та інноваційні рішення для бізнесу. Зб. Матеріалів Міжнародної НПК. – К.: КНЕУ, 2013. – 414с.

2. Современное состояние, тенденции и перспективы развития стран СНГ: экономический, социальный и экологический аспект (Серая: Экономическое славяноведение: Монография. Часть II) / Под ред. Проф. Павлова К.В. и доц. Юсупова И.З. – Ижевск: ИИУ, 2014. – 900с.

3. Шпанковська Н.Г. Стратегічний аналіз / Н.Г. Шпанковська, Г.О. Король, К.Ф. Ковальчук, Н.О. Котенко // Дніпропетровськ: НМетАУ, 2011. – 224с.

4. Глухов В.В. Управление инновационным социально-экономическим развитием мегаполиса: методология, принципы, механизмы. Монография. / В.В. Глухов, Е.А. Горин, М.Э. Овсеевский // СПб.: Издательство Политехнического университета, 2012. – 427с.

5. Фундаментальные проблемы пространственного развития макрорегиона при переходе к инновационной экономике (на примере Северо-Запада России) / Под ред. В.В. Окрепилова. – СПб.: ИПРЭ РАН-«Наука», 2010.

6. Проблемы недропользования. Сб. научных трудов Международного форума-конкурса молодых ученых. Часть 2. // СПб.: НМСУ «Горный», 2014. – 271с.

А.С. МИНЕЕВА

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ КАК ФАКТОР КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ КОМПАНИИ

В современной Российской Федерации важное хозяйственное значение имеет горнодобывающая промышленность, в связи с чем, перспективы развития данной отрасли играют ключевую роль в обеспечении стабильного развития национальной экономики.

Однако глобальное состояние мировой горнодобывающей отрасли в последние годы характеризуется целым комплексом негативных тенденций, актуальных в равной мере, как для развитых, так и для развивающихся стран. По итогам анализа финансово-экономической деятельности 40 ведущих мировых горнодобывающих компаний, проведенного компанией PWC, все 40 рассматриваемых компаний отрасли в 2013 году были вынуждены отразить рекордные убытки от обесценения активов в размере 57 млрд. долл. США, при этом совокупная прибыль анализируемых компаний сократилась на 52 млрд. долл., что составило 72%, и достигла 20 млрд. долл. США, минимального уровня за последнее десятилетие.

В сложившихся жестких экономических условиях вопрос сокращения производственных затрат и ресурсосбережения встает все более остро. С учетом приобретающей все большее значение концепции устойчивого развития посредством рационального и сбалансированного использования природных ресурсов одним из ключевых факторов снижения издержек, а, следовательно, и повышения конкурентоспособности, является пересмотр подхода к управлению энергоресурсами.

Эффективная система организации энергоменеджмента позволяет осуществлять комплексный мониторинг, анализ и управление информацией об энергопотреблении. Однако этого недостаточно для ответа на глобальные вызовы мирового рынка горнодобывающей промышленности. Для оперативного контроля, а также возможности дальнейшего анализа и оценки в систему энергоаудита предприятия должен быть интегрирован экономический подход к постановке технологических задач и технико-экономическому обоснованию инженерных решений по снижению энергопотребления на горных предприятиях. Становится очевидным, что для осуществления эффективного энергоменеджмента необходимо модернизировать систему энергоаудита и рассматривать ее как ключевой источник информации для процесса технико-экономического обоснования инженерных решений, направленных на повышение энергоэффективности производства. Также представляется целесообразным включить в современную концепцию энергоаудита ориентацию на экономический анализ процесса энергообеспечения действующего производственного процесса.

В ходе анализа существующих подходов и методик оценки возможностей по повышению энергоэффективности (энергетического потенциала) было выявлено, что в отечественной науке данная тема не получила широкого освещения. Однако среди передовых зарубежных стран, осуществляющих развитие концепции энергоэффективности на государственном уровне можно выделить Австралию, в которой была реализована государственная программа «Energy Efficiency Opportunity» по оценке энергетического потенциала компаний, а также повышению энергоэффективности производств. Одним из основных принципов оценки энергетического потенциала является концепция «Баланс энергии и массы», теоретической основой которой является закон сохранения энергии. Данный подход обеспечивает восприятие производства как целостной замкнутой системы, имеющей ряд входных и выходных параметров. Данная модель позволяет получить прозрачное понимание того, как протекает тот или иной процесс с энергетической точки зрения, что крайне необходимо для эффективной реализации инженерных решений по повышению энергоэффективности. Представляется целесообразным внедрить данный подход в методику энергоаудита горнодобывающих предприятий.

Ключевым принципом данного подхода, рекомендуемым для внедрения в российской практике, является комплексное понимание производственного процесса как сложной системы, состоящей из множества подсистем, и лишь методом поэтапной детализации анализа можно в полной мере оценить энергетический потенциал производства. В связи с этим, кажется недостаточным оценивать энергопотребление компании лишь в разрезе динамического анализа классификации потребляемых энергоресурсов: следует анализировать производственные подсистемы и процессы с целью управления каждым из них, а также определения ключевых «энергетических узлов», комплексов производственного оборудования, характеризующихся наибольшими затратами энергоресурсов и оказывающих непосредственное воздействие на энергобаланс системы.

О.В. НАСОНОВА, В.В. СТАНЧЕВСКАЯ, И.В. КОЧУРА

ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет», Украина

ВЛИЯНИЕ ФАКТОРОВ НЕОПРЕДЕЛЕННОСТИ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ДОНБАССА

Проблема исследования риска в начале 21 столетия встала с особенной остротой. Общество, которое вопреки всем использованным мерам не может предупредить глобальные конфликты, международные кризисы, экологические катастрофы, бесконечные ошибки и непредсказуемые ситуации, убедилось в необходимости обязательной оценки факторов неопределенности в каждом виде деятельности, прежде чем принимать решения про какие-либо шаги в направлении их осуществления.

Общая политическая и экономическая нестабильность, снижение инвестиций в промышленность, социальная напряженность, отсутствие достаточной правовой базы и эффективной системы управления

особо отражаются на деятельности сырьевых отраслей. В современных условиях первостепенное значение приобретают факторы неопределенности, которые вносят существенное, а часто и решающее влияние на эффективность функционирования субъектов хозяйственной деятельности. Факторы случайности или неопределенности ведут к возникновению неблагоприятных ситуаций и последствий на предприятиях, которые снижают эффективность реализации плановых заданий, проектов, в том числе инвестиционных, и могут привести к дополнительным убыткам.

Для Донбасса особенно актуальным является эффективность функционирования угольных предприятий. Энергетическая безопасность и уменьшение зависимости от импортных энергоносителей требуют максимального использования запасов угля, которые в большинстве своем сосредоточены в Донецком угольном бассейне и составляют 87% от общих запасов угля в Украине. Поэтому исследование факторов неопределенности, влияющих на операционную деятельность угольных предприятий с дальнейшей возможностью их снижения или нейтрализации, является актуальной научной задачей.

Вместе с тем, нельзя не отметить, что угольная отрасль в Украине характеризуется высоким уровнем риска по сравнению с другими отраслями экономики, что связано с особенностями угольной промышленности, такими как изменчивость и иногда непредсказуемость горно-геологических условий, нестационарность предмета труда, места работы, тяжелыми условиями труда. На таком неблагоприятном фоне отрицательных факторов важнейшую роль приобретает правильное планирование деятельности угольной шахты с учетом неопределенности условий и стохастичности факторов, влияющих на ее работу.

Основной принцип деятельности предприятия состоит в стремлении к максимизации прибыли. Таким образом, прибыль выступает главным результатом деятельности предприятия. Величина валовой прибыли определяется следующим образом:

$$\Pi = \text{ЧД} - S, \quad (1)$$

где ЧД – чистый доход от реализации произведенной продукции, грн.

S – себестоимость произведенной продукции, грн.

Подставив расписанные величины ЧД и S в формулу (1) мы получим следующее выражение:

$$\Pi = \left(\frac{C}{1+a} - C_{\text{пер}} \right) \times Q - C_{\text{ном}} \quad (2)$$

Таким образом, прибыль от реализации произведенной продукции в свою очередь зависит от объема произведенной продукции (добычи угля), ее себестоимости, цены и налогов. На формирование этих величин оказывают влияние различные внутренние и внешние факторы риска, которые могут привести к отклонениям как в положительную, так в отрицательную сторону, и в результате к снижению или потере прибыли вообще.

Точный прогноз осуществления планового задания или проекта невозможен ни при каких обстоятельствах, так как при прогнозировании всегда присутствует неопределенность внешней среды, но существуют специальные методы, которые позволяют не только определить с большей или меньшей точностью множество возможных вариантов развития события, но и описать поведение предприятия и условия реализации задания для выделенных ситуаций. Оценить величину риска производственных факторов, имеющих случайный характер, можно с помощью таких статистических характеристик ожидаемой прибыли, как дисперсия и математическое ожидание. Для этого необходимы разработка и использование моделей прогнозирования основных показателей деятельности предприятия.

В исследовании производилось прогнозирование прибыли на основе имитационного моделирования. Для того чтобы имитировать возможную величину прибыли с учетом различных факторов риска необходимо определить случайные величины в выражении 2, а также законы их распределения. На основании имеющихся исследований на шахтах значения цены 1 тонны угля по разным партиям и объема добычи угля рассматривались как случайные величины, а переменные и постоянные затраты условно приняты детерминированными. Проведены исследования с использованием значений суточной добычи за год по разным шахтам, на основании которых определена зависимость среднеквадратического отклонения (фактической добычи от плановой) от фактической добычи. Данная зависимость может быть использована для определения среднеквадратического отклонения при любой добыче на различных шахтах, так как было проанализировано большое количество реальных данных величины суточной добычи на шахтах с различным уровнем рентабельности и объемом добычи. Были определены законы распределения экспериментальных величин (добыча по месяцам и цена 1 тонны угля), которые затем были распределены с помощью генератора случайных чисел по определенному закону. Постоянные и переменные затраты были определены с помощью метода наименьших квадратов. В выражение 2 подставляем значения случайных величин цены 1 тонны угля и месячной добычи, распределенных по определенному закону. Смоделировав тысячу реализаций валовой прибыли, была определена функция ее распределения, что в дальнейшем позволит оценить риск получения прибыли (убытка) и прогнозировать ее значение с учетом фактора риска.

Предложенная модель прогнозирования валовой прибыли позволяет учесть влияние таких важных показателей деятельности предприятия как добыча угля и цена 1 тонны угля, которые в свою очередь

отражают совокупное влияние большого количества взаимосвязанных факторов неопределенности. Использование предложенной модели позволит обеспечить ее адекватность современным условиям хозяйствования с учетом производственной ситуации на угольном предприятии.

Литература

1. Машина Н.І. Економічний ризик і методи його вимірювання: Навчальний посібник / Н.І. Машина - Київ: Центр навчальної літератури, 2003. –188с.
2. Петросов А.А., Мангуш К.С. Экономические риски горного производства / А.А.Петросов, К.С. Мангуш – М.: Изд.-во Моск. горного ун.-та, 2002. – 142 с.
3. Мартякова Е.В. Хозяйственные риски: оценка, и прогнозирование: Монография / Е.В. Мартякова, И.В.Кочура – Донецк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2008. – 220 с.

О.Н. РЯБИЧ, А.А. ИВАНОВ

Донецкий национальный технический университет, Украина

ФОРМИРОВАНИЕ КОНЦЕПЦИИ ТРАНСФОРМАЦИИ РЕГИОНАЛЬНЫХ ХОЗЯЙСТВЕННЫХ СИСТЕМ ДЛЯ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ

Трансформация региональных хозяйственных систем (РХС) - это преобразование структуры, состава и способов экономической деятельности систем, тесно взаимодействующих в процессе производства и транспортировки до потребителя продукции (услуг) в едином административно-территориальном образовании. На рис.1. представлен состав и структура компонентов трансформации на уровне региональной хозяйственной системы.



Рис. 1. Состав и структура компонентов трансформации на уровне региональной хозяйственной системы

Основой трансформации РХС является теоретическое обоснование концепции, которая базируется на следующих аспектах:

1. Важнейшим направлением должно стать развитие инновационно-ресурсосберегающих технологий;
2. Программа трансформации РХС должна формироваться и осуществляться в рамках инновационно-ресурсосберегающей политики;
3. Основными принципами могут быть следующие:
 - разработка программы трансформации РХС требует максимально широкой постановки решаемых проблем. При современном уровне развития науки основным инструментом может стать методология системного исследования;
 - для реализации программы трансформации РХС необходима взаимоувязка намеченных мероприятий;
 - осуществление трансформации РХС необходимо с помощью регулирования и поддержки со стороны государства.

Целью формирования концепции трансформации РХС является создание механизмов управления, которые должны гибко реагировать на возможные изменения ситуации в государстве и адаптировать РХС к внешним изменениям. Кроме того, концепция должна быть ориентирована на развитие инновационно-ресурсосберегающих технологий. Формирование концепции трансформации РХС представлено на рис.2.

Формирование концепции трансформации РХС основывается на следующих этапах:

1. Анализ проблем:

- выявление системных диспропорций и вызывающих их факторов;
- анализ механизмов возникновения и воспроизводства диспропорций;
- установление связей и взаимозависимостей между проблемами региона;
- выявление ключевых проблем, разделение проблем на внешние, характерные для всей страны, и внутренние, присущие только данному региону;
- формулировка пределы возможного вмешательства властей данного уровня управления для решения возникших проблем;
- определение факторов, воздействуя на которые можно решить проблемы;
- установление времени, необходимого для решения той или иной проблемы.

Если в результате анализа выявлены проблемы, возникшие из-за диспропорций во внешних по отношению к данному региону механизмах, то они фиксируются и с кратким анализом передаются на вышестоящие уровни, вместе со своим видением оптимального разрешения.

2. Формулировка целей и стратегий:

- на основе произведенного анализа внутренних проблем производится формирование множества целей трансформации РХС;
- осуществляется проверка сформулированных целей на предмет непротиворечивости друг другу, а также целям трансформации вышестоящих уровней;
- производится выработка максимального числа направлений, на которых возможно достижение поставленных целей;
- осуществляется анализ альтернативных источников ресурсов, хозяйственных рычагов, структурных сдвигов, экономических и других стимулов, их возможного комбинирования и последовательности их использования для достижения целей.



Рис. 2. Формирование концепции трансформации РХС

3. Оценка возможных последствий. На данном этапе проводится анализ стратегий с позиции:

- достижение ранее сформулированных целей;
- изменения состояния решаемых проблем региона;
- возможного возникновения новых проблем и обострения существующих.

Оценка последствий предполагает выявление возможной реакции всех элементов системы данного уровня на стратегическое влияние. Данный процесс может быть оптимизирован с помощью всестороннего моделирования последствий реализации различных стратегий. При моделировании ситуации целесообразно учитывать возможную реакцию не только внутренних элементов системы, но и возможную реакцию вышестоящих и соседних органов управления. Если оценка показывает, что сформулированные цели недостижимы, нужно уточнить поставленные цели, которые решают проблемы, изменить стратегии или изменить сроки достижения поставленных целей. В результате из множества допустимых стратегий отбираются только те, которые удовлетворяют целям по качеству последствий.

4. Выбор оптимальной стратегии.

Осуществляется сравнительный анализ всех отобранных допустимых стратегий. Выбор

осуществляется с помощью системы критериев, отражающих:

- эффективность использования ресурсов;
- универсальность стратегии, то есть возможность адаптации к изменениям во внешней среде;
- комплексность трансформации РХС;
- реализуемость основных функций данного уровня.

На данном этапе необходимо предусмотреть несколько сценариев реализации стратегии, которые применяются в зависимости от прогнозируемых изменений внешних условий в тех или иных пределах. Следует провести оценку вероятности и размера подобных изменений во внешней среде и соответственно предусмотреть возможные корректировки стратегии в процессе ее реализации в зависимости от того, какой сценарий реализуется в действительности. Соответственно, необходимо наметить и оценить резервы, обеспечивающие достижение сформулированных целей, несмотря на возможные неблагоприятные изменения внешней среды. Кроме того, следует сформулировать возможные события, наступление которых будет означать необходимость полного пересмотра концепции трансформации РХС. При этом, очень важно сформулированы сроки этапов реализации концепции трансформации РХС и основные параметры, которые необходимо достичь на каждом этапе.

Трансформация РХС должна базироваться: на оценке ресурсного потенциала субъекта РХС; постоянном анализе (мониторинге) текущей ситуации во внутренней и внешней среде РХС; стратегической оценки хозяйственного портфеля с планированием наиболее рентабельных видов продукции субъектов РХС; использование результатов анализа деятельности для разработки текущих стратегий на предприятиях и других субъектах РХС и оценки рисков. В условиях перехода к устойчивому развитию старопромышленных регионов особую важность приобретают разработка и обоснование концепции трансформации региональных хозяйственных систем на основе инновационно-ресурсосберегающих технологий.

К.И. СИДОРОВА

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ ЛИНЕЙНОЙ ОПТИМИЗАЦИИ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКЕ ПРОЕКТОВ УТИЛИЗАЦИИ CO₂ В НЕФТЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Данная работа посвящена классификации регионов России с точки зрения их перспективности для внедрения проектов утилизации CO₂ в нефтяных месторождениях. Подобные проекты подразумевают под собой захват углекислого газа в ходе технологического процесса (в частности, на электростанциях) и его длительное хранение в геологических резервуарах. С одной стороны, утилизация CO₂ служит для сокращения выбросов парниковых газов в атмосферу, с другой - при закачке CO₂ в нефтяные месторождения будет наблюдаться рост нефтеотдачи, что может послужить дополнительным стимулом для внедрения подобных проектов и повышения их инвестиционной привлекательности.

Для классификации регионов необходимо было выбрать наиболее перспективные потенциальные проекты утилизации CO₂, оценить среднее расстояние и среднюю стоимость транспортировки по каждому региону, а также определить срок заполнения месторождений региона углекислым газом от ТЭЦ. Для этих целей была сформулирована транспортная задача и разработана компьютерная программа, позволяющая выбрать наименее затратные проекты по каждому региону.

В работе была проанализирована вместимость нефтяных месторождений разных регионов и установлена зависимость между стоимостью и сроком заполнения месторождений от задаваемого критического расстояния до источника CO₂.

Был проведен сценарный анализ для ряда регионов с «конкурирующими» проектами, сделаны выводы об их целесообразности. Также была сопоставлена средняя стоимость транспортировки CO₂ по регионам России с учетом различных условий.

Выделены критерии сравнения регионов и составлены две классификации – перспективности ТЭЦ регионов как объектов для улавливания CO₂ и перспективности нефтяных месторождений регионов как резервуаров для закачки CO₂. На основании данных классификаций были выявлены наиболее перспективные регионы для внедрения проектов утилизации CO₂ в нефтяных месторождениях.

Научный руководитель: д.э.н., профессор А.Е. Череповицын

ИП 493 **Проблемы недропользования:** Сборник научных трудов. Часть I / Национальный минерально-сырьевой университет «Горный». СПб, 2015. 232 с. (Международный форум-конкурс молодых ученых. 22-24 апреля 2015 г.)

ISBN 978-5-94211-724-5 (Часть I)
ISBN 978-5-94211-723-8

УДК 00(55+62+66+33+50+54)
ББК 2(26+33+60+66)

Научное издание

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

МЕЖДУНАРОДНЫЙ ФОРУМ-КОНКУРС МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

22-24 апреля 2015 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 15.04.2015. Формат 60×84/8. Усл.печ.л. 27. Усл.кр.-отт. 29. Уч.-изд.л. 29.
Тираж 150 экз. Заказ 291. С 89.

Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»
РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный»
Адрес университета и РИЦ: 199106 Санкт-Петербург, 21-я линия, 2