

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет»

ПРОБЛЕМЫ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

*Материалы
международного форума-конкурса молодых ученых
20-22 апреля 2016 г.*

Часть I

Санкт-Петербург
2016

УДК 00 (55+62+66+33+50+54)

ББК 2 (26+33+60+66)

П493

В сборнике помещены труды молодых исследователей, участников Международного форума-конкурса «Проблемы недропользования» 20-22 апреля 2016 г. Материалы сборника представляют интерес для широкого круга исследователей, ученых, педагогов, специалистов, руководителей промышленных предприятий и предпринимателей, работающих в области поиска, разведки, добычи и переработки полезных ископаемых.

The Volume contains works of young researchers - participants of International Forum of Young Researchers «Topical Issues of Subsoil Usage», which was held at the St. Petersburg Mining University from the 20nd to 22th April 2016. The Volume can be of great interest for a wide range of researchers, scientists, university lecturers, specialists and managers of industrial enterprises and organisations as well as for businesspeople involved in exploration, prospecting, development and processing of minerals.

Редакционная коллегия: профессор В.Л.Трушко (председатель), доц. Л.С. Синьков, доц. Ю.М. Сишук, А.Н. Мартемьянова

Проблемы недропользования: Сборник трудов международного форума-конкурса молодых ученых. Часть I / Санкт-Петербургский горный университет. СПб, 2016. 212 с.

П84

ISBN

УДК 00 (55+62+66+33+50+54)

ББК 2 (55+62+66+33+50+54)

ISBN

© Санкт-Петербургский горный университет, 2016

СОДЕРЖАНИЕ

<i>ПОИСК И РАЗВЕДКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ</i>	4
<i>КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА</i>	51
<i>КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ТРАНСПОРТИРОВКА УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ</i>	102
<i>СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ЗДАНИЙ, СООРУЖЕНИЙ И ОБЪЕКТОВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА</i>	124
<i>МЕТАЛЛУРГИЯ. ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ</i>	149
<i>ОБОРУДОВАНИЕ, ТРАНСПОРТНОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОИЗВОДСТВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА</i>	180

ПОИСК И РАЗВЕДКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

CHI CONG NGUYEN

Hanoi University of Natural Resources and Environment, Vietnam

VAN LUONG LE

National Council for Evaluation of Mineral Reserves, Vietnam

XUAN LUAN TRUONG

Hanoi University of mining and Geology, Vietnam

GEOSTATISTICAL APPROACH TO ESTIMATING THE GOLD ORE CHARACTERISTICS AND GOLD RESERVES: A CASE STUDY DAKSA AREA, VIETNAM

Abstract

This results of study show that, Au and accompanying elements (Ag, Pb and Zn) have correlated pretty closely. All of its consistent with the logarithmic distribution standard, in accordance with the law of distribution of content mineral rare. The structure functions have nugget effect and spherical models with show that Au and accompanying elements special variation are changes. Au contents shown no clearly local anisotropy (Index Anisotropy $K=1,17-1,4$). Intensity mineralization of the ore bodies are quite high with demand spherical conversion coefficient ranging from 0.49 to 0.75 and from 0.66 to 0.97 (for other body). With nugget effects, ore bodies shown that it is consistent with mineralization in the ore bodies study, ore erasable, micro vein, infilling fractures in quartz vein. All of variogram presents local anisotropy, indicated gold mineralization at study area has least two-mineralization stages, consistent with the analysis of mineralography samples. By the results of the structure function study, the authors present the system optimization for exploration of mineral deposit and used to evaluate gold reserves by Ordinary Kriging. High accuracy of Kriging estimation results are expressed in the minimum Kriging variance, by compare the results calculated by some other methods (such as distance inverse weighting method, ..) and specially compare to the results of a some blocks have been exploited

Keywords: mining geostatistics, geostatistical model, Daksa Area

Introduction. Daksa gold area is the biggest gold deposits in Vietnam. The Daksa geological structure complicated, distributed mainly metamorphosed sedimentary NuiVu formation ($PR_3-\epsilon_{1nv2}$). The sulfide gold ore bodies distributed in quartz schist, quartz – biotite related to faulting and distribution wing anticline [2]. The gold ore bodies form circuits, network circuits, circuits lenses; fill the cup surface layer of the developing northeast – southwest; is the less than or west longitude north – SE. There are two sub-areas: In BaiDat has main body (BD); in BaiGo have 6 beam, with main body is BG (Fig1).

Results

1. Statistical data analysis

To facilitate the study, we established a database in the form of tables and GIS data. Results of statistical analysis are cited in the tab. 1 - 3.

The density function $f(x)$ distribution of Au content in the BD body follow the standard logarithmic form:

$$f(Au) = \frac{1}{0.63\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(\lg x - 0.83)^2}{2 \times 0.39}} \quad \text{and the BG body } f(x) = \frac{1}{0.56\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(\lg x - 0.62)^2}{2 \times 0.32}}.$$

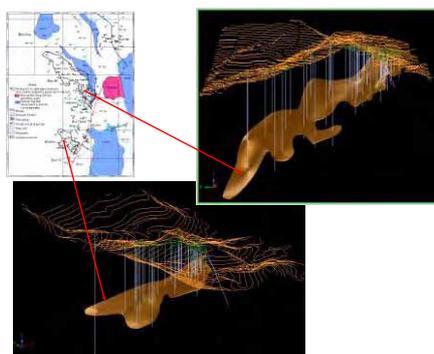


Figure 1. Bodies BD and BG

Gold content (and associated elements) distributed unevenly and special relationship quite closely correlated with each other (tab. 1 and 2). This result is quite consistent with the symbiotic combination of mineral quartz - sulphide polymetallic - gold in the study area, can use the regression functions (as built) to estimate resource elements included in the study with associated elements in the ore body BD.

Table 1: Au content of ore bodies in the standard logarithmic distribution

Element/bodies	Content (g/T)			Mean square deviation (σ)	Standard deviation (V%)
	Min	Max	Average		
Au/BD	0.13	76	18.65	32.25	267
Au/BG	0.11	48	9.57	48.5	206

Table 2: Correlation coefficient between Au with associated elements in the ore body BD.

	Au	Ag	Pb	Zn
Au	1			
Ag	0.72	1		
Pb	0.59	0.89	1	
Zn	0.56	0.76	0.84	1

Table 3: Correlation coefficient between Au with associated elements in the BG body

	Au	Ag	Pb	Zn
Au	1			
Ag	0.60	1		
Pb	0.52	0.90	1	
Zn	0.28	0.55	0.56	1

2. Spatial analysis parameters ore bodies

To analyze the spatial structure detailed and comprehensive anisotropy of parameters of the ore body, the authors have studied variograms under different directions, testing multiple times and choose the best result. In the framework of the article, we can only cite a few results, shown in the (fig. 2 and 3).

$$\gamma(h) = \frac{1}{2v} \iiint_v [Z_{(xi)} - Z_{(xi+h)}]^2 dv \quad \text{or} \quad \gamma(h) = \frac{1}{2N(h)} \sum_{i=1}^{N(h)} [Z_{(xi)} - Z_{(xi+h)}]^2$$

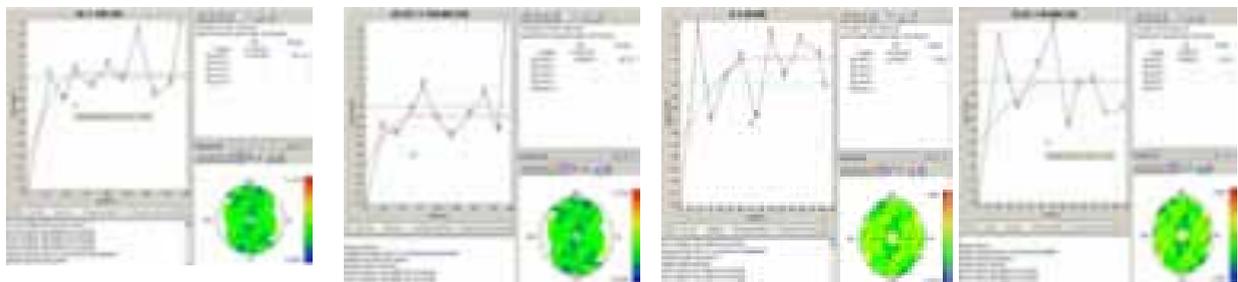


Figure 2. Screen interface Variogram analysis of results according to the 290°, 335°, 20° and 65° of BD

For BD ore bodies, according to the spatial analysis have shown nugget effects and spherical structure; expression of local anisotropic weak (with anisotropy index was 1.17); size influence of the direction of ore body's slope is 60-65 m; can use the spherical model to determine the size for influence and the size of the block and is the basis for the implementation Kriging to calculate resources/ reserves.

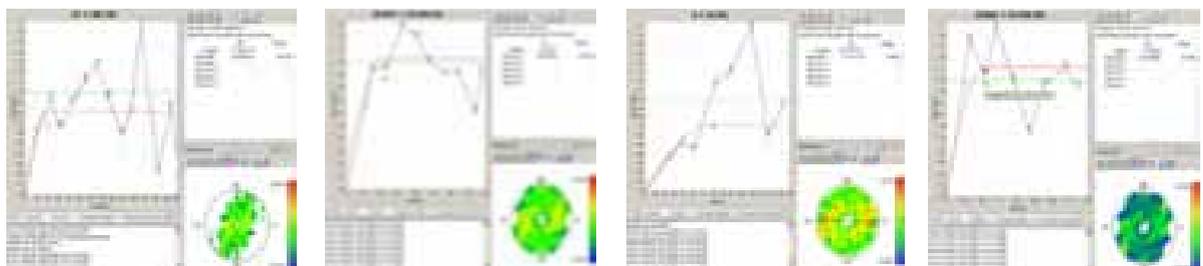


Figure 3. Screen interface Variogram analysis of results according to the 280°, 325°, 10° and 55° of BG

For BG ore bodies, according to the spatial analysis have shown nugget effects and spherical structure; expression of local anisotropic (with anisotropy index was 1.4); size influence of the direction of ore body's slope is 50-55m can use the spherical model to determine the size for influence and the size of the block and is the basis for

the implementation Kriging to calculate reserves, resources. The results of this study indicate Gold mineralization at the Dak Sa has at least two mineralization stages, consistent with the results of analysis of mineral samples.

3. Resource/reserves Estimation (Kriging)

For the assessment of resources/reserves of good results, the authors have made the necessary content (select appropriate Kriging, the size of the subblocks, the size and direction of the major axis, of the semi-major-axis, of the minor-axis). The authors tested a number of times and selected the size of the subblock is (10 x 6 x 1) m.

We have used the Ordinary Kriging (OK) to evaluate resources/reserves of Au and associated elements. Results are shown in (fig. 4 and 5) and (tab. 6).

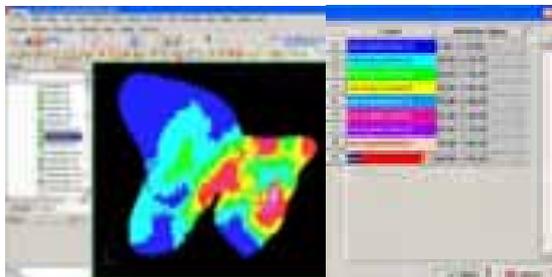


Figure 4. Kriging interpolation for BD (OK) ore body

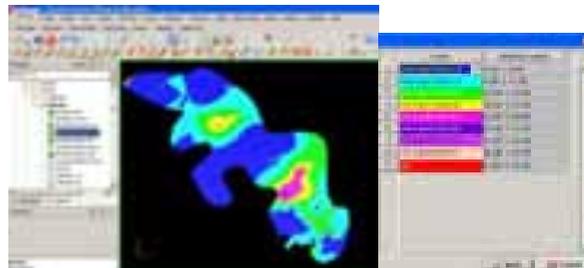


Figure 5. Kriging interpolation for BG ore body

Table 6

Results calculated resources/reserves of BD and BG bodies by OK					
Body	Categories	Reserves and Resources of mineral (T)	The average content of Au (g/T)	Reserves and resources of Au (kg)	
BD	122	213,824	14.61	3,124	
	333	244,434	9.99	2,442	
Total		458,258		5,566	
BG	122	232,334	7.81	1,815	
	333	1,029,614	7.07	7,279	
Total		1,261,948		9,094	

4. Validation

We were particularly concerned about the reliability of research results. We compared the evaluation results by Kriging with the results of other methods such as Geological Block (National Council for Evaluation of Mineral Reserves had approval), the Weighted Inverse Distance (WID), histograms and special way compared with results in a number of mining blocks.

Some matching results are shown in (table 7).

Table 7

Validation results for Kriging with Geological Block, WID and Mining Block					
Blocks-category	Specs comparison	The error between the methods (%)			
		Kriging	WID	GeoBlock	
6A-122	Mining Reserves of mineral (T)	-2.00	-2.07	+6.941	
	Block The average content of Au (g/T)	+0.70	+2.60	+5.66	

Comparing results in Table 7 and 8 shows ore reserves and Au content evaluated by Kriging has the smallest error. Thus, the choice of Kriging for calculating the reserves/resources for Au in recherche area is consistent with mineralization characteristics as well as variations of the particular uneven concentration of Au in the ore body.

Conclusions and discussions

1. Ore bodies are mainly distribution in the quartz sericite schist, clay limestone of Nuivu formation (PR3-εInv1), have no clear boundaries. The ore mineralogy is pretty simple, consists pyrrhotite, pyrite, galena, sphalerite, chalcopryrite, native gold,... and electrum (maybe). Complex symbiotic mineral: quartz-pyrite-gold and quartz-pyrrhotite II-gold-galena-sphalerite; formed in hydrothermal conditions the average temperature - average low (300 ÷ 230°C and 245 ÷ 185°C).

2. Au content and the elements associated in the ore bodies in accordance with the standard logarithmic distribution, can be modeled by spherical model, showing anisotropy region. Au content correlate with Ag, Pb and Zn. However, this relationship between the ore bodies and zones, sub-zones differ somewhat. Regression fuctions of these parameters as a basis for forecasting the remaining elemental composition.

3. Spherical model (had calculated) allows better analysis of spatial variation characteristics of the ore body parameters, are selected base resource/reserves assessment, established network of gold exploration.

4. In study area, to improve reliability in resource/ reserves assessment, the best method is Ordinary Kriging.

References

1. Alwyn E. Annels, 1991. Mineral deposit evaluation, Chapman & Hall.
2. Do Van Chi et al. 1998. Geological mapping and mineral prospecting group Dak Glei sheets - Kham Duc, scale 1:50,000. Center for Information Storage Geology (CISG), VN.
3. Truong Xuan Luan, Nguyen Mai Luong. 2005, Building a computer model for exploration of mineral bodies from vein, VN Journal of Geology, series A, (288), pp 61-73.

ENDRI DACI

Polytechnic University of Tirana, Albania

ALTERATIONS IN ATMOSPHERIC CONDITIONS OF SULFIDE MINERALIZATION IN GURTHI AREA, MIRDITE, ALBANIA

In this paper are shown alteration of sulphide mineralization in atmospheric condition and problems caused from alteration in mineralizations of Gurthi area, situated in 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. Main ore forming minerals are: pyrite, chalcopyrite, sphalerite, and minor minerals are: bornite, galena, marcasite, etc. In this mineralization we have the presence of elements such as Cu, Zn, Au, Ag, As, Pb, S, etc.

The region has mountainous, rugged relief with quotas ranging from 300 meters (the Fan valley Repts) to 1,500 meters (Peaks East of Gurthi). Significant humidity and strong temperature fluctuations (from -17 ° C to ~ 35 ° C) are factors that significantly favor alterations in sulfur minerals exposed to atmospheric conditions.

Mining activities developed intensively in this region for tens of years, have unbalanced the natural ecosystem, thus, creating a new system (technological environment). The first area waters are with high concentrations of acidic pH (Fig. 1), ranging from 2.2 to 5.0 and the content of SO₄-2 ions varies from 300 to 1.340 mg / l (Goskolli E. 2003).

These low pH values are caused by alterations of sulfur mineralization stripped by mining works, and that constitute a typical example of AMD. This situation led to almost complete distinction of the fish in the waters of the Fan, and anemic crop plants appeared in the fertile lands of the valley.

Through this study we aim to identify the products of the alterations of sulfur mineralization, and their contribution to AMD. An important role in the degradation of the environment, often greater than low pH water themselves, play the elements dissolved also in them. Among the elements that are considered potential toxic pollutants coming from mineral waste are Zn, Pb, Cu, Ni, Cd, Hg, Mo and As. But also elements such as Cr, Co, and Se may pose a significant pollution in specific areas.

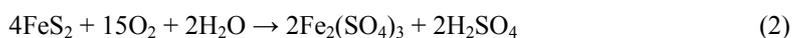
The main responsibility for the formation of AMD in this mineralization, is pyrite. From microscopic observations performed in this study, one can judge that there is a presence of both routes of degradation of pyrites. That in the presence of bacteria (the best known are Thiooxidans Thiobacillus and Thiobacillus ferrooxidans) and that, without the presence of bacteria. Generating acidity under direct influence of sulfureater bacteria Thiobacillus Thiooxidans is illustrated below (Torma, 1988):



Figure 1. Acid water of Sefta of Spaci, Mirditë



(Palencia, etc. 1991), proposes a different reaction that ends, beside the sulfates, with the oxidation of Fe²⁺ to Fe³⁺, which takes place under the direct influence of bacteria Thiobacillus ferrooxidans:

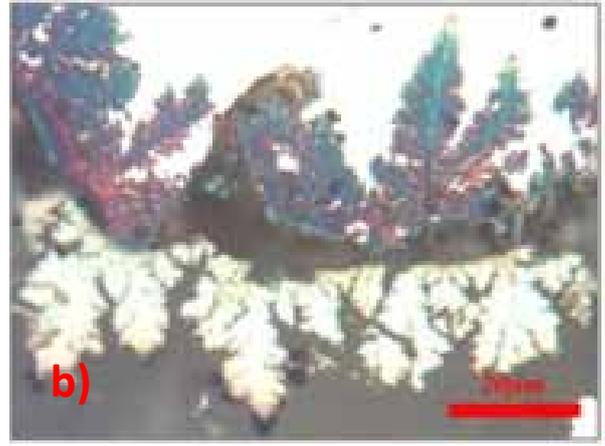
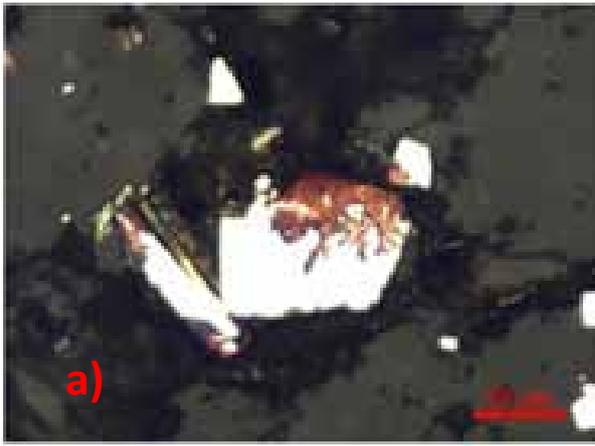


Pyrite remains challenged by ions Fe³⁺ + forming sulfur nativ:



which reacts with the ferric sulfate to give ferrous sulfate and sulfuric acid:





Drawing on our diffractometric analysis of all samples, final products of alterations appear to be the Fe hydroxide or sulfate, which can be mentioned forming: Romeritit, Szmolnokitit, Bieberitit, Epsomitit, Tosuditit, Halkantitit and Gypsum. The presence of Romeritit, Halkantitit, Szmolnokitit supports the idea of forming an acid environment and alterations of sulfur minerals in atmospheric conditions.

TOBIAS DORNIS

TU Bergakademie Freiberg, Germany

LATERITIC NICKEL DEPOSITS

Nickel on the world market

According to Gleeson and others (2003), Dalvi and others (2004), and Mudd (2010), laterites contain about 70 percent of world nickel resources, have been mined for more than 100 years, and account for about 40 percent of world nickel production (Berger 2011). Nickel has the 4th highest value of resources, which are gained by mining. It's also 4th most important resource for German import (9,8%). The value of the reserves is estimated a 1000 billion US \$ and the value of the resources is estimated a 5000 billion US \$. In 2014 the production was at 2,4 mio t/a. While Russia is the biggest exporter (produces 17% of the worlds market), Indonesia and the Phillipines are closely following. It's use varies from stainless steel and other alloys to batteries, catalysts and not forget coin.

Historical mining

In Callenberg was the largest Nickel deposit of Middle-Europe. In the 19th century it was already known that the Region of Callenberg in Saxony had Nickel ores. While the research and technology at this time wasn't sufficient for making the deposit exploitable, the anew geologic exploration in 1947 opened mining its' ways in 1961. From there on 5 different mines opened, lifting 4 billion tonnes of Nickel ore, which were refined to approximately 13.000 t of Nickel. The nickel deposit in Callenberg has analogies to those in the middle and southern Ural.

Principal requirements

The formation of lateritic nickel deposits is primarily dependant on climate, topography and source rock. Subtropical and tropical climates are necessary for the weathering of ultramafic rocks in a peneplain topography. These rocks occur within ophiolite complexes as harzburgite and dunite or within komatiites and layered complexes as peridotites and dunites (Brand and others, 1998). There are also other relevant factors including: tectonic setting, structure, groundwater level and chemistry, drainage and geomorphology. They act as a dynamic system in the formation.

Structure

Generally the deposit has a Ferricrust on top, which is followed by the Hematite-/Goethite-rich zone, the Clay zone, the saprolite zone and on the bottom the source rock. Eventually more than one zone is worth of processing. The source bedrock in case of Callenberg is serpentinite which is associated with lateritic Nickel deposits in 87% (Berger 2011). Those ultramafic rocks hold 0,2 – 0,4 % Ni in Olivine or Serpentine.

Fluids and chemical transport

The water responsible for ore forming is either rain water or groundwater. Depending on the topography and geomorphology the height of the water table varies. This leads to different rates of drainage. The percolating water travels the path of least resistance, relying on protolith crystal structure and inherited structure, cracks, fissures, and faults (Berger 2011). In this process the soluble elements are being leached and the least soluble are being residually concentrated or secondarily enriched. This results in precipitation in open fractures as Ni-bearing crusts or minerals.

Mineralogy

Nickel is released by recrystallisation and dehydration of Fe oxyhydroxides and is slowly leached downwards through the profile, both vertically and laterally reprecipitating at the base with Si and Mg to form an absolute concentration within the saprolith, typical of 'garnierite' deposits, such as New Caledonia (Brand 1998).

Garnierite is the informal name for Ni-Mg hydrosilicates usually consisting of serpentinite, smectite, chlorite, talc and sepiolite. The mineralogy of these types of deposits is varying in terms of crystallisation as they are in terms of types of Ni-bearing hydrous silicates. The concentration of Nickel is around 1-2,6 percent, but some can exceed 15 percent. Typically those are near faults or shear zones.

Processing

Due to the complexion of laterites, huge energy is needed for smelting the oxidic material. They also contain water up to 40% as moisture and chemically bond. Usually they are being treated with low-pressure and low-temperature processing methods. There is evidence that the production of Ni and Co from laterites is more energy intensive than that of sulfide ores, reflecting the environmental impact of producing a Ni-Co laterite deposit (Marsh 2010). Three different types of processing methods are being used for different parts of the laterite profile: High pressure acid leaching (HPAL), the Caron Process and smelting. But there is a new process available, called the Direct Nickel (DNi) Process. With this process, the whole laterite profile can be treated using a single flowsheet.

References

1. Drobe, M., Killiches, F., 2014, Vorkommen und Produktion mineralischer Rohstoffe – ein Ländervergleich, Bundesgesellschaft für Geologie und Rohstoffe Hannover, pp 9ff, Accessable online, URL:http://www.bgr.bund.de/DE/Themen/Min_rohstoffe/Downloads/studie_rohstoffwirtschaftliche_einordnung_2014.pdf;jsessionid=98D665C5438EABB3114C97549B2F6A4B.1_cid284?__blob=publicationFile&v=4
2. Ehemalige Nickelhütte St. Egidien, Revier Callenberg, Sachsen (D), URL: [http://www.geo-archiv.de/objekt/ehemalige_nickelhuette_st_egidien_revier_callenberg_sachsen_\(d\)/10159.html](http://www.geo-archiv.de/objekt/ehemalige_nickelhuette_st_egidien_revier_callenberg_sachsen_(d)/10159.html), Accessed: 12.03.2016
3. Berger, V.I., Singer, D.A., Bliss, J.D., and Moring, B.C., 2011, Ni-Co laterite deposits of the world; database and grade and tonnage models, In: U.S. Geological Survey Open-File Report 2011-1058, pp 1ff URL: <http://pubs.usgs.gov/of/2011/1058/>
4. Brand, N.W., Butt, C.R.M., Elias, M., 1998, Nickel laterites: classification and features, In: AGSO Journal of Australian Geology & Geophysics, Vol. 17 No. 4 pp. 81-88, URL: https://d28rz98at9flks.cloudfront.net/81525/Jou1998_v17_n4_p081.pdf
5. Butt, C.R.M, Cluzel, D., 2013, Nickel Laterite Ore Deposits: Weathered Serpentinites, In: Elements – An International Magazine of Geochemistry, Mineralogy and Petrology, Vol. 9 pp. 123-128, URL:https://www.researchgate.net/profile/Dominique_Cluzel/publication/237840522_Nickel_Laterite_Ore_Deposits_Weathered_Serpentinites/links/0deec51ed92840c07c000000.pdf
6. Marsh, E., Anderson, E., Gray, F., 2010, Nickel Cobalt Laterites – A Deposit Model, In: Scientific Investigations Report 2010–5070-H, URL: <http://pubs.usgs.gov/sir/2010/5070/h/>
7. Jubelt, R., 1953, Die Nickelhydrosilikatlagerstätten bei Kuhschnappel am Südrand des Sächsischen Granulitgebirges, In: Wissenschaftliche Zeitschrift der Karl-Marx-Universität Leipzig Jahrgang 1953/54 Heft 3
8. McCarthy, F., Brock, G., 2011, The Direct Nickel Process - Continued Progress on the Pathway to Commercialisation, ALTA 2011 Nickel/Cobalt/Copper Conference, Australia

SHIJIA GAO

TU Bergakademie Freiberg, Germany

THE STUDY ON GEMOLOGICAL AND MINERALOGICAL CHARACTERISTICS AND GENESIS OF NEPHRITE IN TIELI, HEILONGJIANG PROVINCE, CHINA

In the long history of China, nephrite as jewelry with pure color, gentle luster, tough and fine texture won people's affection, nephrite also carried the best implication of Chinese culture. After the 2008 Olympic Games in Beijing, the world knew nephrite as medal and nephrite became more and more popular all over the world. So the requirement of nephrite for jewelry or decoration is growing with the time. As we know, nephrite deposits are found in more than 20 countries, such as China, Russia, Canada and New Zealand, but the quantity of output is small and the quality of most production is not good enough for jewelry. In recent years, many nephrite deposits have been found in China, but the quality of deposits is uneven, the features of nephrite from these deposits are not researched and there is no systematic exploration.

In this paper, the gemology, mineralogy and genesis of nephrite deposit in Taoshan, Tieli, Heilongjiang province (Fig. 1, 2) are researched. Compared the nephrite's characteristics with those of the known origin, the differences of origin, mineralogy and quality are found, and the features provide the evidence for identification, development and utilization of the nephrite.



Figure 1. The geographic positions and stratigraphic distribution of Taoshan, Tieli, Heilongjiang Province

The color of nephrite from Tieli (Fig. 2) is mainly light green-white, the color is evenly distributed, part of some samples is light green rarely. The different samples' texture has a bit of differences, most of them are fine, but some are coarse. Their transparency is poor, i.e. slightly transparent to opaque. RI is in the range of 1.60 to 1.63, the specific gravity is in the range of 2.94 to 2.97, and the Mohs hardness is range from 5.15 to 6.79.



Figure 2. Nephrite samples

By IR (Fig. 3), Raman spectroscopy (Fig. 4), EMPA, EDX, LA-ICP-MS (Fig. 6), XRD (Fig. 5), it turns out that the main mineral compositions of nephrite from Tieli is tremolite, occasionally calcite particles can be observed. REE mass fraction of nephrite sample is generally low, LREE and HREE are classified significantly, i.e. that LREE is enrichment and HREE is flat, δ^{Eu} shows positive and negative anomaly, Ce^A is positive anomaly. REE pattern curve has a various of types and large changes, it shows that ore-forming fluids are multiple sources and multi-stage superimposed mineralization, and the mineralization environment is oxidative.

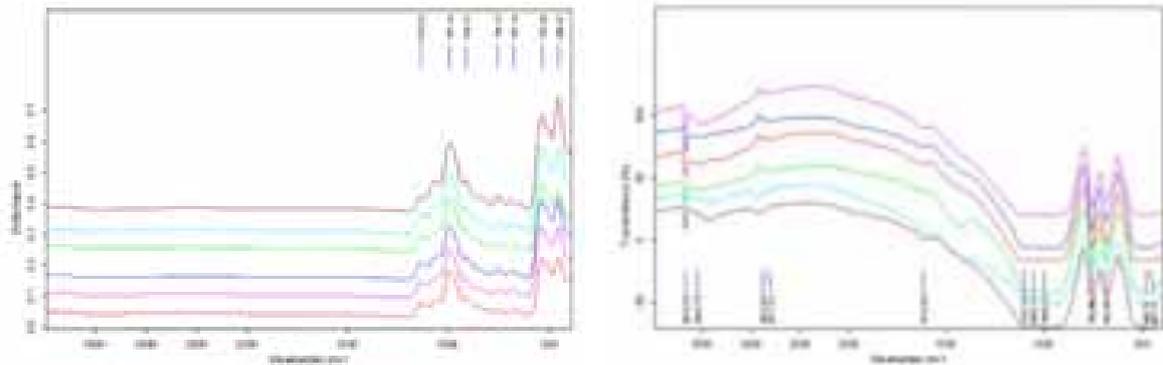


Figure 3. Reflection (left) and powder transmission (right) infrared spectrum of samples

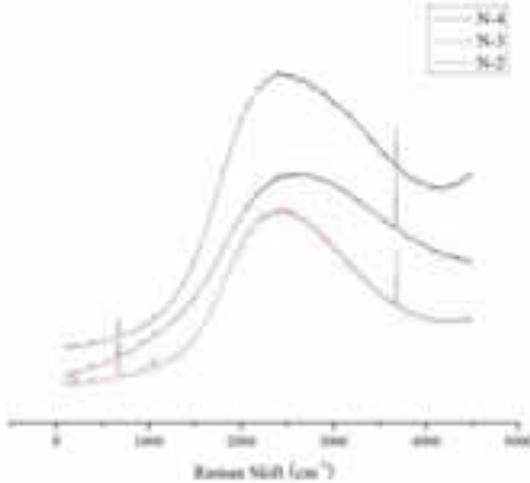


Figure 4. Raman spectrum of samples

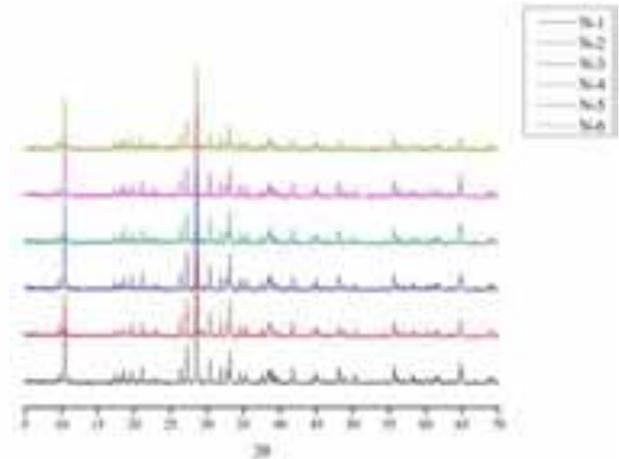


Figure 5. XRD pattern of samples

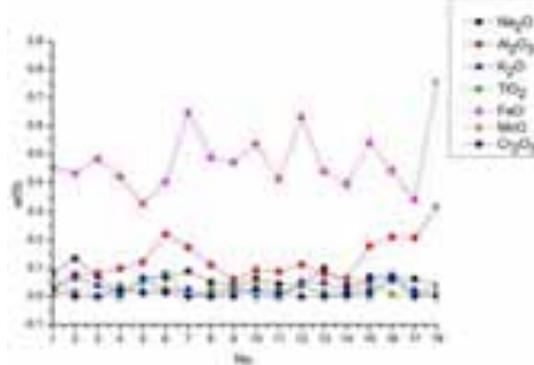


Figure 6. Secondary element and trace element contents of samples

By observing the sample sheet under polarizing microscope and SEM (Fig. 7), the nephrite from Tieli shows micro-structure as felt-like blastic structure and microscopic fibroblastic structure, most diameters of the fibers are less than $5\mu\text{m}$, some are 5 to $10\mu\text{m}$, part of the fibers are semi-orientation to orientation.

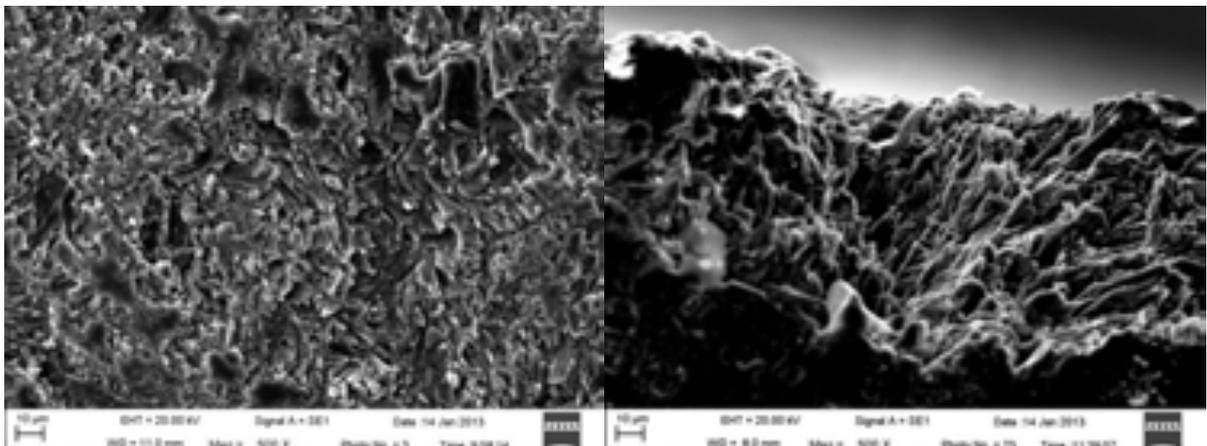


Figure 7. SEM images of samples

By EMPA, EDX, combining BSE images observation, the surrounding rock of nephrite from Tieli is mainly composed of diopside, serpentine, apatite, feldspar and calcite, chlorite, sphene, dolomite and quartz also can be observed. There are two inferred phases of geological processes coexisting in this region: First, granodiorite intruded into dolomitic marble leading to contact metamorphism, and make marbles turn to tremolite and diopside; second, thermal fluid containing Si intruded into dolomitic marble causing hydrothermal metamorphism occurred, and make marble serpentinized.

Contrasting the nephrite from other deposits, the gemological properties, composition and structure of nephrite from Tieli is closer to the others, they can be distinguished by their gemological characteristics and mineral composition. The nephrite from Tieli has light green-white color, fine texture, shows a certain commercial value, it still needs the further study to better develop and utilize.

References

1. B. E. Leake. 1978. Nomenclature of amphiboles[J]. *American Mineralogist*, 63(11-12): 1023–1052.
2. Bilige Siqin, Rong Qian, Shangjun Zhuo. 2012. Glow discharge mass spectrometry studies on nephrite minerals formed by different metallogenic mechanisms and geological environments[J]. *International Journal of Mass Spectrometry*, 309:206-211.
3. Casadio F, Douglas JG, Faber KT. 2007. Noninvasive methods for the investigation of ancient Chinese jades: an integrated analytical approach[J]. *Analytical and Bioanalytical Chemistry*, 387(3):791–801.
4. C.J. Adams, R.J. Beck, H.J. Campbell. 2007. Characterisation and origin of New Zealand nephrite jade using its strontium isotopic signature[J]. *Lithos*, 97:307–322.
5. Dorling M, Zussman J. 1985. An investigation of nephrite jade by electron microscopy[J]. *Mineralogical Magazine*, 49:31–36.
6. Francesca Casadio, Janet G. Douglas, Katherine T. Faber. 2007. Noninvasive methods for the investigation of ancient Chinese jades: an integrated analytical approach[J]. *Analytical and Bioanalytical Chemistry*, 387(03):791-801.
7. G. E. Harlow, S. S. Sorensen. 2005. Jade(Nephrite and Jadeitite) and Serpentinite: Metasomatic Connections[J]. *International Geology Review*, 47(2):113-146.
8. H.S. Cheng, Z.Q. Zhang, B. Zhang, F.J. Yang. 2004. Non-destructive analysis and identification of jade by PIXE[J]. *Nuclear Instruments and Methods in Physics Research. Section B: Beam Interactions with Materials and Atoms*, 219–220: 30–34.
9. L. G. Mallinson, D. A. Jefferson, J. M. Thomas, etc. 1980. The Internal Structure of Nephrite: Experimental and Computational Evidence for the Coexistence of Multiple-Chain Silicates within an Amphibole Host[J]. *Philosophical Transactions of the Royal Society of London. A*, 295(1416):537-552.
10. Ling Xiaoxiao, Schmädicke Esther, Wu Ruihua, etc. 2012. Composition and distinction of white nephrite from Asian deposits[J]. *Neues Jahrbuch für Mineralogie-Abhandlungen*, 190(1):49-65.
11. Ruslan I. Kostov, Christo Protochristov, Chavdar Stoyanov, etc. 2012. Micro- PIXE Geochemical Fingerprinting of Nephrite Neolithic Artifacts from Southwest Bulgaria[J]. *Geoarchaeology: An International Journal*, 27(05):457-469.
12. Tibor Zoltai. 1981. Amphibole asbestos mineralogy[J]. *Reviews in Mineralogy and Geochemistry*, 9:237-278.
13. T.-H. Chen, T. Calligaro, S. Pagès -Camagna, etc. 2004. Investigation of Chinese archaic jade by PIXE and μ Raman spectrometry[J]. *Applied Physics A- Materials Science & Processing*, 79(02):177-180.
14. Cuthbert J. Wilkins, W. Craighead Tennant, Bryce E. Williamson etc. 2003. Spectroscopic and related evidence on the coloring and constitution of New Zealand jade[J]. *American Mineralogist*, 88(8-9):1336–1344.
15. Yan Liu, Jun Deng, Guanghai Shi. 2010. Chemical Zone of Nephrite in Alamas, Xinjiang, China[J]. *Resource Geology*, 60(03):249-259.
16. Yan Liu, Jun Deng, Guanghai Shi. 2011. Geochemistry and petrogenesis of placer nephrite from Hetian, Xinjiang, Northwest China[J]. *Ore Geology Reviews*, 41(01):122-132.
17. Yan Liu, Jun Deng, Guanghai Shi. 2011. Geochemistry and petrology of nephrite from Alamas, Xinjiang, NW China[J]. *Journal of Asian Earth Sciences*, 42(03):440-451.
18. Z.W. Zhang, F.X. Gan, H.S. Cheng. 2011. PIXE analysis of nephrite minerals from different deposits[J]. *Nuclear Instruments and Methods in Physics Research B*, 269(04):460-465.

Supervisor: Prof. Dr. Gerhard Heide

A. GROB

Europa-Institut of Saarland University, Germany

INVESTMENT INSURANCES: A WAY TO PROTECT INVESTMENTS IN NATURAL RESOURCES EXTRACTION? - INTERNATIONAL POSSIBILITIES AND AN OVERVIEW OF THE GERMAN SYSTEM

Historical Background and Presentation

The establishment of a multilateral investment insurance system under the authority of the World Bank was first discussed after the second world war in 1948. Years later, in 1985, the draft convention establishing the Multilateral Investment Guarantee Agency (MIGA) was submitted by the assembly of the Bank's Board of Governors in Seoul (the 'MIGA Convention'). The Agency became reality on 12 April 1988 when the Convention entered into force after the ratification by twenty countries (five industrialised countries and fifteen developing

countries), which were required to hold one third of MIGA's capital.¹ The Agency is open to all members of the World Bank.² It currently has 181 member states.³

The overall aim of MIGA is to support 'the need to strengthen international cooperation for economic development and to foster the contribution to such development of foreign investment in general and private foreign investment in particular', as mentioned in the preamble of the Convention.⁴ Especially the 'flow of investments for productive purposes among member countries, and in particular to developing countries' was the motivation for the creation of the Agency.⁵ To reach those aims, the Convention endowed the Agency with the power to issue guarantees against political (respectively 'non-commercial'⁶) risks in respect of investments between member countries. MIGA has also the authority to carry out complementary activities to promote the flow of investments among developing member countries (category 2 countries).⁷ In the fiscal year 2015, MIGA issued a total of USD 2.8 billion in guarantees for 40 projects in developing member countries.⁸

Organization

The headquarter of MIGA⁹ is located in Washington D.C. (USA). MIGA is a member of the World Bank Group among such institutions like IBRD (International Bank for Reconstruction and Development), IDA (International Development Association), IFC (International Finance Corporation) and ICSID (International Centre for Settlement of Investment Disputes). The Agency consists of a Council of Governors, a Board of Directors and a President.¹⁰ It is possible for the member countries to resign from the obligations under the Convention.¹¹ MIGA possesses full juridical personality¹² and is provided with privileges and immunities.¹³

Eligibility for MIGA Investment and Investors

The Convention does not define eligible investments by itself.¹⁴ It is important to mention that only investments made on the territory of a developing member state are eligible for insurance under the articles of the Convention.¹⁵ In order to profit from the insurance, both the host country as well as the applicant's country must have signed the Convention.

Pursuant to the Convention eligible forms of investment include equality interests, shareholder loans, as well as loan guarantees issued by equity holders, provided the loans and loan guarantees have a duration of at least three years.¹⁶ After an application for a guarantee, the Agency must investigate the economic structure and soundness of the venture, its consequences to the host country and its environmental impacts.¹⁷ Like any other insurer who wants to minimize the risks, the Agency must examine the investment structures in the host country, including the availability of a fair treatment and legal protection for the foreign investment.¹⁸ Of course the government of the host country must agree to the investment before MIGA assents the insurance.¹⁹ The fathers of the Agency wish to integrate the new insurance mechanism into already existing national and regional mechanisms and so they are giving MIGA the possibility to cooperate with public and private political risk insurers for joint projects.²⁰ The cooperative work between MIGA and the national mechanisms is also mentioned in the Convention.²¹ Investors may be either natural or judicial persons.²² Pursuant to the Convention, eligible investors include a national of a member other than the host country, an entity incorporated with the principal place of business in a member country, or the majority of its capital owned by a member or members or nationals thereof, and nationals of the host country, if the assets to be invested are obtained from abroad.²³

Covered Political Risks

¹ See Article 61(a) of the MIGA Convention.

² See Article 4(a) of the MIGA Convention.

³ See <https://www.miga.org/who-we-are/member-countries> (dated august 2015).

⁴ See Preamble of the MIGA Convention.

⁵ See Article 2 of the MIGA Convention.

⁶ See Article 2(a) of the MIGA Convention.

⁷ See Article 2(b) of the MIGA Convention; *Hobér/Fellenbaum*, Political Risk Insurance and Financing of Foreign Direct Investment, in: Bungenberg/Griebel/Hobe/Reinisch (eds.), *International Investment Law* (2015), p. 1524.

⁸ Multilateral Investment Guarantee Agency Annual Report 2015, available at <https://www.miga.org/Documents/Annual-Report-2015.pdf> (20.02.2016).

⁹ See Article 36(a) of the MIGA Convention.

¹⁰ See Article 30 of the MIGA Convention.

¹¹ See Article 51 of the MIGA Convention.

¹² See Article 1(b) of the MIGA Convention.

¹³ See Articles 43-50 of the MIGA Convention; *Ziegler/Gratton*, Investment Insurance, in: Muchlinski/Ortino/Schreuer (eds.), *The Oxford Handbook of International Investment Law* (2008), p. 539.

¹⁴ *Ziegler/Gratton*, (fn. 14), p. 539.

¹⁵ See Article 14 of the MIGA Convention.

¹⁶ See Article 12(a) of the MIGA Convention; see Operational Regulations of MIGA, Articles 1.01-1.10; *Ziegler/Gratton*, (fn. 14), p. 540.

¹⁷ See Article 12(e) of the MIGA Convention; *Hobér/Fellenbaum*, (fn. 8), p. 1528.

¹⁸ See Article 12(d) of the MIGA Convention. See Operational Regulations of MIGA, Articles 3.04-3.19; *Ziegler/Gratton*, (fn. 14), p. 540.

¹⁹ See Article 15 of the MIGA Convention.

²⁰ See Article 20 of the MIGA Convention; *Ziegler/Gratton*, (fn. 14), p. 540.

²¹ See Article 21 of the MIGA Convention.

²² See Article 13 of the MIGA Convention.

²³ See Article 13(a) of the MIGA Convention; *Hobér/Fellenbaum*, (fn. 8), p. 1527.

MIGA insures investments from four non-commercial categories: currency transfer, expropriation and similar measures, breach of contract as well as war and civil disturbances.²⁴ The Board of Directors can extend the guarantees to other non-commercial risks.²⁵ The guarantee does not extend to ‘non-discriminatory measures of general application’²⁶ taken by governments to regulate economic structural activity. Unfortunately, this exclusion can allow member states to classify legislation that has de facto the effect of expropriating an investment. The problem is the difficult task of drawing a line between a lawful regulation and an unlawful expropriation.²⁷ The Convention also covers military action or civil disturbances in the host state.²⁸ The guarantee covers against losses ‘from, damage to, or the destruction or disappearance of, tangible assets caused by politically motivated acts of war or civil disturbance in the host country, including revolution, insurrection, coups d’état, sabotage, and terrorism.’²⁹

German Political Risk Insurance – an Overview

The Federal Republic of Germany was the third country – after the US and Japan – to start such an instrument to protect foreign investments against political risks.³⁰ In Germany insurances are managed and controlled by a government appointed consortium by PricewaterhouseCoopers Aktiengesellschaft Wirtschaftsprüfungsgesellschaft (PwC), as the leading partner, and Euler Hermes Aktiengesellschaft (Euler Hermes) to cover risks for investments.³¹ Germany protects not only commercial security, but also political and diplomatic support to German investors, helping to prevent foreign complications of loss or conflict.³² Those investment guarantee programmes cover losses resulting from expropriation, breach of contract, war, moratorium and inconvertibility. Last year the German Government provides export credit guarantees for German exports amounting to EUR 25.8 billion. In 2015, the guarantees provided to developing countries accounted for 75 percent of the total amount of the German export credit guarantees. In 2015 the largest coverage volumes were attributable to Russia (EUR 3.60 billion) and the USA (EUR 2.60 billion).³³ Furthermore, Germany protects direct investments in developing and emerging countries amounting to EUR 2.6 billion against political risks. The regional focus on such guarantees was on projects in Russia followed by China and India.³⁴

MUHAMMAD AFZAL GULZAR
TU Bergakademie Freiberg, Germany

PROSPECTING AND EXPLORATION OF COPPER AND BASE METALS IN SHAGHAR THANG VALLEY SKARDU, GILGIT-BALTISTAN

Abstract

Alteration and oxidation phenomena, both of which are considered to be the best pathfinders for almost all the base metals in general, and copper in particular are quite widely recorded in most parts of the study area. The project area is located southwest of Kachura village Skardu, Gilgit-Baltistan, and is part of the Kohistan Ladakh Island Arc. The area under investigation contains different types of rocks, including meta-sediments, volcanics as well as a wide range of plutonics (including diorite, granodiorite, granite and pegmatite), and is suspected to be the best host entity of various minerals of economic value. Sulfide zones of Cu bearing chalcopyrite, malachite leaching and bornite have been noted in diorites and highly sheared hornfelses. Both fresh and altered pyrite mineralization was noted in most parts of the study area. Total 18 chip samples were collected from the strongly altered zones, aiming to know the base metals (Cu, Au, Zn, Mo, Ag, Mn) concentration in the diorites of the study area. 11 Cu samples show encouraging values of >10000 ppm S-21 (Cu=0.126%), S-26 (Cu=0.053%), S-27 (Cu=0.078%), S-28 (Cu=0.313%), S-31 (Cu=0.136%), HAA (ST)-40 (Cu=0.219%), on the other hand very poor concentration of Au (<0.2 ppm). Ag anomalies are ranging between 0.2 to 1.8 ppm, while that of Mn are between 240 to 11200 ppm.

²⁴ See Article 11(a) of the MIGA Convention.

²⁵ See Article 11(b) of the MIGA Convention.

²⁶ See Article 11(a) (ii) of the MIGA Convention.

²⁷ *Ziegler/Gratton*, (fn. 14), p. 542.

²⁸ See Article 11(a) (iv) of the MIGA Convention.

²⁹ Investment Guarantee Guide available at https://www.miga.org/documents/IGG_English_final.pdf.

³⁰ *Steffens*, German Political Risk Insurance in: Bungenberg/Griebel/Hobe/Reinisch (eds.), *International Investment Law* (2015), p. 1553.

³¹ *Bungenberg*, Evolution of Investment Law Protection as Part of a General System of National Resources Sovereignty (and Management)? in: Bungenberg/Hobe (eds.), *Permanent Sovereignty over National Resources* (2015), p. 136.

³² *Steffens*, (fn. 31), p. 1555.

³³ See <http://www.bmwi.de/DE/Themen/Aussenwirtschaft/Aussenwirtschaftsfoerderung/finanzierung-und-absicherung-von-auslandsgeschaeften,did=190888.html> (26.02.2016).

³⁴ See <http://www.bmwi.de/DE/Themen/Aussenwirtschaft/Aussenwirtschaftsfoerderung/finanzierung-und-absicherung-von-auslandsgeschaeften,did=190896.html> (26.02.2016).

The occurrence of copper-bearing sulfide mineralization and the high geochemical anomaly of Cu in the diorites exhibit the telltale of the manifestation of possible source rock for Cu and other base metals. Identical environmental conditions prevailing in the area with favorable infrastructure comprising electricity/network of road systems with over and above promising mineral occurrences clearly demand detailed investigations for the potential localities through extensive exploration, exploitation and development in the region.

Introduction

The study area is part of Skardu district, northeast Pakistan, bordering India, China and Afghanistan in east, north and west, respectively. The study area of 'skardu Shaghar Thang' is covered by the topographic sheet No. 43-M (scale 1:250,000) of the Survey of Pakistan. Geologists of various organizations have carried out geological studies in several parts of this region and have made initial and significant contributions to unravel the basic geology. In Baltistan region, Middlemiss and Parshad (1918) reported the gemstone bearing pegmatites especially aquamarine for the first time. Later on, Ivanac et al. (1956) described the geology of the northwest portion of Gilgit agency. Desio (1963; 1964; 1979) carried out preliminary geological investigations in this region. Different expedition groups also published different series of papers and memoirs (Desio (1964), Desio and Zanettin (1970), and Desio and Martina (1972). The preliminary work on pegmatites of Shigar region was carried out by Kazmi et al. (1985) and Kazmi and Donoghue (1990). Ivanac et al. (1956) in 'The geology of the northwest portion of Gilgit Agency' has defined two main geological groups; the Yasin Group and the Shigar Volcanics. Desio (1963) has reviewed the geologic 'Formation' of the western Karakoram and marked the Katzar formation and Burji-La formation. Tahirkheli et al. (1979) worked on the detailed geology of Kohistan, Karakoram and Himalayas in Northern Pakistan, and distinguished the lithological units of the Kohistan-Ladakh island arc and carried out the radioactive minerals investigation in Shigar valley. The lithological units of the Kohistan-Ladakh Island arc have been identified by Bard (1983). Petterson et al. (1985) have studied in detail the petrological and geochemical evolution of the Kohistan arc- batholiths. In Haramosh area Baltistan, Khaltaro granitic pegmatite- hydro-thermal vein system was investigated by Laurs et al. (1986) and the occurrences of precious and some rare industrial metal in Gilgit, Azad Kashmir, Hazara and Baluchistan were reported. Shah et al. (1999) worked on the occurrence of Gold in Garesh area, Northern Pakistan. Tectono-metamorphic evolution of Skardu and its surroundings have been investigated in detail by Searle et al. (1989); Searle and Tirrul (1991); Searle (1991); Ahmad et al. (1975), Placer mineral deposits in the Indus, Gilgit, Hunza and Chitral rivers of Pakistan have been investigated by Jan & Jabeen (1991). A detailed review of mafic-ultramafic plutonic complexes in the Indus suture zone of Pakistan has been done by Crawford & Searle (1993). Collision-related granitoid magmatism and crustal structure of the Hunza Karakoram, North Pakistan has been highlighted by Searle & Tirrul (1991).

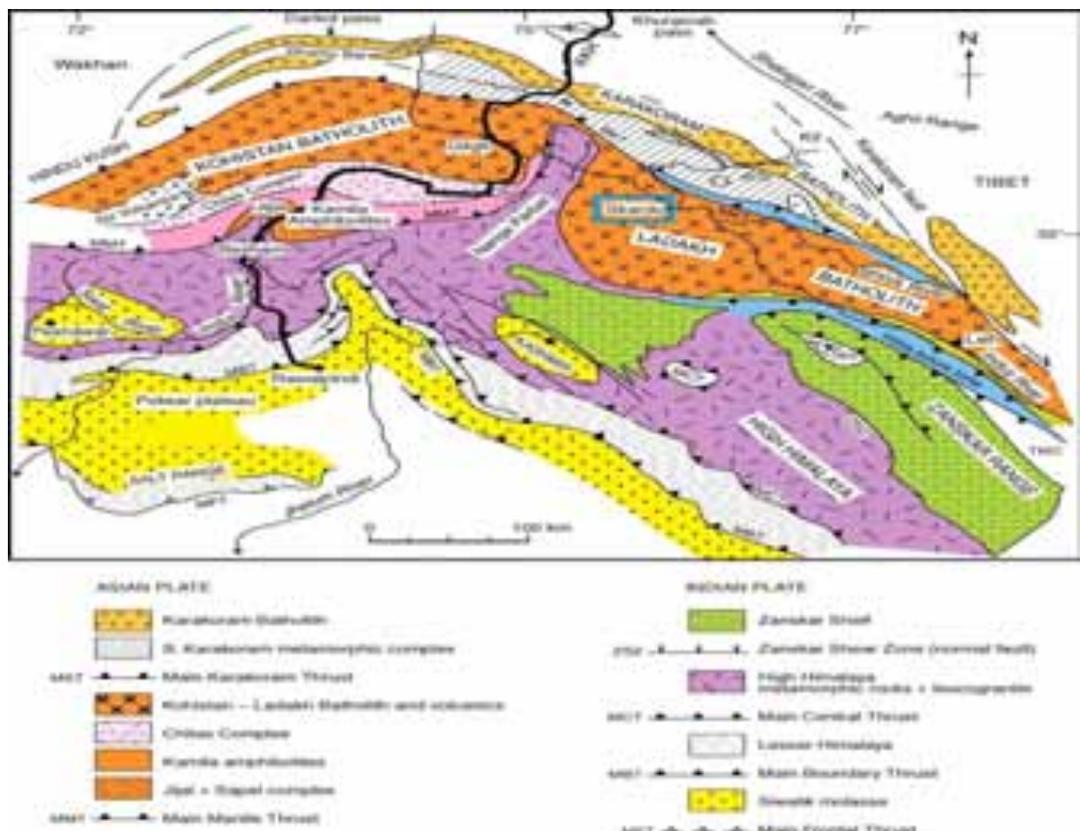


Figure 1. Geological map of the Kohistan-Ladakh western Himalaya region, after Searle et al. (1999).
KKH, Karakoram Highway

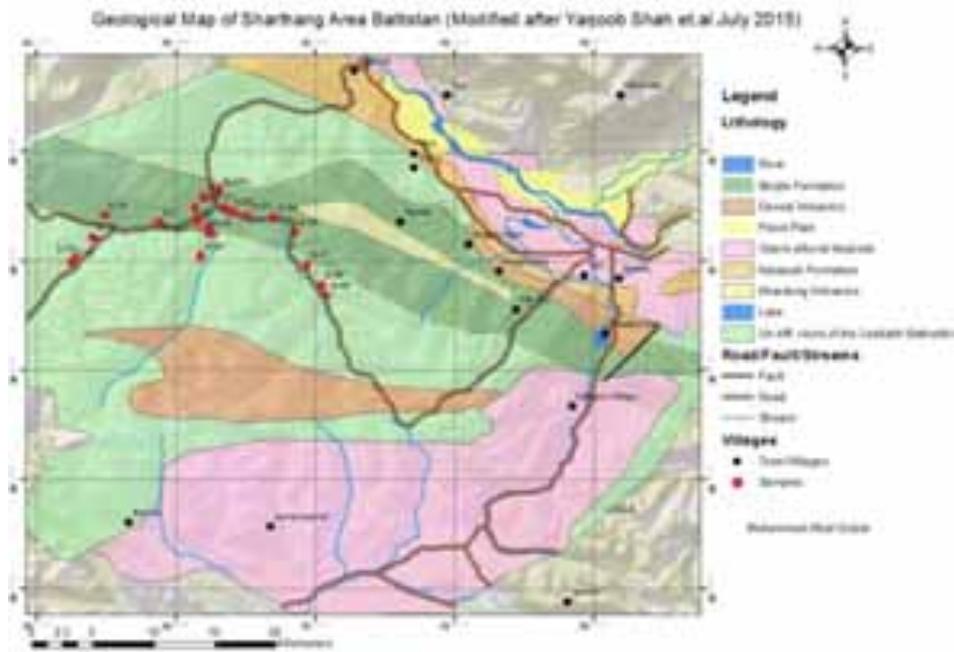


Figure2. Geological map of the project area (modified after Shah et al., 2015)

General Geology and Tectonic Setting of the area

Indus-Tsangpo Suture is the collisional front of the single suture zone of the collision between Indian and Asian continental plates. Kohistan Ladakh island arc has been sandwiched between India and Asia in northern Pakistan. Main Mantle Thrust (MMT) marks the suture between the Indian plate and the Kohistan-Ladakh island arc, and the Northern Suture Zone (Pudsey et al., 1985).

In Baltistan district, the Shyok Suture Zone has been reactivated by late south-directed 'break-back' thrusting and shearing (Searle et al., 1989). This late brittle structure is the Main Karakorum Thrust (MKT). The project area is located within the Kohistan Ladakh island arc. MKT marks the northern boundary of Eurasian plate in the investigated area.

The island arc consists of thick cal-alkine volcanics, plutonics and metasedimentary rocks. Volcanics and metasediments are of Cretaceous age, while the plutonics and later dykes are of Late Cretaceous to Miocene, in three different episodes (Pettersson & Windley, 1985). The generalized succession is shown in Table 1.

Table 1

Regional lithological units of the area

S.no	Rock Unit/Formation	Age
1	Sand and sand dunes	Sub Recent-Recent to Pleistocene
2	Alluvium and river Terraces	Sub Recent-Recent to Pleistocene
Igneous Rocks		
1	Pegmatites, felsic and mafic dykes	Miocene to Early Eocene
2	Granite	
3	Granodiorite	
4	Quartz diorite	
5	Diorite	
6	Deosai volcanics	Late Eocene
7	Basic Complex	Eocene and Cretaceous
Meta Sedimentary Rock Sequence		
1	Burji la formation	Late Cretaceous
2	Yasin Group	Early Cretaceous
3	Shigar Volcanics	Early Cretaceous
4	Katzara formation	Early Cretaceous

Objectives of the study

The primary objectives of this study are to plan a program for the:
A-Delineation of alteration sulphide zones within the target areas

B- Base metals especially gold, copper and silver hosted rocks

C- Sulphides both massive and polymetallic associated with metasediments and metavolcanics

Methodology

The geological field trips were carried out during June, 2008 in the Shagarthang valley. This study includes the alteration zones of selected streams of Shaghar Thang Valley of Skardu Baltistan. Reconnaissance sampling was carried out from different mineralize zones of the project area. Most of the streams are coming from the Deosai Plateau. Total 48 reconnaissance rock chip samples were collected from the outcrop and the mineralized zones. The samples are shown on the geological map of the area (Fig-1). The area comprises of granodiorite, gneiss, schist and slates. Minerals identified in the field comprise of malachite, azurite, fresh/ oxidized pyrite, limonite and goethite/manganese dendrites. Slates of the area are also oxidized, and contain rich hematite, limonite, goethite and jarosite mineralization. Subsequent to visual study of samples, only 18 samples were selected for analysis (Table-2). All geochemical investigations were done at SGS (formerly Société Générale de Surveillance) Karachi. Minimum weight of the sample was 1kg and 75 Micron (-200MESH) was used.

Test Method:

MB-01: sample digestion with HCL+HNO₃+HCL=4, final finish with AAS.

MG-01: Sample Roasting+Aqua regia digest/ extraction aliquat 336, final finish with AAS.

Discussion and Results

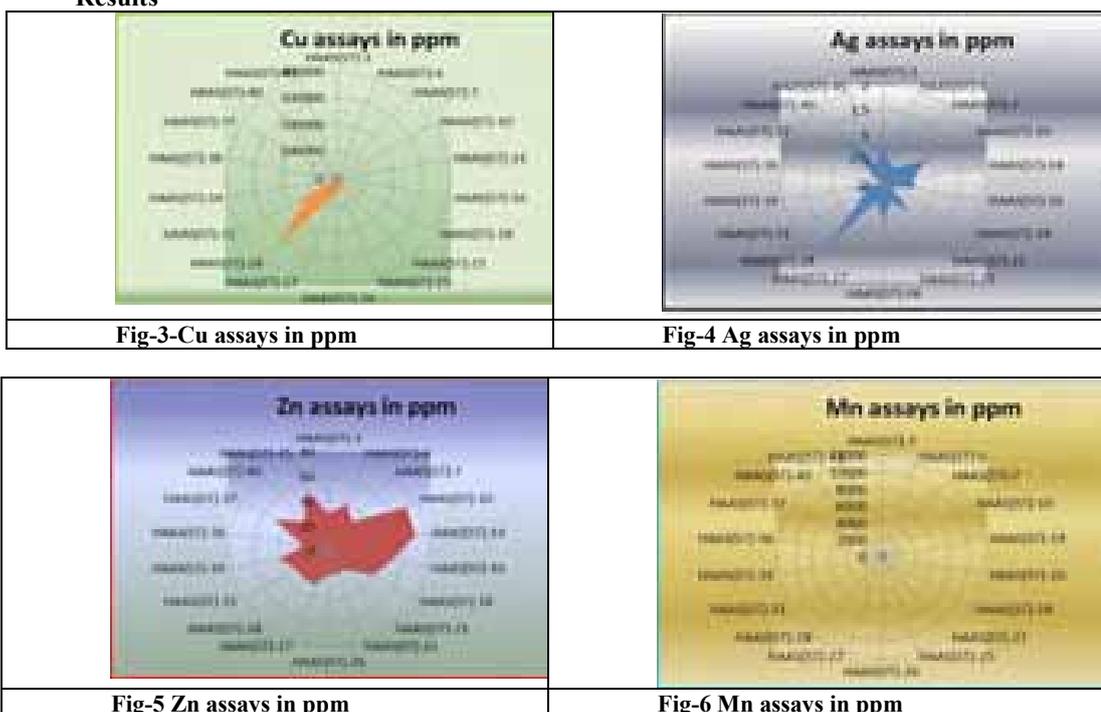
Volcanics, gneisses and granodiorite with subordinate slates are the predominant hosts for the mineralization. Due to the regional metamorphism, the volcanic rocks have been epidotized and sericitised. The most prominent characteristics observed in the volcanics are the serpentinization and epidotization. Most of the fissure cracks, micro faults, cavities, folds, and joints show hydrothermal alteration. Small quartz lenses and veinlets have also been noted in the field area. Oxidized pyrite and malachite staining were noted in most of the field area. Main minerals recorded are limonite, goethite, jaracite, fresh/oxidized pyrite, malachite, azurite and manganese dendrites. Both volcanics and meta-sediments have abundant mineralization of pyrite, chalcopyrite, malachite, azurite and are rich in manganese dendrites. Pyrite leaching, azurite and malachite of copper mineralization are widely disseminated and concentrated along veins cracks and fissures. The mineralization in Burji-La formations mostly show manganese dendrites and are composed of gray limestone and slates; the slates are highly oxidized and are rich in hematite, limonite, goethite and jarosite mineralization. Deosai volcanics show sericitization, chloritization and epidotization which are marked by the difference in colour. The extensive and widely occurring alteration may be the result of regional metamorphism. The disseminated nature of the mineralization is porphyry. These mineralized zones, within the Deosai volcanics, cover large area and the alterations fit well within the description of the porphyry deposits. The earlier volcanism representing metavolcanic schist occurring as big xenoliths, while the later volcanics are devoid of mineralization, most of the samples show the encouraging values of Cu >10000 ppm S-21 (Cu=0.126%), S-26 (Cu=0.053%), S-27 (Cu=0.078%), S-28 (Cu=0.313%), S-31 (Cu=0.136%), HAA (ST)-40 (Cu=0.219)) while show very poor concentration of Au (<0.2 ppm). Ag anomalies are ranging between 0.2 to 1.8 ppm, while that of Mn are between 240 to 11200 ppm.

Table 2

Shagarthang Area Samples Results

Sr.No	Sample No	Sample Location	Cu ppm	Au ppm	Zn ppm	Mo ppm	Ag ppm	Mn ppm
1	S-3	Shagarthang Valley	9000	<0.02	30	<10	0.8	390
2	S-6	Shagarthang Valley	2000	<0.02	40	<10	0.4	240
3	S-7	Shagarthang Valley	23000	<0.02	30	<10	0.4	1790
4	S-10	Shagarthang Valley	8000	<0.02	70	<10	1.0	500
5	S-14	Shagarthang Valley	4000	<0.02	70	<10	0.6	260
6	S-16	Shagarthang Valley	11000	<0.02	50	10	0.6	600
7	S-18	Shagarthang Valley	3000	<0.02	40	<10	0.2	240
8	S-21	Shagarthang Valley	126000	<0.02	20	<10	0.8	11200
9	S-25	Shagarthang Valley	24000	<0.02	20	<10	0.4	280
10	S-26	Shagarthang Valley	53000	<0.02	20	<10	0.8	260
11	S-27	Shagarthang Valley	78000	<0.02	30	<10	0.4	330
12	S-28	Shagarthang Valley	313000	<0.02	30	<10	1.8	260
13	S-31	Shagarthang Valley	136000	<0.02	30	<10	0.4	360
14	S-34	Shagarthang Valley	3000	<0.02	40	<10	0.6	600
15	S-36	Shagarthang Valley	15000	<0.02	20	<10	<0.2	240
16	S-37	Shagarthang Valley	12000	<0.02	50	<10	0.2	560
17	S-40	Shagarthang Valley	219000	<0.02	30	<10	1.4	400
18	S-45	Shagarthang Valley	6000	<0.02	50	<10	0.4	540

Results



Conclusion

It is concluded that most of the gneisses, volcanics and granodiorites are the host rocks of the mineralization of base metals. Mineralization within the volcanics spread over large area may represent the porphyry deposit. Lithology of the area indicates that most of the mineralization is associated with the alteration types and various minerals assemblages.

References

1. Middlemiss, C. S. & Parshad, L. J., 1918. Note on the aquamarine mines of Dassu on the Braldu River, Shigar valley, Baltistan. *Rec. Geol. Surv. India*. 45, 160 - 172.
2. Ivanac, J.F., Traves, D.M. & King, D. 1956. The geology of the northwest portion of Gilgit agency, Geological Survey of Pakistan, 82, 3-26.
3. Desio, A., 1963. Review of the geological formations of the western Karakoram (Central Asia). *Rivista Italiana de Paleontologia e Stratigraphia*. 69, 475- 501.
4. Desio, A., Tongiorgi, E. & Ferrara, G., 1964. On the geological age of some granites of the Karakorum, Hindu Kush, and Badakhshan, Central Asia, 22nd Intern. Geol. Congr., New Delhi, 11, 479-496.
5. DESIO A. & ZANETTIN B. (1970). Geology of Baltoro basin, Scient, Rep, Desio's Ital, Exped, Karakorum & Hindu Kush, III, vol,2, Brill, Leiden.
6. Desio, A., 1979. Geological evolution of the Karakoram. In: *Geodynamics of Pakistan*, Geol. Surv. Pakistan, 111-124.
7. Desio, A. & E. Martina 1972. Geology of the Upper Hunza Valley, Karakorum, West Pakistan. *Bolletino della Societa Geologica Italiana*, v. 91, p. 283-314.
8. Tahirkheli et. al. (1979). Geology of Kohistan Karakoram and Himalayas in northern Pakistan. *Geological Bulletin*, University of Peshawar, 11, 1-187
9. Ahmad, Z, et.al, 1975. Investigation of placer mineral deposits in the Indus, Gilgit, Hunza and Chitral rivers of Pakistan. *Records of the Geological survey of Pakistan*, 35, 25p.
10. BARD J.-P. (1983) .Metamorphism of an obducted island arc: Example of the Kohistan sequence (Pakistan) in the Himalayan collided range. *Earth and Planetary Science Letters*, 65, 133-144.
11. Jankovic, S. 1984. Metallogeny and mineral potential of northern Pakistan (A preliminary assessment). *Records, Geological Survey of Pakistan*, V. Lxv (Metallogeny).
12. PETERSON M.G. & WINDLEY B.F. (1985). Rb-Sr dating of the Kohi-stan arc-batholith in the Trans-Himalaya of north Pakistan, and tectonic implications. *Earth and Planetary Science Letters*, 74(1), 45-57.
13. Kazmi, A. H., Peters, J. J. & Obodda, H. P., 1985. Gem-pegmatites of the Shingus - Dassu area, Gilgit, Pakistan. *Mineral. Rec.*, 16, 393 - 41 1.
14. Pudsey, C.J., Coward, M.P., Luff, I.W., Shackleton, B.F., Windley, B.F., Jan, M.Q., 1985. Collision zone between the Kohistan arc and the Asian plate in NW Pakistan. *Transactions Royal Society Edinburgh* 76, 463-479.
15. Laurs, M B., et.al, 1986. Emerald mineralization and metasomatism of amphibolite, Khaltaro granitic pegmatite- hydrothermal vein system, Haramosh Mountains, Northern Pakistan. *Canada. Mineral*. 34, 1253- 1286.

16. Pudsey, C.J., 1986. The northern Suture in Pakistan: margin of a Cretaceous island arc. *Geological Magazine* 123, 405–423.
17. Faruqi, S. H. 1987. Occurrences of precious and some rare industrial metal in Gilgit, Azad Kashmir, Hazara and Baluchistan. PMDC Exploration Cell (P and AK), Rawalpindi, Pakistan.
18. SEARLE M.P., REX A.J., TIRRUL R., REX D.C. & BARNICOAT A. (1989). Metamorphic, magmatic and tectonic evolution of the central Karakoram in the Biafo-Baltoro-Hushe regions of N. Pakistan. In: MALINCONICO L. & LILLIE R.J. (eds.), *Tectonics of the Western Himalaya*. Geological Society of America, Special Paper, 232, 47-74.
19. Kazmi, A.H. & Donoghue, M. 1990. *Gemstones of Pakistan*. Gemstone Corp. Pakistan. 146p
20. Jan, M.Q. & Jabeen, N. 1991. A review of mafic-ultramafic plutonic complexes in the Indus suture zone of Pakistan. In: K.K. Sharma (Ed.), *Geology and Geodynamic evolution of the Himalayan collision zone*. 93-114.
21. Searle, M.P., 1991. *Geology and tectonics of the Karakoram mountains*. Wiley, chichester, 1-358.
22. SEARLE M.P. & TIRRUL R. (1991) - Structural and thermal evolution of the Karakoram crust. *Journal Geological Society, London*, 148, 65-82.
23. Crawford, M.B. & Searle, M.P. 1993. Collision-related granitoid magmatism and crustal structure of the Hunza Karakoram, North Pakistan. In: Treloar, P.J. & Searle, M.P. (eds.) *Himalayan Tectonics*. Geological Society London Special Publication, 74, 53-68.
24. Shah, M.T. & Shervais, J.W. 1999. The Dir-Utror metavolcanic sequence, Kohistan arc terrane, northern Pakistan. *Journal of Asian Earth Sciences*, 17(4), 459-476.
25. Searle, M. P., 1999. The tectonic evolution of the Kohistan–Karakoram collision belt along the Karakoram Highway transect, North Pakistan. *Tectonics*, 18, 929–949
26. Yaqoob, Shah et al. 2015. Geological map of Skardu Baltistan.

REBEKKA HÄCKH

TU Bergakademie Freiberg, Germany

SEQUENTIAL EXTRACTION AND IDENTIFICATION OF MINERAL PHASES WITH XRD OF A TAILING OF THE DEPOSIT EL TOQUI, CHILE

Abstract

A modified sequential extraction with a following XRD-analysis of three samples of the tailings of El Toqui deposit in Chile is used to dissolve and identify minerals and to correlate the obtained elements with mineral phases. This is also necessary to appraise the deposit regarding economic potential and environmental risk.

The results show that the modified sequential extraction is well applicable to carbonate-skarn-deposits. There are different decreasing and increasing trends in the 6 steps seen, especially for amorphous/not determined phases, quartz and calcite. Trends with sulfur, zinc, iron and aluminum are recognized as well. A reason for the circumstance that the results are just trends is a semi-quantitative analysis due to the complex structure of the mineralogy. The most obvious correlation between mineral phase and element can be seen between calcite and calcium, also because of their high content. Other statements are difficult, because of the numerous, different mineral phases. In these samples neither rentable elements nor dangerous elements were found in high concentrations. But for a more representative appraisal and overview of the deposit it is necessary to analyze more samples and also further methods are required.

Introduction

The topic is part of the project “Secondary mining – recovery of strategic elements of old mining debris of certain locations in Chile combined with a more ecology-friendly safe-keeping of residual material” of the Technische Universität Bergakademie Freiberg (Freiberg University of Mining and Technology) and also the topic of my Bachelor-Thesis. The aim is to identify minerals, determine the origin of elements after a sequential extraction and to find valuable elements in the tailings of El Toqui to value the possible economic potential and ecological risk. Due to that the sequential extraction gets modified for this special type of deposit. It is used for the dissolution of the minerals and the release of elements because of the high carbonate content. Subsequently the residuals were analyzed by XRD (X-ray diffraction) for studying the changes in the concentration of the mineral phases.

The deposit represents a zinc-lead-skarn-deposit with a complex mineralogy and the host rocks are volcanic stones and limestone. The most important ore minerals are sphalerite, pyrite, pyrrhotite, galena, chalcopyrite, arsenopyrite and dignified bismuth.

Methods

The main methods were the modified sequential extraction and XRD. But also scanning electron microscopy, polarization microscopy and a handheld XRF (X-ray fluorescence spectroscopy) were used.

The following table 1 shows the different steps and the parameters of the modified sequential extraction. The third and fourth step is modified because of the high carbonate content. With that modification you make sure that all the different carbonates get dissolved and there is an overview of the solubility of the carbonates and a

simpler correlation of minerals and elements. Two steps of the original manual were omitted because they are not relevant for this deposit and analysis.

Table 1

Overview of the different steps of the modified sequential extraction and the conditions

step	extracted fraction	extraction medium	pH-value
1	water soluble fraction	ultrapure water	7
2	carbonate bound fraction	ammonium acetate solution	6
3	carbonate bound fraction	ammonium acetate solution	4,5
4	carbonate bound fraction	ammonium acetate solution	4,5
5	amorphous and slightly crystalline Fe- and Mn-hydroxides	oxalate solution	3,25
6	amorphous and crystalline Fe- and Mn-hydroxides	oxalate solution with ascorbic acid	3,25

Three samples were used. Each of the samples was divided in 6 parallel batches. In every step all the batches are treated the same and at the end of each step one batch gets remote. After washing and drying this batch, the solid residuals get analyzed by XRD and the fluids by ICP-OES.

Results

The first particular observation was the colorful staining of the eluates as shown in figure 1.

The modified steps show a clear red staining and the last two steps a green one. In step 3 and 4 the pH-value is reduced and therefore there is a complex forming with possibly manganese or iron. The green staining is typical for an iron-oxalate-complex. It appears in chelates.

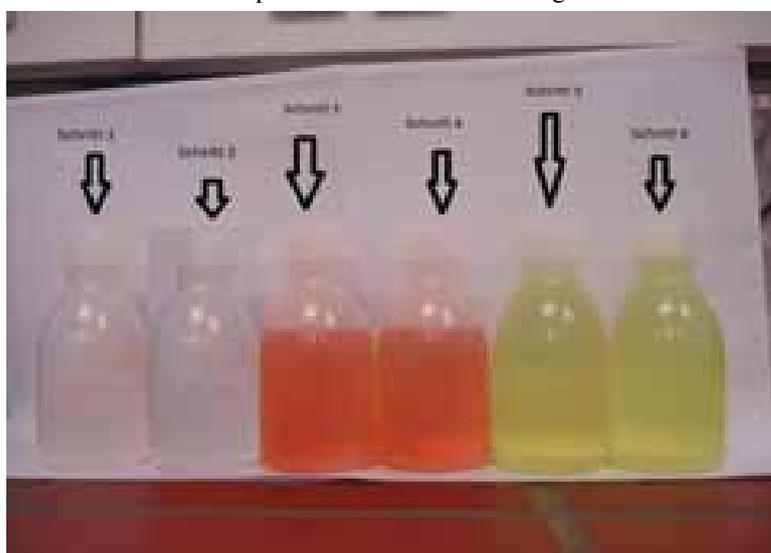


Figure 1. Different staining of the eluates of the different steps

The first step with ultrapure water shows no relevant changes in concentrations of interesting elements and minerals.

But the second step displays a decreasing trend of calcium and zinc in the solid sample. It got dissolved thus there is a higher content in the eluates. This is a good example for reverse trends which are matching well.

The third step dissolves nearly all the calcite as seen in the results of the XRD. But in contrast the content of sulfuric phases increases.

In the fourth step a stagnation

is recognized except the content of iron and aluminum which increases again.

The maximal dissolution of iron takes place in step 5. But there is also more sulfur in the eluates. So you can say that some sulfides also got attacked by the extraction medium. The amorphous phases decrease in the results of XRD. For the first time, arsenic was detected.

In step 6 the maximal dissolution of aluminum takes place. There are also little sulfides found in the solid sample.

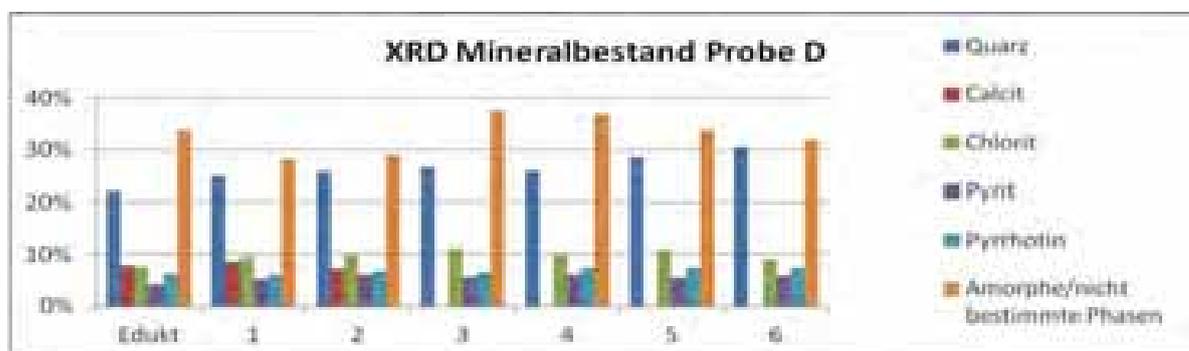


Figure 2. Example for the content (in ppm) and the behaviour of different mineral phases while the sequential extraction of one sample. Quartz increases, Calcite decreases, Chlorite, pyrite, pyrrhotite almost stagnates and the amorphous phases have negative and positive rises. (dark blue: quartz, red: calcite, green: chlorite, purple: pyrite, light blue: pyrrhotite, orange: amorphous/not determined phases)

Interpretation

The different steps show an obvious correlation between dissolved mineral phases and the content of certain elements in the eluates. Also the results of the handheld XRF (especially for the control of the solid phase used) matches.

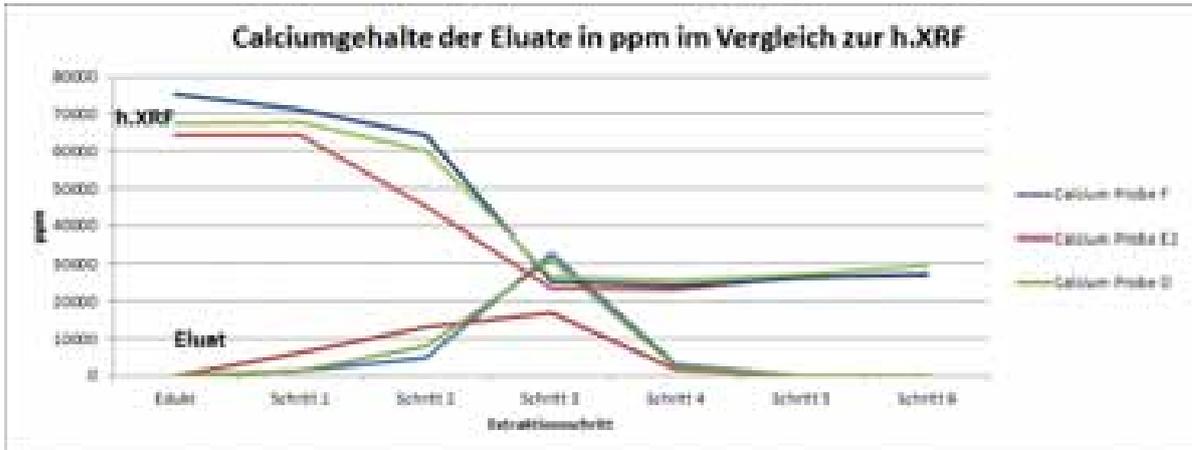


Figure 3. Example for the contents of calcium in three different samples, measured with ICP (eluates) and handheld XRF (solid samples) in ppm

When the mineral calcite got dissolved there was an increase of calcium in the liquid phase.

After these steps there are some logical decreasing trends, but also increasing trends in the solid samples. These seemingly increasing trends are not real and due to the changes in mass and concentration. When phases get dissolved, the amount of the remaining phases gets higher. But indeed there is no change in mass or concentration. An example is the behavior of quartz. It seems that its concentration gets higher in each step but the concentration stays the same because of the resistivity against the extraction media.

With the modified steps the aim to dissolve nearly all the carbonates was achieved. The results in these steps show that also zinc could be bound to some carbonates or that the sulfides are already weakened.

Statements about the solution behavior are possible. Some carbonates like clinozoisit or wollastonite got dissolved in different conditions (e.g. lowered pH-value) than calcite. Furthermore aluminum-hydroxides are tighter bound than iron-hydroxides, but both got dissolved in a more extreme environment than carbonates.

The analysis doesn't indicate a high content of dissolved elements which could be hazardous for the environment. In little amounts arsenic and lead got dissolved but not in a common natural environment.

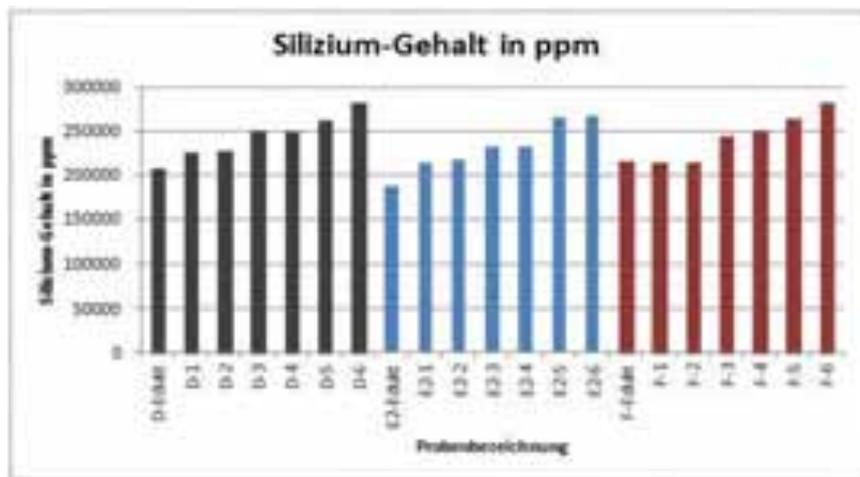


Figure 4. Example for the content of silicon in ppm of three different samples
A seemingly increasing trend is visible

There were a few problems with the complexity of the mineralogy. Therefore the results of XRD are merely semi-quantitative. Accordingly several further methods could be used for more precise results. But for the main aims and statements this procedure is sufficient.

In these three samples there was no rentable amount of valuable elements, but three samples are not adequate for a representative appraisal of the entire deposit.

Conclusions

As a conclusive summary it has to be said, that the modified sequential extraction is well applicable to carbonate-skarn-deposits. Well seen decreasing and increasing trends are apparent for amorphous/not determined

phases, quartz and calcite. A reason for this circumstance is a semi-quantitative analysis. The most obvious correlation between mineral phase and element can be seen between calcite and calcium, also because of their high content. In these samples neither rentable elements nor dangerous elements were found in high concentrations. For a more precise statement and appraisal of the deposit several further methods are required.

ADAM JEDRZEJEK, PATRYCJA OTREBSKA
AGH University of Science and Technology, Poland

TRESOURCES ESTIMATION YEASTERDAY AND THESE DAYS – EXEMPLIFIED ON CU-AG SIEROSZOWICE DEPOSIT

Resources estimation is one of the most important stages related to deposit's exploitation planning. These days it is possible to use an advanced geostatistical methods to resources estimation. There are lots of modern software available on the market, for instance Isatis Software (Geovariances) which is not still applied in the mining industry in Poland. The main foundation of the project was to compare results of copper resources estimation based on borehole data using Boldyriev polygons method and ordinary kriging. The resources which were calculated by Boldyriev polygonal method were the important information on the stage of geological documentation process and deposit management project. The correctness of resources estimation was inspected basing on data coming from underground mine workings. The difference between estimation methods were presented by a percentage resources estimation error. The results of the comparison clearly show that the ordinary kriging is much more effective than the Boldyriev Polygonal method.

CHRISTIN KEHRER, MICHAEL MAGNUS

TU Bergakademie Freiberg, Germany

JENS GUTZMER

TU Bergakademie Freiberg, Germany

Helmholtz Center Dresden-Rossendorf,

Helmholtz-Institute Freiberg for Resource Technology, Germany

PREPARATION OF A POLISHED REFERENCE BLOCK FOR THE IDENTIFICATION OF CU- AND CU-FE-SULFIDES

Abstract

The development of a polished mineral reference block is necessary to recognize and distinguish Cu- and Cu-Fe-sulfides with advanced scanning electron microscopy-based image analysis systems (Mineral Liberation Analyser (MLA), QEMSCAN or similar). Bornite, chalcocite, digenite, covellite, enargite, chalcopyrite and cubanite were selected to build the reference. Most of these minerals were sourced from the extensive Geoscientific Collections of the TU Bergakademie Freiberg. To test the identity and monomineralic nature of the samples, the verification process of reflected light microscopy, SEM-based mineral liberation analysis and electron probe microanalysis (EPMA) has been documented. In particular, the MLA can be used to test and show the homogeneity of the Cu sulfides. The development of a mineral reference for Cu- and Cu-Fe-sulfides is the first step to benchmarking the performance of SEM-based image analysing systems.

Introduction

Copper ores may comprise a multitude of Cu minerals, including, among others, sulfides, carbonates and oxides. Copper sulfides are a particularly complex group of ore minerals, with several members of this group known to occur in economically significant abundances in Cu ores (Oszczepalski, 1999; Tarkian and Stribny 1999; El Desouky et al., 2010; Boomeri et al., 2010).

As different ore minerals will have different processing characteristics, it is of importance to distinguish these reliably during ore characterization studies. Differentiation of the common Cu sulfides is easily accomplished using the light microscope. However, as advanced scanning electron microscopy-based image analysis systems (MLA, QEMSCAN or similar) become more widespread, they are commonly applied to Cu sulfide ores. Distinction between minerals is achieved in these SEM-based image analysis systems based on qualitative mineral chemistry (as acquired by EDS) and average atomic number (as reflected by the brightness of the BSE image) (e.g., Gu, 2003; Fandrich et al., 2007). As such, reliable distinction between different Cu sulfides with similar mineral chemistry and average atomic number (Table 1) is regarded difficult. Particular difficulties may be encountered while trying to differentiate between chalcocite and digenite or chalcopyrite and cubanite (Table 1). On this basis, it was decided to develop a mineral reference block to test the capability of scanning electron microscopy-based image analysis systems in recognizing and distinguishing Cu sulfides.

Methodology

Seven minerals were selected for inclusion in the first attempt to build this reference block, namely bornite, chalcocite, digenite, covellite, enargite, chalcopyrite, and cubanite. An individual polished block (Figure 1) containing hand-picked millimeter-sized grains of each of the seven Cu- and Cu-Fe-sulfides was prepared in order to test the identity and monomineralic nature of the minerals. This screening procedure was carried out using reflected light microscopy, scanning electron microscopy and electron probe microanalysis.



Figure 5. Polished reference block containing grains of Cu-sulfides (diameter: 2.5 cm)

Results and Discussion

Each sulfide of the reference block was identified and its homogeneity assessed by reflected light microscopy. Table 1 shows the Cu and Cu-Fe sulfides that have been selected for the development of the polished reference block.

Table 1

Selected Cu sulfide minerals with stoichiometric formula and calculated average atomic number

Mineral	Formula	Location	Average Atomic Number*
Covellite	CuS	Montana, USA	24.64
Chalcocite	Cu ₂ S	Tsumeb, SW-Africa	26.38
Digenite	Cu ₉ S ₅	Colusa Mine, Butte, Montana, USA	26.15
Chalcopyrite	CuFeS ₂	Wittmannsgereuth, Thüringen, Germany	23.54
Cubanite	CuFe ₂ S ₃	Henderson II Mine, Chibougamau, Quebec, Canada	23.16
Bornite	Cu ₅ FeS ₄	Butte, Montana, USA	25.34
Enargite	Cu ₃ AsS ₄	Butte, Montana, USA	25.53

*Average Atomic Number (\bar{Z}): $\bar{Z} = \frac{\sum(N_i A_i Z_i)}{\sum(N_i A_i)}$; N...number of atoms of each element; A...atomic weight; Z...atomic number (Lloyd, 1987); assumption: stoichiometric end-composition of minerals.

More than 80 % of each surface exposed of the embedded particle for the respective reference minerals is found to be composed of the reference mineral. However, chalcocite as found to be intergrown with significant amounts of enargite and digenite whilst enargite has minor inclusions of bornite (Figure 2).

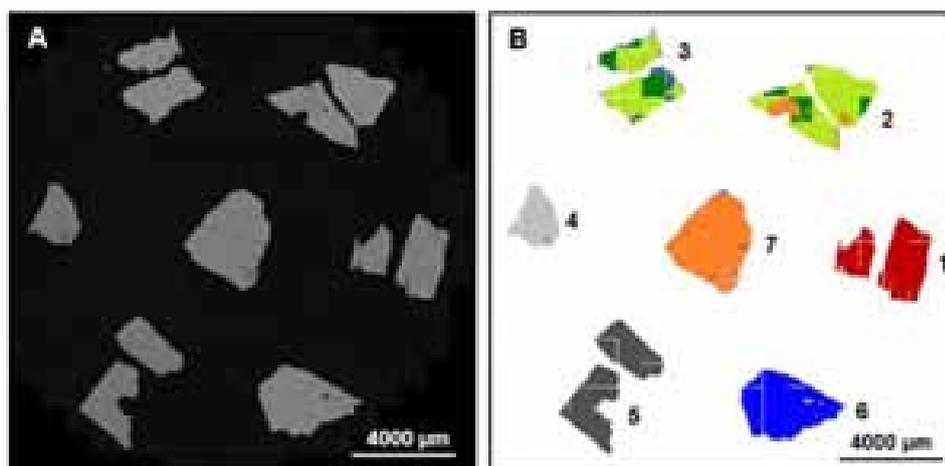


Figure 2. BSE (A) and XBSE (B) image of the Cu- and Cu-Fe-sulfides in the reference block representing their homogeneous nature. 1) Covellite, 2) Chalcocite, 3) Digenite, 4) Chalcopyrite, 5) Cubanite, 6) Bornite, 7) Enargite

Emons et al. (2006) defined reference materials as “material, sufficiently homogeneous and stable with respect to one or more specified properties, which has been established to be fit for its intended use in a measurement process”. According to the definition of Emons et al. (2006) some criteria for minerals to be used for reference blocks for SEM-based image analysis are: homogeneity, stability, mineral grain size, granular crystallinity and excellent polishing properties.

Homogeneity within the context of assessing the capabilities of an instrument-software combination used for automated mineralogy for the distinction of different minerals means that the reference mineral of the polished block has to be uniform in mineralogical composition. If the reference mineral is intergrown with other minerals than these inclusions should be clearly definable. For example an intergrowth of covellite and quartz should be no problem for identification, because of different BSE grey values and different EDS spectra. Whereas chalcopyrite and cubanite will possibly cause some problems while clearly defining the reference mineral, because of similar BSE grey values and similar chemical composition (Table 1). Results of EPMA and MLA analysis clearly illustrate that the selected reference minerals exhibit the homogeneity that is necessary for application in SEM-based image analysis systems.

For reliable identification in SEM the mineral grains must be large enough and offer enough space for spectra acquisition. According to the prepared reference block the minimum size of the reference material should be about 4,000 – 5,000 µm in diameter.

A further criterion concerning the reference block is that the reference mineral should be granular crystalline with grain sizes $\gg 10$ µm. That criterion is required for having a sufficient size of the mineral surface area for identification and analysis. The reference minerals of the polished block analysed herein corresponds to that criterion, which was confirmed by optical light microscopy as well as EPMA and MLA analyses.

Stability of the selected reference minerals of the Cu-Fe sulfide group is an important issue. Surfaces of Cu- and Cu-Fe-sulfides are known to tarnish, i.e. oxidize, at variable rates. This will influence analytical results and needs thus to be avoided. To achieve stability, especially of the surface of the minerals, and to avoid oxidation of the sulfides, the reference block has to be stored under controlled temperature and humidity (< 60 %) conditions.

Finally, the polish of the reference block must be of very high quality. This is easily attained for the selected Cu- and Cu-Fe-sulfides. None of the selected minerals shows relevant scratches or artefacts.

Conclusion

The results of this study clearly illustrate the capabilities - and limitations - of a particular SEM-EDS system used for automated mineralogical studies.

The mineral reference block for copper sulfides can be used as a benchmark for the performance of SEM-based image analysis systems that have become an indispensable tool in ore characterization studies. That benchmark further ensures a high accuracy and reproducibility of MLA data generated from copper ore samples. The reference block may also serve for internal quality assurance and quality control.

The reference block may in future incorporate a larger number of Cu sulfides (e.g. tetradrite, tennantite), if compositionally uniform mineral samples become available. Similar reference blocks may be developed, for example, for complex silver ore minerals, manganese oxides and non-sulfide copper and zinc minerals.

References

1. Boomeri, M., Nakashima, K., Lentz, D. R. (2010). The Sarcheshmeh porphyry copper deposit, Kerman, Iran: A mineralogical analysis of the igneous rocks and alteration zones including halogen element systematics related to Cu mineralization processes. *Ore Geology Reviews* 38(4): 367-381.
2. El Desouky, H. A., Muchez, P., Boyce, A. J., Schneider, J., Cailteux, J. L. H., Dewaele, S., von Quadt, A. (2010). Genesis of sediment-hosted stratiform copper-cobalt mineralization at Luiswishi and Kamoto, Katanga Copperbelt (Democratic Republic of Congo). *Mineralium Deposita* 45(8): 735-763.
3. Emons, H., Fajgelj, A., Van der Veen, A. M. H., and Watters, R. (2006). New definitions on reference materials. *Accreditation and Quality Assurance* 10, 576–578.
4. Fandrich, R., Gu, Y., Burrows, D., Moeller, K. (2007). Modern SEM-based mineral liberation analysis: *Int J Miner Process* 84: 310-320.
5. Gu, Y. (2003). Automated scanning electron microscope based mineral liberation analysis: An introduction to JKMRC/FEI Mineral Liberation Analyser: *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*, 2: 33-41.
6. Lloyd, G. E. (1987). Atomic number and crystallographic contrast images with the SEM: A review of backscattered electron techniques. *Mineralogical Magazine*, 51, 3-19.
7. Oszczepalski, S. (1999). Origin of the Kupferschiefer polymetallic mineralization in Poland. *Miner Deposita* 34:599–613.
8. Tarkian, M. and Stribny, B. (1999). Platinum-group elements in porphyry copper deposits: a reconnaissance study. *Mineralogy and Petrology* 65(3-4): 161-183.

ANTONIA KORDA

TU Bergakademie Freiberg, Germany

RESEARCH OF CHEMICAL AND BIOTIC LEACHING ON ORE MINERAL CROSS SECTIONS FROM THE POLYMETALLIC 'KB'- ORE-TYPE, WILHELM STEHENDER NORD, FREIBERG DISTRICT, EASTERN ERZGEBIRGE, GERMANY

Abstract

This paper presents preliminary results of chemical and biological leaching experiments of In-bearing sphalerite sampled from the polymetallic vein Wilhem Stehender Nord of the Freiberg mining district, Germany. Prior to the leaching experiments, the mineralogical composition of the ore mineral cross sections was determined by optical and scanning electron microscopy. The samples were then leached for 10 days in iron-ion (ferric and

ferrous) sulphate solution. The resulting surface corrosion patterns were again analysed by optical and scanning electron microscopy. Observation indicate a decelerate order of minerals with decreasing solubility: carbonates > galena > sphalerite > chalcopyrite, pyrite and quartz. A comparison with biological leaching experiments on the In-bearing sphalerite does not show significant differences.

Keywords: Freiberg; Erzgebirge; leaching-experiment; bio-leaching; sphalerite.

Introduction

There is an increasing need for metals like In, Ge and also rare earth elements (REE) on the global resource market mostly due to advances in technology (EUROPEAN COMMISSION, 2010). The challenge for a reliable and sustainable supply of metals forces the invention and advance in initiative approaches in metal winning, such as the biohydrometallurgical processes. In this framework, the interdisciplinary working group BHMZ (Biohydrometallurgical Center for Strategic Elements) at the Technical University Bergakademie Freiberg (TUBAF) investigates the extraction and the extraction potential of RE-elements of ore deposits in the Eastern Erzgebirge, Germany. The present study focuses on the post-transition metal Indium incorporated in sphalerite.

The Eastern Erzgebirge forms part of the Saxo-Thuringian Zone at the northern margin of the Bohemian Massif (LINNEMANN AND ROMER, 2010). The Eastern Erzgebirge consists of metamorphic rocks that experienced medium- to high-grade metamorphic overprint during the Variscan Orogeny. Syn- to post variscan magmatites are also present (e.g. KRONER and ROMER, 2013). The Erzgebirge is known for its various types of ore deposits comprising skarn-, greisens-, polymetallic vein- and placer deposits (SEIFERT, 2006). Among these deposits is the Reiche Zeche mine of Freiberg, which mineralisation was investigated within this study. The data presented in this contribution summarises the preliminary results of a study to test the feasibility and experimental conditions of leaching experiments at the TU Bergakademie Freiberg. The main focus is a comparison of chemical and biological leaching experiments on ore mineral cross sections including the examination of possible surface corrosion and pitting caused by leaching solution.

Materials and Methods

Sample material was taken from the sphalerite-bearing 'kb'-type ore vein known as Wilhelm Stehender Nord of the Reiche Zeche mine, Freiberg. One part of the sample was split into four pieces, mounted in epoxy in 1-inch-round aluminium rings and polished. To avoid any leaching of the aluminium the ring was coated with nail polish.

A representative part of the sampled ore was further analysed for major and trace elements by Activation Laboratories Ltd. (Actlabs), Ontario Canada.

The cross sections were leached for 10 days in iron-ion (ferric and ferrous) sulphate solution adjusted to a pH of 1.6 with H₂SO₄ at room temperature and placed in an orbital shaker. Two of the sections were leached with a chemical and two with a biological leaching solution.

Various methods of ore sterilization described in literature, including steam autoclaving and thymol additions, are suspected to significantly affect the leaching process and suppressed the chemical leaching rate (Brickett et al., 1995). Hence no direct sterilization of ore material was performed.

All experiments were carried out in 250 ml Erlenmeyer flasks containing 100 ml of lixiviant. Two types of experimental series were conducted. These consisted of acid-ferric sulphate experiments and acid-bacterial leaching experiments. Slightly modified *Leptospirillum* (HH) medium originally described by the DSMZ (Leibniz Institute DSMZ-German Collection of Microorganisms and Cell Cultures) was used. Microorganisms used for inoculating were previously cultivated from the mine water of the Reiche Zeche by microbiologists of the TUBAF.

Mineral identification and surface characterization before and after the leaching experiment were performed by the examination in reflected light and by a scanning electron microscope (SEM, LEO Gemini 1530, Zeiss) fitted with an BRUKER axs energy dispersive x-ray analyser (EDX) at the Werkstoffwissenschaft Institute of the TU Bergakademie Freiberg. Solution analyses were performed by inductively coupled plasma mass spectrometry (ICP-MS) with the analytical set up at Eurofins Umwelt Ost GmbH (subsidiary Freiberg). The leaching solutions of all experiments were investigated in respect to their microorganisms via binocular microscopy. Additionally the biological leached cross sections were examined by fluorescence microscopy (Nicon E 1000 Eclipse). Hence, sample preparation with glutardialdehyde fixation (C₃H₈O₂) and DAPI (4', 6-Diamino-2-phenylindol) was necessary.

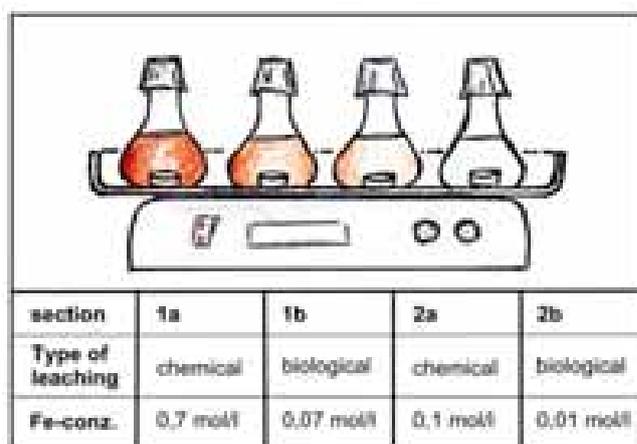


Figure 1. leaching experiment set-up, Erlenmeyer flasks containing leaching-solution and cross sections on orbital shaker

Results

Optical and electron microscopy revealed pyrite, sphalerite, galena, chalcopyrite und gangue minerals as the main ore minerals in all samples. Cassiterite and Ag-bearing phases were also present, however in subordinate concentrations. Trace element analyses indicate an indium content of 0,006 % (detection limit: 0,001 %).

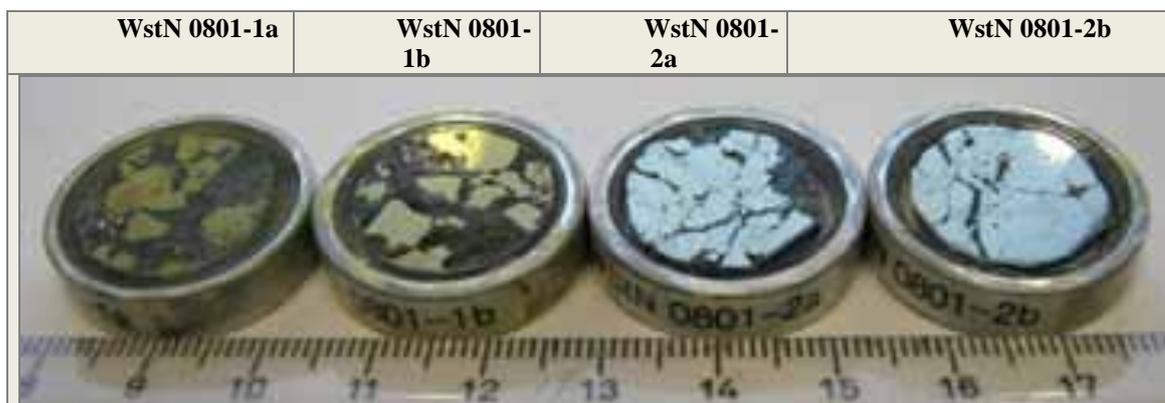


Figure 2. Ore mineral cross sections after leaching experiment, varying in intensity of tempering-like colours

Investigations of leaching solution with binocular microscopy after experiment show positive evidence of microorganisms in biological leaching solutions and no evidence of microorganisms in the chemical leaching solutions. The distribution of microorganisms on the mineral surfaces investigated with fluorescence microscopy and SEM was not randomly. Agglomeration of bacteria around inclusions in pyrite were observed. Evaluation of the results of geochemical analyses is in the current state of research. Observed precipitation on all four mineral cross section surfaces vary in intensity and thickness. Galena generally showed alteration incrustation, containing Pb and S examined by SEM-EDX. Pitting caused by leaching solution showed almost triangular-shaped corrosion pattern in sphalerite phases.

Intensity of tempering-like colours vary with iron(III) ion content in leaching solution, similar to the formation of precipitates on the cross section surfaces, which showed increasing intensity with accelerating iron content. At this stage of the investigation no significant difference of corrosion pattern between biological and chemical leaching can be confirmed.

Discussion and conclusion

The observed galena alteration incrustation, probable consists of anglesite ($PbSO_4$). A decelerate order of minerals was examined in the cross sections with decreasing solubility: carbonates > galena > sphalerite > chalcopyrite, pyrite and quartz.

The implementation of a leaching experiment feasibility study at TUBAF presented in this paper was successfully. It still needs further improvement in order to develop a representative, significant study of leaching experiments investigating surface corrosion pattern and pitting.

Acknowledgements

I gratefully acknowledge support provided by Dr.-Erich-Krüger-Stiftung. Thanks due also to the TU Bergakademie Freiberg, Professor G. Heide and Dipl.-Geoökl. J. Heinrich.

References

1. Brickett, L. A.; Hammack, R. W.; Edenbom, H. M. (1995): Comparison of methods used to inhibit bacterial activity in sulfide ore bioleaching studies. In: *Hydrometallurgy* 39 (1-3), S. 293–305.
2. European Commission (2010): Critical raw materials for the EU. Report of the ad-hoc working group on defining critical raw materials. Version from 30th of August, 2010. (Available via the Internet.)
3. Kroner, U.; Romer, R.-L. (2013): Two plates – Many subduction zones: The Variscan orogeny reconsidered. In: *Gondwana Research* 24, S.298-329.
4. Linnemann, U.; Romer, R. L.; Gerdes, A.; Jeffries, T.E.; Drost, K.; Ulrich, J. (2010): The Cadomian Orogeny in the Saxo-Thuringian Zone. In: *Pre-Mesozoic Geology of Saxo-Thuringia. From the Cadomian Active Margin to the Variscan Orogen*. S Schweizerbart'sche Verlagsbuchhandlung (Nägele u. Obermiller), Stuttgart. S. 37-58.
5. Seifert, T.; Sandmann, D. (2006): Mineralogy and geochemistry of indium-bearing polymetallic vein-type deposits: Implications for host minerals from the Freiberg district, Eastern Erzgebirge, Germany. In: *Ore Geology Reviews* 28 (1), S. 1–31.

INVESTIGATION OF PLUTONIC ROCKS (BUSHVELD, SA) BASED ON THIN SECTIONS BY ENERGY DISPERSIVE X-RAY MICRO FLUORESCENCE SPECTROSCOPY

The investigation of mineral compositions, for example by point counting, is an important part to characterize a rock. An alternative is the software supported method ENVI® (the Environment for Visualizing Images) and IDL by Excelsis. In addition to this method the software allows the graphic account of the minerals and the analysis of the grain size and distribution. Under certain circumstances ENVI can make a rock classification and a statistic connection between the separate mineral phases possible.

The issue of this bachelor thesis is the practical application and feasibility of the following method and not directly the results of the investigation. The researched samples are thin sections from plutonic rocks from the Upper and Main Zone of the bushveld complex (South Africa) and belong to the Bierkraal drillcores.

In the beginning these samples are measured by using the M4 Tornado (Bruker) for energy dispersive X-ray micro fluorescence spectroscopy (μ -XRF). The μ -XRF is an analyzing method for element compositions. Each sample is a grid measurement, which is defined by the repetition of point measurements. After the grid measurement every point deposits an element spectrum. The element identification is based on the specific X-ray radiation of any element. The intensity of the X-ray radiation of measured element is proportional to the concentration. More precisely the μ -XRF element spectra includes the detected energy of radiation, which is emitted by the electron transitions.

This data is used to identify the mineral phases based on the element distribution. ENVI generates a separate “band” for each electron transition, meaning any pixel of the image shows a specific part of element spectra. For example, $\text{Fe K}\alpha$ radiation of iron. Any band represents the distribution and intensity of a selected electron transition for the whole sample. The element distribution is presented either as a grey scale image (Fig. 1) for absolute intensity of one single $\text{Fe K}\alpha$ radiation or as the relative intensity relation between three different bands as a RGB color image (Fig.1). In this way mineral phases in the sample can be identified by the combination of typical element bands. It is fundamental to know, which minerals can be estimated in the samples and which elements are included.

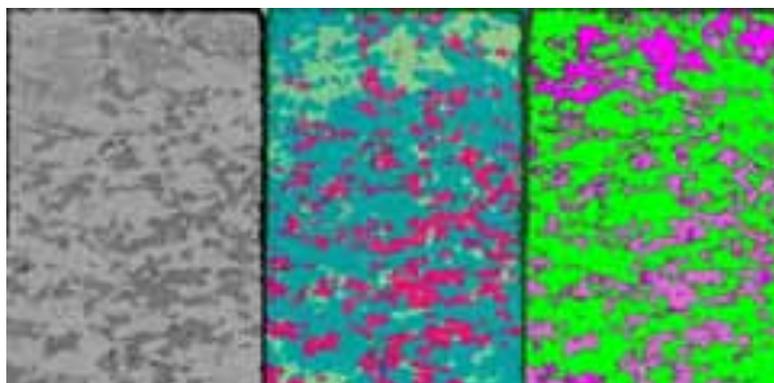


Figure 6. Sample T15-0099 as grey scale image (left), RGB color image (middle) and classified image (right) with plagioclase (green), clinopyroxene (magenta) and pigeonite (orchid)

To continue the research, the mineral phases are defined as so-called Region of Interest (ROI) by the selection of various clearly recognized areas. Every ROI is related to a certain color, for instance plagioclase is green (Fig.1). During the classification these ROIs are used as definition to characterize the whole sample and generate an image of the mineral arrangement. All areas in the image are colored accordingly to the corresponding mineral phases and unclassified areas are black. The mineral classification is calculated by the Spectral Angle Mapper algorithm for every pixel. For the defined ROIs margin of error are chosen to assign the pixels to the mineral phases, because they do not include all pixel variations. A filter is used to smooth the borders between the mineral phases and to eliminate unclassified areas/pixel by adapting one pixel to the majority of adjoining pixels.

The complete image (Fig.1) is statistical interpreted by the IDL script, called Petrographic Analyst, to calculate the precentral mineral composition and the grain size distribution. Also rock classification and a statistic connection between the mineral phases can be determined with additional information. For the researched samples only the precentral mineral composition is calculated. This happens with only the background information of the image, the color of each pixel and the correlation between color and mineral phase.

The results of the mineral composition (Fig.2) are used to classify the rock type based on the definition of plutonic rocks from the International Union of Geological Science (IUGS). The proportion of plagioclase, alkali feldspar and quartz allows the first subdivision. Afterwards the exact classification takes place using the percentage of mafic minerals and the ratio of anorthite in plagioclase (An%), which is estimated by the μ -XRF measured composition of sodium and calcium.

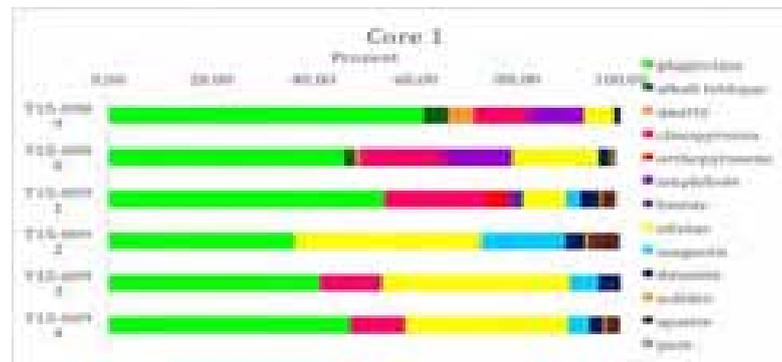


Figure 7. Results of the calculated mineral composition from the samples of core 1

With the exception of two samples, the rest of them includes only plagioclase and are classified as diorite/gabbro/anorthosite. But just one of the exceptions contains enough quartz and alkali feldspar to call the sample quartz diorite/gabbro/anorthosite (Fig.2). In all samples the part of mafic minerals is higher than 10 percent and the anorthite ratio of plagioclase is between 60 and 79 percent. The trend of this results is similar to the postulated An% data from Tegner (2006), but the exact values are about 15 percent higher than the postulated. In contrast the magnesium number of clinopyroxene and olivine fits to Tegners postulated data, the trend as well as the exact values.

The Using the described method appears different problems. For example, the identification of mineral phases based on grey scale images is difficult and complex, because the single phases could not be distinguished. Also the combination of three different bands as RGB colored image is sometimes not enough, depending on the mineral phase. In this situation the image can be compared with a second combination of other bands. The identification of completely unknown samples is also very difficult. In that case the samples have to be microscoped to identify the included minerals, which makes it much easier to identify the minerals. If the identification is wrong, the definition of ROIs and in conclusion the classified image for the calculation will be wrong. Another problem is to estimate the correct margin of error, because with a too small or too high error a pixel can be assigned to the false ROI.

Most of these problems are eliminated or clearly reduced with regular software practices. The practiced handling and certain empirical values are necessary for good results. In the beginning the handling with ENVI and IDL is difficult, because a manual for specific geoscientific usage doesn't exist. Both aspects make the method labor-intensive and time-consuming. Also the rock classification and the determination of the phase connection is only partly practical, because the database with the criteria for the calculation is actually not finished yet.

The calculated mineral composition (Fig.2) shows no visible variance to the optical estimated proportion, so that the results can be correct. But real variability of the data could not be estimated. The probed rock classification has to be appeared critical, because the anorthite ratio of plagioclase of the researched samples are differed significant from Tegner (2006) postulated values. A possibility for the clear divergence are overestimated values of calcium or underrated sodium values by the μ -XRF measurement. The values can be corrected by the factor of the variation in the plagioclase composition from Tegners comparative values.

The potential possibilities of the introduced method are promising, but some aspects are not technically matured for a practicable realization. There are a couple of things to improve. Currently a practiced handling is important to get realistic results. In the future a ROI database of the most frequently used minerals and their corresponding margin of error can enhance the handling and the expenditure of time. In addition to this aspect it is necessary to investigate the accuracy of the method by comparing a test series with the result of an established method for the determination of the mineral composition.

CRISTIAN RADEANU, ADELINA RADERMACHER
University of Petrosani, Romania

MATHEMATICAL MODELS USED TO DETERMINE THE STRAIN OF EXPERIMENTAL WORKS JIU VALLEY MINING BASIN

Summary

The project aims at the presentation of results as well as the prognosis of deformations during mining works based on experimental measurements. For this study were explored the directional galleries from the layer nr.3 and transversal galleries from the mining basin in Valea Jiului, works which are located between horizons +200+-150. According to the depth of exploitation, the mining works are situated in rocks with variable resistance.

Introduction

In order to increase the reliability of mine works for the opening and afferent preparing of mining field from Valea Jiului, the goal of the project is to analyze the stability of mining works taking into account the

following factors: geological factors, mining factors (geomechanic feature of the massif), technical factors, the capacity of the support etc.

Specialized literature does not offer a law of mining pressure regime, respectively of deformations that arise in mining works by taking into account all determining factors.

Analytical calculation methods of pressure regime cannot be valid without a comparison with situ measurements which may confirm or refute the forecasted pressure regime. This could be explained by the fact that all calculation hypotheses idealize rock massifs, as they are particular cases with a narrow field of application.

Thereby situ measurements make it possible to obtain the cumulative effect of all determinant factors but without separating the effects of each one.

By means of the measurement realized through topometry methods during 2010 – 2013 years the variation of the deformation was studied during works for opening and preparation from ceiling, hearth and sidewalls direction, taking into account the characteristics of the rocks in which the mining works are located, the depth, the time, the carrying capacity and opening of mining works.

So, the project includes two parts: in the first part are presented the results of statistical processing of the evolution in time of deformations without considering the various factors that lead to the change of profile of mining works (namely, a presentation of mathematical models which involves all determinant factors), in the second part are presented a series of multiple regression equations which frame the behavior of the rocks into a mathematical pattern which is a combination with factors that were taken in study.

First part

Following the analysis of measurements results that, under the influence of mining pressure each supporting framework behaved differently. Final values of profiles and section reductions being very diverse, obtaining after processing the experimental data by statistical – probabilistic means, a series of regression equations which show the evolutions in time of the deformations. This way were obtained the following equations:

$$\begin{aligned} f(u) &= 0.0075 \cdot t^2 - 0.8456 \cdot t + 24.6496 \text{ cu raportul de corelare } \eta = 0.99; \\ f(u) &= 0.005 \cdot t^2 - 0.165 \cdot t + 10.591 \text{ cu raportul de corelare } \eta = 0.98; \\ f(u) &= 0.005 \cdot t^2 - 0.462 \cdot t + 20.243 \text{ cu raportul de corelare } \eta = 0.87; \\ f(u) &= 0.008 \cdot t^2 - 0.788 \cdot t + 28.643 \text{ cu raportul de corelare } \eta = 0.95; \\ f(u) &= 0.005 \cdot t^2 + 0.208 \cdot t + 18.53 \text{ cu raportul de corelare } \eta = 0.99; \\ f(u) &= 0.005 \cdot t^2 + 0.022 \cdot t + 27.31 \text{ cu raportul de corelare } \eta = 0.98; \end{aligned}$$

From the analysis of regression equations with the measured values was obtained the best approximation through the polynomial parabolic function.

This used technique is the method of the smallest squares whose algorithm is presented below (1) (2).

It starts from the general equation of the subsequent parable:

$$y = a + b \cdot x + c \cdot x^2$$

The constants a, b, c, are determined so that the sum of quadratic deviations of the empirical values (Y1) and calculated values Y1* is:

$$\min Z = \min \sum_{i=1}^n (Y_i - Y_i^*)^2$$

Deriving Z function in relation with a, b, c and equaling the derivatives with 0 is obtained a normal system by means of which are obtained the values of a, b and c.

$$\begin{cases} a \cdot n + b \cdot \sum X_i + c \cdot \sum X_i^2 = \sum Y_i \\ a \cdot \sum X_i + b \cdot \sum X_i^2 + c \cdot \sum X_i^3 = \sum Y_i \cdot X_i \\ a \cdot \sum X_i^2 + b \cdot \sum X_i^3 + c \cdot \sum X_i^4 = \sum Y_i \cdot X_i^2 \end{cases}$$

These equations help us to determine the real mechanical parameters of the rock in which the mining works are executed that are different from those determined in the laboratory. In this context a correction coefficient for rock-deformation parameters from situ can be calculated compared to those from laboratory.

Second part:

To analyze various factors that influence the deformation of mine in the study a number of measurable factors works were included, such as:

- Physic-mechanical properties of rocks: σ_{rc} , σ_b , γ , ϕ , C, tf/m², E, w);[4]
- Time: t
- Barring capacity of supporting: Q [3];[4]
- Depth of location of mining works: H
- Opening of mining works: B.

After processing the experimental dates a series of multiple regression equations were obtained that can be considered as some mathematical models for evaluating the deformation of mining works, written summary below:

For directional galleries of opening:

$$U=107.67*\ln(1+t)-25.815*Q+170.48*B-8.242*\sigma_{ro};$$

$$U=119.989*\ln(1+t)-12.889*Q+87.586*B-5.863*\sigma_{ro};$$

$$U=-54.616*C-21.097*R_t+351.977*\gamma-1.665*\phi-1177*\mu-0.0057*E+13.575*w$$

For transversal gallery of opening:

$$U=125.169*\ln(1+t)+15.584*B-4.614*\sigma_{ro};$$

$$U=-1973.892+139.779*\ln(1+t)+49.8*Q-1.714*H-5.368*\sigma_{ro}+488*B;$$

For preparing galleries:

$$U=-32.03*R_t-0.305*\gamma+3.839*\phi+86.038*\mu;$$

$$U=38.315*\ln(1+t)-3.386*Q+42.2*B-3.51*\sigma_{ro};$$

$$U=0.649*t-7.055*Q-4.197*\sigma_{ro}+1.186*H$$

In these equations the measurement units are:

- Deformations: U [mm];
- Time: t [days];
- Barring capacity of supporting: Q [tf/m²];
- Opening work: B [m];
- Compressive strength resistance: σ_{rc} [MPa];
- Traction strength resistance: σ_t [MPa];
- Depth: H [m];
- Cohesion: C [MPa];
- Internal friction angle: ϕ [°];
- Volumetric weight: γ [tf/m³];
- Poissons' ratio: μ ;
- Modulus of elasticity: E [MPa];
- Humidity: w[%].

Conclusions

This project leads to the simplification of many factors that must be taken into consideration, in order to forecast the rock-forming system in condition of variable loads which act on the support.

The elaboration of global mathematical models (part I) may help the researcher to understand the behavior of rock deformation in time depending on the variable load which could act on the support, so, these patterns can create the opportunity to choose or design a kind of support whose flexibility and carrying capacity provide the stability of mine works, with minimal maintenance costs and a maximum length of service.

From mathematical models (part II) results that the most important factors that influence the deformation of mine works are: carrying capacity, compressive strength resistance, depth location of mine works, time and opening work.

In order to use the above mentioned models is necessary a detailed knowledge of the geotechnical behavior of the rock massif, using geotechnical properties of the rock massif while designing it (the result of the correction coefficient and the property determined in the laboratory)

References

1. Zorilescu "Modele operationale ale problemelor miniere" – Editura tehnica – Bucuresti 1981;
2. M. Enache "Sistematizarea teritoriului – aplicatii statistice" Editura tehnica Bucuresti 1986;
3. L. Radermacher; G. Madear "Determinarea portantei sustinerilor lucrarilor miniere orizontale cu ajutorul nomogramelor. Lucrare prezentata la Conferinta Nationala de Constructii Subterane cu participare international – 1993 – Iasi;
4. A. Todorescu – Proprietatile rocilor – Editura tehnica – Bucuresti 1986.

YAMNA RAMDANI

USTHB, Algiers

THE GEODYNAMIC INTERPRETATION OF THE MORPHOSTRUCTURAL AND GEOCHEMICAL DATA OF THE HOGGAR VOLCANISM

Abstract

The objective of this study was the realization of a research work on the Cenozoic swell of the Hoggar and the associated volcanism, following a new method applied for the first time in Algeria, precisely in the Hoggar that has been studied only partially. This method was applied for the first time by Nkono (2009) in Equatorial Africa.

This study includes mapping of the study area that covers the Cenozoic volcanism. The mapping was realised from the combination of Landsat7 ETM + satellite images and the digital elevation model.

The geological objects identified by remote sensing mapping are volcanic cones, structural lineaments and volcanic surfaces. These mapped objects will be analyzed following their densities and orientations.

The geodynamic interpretation of the morphostructural data, is represented by Riedel models, assuming the presence of a correlation between the lineaments and the volcanic structures.

Geology of the Hoggar

The Hoggar is the seat of an important magmatic activity that emerged from the Eocene to Quaternary (AzzouniSekkal et al. 2007), and in which are set up large volumes of tholeiitic, alkaline, hyperalkaline, saturated and undersaturated lavas. This volcanism is localized along the major lithospheric scale accidents that separate most often some terranes that make up the Hoggar.

This work focuses primarily on outcrops of this volcanism in some areas between the terranes Tefedest, Laouni, Azrou and N'Fad EgereAleksod.

These terranes belong to a group called LATEA, which is basically a microcontinent ArchaeoPaleoproterozoic dismembered by major accidents in the Pan.

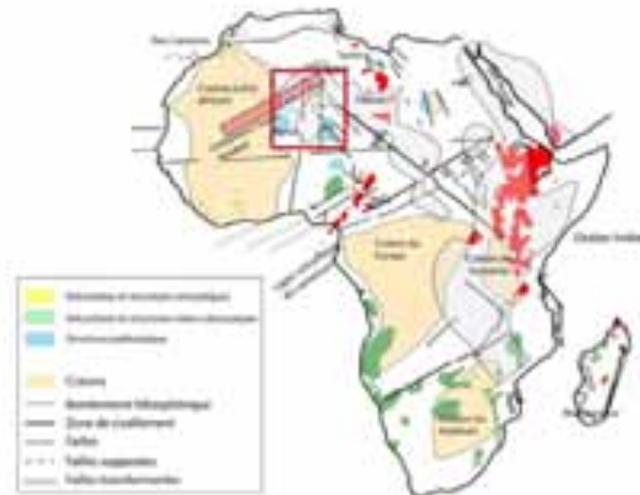


Figure 1. Simplified geological map from Africa. This figure shows the principal volcanic provinces, cratons and sutures distribution. (According to Black, 1984; Dautria et Girod 1987; Lesquer, 1989; Kampanzu et al, 1991; Nkono 2008; Boubekri et al, 2015)

Cenozoic volcanism of the Hoggar

There was in North Africa a Cenozoic volcanism activity which is associated to a serie of lithospheric swells. They are: the Hoggar in Algeria, Tibesti in Chad, the Air in Niger, the Darfur in Sudan and Cameroon's chain (Figure 1).

The volcanic formations are based on a Precambrian basement which has been eroded and been affected by a Cenozoic swell. This volcanism produced strong reliefs that can reach over 2000m, the highest point is Mount Tahats with 2918 m in the Atakor. These volcanic formations cover an area of 13 882,72Km² (from our mapping).

The total volume of lava emitted is about 1,530 km³. Volcanism take shape in various structures such as necks, veins and plateau basalt.

The Cenozoic volcanism formes several districts, which geographically grouped into three provinces (Figure 2 .b).

Districts Tahalra, Atakor, Manzaz, Egere, Anahef and Adrar N'Ajjer are at the level of the swell and are aligned in a NESW direction. This alignment is the "lineament Oued Amded" which is a transverse tectonic lineament that affects the central Hoggar (Figure 2. a). It comes in the form of a corridor of one hundred kilometers wide where there are many accidents NESW to ENEWSW. The location of the volcanic districts of central and eastern Hoggar seems to have been controlled by this lineament (Dautria and Lesquer 1989).

Methodology

The studied Volcanism includes several necks, domes, veins, basaltic fragments and various pyroclastic products. To understand the geodynamic context of the volcanism establishment, we followed the Nkono et al. (2008) methodology. It consist in to maping the volcanic structures and lineaments distribution using satellite images of medium resolution such as Landsat 7 ETM + and digital terrain models. This verifies if there is a relationship between the activity of these faults and volcanism studied.

This thesis is divided into three parts:

In the first part, we did a detailed mapping of the volcanic apparatus; then we made a digital processing to achieve rosettes preferred directions of their distribution. The same work was performed on the lineaments. It appears that the results converge and suggest a direct relationship between the distribution of volcanic structures and

linéamentaires directions. These lineaments are arranged in accordance with a model Riedel and volcanic structures have preferentially in the direction T, transtensive.

These results suggest, as highlighted by Liegeois et al. (2005; 2012), that the intraplate volcanism is actually an expression of Hoggar metacratonisation during the collision between Europe and Africa, the replay panafrican structures.

In this thesis, we will retain two types of geological objects: lines and circles. These objects, once identified and drawn on the ARCGIS mapping software (10.0) will be analyzed with various programs in relation to their sizes, orientations and densities.

The lines represent the outlines are analyzed with the program INTERCEPTS (Launeau et al. 1996), in order to determine the main directions. The statistical orientation is determined in the form of rosettes with the ROSE program (0.10) and analysis of directions around which are distributed circles is established by the SPO program (Launeau and Robin. 2004).

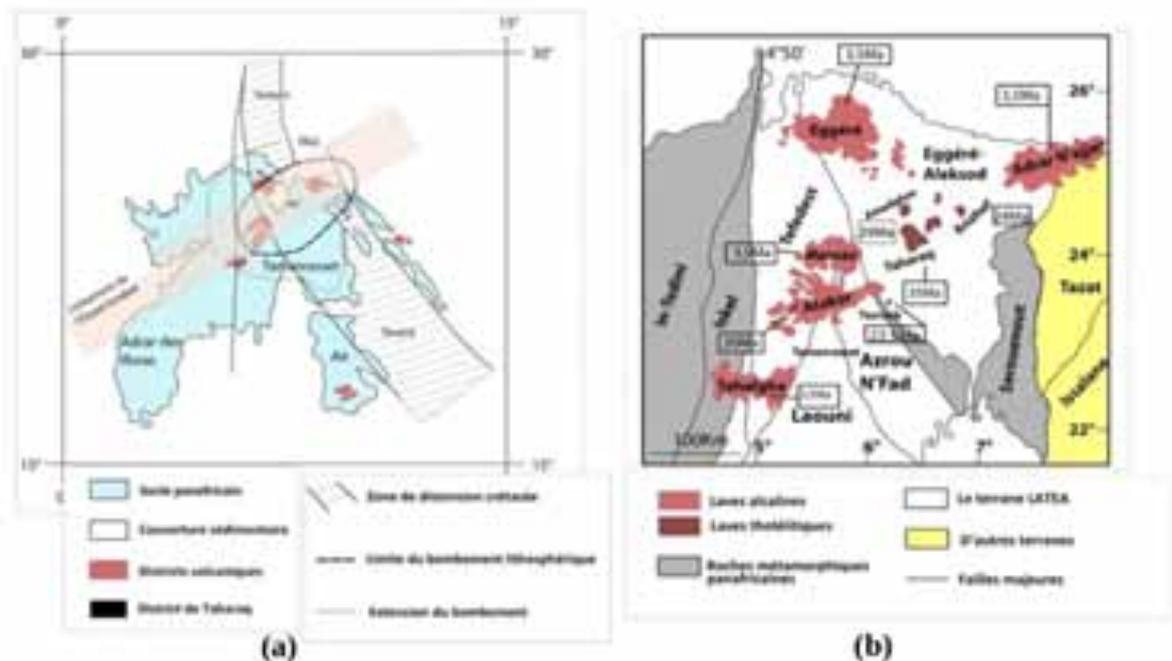


Figure 2. Map of Cenozoic volcanism provinces in the Hoggar. (a) The map shows the layout of the swell of the Hoggar and the associated volcanism over the Oued Amdeh (L.O.A.) and areas of Cretaceous distension. (b) The figure shows the arrangement of the ages and affinities of the volcanic districts of the Hoggar. (Modified from Dautria and Lesquer 1988)

The second part of the thesis is devoted to the study of detailed volcanic of the Tahifet, Tazrouk and Assekrem area. We therefore carried out a mapping of the region, in which we identified the structural markers (dykes and faults), volcanic cones and volcanic surfaces (basaltic flows and acids lava). Then we analyzed the various items listed in the same way as before thanks to the SPO software intercepts and ROSE.

In the third part of this work, we will conduct a geochemical synthesis of previous studies in volcanic provinces of Hoggar.

The choice to apply this method on the Hoggar volcanic outcrops was motivated by:

- Diversity Association of linear and circular geological objects.
- The major tectonic and volcanic activity concentrated on the swell of the Hoggar (Lesquer 1998).
- Geodynamic interpretations made on the study of volcanic Hoggar region are partial and localized.
- The relationship between different objects in this region is the subject of considerable debate in the literature.

Conclusion

The study that we make allowed us to apply for the first time the orientation analysis method and spatial and temporal distribution at different scales and macroscopic mesoscopic in the Cenozoic volcanic province of Hoggar.

A global lineament mapping of various terranes supporting the Cenozoic volcanic province Hoggar was made from images Landsat 7 ETM+, MrSID and DEM. This mapping helped identify and list volcanic cones 2672 and 4863 lineaments. The image processing has also been used to make the distinction between basic lavas acid lavas.

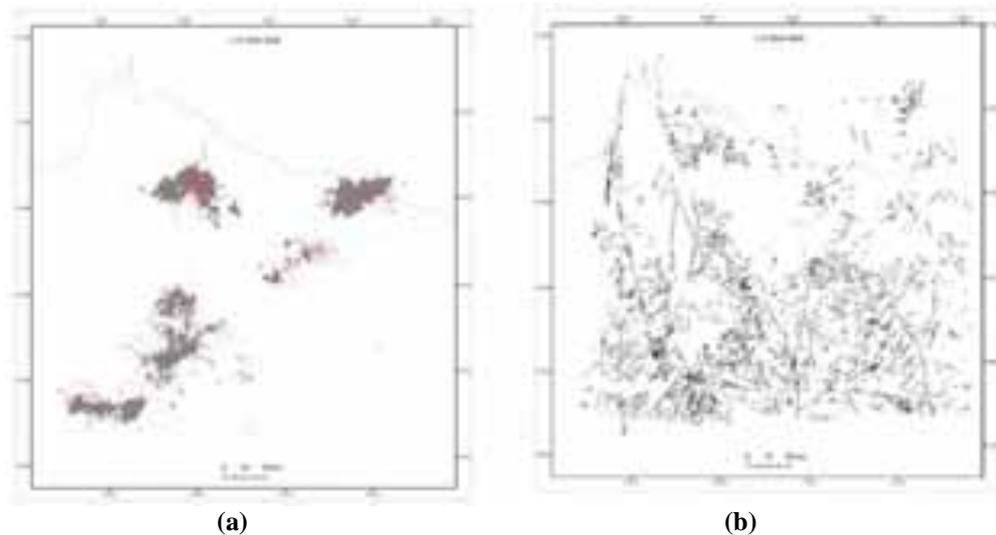


Figure 3. Distribution of geologic objects in the Hoggar province . (a) Distribution map of volcanic cones at the Hoggar swell on a simplified geological background. (b) Distribution of lineaments in the central Hoggar Area

The realization of a structural sketch map lineament regions Tahifet, Tazrouk and Assekrem, shows a dyke system associated with major lineaments and magmatism in the region.

The different geochemical behavior of lava rather show a tholeiitic trend high fusion rate in the districts at the top of the bulge and are more alkaline at lower periphery hyperalkaline fusion rate.

Around Tahifet, shear zones are defined by sinistral movement reactivated in Paleozoic in dextral offsets and cross NWSE shear are frequently associated with sinistral dextral shear NESW (Amri K; 2011). This evolutionary model involving a dextral shear component parallel to the increase in Oued Ameded, is also proposed for the volcanic district Atakor. The compressive component discussed in the Riedel system Tahalgha district perfectly matches the compression PanAfrican events described in the literature.

The work has led us to:

- New Map lineament;
- Distribution map of volcanic cones;
- Statistics volcanic surfaces, lineaments and volcanic cones;
- Interpretation of the implementation of volcanic districts in terms of models Riedel those obtained for the different districts usually indicate NESW dextral.

NUGROHO RIO PRIANDRI, BASUKI NURCAHYO INDRO, SAPIIE BENYAMIN
Institut Teknologi Bandung

FRACTAL DISTRIBUTION OF VEINS AND FRACTURES SPACING IN MINERAL EXPLORATION: CASE STUDY IN KAYU ARO AREA, JAMBI, INDONESIA

Abstract

Distribution of veins as bearer of precious mineral is really important especially in a selective mining method. Its occurrence in nature as product of deformation usually follows fractal distribution that is characterized by power law. In this research, by utilizing surface geological mapping, scanline data, and statistical processing, maximum number of vein occurrence is produced. This parameter is powerful to be used in calculating vein volumetric by combining with vein dimension based on field measurement.

Keywords: fractal, power law, vein, spacing, prediction.

Introduction

Generally, occurrence of ore deposit can be divided into groups: disseminated and veins. In disseminated system, the ore minerals are distributed in whole mineralized rocks which result in relatively low grade but high tonnage ore body. On the other hand, veins usually contain higher grade of ore in smaller body. The higher grade benefit of veins has attracted geologists and miners since long ago. However, challenge in working with vein system deposit lies in predicting which veins contain more economic ore especially in continuous or multi-phase deformation terrain.

Objective of this study is to find maximum occurrence of favored vein distribution pattern through statistical approach. It can give a new insight in predicting vein volumetric in mineral exploration. This case study was conducted in Kayu Aro exploration area, Jambi, Indonesia (Figure 1) during April – June 2014.

Fractal Distribution

Mandelbrot (1983) stated that power law is main characteristics of fractal dimension which indicates similar distribution and behavior in different scale. It refers to similarity in full geometrical replica of a particular object. According to Bonnet et al (2001), power law more often be used as distribution analysis because it has no limitation in scale. Power law analysis has three characteristic values of the object, namely: data frequency (k), fractal dimension (c), and coefficient of determination (R^2). In this study, x refers to veins and fractures spacing. On the graph, k shows maximum vein occurrence (y-axis) with particular value of spacing (x-axis). The tilting of regression line follows value of c while fitness of regression line to data follows value of R^2 .

$$y(x) = kx^{-c}$$

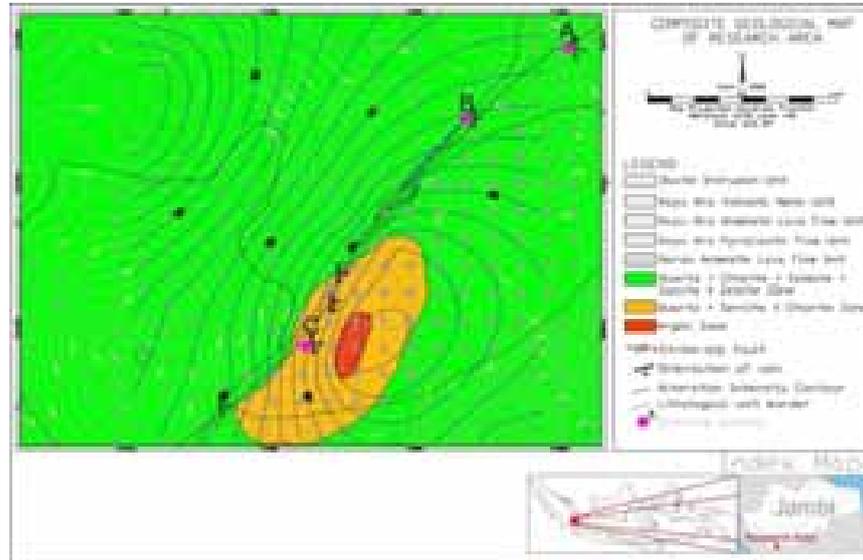


Figure 1. Composite geological map of research area

Method

Fieldwork which included geological mapping, alteration mapping, and scanline was done to interpret geological condition and history of the research area. Scanline was done in three stations with high number of veins and fractures along a particular geomorphological lineament to analyze the distribution of both structural features. The measurement scheme based on Sapiie (1998) fieldwork method is depicted on Figure 2. Then, veins and fractures width and occurrence number data were plotted into log-log graph of cumulative distribution to find the mathematical equation as shown before. Interpolation of alteration intensity from petrographic analysis was also plotted into alteration map to suggest the source of hydrothermal alteration.

Geology of Research Area

Research area lies within Bukit Barisan Mountain Range in Sumatera (Figure 1). This location is also located inside Sumatera Strike-Slip Fault Zone with dextral displacement. According to compiled composite geological map (Figure 1), lithology of the research area consists of five Miocene aged rock units, namely Bukit Narso Andesite Lava Flow Unit, Kayu Aro Pyroclastic Flow Unit, Kayu Aro Andesite Lava Flow Unit 1, Kayu Aro Volcanic Neck Unit, and Dacite Intrusion Unit. Alteration zone of Quartz+Chlorite+Epidote+Calcite, Quartz+Sericit+Chlorite, and Argillic present in the research area forming elliptical shape on the composite geological map (Figure 1). Similar orientation of Dacite Intrusion Unit, alteration zone, and alteration intensity contour with NE-SW Batang Simpang sinistral strike-fault indicates that the intrusion and alteration was controlled faulting. It is supported by consistent N-S trending veins and open fractures in Dacite Intrusion Unit along the fault zone.

Veins and Fractures Distribution

Due to insufficient number of data for each station, single station distribution analysis could not be done. By focusing the study only on veins and fractures in andesite lithology because of its wider range of average spacing class, data from two measurement station (A and B; Figure 1) was combined and analyzed together. It was done by considering consistent N-S trend of veins and open fractures as well as similarity of massive quartz vein characteristics in all of scanline station to make sure that those structures are products of same process. All of the selected data were plotted together into log-log graph with width parameter as x-axis and number of occurrence parameter as y-axis (Figure 3). From the graph, R^2 number of 0.8939 shows that regression line $y = 1331.7x^{-1.40}$ relatively fits veins and fractures spacing distribution. The power value of 1.40 is fractal dimension (c) of the veins and fractures spacing that control tilting of the regression line. According to measurement, mode of andesite lithology is ± 0.5 cm, with 100 cm length. Vein height could not be observed during fieldwork because all of the vein outcrops were on stream bed.

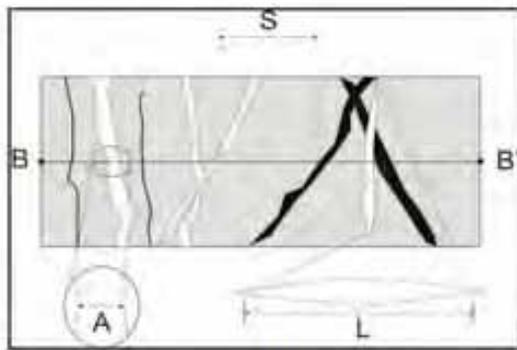


Figure 2. Parameters which are measured in scanline sampling method; B-B' length of scanline; A vein width; S vein spacing; length of vein (Sapiie, 1998)

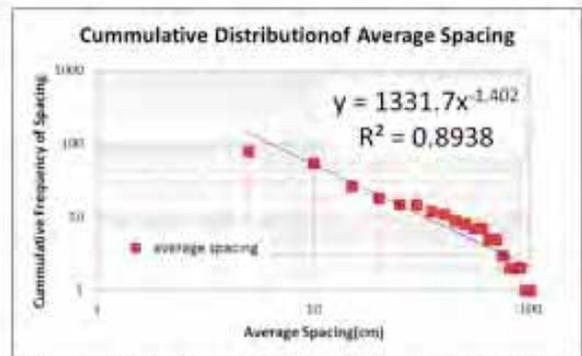


Figure 3. Graph of average spacing vs cumulative distribution

Discussion

From vein distribution graph, we can interpret maximum occurrence of veins with a particular width along fault area and within those two stations. In this case study, by using mode data of andesite measurement and assumption for vein height of 500 cm, with 10 cm of spacing, there are 50 number of maximum occurrences within the area. The maximum vein volumetric prediction then conducted by multiplying volume of a single vein with maximum occurrence number. In this example, the volume of the vein is 1,250,000 cm³ or 1.25 m³. By combining geochemical data of precious metal grade, prediction of metal volumetric for this vein can be done. From the case study, this method is applicable for surface as well as subsurface exploration data. It can be continuously updated as more detailed modelling is conducted.

Conclusion

Maximum occurrence number as one of vein spacing distribution properties produced from this method is powerful to determine simple prediction of vein volumetric and furthermore precious metal volumetric by combining it with vein dimension.

Acknowledgement

This research cannot be done without support of PT. Antam, Tbk. Jambi Exploration Team during 2014 exploration year.

References

1. Bonnet, E., Bour, O., Odling, N. E., Davy, P., Main, I., Cowie, P., dan Berkowitz, B., 2001, Scaling of Fracture Systems in Geological Media, *Reviews of Geophysics*, vol. 39, hal. 347 – 383.
2. Mandelbrot, B. B., 1983, *The Fractal Geometry of Nature*, W.H. Freeman, San Francisco, ISBN 0-7167-1186-9.
3. Sapiie, B., 1998, *Strike-Slip Faulting Breccia Formation And Porphyry Cu-Au Mineralization In The Gunung Bijih (Ertsberg) Mining District Irian Jaya Indonesia*, Doktoral Thesis, The University of Texas at Austin.

H. STANEV, H. DIMITROV

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", Bulgaria

PREDICTING OF DELTA SYSTEM IN PART SECTION OF THE EAST-THRACE BASIN BASED ON SEISMO-STRATIGRAPHIC DATA

The area which is the subject of this survey is one of the least studied parts of the Republic of Bulgaria in geological aspect. It locates in the southeast of the country, and its boundaries fall within the administrative region with center the town of Haskovo. The main objective of the survey is performing a seismic-stratigraphical analysis on 53 seismic profiles and clarifying certain issues concerning the sedimentary environment and filling in the East-Thracian basin. To achieve the tasks was also used the available information from the performed borehole P-1 Generalovo. The methodology used to make the interpretation is entirely based on the concept for the seismo-stratigraphic analysis (Vail et al. 1977; Bally-ed., 1987; Vail et al., 1991; Miall, 1996). There was identified a lowstand system tract, where were detected and mapped two elements – basin floor fans and lowstand wedge-prograding complex. The specific architecture of the tract and the likely filling of this part of the sediment section in the basin, give reason to predict a delta system.

Keywords: deltaic system, East-Thrace basin, seismo-stratigraphic data.

BIOLEACHING OF COPPER FROM KUPFERSCHIEFER FROM POLAND

Abstract

Polymetallic Cu ores of the Central European Kupferschiefer deposits are one of the most important sources of copper in Europe. The copper mineralisation is strata-bound and hosted by the carbonaceous shale (Kupferschiefer), carbonate rocks and sandstone. The copper minerals are chalcocite, bornite, chalcopyrite and covellite. Other minerals are clay minerals, carbonate (calcite, ankerite). The fine-grained matrix is rich in organic matter. The ores are typically complex and often very fine-grained, so they are not easy to process efficiently and economically. Biomining is based on the ability of microorganisms to transform solid compounds into soluble and extractable elements. Because of low costs and low environmental inputs, it may offer solutions to this problem and make the process efficient and environment-friendly. Microbiological metal-extraction processes are ecofriendly and quicker than physicochemical processes.

1.1. Exploration

The first slag from Germany gives information about the copper mining in the Early and Middle Bronze Age (Leipold, 2007). The first exploration of metals in Poland started in the North-Sudetic Trough area in the 16th century, but systematic ones began in 1930. After the II World War the mines were reopened. The new mines in the so-called "Lubin mine under development" were opened in 1966 (Lubin), 1969 (Polkowice), 1974 (Rudna) and 1986 (Sierszowice). These mines are still working and still have documented reserves of billions of tons of ore (Borg, 2012).

1.2. Mineralogy of ore

The copper ore deposits of the European Kupferschiefer are sediment-hosted strata-bound deposits (Borg, 2012). They are located in Germany and Poland. The Cu-rich part of the ore is dominated by chalcocite, chalcopyrite and bornite (Speczik 1995, Borg 2012, Kostudis 2015). This mineralisation is hosted by several rock types such as footwall sandstone and conglomerate, black shale (Kupferschiefer), carbonate rocks and anhydrite. The largest volume of copper ores of the Polish deposits is hosted by footwall sandstone (60%), hanging-wall carbonate rocks (30%) and only 10% by black shale. For example, the Polkowice mine has up to 59,7% ores from hanging-wall carbonate rocks (Borg 2012).

A significant enrichment in copper, silver and PGE is found in the basal Zechstein strata in the vicinity of the oxidized area known as Rote Fäule (Rydzewski, 1978). This zone of post-depositional oxidation is characterized by the presence of extensive amounts of Fe (III) oxides (hematite, goethite) replacing syn-sedimentary framboidal pyrite. The other minerals, such as chalcocite, covellite and chalcopyrite are replaced too (Oszczepalski 1994). Rote Fäule is located above the paleohighs of the Weissligendes sandstone, which has higher permeability (Jowett 1986). The iron oxide particles are presented as concentrated oxide, red spots or bands (Bechtel 2001).

1.3. Geological setting

At the end of the Variscan Orogeny in the latest Carboniferous time (320 Ma ago), the intercontinental (or cratonic) basin of Poland was a successor basin of the Variscan foredeep and on the north margin of the orogen. During the latest Carboniferous and earliest Permian times (300 Ma ago) the drift of the European Plate to the African Plate caused a stress field, which was the reason for the creation of the shear fault system with small pull-apart basins. The faults were perfect pathways for the intrusion of magma and the extrusion of volcanic rocks. The magmatism was bimodal (Eckard, 1979). The lower Permian (280 Ma ago) was characterized by thermal subsidence and extensional tectonic. The basin was filled with pyroclastics, lava flows and clastic sediments forming the Rotliegendes strata. In the late Permian the basin was hydrologically closed, it was a large developed playa system. This area was a peneplain with fluvial and eolian sediments. This white sandstone formed the Weissligendes. The thermal subsidence in the latest Permian (Wuchiapingian 255 Ma ago) was the reason why the basin floor was some 200 to 300m below sea level. The transgression of the Zechstein See via faults system in the North-West Europe happened very rapidly and catastrophically (Glennie and Buller, 1983). The thin part of the Weissligendes strata was reworked and redeposited. The first sedimentary unit in the Zechstein time was Kupferschiefer. It is a black, laminated, marine, typically thin (0,3-0,6m) shale that was deposited in anoxic, euxinic bottom water. In Poland the Kupferschiefer is organic-rich (5 wt%) and very calcareous. (Paul 2006, Borg 2012). The Zechstein basin filling has more than 1,5km thickness and is characterized by evaporitic cycles. This deposit has carbonate-rich shale, marine carbonate, beds of sulfate, sandstone and salt (Jowett 1986). Cycles Z1 and Z3 covered completely the Polish Rotliegendes basin.

1.4. Age of mineralisation

The age of mineralisation is not well known, but it is unlikely that such rich orebodies were created during normal diagenesis. Some unusual event would be needed at a special time. This event probably opened the Tethys Ocean to the south in the Triassic to the early Jurassic (Jowett, 1986). This age is considered the paleomagnetic age of pyrite, fluids inclusions and degree of organic matter (Bechtel, 2000). Geologic evidence suggests that the mineralisation was formed during the late diagenesis when metal-rich brines migrated through the Rotliegendes,

leaching metals from the volcanic rocks and up the flank of basement highs, possibly along the reactivated Hercynian thrust faults to the pyritic Kupferschiefer and Zechstein limestone above (Jowett, 1986). The extension and rifting caused small igneous events. The heat flow was high and caused an anomaly of temperature. (Jowett 1986).

2. Biomining

Biomining is the use of biological components for metal extraction. In normal cases it is the use of microorganisms, for example acidophilic bacteria or fungus. Bioleaching is the solubilisation of metal compounds by microorganisms or their metabolites (Kostudis et al 2015). It is possible to use diverse mechanisms to leach: cytolysis, complexolysis, redoxolysis or bioaccumulation (Anjum 2009). The new branches of biomining use organic acids such as glutamic acid or citric acid, which is produced by microorganisms.

Bioleaching is more economical and does not use large amounts of energy in comparison to smelting or roasting, and does not produce any harmful gas or sulphur dioxide. Bioleaching of copper has been applied commercially since 1950 (Brierley and Brierley, 2001). The copper minerals in Kupferschiefer are closely associated with organic matter and very fine-grained (grain size <5µm). In the case of Kupferschiefer it is not possible to use acidophilic bacteria, because the high carbonate content impedes the leaching with these microorganisms.

Because of the above, bioleaching at neutral and alkaline pH ranges may be a really good alternative for processing of these ores. The best results show experiments which use urease-producing bacteria such as *Corynebacterium* species. These studies obtained a copper solubilisation rate up to 64,4% (Groudeva et al 2007). The use of combining heterotrophic and autotrophic microorganisms provides up to 72,1% copper extraction from the minerals.

2.1. Glutamic acid

The use of pure glutamic acid (681,8 mg/l) shows copper solubilisation of 43,6%. The feed sample contains copper minerals such as chalcocite, bornite, chalcopyrite and covellite. These minerals show different behaviour during the leaching experiments. After the leaching the covellinite content increases – it confirmed the formation of secondary covellinite. Possible other sulphur-bearing minerals are polysulphides and jarosite (Klauber, 2008). The most important part in copper recovery with glutamic acid comes from chalcocite. Focusing on chalcocite-rich deposits of Kupferschiefer may be important for further experiments.

2.2. Bioleaching with fungi

This type of bioleaching has (compared to bacterial leaching) some selling points: the ability to grow under higher pH (alkaline solid waste too) and a faster leaching process (Anjum 2009). The studies of Anjum (2009, 2010) used fungi as *Penicillium* and organic acid from metabolism reactions of *Aspergillus* species. The black shale was from Pakistan. The mineralogy was diverse in comparison to Kupferschiefer from Europe. This ore contained aluminosilicate minerals (illite, kaolinite, muscovite) and sulphides such as pyrite, pyrrhotite, nickel sulphides, sphalerite and chalcopyrite. Other detected minerals were quartz, aluminium oxide, wollastonite and dolomite.

It was found that metals solubilization increased as the concentration of acid increased too, which resulted in the rise in pH of the media (acid production). The value of pH decreases too because of the dissolving of carbonate from Kupferschiefer.

Optimum solubilization of copper (51,22%) was recovered in the case of chemically citric acid (1%). For tartaric it was 38,19%, for malic and oxalic about 41%. The concentration of acid was important: 0,5% citric acid showed 44,18%. The best result was 49,3% for copper dissolution with the leaching with citric acid after the metabolism processes of *Penicillium*.

Good solubilization of copper after using the citric acid was recovered, because this acid is a chelator. A chelator is an organic acid which has two or more electron donor groups. Hence one or more rings are formed and then the organic acid can be called the chelating agent and the resulting complex is called the metal chelator (Denevre et al. 1996).

References

1. Anjum, F.; Bhatti, H. N.; Ghauri, M. A.; Bhatti, I. A.; Asgher, M.; Asi, M. R. (2009): Bioleaching of copper, cobalt and zinc from black shale by *Penicillium notatum*. In: African Journal of Biotechnology (8), S. 5038–5045.
2. Anjum, F.; Bhatti, H. N.; Asgher, M.; Shahid, M. (2010): Leaching of metal ions from black shale by organic acids produced by *Aspergillus niger*. In: Applied Clay Science (47), S. 356–361.
3. Bechtel, A.; Ghazi, A. M.; Elliott, W. C.; Oszczepalski, S. (2001): The occurrences of the rare earth elements and the platinum group elements in relation to base metal zoning in the vicinity of Rote Fäule in the Kupferschiefer of Poland. In: Applied Geochemistry (16), S. 375–386.
4. Bechtel, A.; Grätzer, R.; Püttmann, W.; Oszczepalski, S. (2001): Variable alteration of organic matter in relation to metal zoning at the Rote Fäule front (Lubin-Sieroszowice mining district, SW Poland). In: Organic Geochemistry (32), S. 377–395.
5. Borg, G.; Piestrzyński, A.; Bachmann, G. H.; Püttmann, W.; Walther, S.; Fiedler, M. (2012): An Overview of the European Kupferschiefer Deposits. In: Society of Economic Geologists, Special Publication (16), S. 455–486.
6. Denevre, O.; Garbaye, J.; Botton, B.: Release of complexing organic acids by rhizosphere fungi as a factor in Norway spruce yellowing in acidic soils. In: Mycol. Res. 1996 (100), S. 1367–1374.

7. Groudeva, V.; Kromova, K.; Groudev, S.: Bioleaching of a rich-in-carbonates copper ore at alkaline pH. In: *Advanced Materials Research* 2007 (20-21), S. 103–106.
8. Leipold, J. (2007): *Chronik des Kupferschieferbergbaus in Bottendorf /Unstrut*.
9. Jowett, E.C (1986): Genesis of Kupferschiefer Cu-Ag Deposits by Convective Flow of Rotliegende Brines during Triassic Rifting. In: *Economic Geology* (81), S. 1823–1837.
10. Klauber, C. (2008): A critical review of the surface chemistry of acidic ferric sulphate dissolution of chalcopyrite with regards to hindered dissolution. In: *International Journal of Mineral Processing* 86 (1-4), S. 1–17. DOI: 10.1016/j.minpro.2007.09.003.
11. Kostudis, S.; Bachmann, K.; Kutschke, S.; Pollmann, K.; Gutzmer, J. (2015): Leaching of copper from Kupferschiefer by glutamic acid and heterotrophic bacteria. In: *Minerals Engineering* 75, S. 38–44.
12. Kutschke, S.; Guezennec, A. G.; Hedrich, S.; Schippers, A.; Borg, G.; Kamradt, A. et al. (2015): Bioleaching of Kupferschiefer blackshale – A review including perspectives of the Ecometals project. In: *Minerals Engineering* 75, S. 116–125.
13. Oszczepalski, S. (1994): Oxidative alteration of the Kupferschiefer in Poland oxide-sulphide parageneses and implications for ore-forming models. In: *Geological Quarterly* 38 (4), S. 651–672.
14. Rentzsch, J.; Schirmer, B.; Rolling, G.; Tischendorf, G.: On the metal source of non-ferrous mineralizations in the Zechstein basement (Kupferschiefer-type). In: *The Current Metallogenic Problems of Centrale Europe*, S. 117–188.
15. Roseboom, E. H. (1966): An investigation of the system Cu-S and some natural copper sulfides between 25 degrees and 700 degrees C. In: *Economic Geology* 61 (4), S. 641–672. DOI: 10.2113/gsecongeo.61.4.641.
16. Rydzewski, A. (1978): Oxidated facies of copper bearing Zechstein shales in the fore-Sudetic monocline. (polish). In: *Prace Instytutu Geologicznego* (28), S. 102–108.
17. Wedepohl K.H. (1971): "Kupferschiefer" as prototype of syngenetic sedimentary ore deposits. In: *Soc. Min. Geologists Japan (Spec. Issue 3)*, S. 263–273.
18. Wodzicki, A.; Piestrzyński, A. (1994): An ore genetic model for the Lubin-Sieroszowice mining district, Poland. In: *Mineralium Deposita* (29), S. 30–43.

FELIX TRÄGER

TU Bergakademie Freiberg, Germany

PETROGRAPHY OF GARNET-MICA SCHISTS IN THE FOOTWALL AND HANGING WALL OF THE DOLOMITE MARBLE OF LENGEFELD, WESTERN ERZGEBIRGE

Abstract

The garnet-mica schist of Lengefeld is a metapelite that was formed during the Variscan overprint of neoproterozoic sediments and belongs to the Raschau-Formation within the Keilberg-Group of the Western Erzgebirge. It represents the host rock of the dolomite marble deposit Lengefeld.

The mica schist shows dense, granular structure with an intense foliation that is characteristic for metamorphic rocks. Main minerals are quartz, muscovite, garnet with subordinate plagioclase, biotite and chlorite. A variety of accessory minerals such as apatite, monazite and xenotime also appear.

The garnet of the mica schist from the footwall and hanging wall of the deposit show referring to their chemical composition among themselves no significant difference. That is the reason why the garnets are not suitable to use them as a new exploration tool for the marble mining. The almandine and pyrope content from crystal core to crystal rim decrease, whereas the spessartine and grossular content increase. Basically, all garnets are clearly almandine-dominated.

Thermobarometric calculations show a maximum formation temperature of 650 °C and maximum pressures of nearly 10 kbar for the mica schist. These values are equivalent to the deposit formation conditions due to the close proximity of the rock to the dolomite marble. The question, whether the marble had influenced the chemistry of the garnet, cannot be answered concretely. Only few evidences could be identified; for example, the garnets of a sample which was collected 100 m away from the sampling area, shows only a slightly different composition.

Introduction

The garnet-mica schist of Lengefeld belongs to the Erzgebirge, a highly complex crystalline unit. It represents the host rock of the dolomite marble deposit Lengefeld. As part of the shale zone it occurs together with a number of metapelites, such as quartz-rich muscovite schists, quartz schists and phyllites.

The Erzgebirge can be divided according to Sebastian (2013) into individual layers, situated within the shale zone and forms a separate entity. The primary deposition conditions and boundaries between the lithological units of the former Proterozoic to early Paleozoic sediments cannot be traced (Tichomirowa, 2003) and are purely of tectonic nature (Kroner, 1995).

A special feature of the mica schist is the occurrence of many garnet-porphyroblasts, which are up to several millimeters in size. The formation of garnet takes place under specific pressure-temperature-conditions. Previous studies by Schilka et al. (2003) have shown that in this case subsidence of the rocks to a depth of at least 20 km at temperatures around 600 °C must have existed. For example, Hoth et al. (2010) referred to pressure and temperature calculations of 12 kbar at 500 - 600 °C occurring for the mica schist zone.

The minerals of the garnet group have the general structural formula $X_3^{2+}Y_2^{3+}[\text{SiO}_4]_3$. The X position is occupied in natural occurring garnets mostly with the cations Mg^{2+} , Fe^{2+} , Mn^{2+} , and Ca^{2+} .

Regional and local Geology

The Erzgebirge is, by Pietzsch (1963), a partial structure of the large-scale tectonic unit of the Fichtelgebirgs-Erzgebirgische anticline zone. By Henningsen & Katzung (2006) it is limited in the NE by the Mid-Saxony thrust and by the Eibenstock granite in the SW. The Eger-Graben in the SE and the Vorerzgebirgs-valley in the NW close the geological frame of the Erzgebirge (Fig. 1).

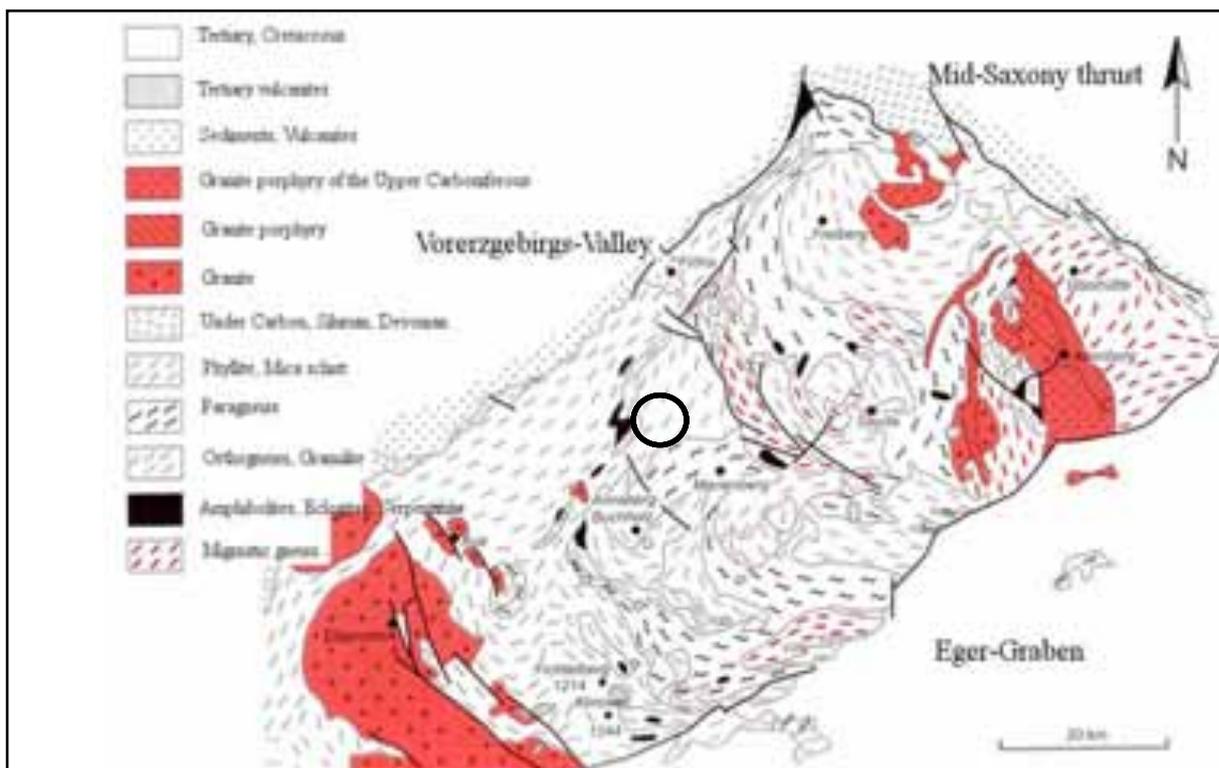


Figure 1. Geological map of the Erzgebirge. The circle shows the position of the garnet mica schist of Lengefeld. (modified after Henningsen & Katzung 2006)

The Variscan orogeny represents the main tectonometamorphic overprint of the Erzgebirge and thus the rocks of the mica schist zone including the garnet-mica schist of Lengefeld, too. According to current knowledge the following process sequence for the Variscan orogeny can be reconstructed determined by Kroner et al. (1998). It starts with an early Variscan subduction event of the continental shelf of Gondwana under Avalonia prior to the subsequent continent-continent collision. The results of the progressive convergence of the plates are creating a thorough transposition foliation, the syncollisional exhumation of pressure metamorphosed rocks and an associated long-range observable inverse metamorphic zoning (Kroner et al. 1998). Crustal narrowing and stacking up to crustal doubling associated with isostasy and subsequent shearing by exhumation were the results. The occurrence of granitic melts younger than 330 million years indicates the end of the convergence with the simultaneous final exhumation of recessed crustal units.

The Erzgebirge can be roughly subdivided into a high metamorphic gneiss core zone and metamorphic schist zone with various metamorphic facies. These schists are further subdivided into an inner schist shell and an outer, metamorphic low grade phyllite shell. The garnet-mica schist of Lengefeld, as a part of the Western Erzgebirge, is also a part of that mica schist shell.

Petrography of the garnet-mica schist

The study of the garnet-mica schist by the polarization microscope has shown, that most minerals occur in the footwall and hanging wall of the deposit in approximately equal proportions. However, the content of the two main rock-forming minerals quartz and muscovite varies. The content of muscovite in the footwall is significantly higher, whereas the quartz content is much higher in the hanging wall. This confirms the information previously released in Schilka et al. (2002), where the rock in the hanging wall is described as quartz-muscovite schist. Due to

the significant proportion of garnet in the rock, the description as a garnet-leading quartz-muscovite schist is also appropriate.

The continuous idioblastic garnet crystals show a particle-size-distribution in a range of medium-to coarse-grained. The grain size of the mineral varies within the rock, but not specifically between the footwall and hanging wall of the marble deposit. Phenomena that can be observed in numerous garnets at the hanging wall are referred to Pichler & Schmitt Riegraf (1993) as helicitic inclusion vortexes which are also tectonic structures (Fig. 2). This rotated poikiloblasts, mainly quartz crystals, can be indicators of a multi-phase discontinuous deformation and growth pattern (Schulz, 1995). For example, older rock foliations can be preserved (Schulz, 1995).

In thin sections the mica schist of the footwall often shows mylonitic quartz tracks. This is an indication of intensive stress acting in this area of the rock.

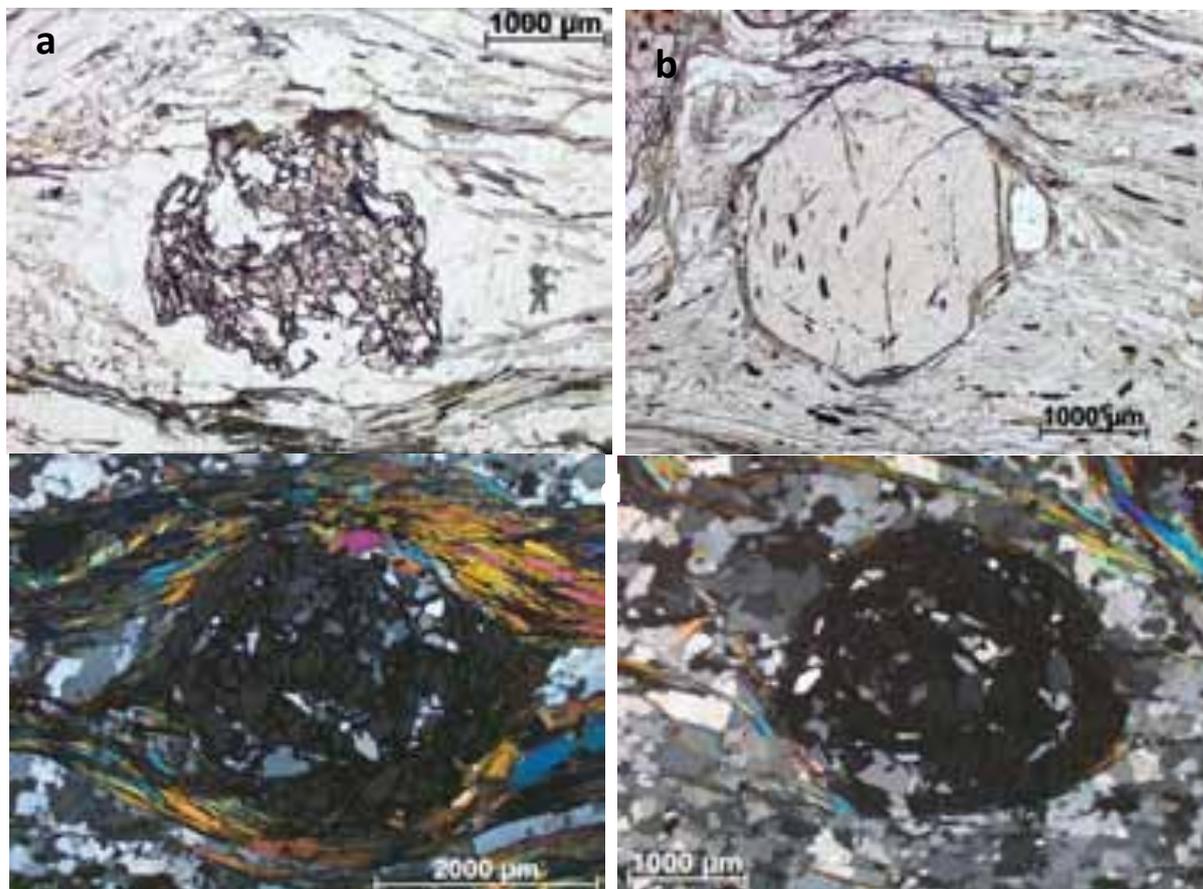


Figure 2. a) Due to the uneven growth diffuse appearing garnet crystal. Sample Ü2HG-1, linear pol., 25-times magnification, 5.4 V exposure. b) Almost euhedral grown garnet crystal with just a few mineral inclusions and tectonically induced crack structures. Sample U152 / 12, linear pol., 25-times magnification, 5.0 V exposure c) Poikiloblast-rich garnet with pressure shadows projecting into the foliation level on both sides. Sample SWS4-2, crossed pol., 25-times magnification, 5.8 V exposure. d) Snowball garnet with syn-crystalline spiral quartz-poikiloblasts. Sample SWS4-1, crossed pol., 25-times magnification, 5.3 V exposure. Photographed by F. Träger (2013)

Rock analysis with scanning electron microscopy including Mineral Liberation Analysis (MLA).

With respect to the chemical composition and zoning of the garnets between hanging wall and footwall there is no clear difference observable.

Nearly all garnet crystals in both sample series (hanging wall and footwall) show increased calcium and manganese contents in the core area. Towards the rim of the crystals magnesium and iron contents increase while calcium and manganese contents decrease. Since some garnets show no zoning profile, their growth could have started later. However, cutting effects from preparation may be responsible for this phenomenon, too. In addition, there are garnets with nearly homogeneous composition. This composition corresponds to the core composition of zoned garnets. Since this phenomenon cannot be explained by cutting effects, it is assumed that these are crystals whose growth stopped prematurely. Different garnet crystal ages within the rock are also possible.

Modal fraction analysis of the mica-schists

The modal fraction analysis was performed using MLA XMOD at the scanning electron microscope.

The measurement results shows, that the garnet content is quite different between the individual samples (Tab. 1), but not significantly different between hanging wall and footwall. This discovery is also consistent with the results of description of hand samples and the dates gained by polarization microscopy. It has to be noted that areas

with the highest possible proportion of garnet in the rock were selected for thin section preparation. Therefore, the garnet content is not representative.

Similar statements can be made about other rock-forming minerals, especially biotite, muscovite and quartz. The content of these minerals is different between the individual samples (Tab. 1), but not significantly different between hanging wall and footwall.

Table 1

With XMOD determined modal fractions of important rock-forming minerals in garnet mica schist in weight percent [wt-%]. F. Träger (2013).

Mineral	BK14-1 [wt-%]	BK14-2 [wt-%]	STR-645 [wt-%]	SWS4-1 [wt-%]	U2HG-1 [wt-%]	U2HG-2 [wt-%]
Garnet	11,93	13,40	7,55	5,88	11,15	10,65
Biotite	10,66	6,33	5,40	2,98	4,86	4,67
Mica	63,52	60,95	13,92	26,65	12,95	17,16
Quartz	9,73	15,21	67,39	61,80	61,48	58,39
Plagioclase	1,39	1,44	3,78	0,67	7,33	7,11
Chlorite	1,52	1,34	0,07	0,02	1,15	0,86
Apatite	0,06	0,03	0,34	0,20	0,14	0,13
Ti-Fe-Oxide	0,82	0,63	0,23	0,30	0,35	0,39
K-Feldspar	0,03	0,06	0,51	0,97	0,49	0,33
Other	0,33	0,60	0,81	0,52	0,09	0,31
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Microprobe analysis of certain garnet, mica and feldspar crystals

All analyzed garnet crystals are clearly dominated by almandine. The pyrope and almandine content increase from the core to the rim of the crystals, whereas the spessartine and grossular content decreases. Significant differences between the studied crystals of the hanging wall and footwall are not apparent. Small differences in the measured values between the individual crystals can be explained as natural fluctuations. This result is consistent with the discoveries of the analysis by scanning electron microscope and MLA. The mica crystals within the garnets show a different composition in comparison to their equivalents in the rock matrix. So, the existence of at least two mica generations can be assumed. Biotite crystals within the matrix at the hanging wall have a higher XFe- about 0.10 but a lower XMg content than the crystals at the footwall. Basically, all biotites are very rich in iron. Significant differences in chemical composition of muscovite within the matrix were not observed.

The analyzed feldspars are very pure albites.

Discussion & Summary

The garnet-mica schist of Lengfeld shows a typical dense, granular structure with clearly visible foliation due to the direction of the tectonic pressure during the Variscan orogeny. Mylonitic quartz tracks indicate intense acting stress during the metamorphic overprint.

Garnet, which was analyzed in detail, occur in the footwall samples with far less mineral inclusions and subparallel cracks than their equivalents within the hanging wall. The reason for this could be an imbalance in occurring of the necessary elements for garnet growth, so the crystals growth is significantly disturbed. Pressure shadows occur on both sides of the garnet crystals, where biotite and chlorite often accumulate. The garnet porphyroblasts create a region with less stress acting. Presumably, the element bearing solutions of mica migrate preferentially in this area. As a result of this, both minerals tends to crystallize within these pressure shadows.

In the grossular-pyrope-spessartine triangle, an increasing of the pyrope content is visible at falling grossular content from the crystal core to the rim. All crystals are generally almandine dominated.

Due to the different chemical composition of the in general very iron rich biotites, two generations of mica in the rock can be assumed. The biotites enclosed in garnet are the older generation. Existing differences in the composition of muscovite within the rock matrix could not be observed.

The question whether the presence of the dolomite marble deposit as large calcium and magnesium anomaly has a detectable influence on the chemistry of the garnet, cannot be answered conclusively. The analysis of garnet crystals from samples belonging to the same rock unit, but not to the immediate environment of the marble, could help to resolve this issue. In the grossular- pyrope-spessartine triangle, the trend towards increasing pyrope- and falling grossular content can be seen. This indicates a temperature increase by falling pressure during the growth of the garnet crystals (Owona et al. 2010). However, thermobarometric calculations showed a temperature and pressure increase.

Due to the missing of clear differences between the chemical compositions of garnets from the footwall and hanging wall this mineral cannot use for effective exploration of the marble.

References

1. Henningsen & Katzung (2006): Einführung in die Geologie Deutschlands, Spektrum Akademischer Verlag Elsevier GmbH, München, 7. Auflage.
2. Hoth et al. (2010): Marmor im Erzgebirge; Bergbau in Sachsen, Band 16, Bergbaumonografie, Landesamt für Umwelt, Landwirtschaft und Geologie; Oberbergamt Freiberg.

3. Kroner, U. (1995): Postkollisionale Extension am Nordrand der Böhmisches Masse – Die Exhumierung des Sächsischen Granulitgebirges, Freiburger Forschungshefte C 457, Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie GmbH Leipzig-Stuttgart 1995.
4. Owona, S., Schulz, B., Ratschbacher, L., Ondo, J. M., Ekodeck, G. E., Tchoua, F. M., Affaton, P. (2010): Pan-African metamorphic evolution in the southern Yaounde Group (Oubangui Complex, Cameroon) as revealed by EMP-monazite dating and thermobarometry of garnet metapelites. *Journal of African Earth Sciences* 59 (2011) 125–139, 2010 Elsevier Ltd.
5. Pichler, H., Schmitt-Riegraf, C., (1993): Gesteinsbildende Minerale im Dünnschliff, Ferdinand Enke Verlag Stuttgart 1993, Druckhaus Götz GmbH, 2. Auflage.
6. Pietzsch, K. (1963): Geologie von Sachsen, VEB Deutscher Verlag der Wissenschaften, Berlin, 2. Auflage.
7. Schilka et al. (2002): Dolomitmarmorlagerstätte Lengefeld im Erzgebirge - Geologie und Gewinnung, *Erzmetall* 55 (2002) Nr. 10, Geomin Erzgebirgische Kalkwerke GmbH.
8. Schilka et al. (2003): 475 Jahre Kalkbergbau in Lengefeld, Druckerei E. Gutermuth, Grünhainichen, Lengefeld 2003, S 122, Geomin Erzgebirgische Kalkwerke GmbH.
9. Schulz, B. (1995): Rekonstruktion von P-T-t-Pfaden der Metamorphose: Mikrostrukturell kontrollierte Geothermobarometrie in Metapeliten und Metabasiten der variskischen Internzone (Ostalpen, Nordost-Bayern, Aiguilles Rouges Massif, Massif Central), Erlanger Geologische Abhandlungen Nr. 126, Institut für Geologie der Universität Erlangen-Nürnberg, Erlangen 1995.
10. Sebastian, U. (2013): Die Geologie des Erzgebirges, Springer-Verlag Berlin Heidelberg 2013.
11. Tichomirowa, M. (2003): Die Gneise des Erzgebirges – hochmetamorphe Äquivalente von neoproterozoisch-frühpaläozoischen Grauwacken und Granitoiden der Cadomiden, Freiburger Forschungshefte C 495, Technische Universität Bergakademie Freiberg 2003.

DIEGO VERGARA

TU Bergakademie Freiberg, Germany

RATIONAL USE OF NATURAL RESOURCES: AN OVERVIEW OF THE CHILEAN APPROACH

Chile is a country located in South America, which occupies a long and narrow strip between the Pacific Ocean and the Andes mountain range. Its main economic activity is mining, which has been essential for the economic development of the country, especially in the 20th century. Currently, the country stands for approximately one third of the copper mine worldwide production and it also has a significant production of molybdenum, silver and gold. The copper production is 5.8 millions fine metric tons. This output has attached the generation of over 220 millions as tailings from processing plants.

The main problems that the Chilean mining industry is facing, are the following: the difficulty of access to water resources, this is because of most of the mining operation in Chile are located in places characterized for their dry weather, where there is not plenty water sources that supply all the mining activity, agriculture and the cities that are located in that area. Chile also has problem with the disposal of mining waste in dumps and especially disposal of tailings in storage facility, mainly as tailings dam. In Chile, there are also many abandoned tailings dams generated by former operations, these dams were constructed in times with a less restrictive legislation, and massive tailings dams that are fed by the operating mines with low margins of operational flexibility for future modifications.

These problems have put the communities under alert and they have required to the State a new legislation that regulates the mining activity in a more sustainable way. Companies have been lead to seek for improvements, in order to keep their operation out of jeopardy and to maintain a cooperative relationship with the communities where are located.

As a result of the urbanization of China and other countries, the copper demand has dramatically increased in the past years. However, the grade of most of deposits has decreased, due to the aging of the operating mines, and also because every time it is more difficult to find massive deposits with attractive grades. As a result of this facts, every time the production of copper is going to involve the movement of more material from the mine, to the dumps, to the plants and therefore to the tailings dumps. this also applies to the amount of required water in the future, in a location that is currently dealing with dryness. So the magnitude of the problems will be increasing as the production increases.

So far, the mining companies have put their efforts on the improvement of the current processes, but unfortunately there has not been a significant breakdown in the technology. This focus has led to an improvement in thickening and filtering technology, increasing the weight concentration that can be reached. One of the main accomplishment was the shift of water source, from using fresh water from aquifers to sea water, which is desalinate at the shore and then it is pump up to the processing plant. Now, there are mining operations that operate with salt water, without using a desalinate plant and without generating a salted waste to the environment.

The tailings dams are more difficult to approach, because the purpose is to find a use for material generated with a certain granulometrical distribution, with reagents used for concentration processes and often located in

places that are difficult to access. the approach for the tailings dams can be divided in two options: use of tailings dams material as an input for another industry and reprocessing of tailings dams in order to recover species of interest, this option also allows to use later the material as input for another industry. In some cases, the reprocessing of a tailings dam could not be economically profitable for itself, but it would help to decrease the losses in cases where tailings dam need to be treated for remediation reasons.

The focus of the research have been oriented to the construction industry, using tailings material to make construction material, such as bricks, concrete, cement or paint.

One use for the tailings material is using it for brick production. Some results (Ahmari and Zhang, 2012) show that copper mine tailings can be used to produce bricks meeting the international requirements of the ASTM. These bricks can be made by the geopolymerization technology. The procedure consists in mixing the tailings with an alkaline solution, forming the brick at specific temperature and pressure. However, this method for brick production requires lowers temperature than the conventional method.

Some authors (Blessen, et al. 2013) point out that using copper tailings in cement concrete as a partial of natural river sand, this replacement rate can easily reach 60%. The study shows that the density of concrete increased with increasing percentages of copper tailing in concrete. This is due to the high specific gravity of copper tailing when compared with natural sand. Using a concrete sample without copper tailings as a control sample, it could be measured that by adding copper tailing. Using a substitution rate between 40-45% of copper tailings help to obtain a more strength and durability material. Nevertheless, the strength and durability suitable for construction can be obtained by using a substitution of a 60%.

There are studies (Saxena and Dhimole, 2006) that point out that copper tailing waste can be used to add desired properties to paints, such as increasing their hardness, resistance to impact, abrasion and corrosion. In order to do that, the material is dried, sieve to obtain under 53 microns, and the pH is adjust until reaching a value around 6.5, higher values corrode the metal at which the paint is added. The paints with copper tailing waste are environmentally clean and cost-effective.

A Chilean example or a reprocessing plant

There is a Chilean company, Minera Valle Central (MVC), located in central Chile, close to El Teniente mine. Minera Valle Central processes the tails of the flotation from El Teniente mine and also processes the material from two old tailings dams (Cauquenes and Colihues) from El Teniente. The average copper grade in the fresh tailings is 0.115%. On the other hand, the dams contain material that was processed between 1936-1977 and 1977-1986, respectively. Approximately 364 million tons of tailings at a grade of 0.31% Cu were deposited in the Cauquenes tailings impoundment and approximately 216 million tons of tailings at a grade of 0.26% Cu were deposited in the Colihues tailings impoundment. (Amerigo Resources Ltd, 2013).

The plant has a capacity of 175,000 tons per day and currently receives approximately 130,000 tons per day of fresh tailings, the tailings in the Colihues deposit are currently extracted at a nominal rate of 35,000 tons and the Cauquenes processing rate is planned to be 60,000 tpd. The excess of material is discard and sent to the final tailing dam, Carén.

The plant consists in grinding, collective flotation and selective flotation, reaching recoveries between 22-34% for the fresh material, 34% for the material coming from Colihues and 48% for the material coming from Cauquenes. This operation shows the feasibility of reprocessing and relocating material from old tailing impoundment, mixing it with fresh tailings and disposing the material in final location.

The extraction method for the fresh material is using pipeline from the processing plant of El Teniente to the processing plant of Minera Valle Central. While the extraction method for the tailings impoundment is extracting the tailings via a hydraulic monitoring system using high pressure water guns operating at 30 bar. The flow of water at high pressure water is directed onto the surface of the tailings in a sweeping motion in such a way as to create a ditch on the surface. The monitors work horizontally and vertically, operated by remote control using a hydraulic system of electronic valves that allow them to rotate and advance. A single monitoring unit is capable of sustaining a production rate of 8,000 to 10,000 tons per day. Mining bench heights are 10m high and access ramps are created to relocate the hydraulic monitors. The slurry drains to the center of the sump by gravity and is channeled by the ditches made by the monitor. The slurry has a density of approximately 45% solids and is pumped to the processing plant by means of vertical 150 kW sump pumps and 350 kW horizontal booster pumps, via 10" high density polyethylene (HDPE) pipelines.

A Chilean Cu-Au skarn deposit: An example of how mining could be sustainable

200 km at north of Santiago, Chile, there is a Cu-Au skarn deposit that is currently be exploited. This exploitation occurs at a little mining level and provides employment for about 60 people and generate about 50 tons of Cu-Au concentrate that are sold to ENAMI (State entity that helps small and medium size mining operations).

The deposit is a typical skarn with copper and gold mineralization occurring in a single vein of about 3.5 meters in length. The copper occurs mainly as bornite followed by chalcocite and less amount of chalcopyrite, and the gold occurs probably in the form of native gold and carried by copper sulphides like bornite. The gangue minerals are the typical from these kinds of deposits being mainly garnet and wollastonite.

The mining method is similar to the "sublevel and stopping" one. The vein is exploited and the ore is transported by trucks to the processing plant, being the vein mainly garnet and wollastonite with and average head grade of copper of 0.6% and 0.4 g/t of gold.

The processing plant consists in the typical unitary operations of crushing, grinding and flotation. A copper and gold concentrate is produced with grades around 55% of copper and 50 g/t of gold. The tailings exhibits excellent sedimentation properties, mainly due the high presence of garnet, and it is perfect for water recovery, allowing this to have a low unitary make-up of fresh water consumption of 0.5 m³/ton of ore, which is a low value for a small operation. These tailings are discharged in a decantation pool; where after 24 hours are extracted mechanically by a bulldozer with a humidity of about 20%. Then the tailings are disposed in a drying field until it reaches a humidity of 10%. The recovery water from the pool is then conducted to the process water pool where it is also added the make-up.

The tailings with a humidity of 10% and containing about 80% of garnet (mainly as andradite), 10% of wollastonite and the rest being mainly calcite, pyroxenes and epidote, are sold to a cement company allowing these to have a mining operation without the accumulation of tailings.

The geological features of this skarn deposit allow to have a sustainable mining operation, in which a copper and gold concentrate is produced and sold with profits, and at the same time the whole tailings material is also sold to a cement company.

Acknowledgements

I would like to thank Juan Alcalde and Emilio Castillo for their contribution and ideas.

References

1. Amerigo Resources Ltd, "43-101 Technical Report", 2013.
2. Saeed Ahmari and Lianyang Zhang. "Production of eco-friendly bricks from copper tailings through geopolymerization. Construction and Building Materials. 2012 pag 323-331.
3. Mohini Saxena and Lokesh Kumar Dhimole. "Utilization and value addition of copper tailings as an extender for development of paints". Journal of Hazardous Materials, 2006 pag. 50-57.
4. Blessen Skariah Thomas, Alok Damare and R.C. Gupta. "Strength and durability characteristics of copper tailing concrete". Construction and Building Materials. 2013 pag 894-900.

MICHAŁ PIOTR WALTER, TOMASZ ALEKSANDER SIWEK
AGH University of Science and Technology, Poland

APPLICATION OF MINERALOGICAL AND PETROPHYSICAL METHODS IN DETERMINING THE SOURCE OF MAGNETIC ANOMALY IN IGNEOUS ROCKS

Preface

During geophysical surveys carried out to define local magnetic anomaly the most crucial factor is its source. Soil and sedimentary rocks magnetic properties examinations are relatively simple to conduct, although examining igneous rocks may bring many obstacles of technical kind.

Trying to determine the origin of magnetic anomaly in igneous rocks it is recommended to carry out additional mineralogical and petrophysical surveys on the material gathered *in situ*. While determining its intensity is rather simple, determining its source may cause much more problems, because of complicated inner structure and chemical composition, which cannot be determined on the basis of surface geophysical surveys. Thus more complex laboratory methods are needed.

Ferromagnetic material in igneous rocks appears mostly in the form of minor and accessory minerals such as: magnetite, hematite, ilmenite and other compounds consisting of iron and titanium. Classic geochemical methods are not applicable to investigations of that kind because of their destructive nature – after the process samples cannot be retrieved. Due to this issue it is needed to apply more modern methods, which can recognize the composition of solid samples, such as: X-Ray Diffraction (XRD) or Scanning Electron Microscope (SEM).

Research process

Willing to determine source of local magnetic anomaly on Wdźar Mountain in Pieniny Klippen Belt several surveys were conducted, as mentioned below.

To begin with, two samples from gathered material were selected: AM-01 (brighter) and AM-02 (darker).

During preliminary examinations (on both AM-01 and AM-02) Bartington MS2B measurer was used, which indicated high values of volume magnetic susceptibility about $3.2 \cdot 10^{-4}$ - $4.2 \cdot 10^{-4}$ m³/kg. In order to determine source of such a high value of this certain property thin plates on diamond suspension was prepared. Over microscopic observations occurrence of extinguished areas (both under 1N and NX) located in envelopes around hornblende crystals was noticed, which are probably products of resorption of these in hipergenic zone^[1].

During observations carried out with Olympus optic microscope there was no opportunity to determine composition of the envelopes. However, it gave several clues on where to search for magnetite and similar minerals.

Subsequently, willing to determine whether samples contain stoichiometric magnetite magnetic susceptibility measurement in function of temperature in range of 80-240 K in cryostat in order to find the Verwey transition, as well as heat capability measurement were conducted on sample AM-01. Unfortunately, results given did not support this thesis.

Moreover hysteresis loop determination in magnetic field intensity varying from -1500 to 1500 and from -200 to 200 Oe and Curie temperature in fields 1 and 0,1 T were conducted, both on sample AM-02. Received

hysteresis loops are similar to those typical for soft ferromagnetic substances – narrow and high^{[2][3]}. Looking on temperature–magnetization plots it can be seen, that during first heating Curie temperature is situated near 750 K and for all following measurements it moves to 640 K, which have not been explained.

Thanks to observations of both samples made under SEM it was possible to recognize inner structure of the envelopes, which allows to state, that those are opacity envelopes.

In order to get to know the composition of each mineral occurring in the envelopes additional chemical analysis with Energy Dispersive Spectroscopy (EDS) module was conducted. The results were not as precise, as expected, but gave the basis to affirm that the envelopes consists of plagioclases, alongside with titanomagnetite or ilmenite.

To support this claim, due to expectation to find ferromagnetic material in those envelopes, further XRD surveys were carried out. XRD results showed distinct magnetite peaks in spectrum, nevertheless several additional measurements on another samples are necessary.

Conclusions

Examined rocks appear to contain ferromagnetic compounds, but there is no certainty about its mineral composition and content level. The most probable are conglomerates composed of magnetite, titanomagnetite and ilmenite resulting from slow cooling of igneous body.

Most of applied methods proved to be ineffective due to large dispersion of ferromagnetic material.

Counter to initial expectations sample AM-01 proved to have stronger magnetic properties than AM-02.

The research should be continued on larger amount of material in order to obtain a credible statistical sample.

Recognizing rock's inner structure and mineral composition is crucial for understanding source of its magnetism. Having used such a wide variety of mineralogical and petrophysical methods it was possible to mark with high dose of probability the source of the magnetic anomaly in igneous rock, which may bring a huge contribution to geophysical surveys of region altogether.

References

1. Borkowska M., Smulikowski K., *Minerały skałotwórcze*, Warszawa 1973, s. 24-28, 287.
2. Lowrie W., *Fundamentals of Geophysics*, Cambridge 2007.
3. McElhinny M., McFadden P., *Paleomagnetism. Continents and oce.*

О.С. КРИСАК

Донецкий национальный технический университет, Украина

ОСОБЕННОСТИ ЛОКАЛИЗАЦИИ И ПРИРОДА ФТОРА НОВОГО (ЗОРИНСКОГО) ФЛЮОРИТОВОГО ОРУДЕНЕНИЯ ДОНБАССА

В Донецком бассейне и его обрамлении флюоритовая минерализация встречается достаточно широко от зоны сочленения с Приазовским кристаллическим массивом (включая Покрово-Киреевское месторождение) [6], в северной зоне мелкой складчатости на Волнухинской антиклинали [12], в северо-западной части в солянокупольных структурах Славянского поднятия, до области сочленения Донбасса с Воронежским кристаллическим массивом [6]. Вопросом его образования посвящена обширная литература, в то же время вопрос об источнике фтора и причинах отложения флюорита остаётся дискуссионным.

Новое проявление флюорита установлено автором, расположено в пригороде Зоринска Перевальского района Луганской области. При детальном изучении 24 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 (средний карбон, московский ярус, каширский горизонт) [4]. Что указывает на стратиформный тип оруденения.

В связи с хорошей обнаженностью пород каменноугольного возраста и широким развитием карьеров по добыче каменного угля и стройматериалов известняк L₇ изучен на большой площади. При этом флюоритовое оруденение распространено на расстоянии свыше 12 км по простиранию карбонатной породы.

Рудоконтролирующий слой в центральной части является глинистым известняком тёмно-серого цвета, с выдержанной мощностью (1,3 – 1,5 м). В палеонтологическом отношении слой беден разнообразной фауной, включающий только раковины брахиопод рода *Schizophoria* и *Lingula* плохой сохранности. В слое также довольно часто встречаются обуглившиеся остатки высших растений.

По периферии оруденения известняк сменяется на светло-серый, с мощностью от 0,4 до 2,2 м. Слой отличается обилием разнообразной фауны, включающей: табуляты рода *Michelinia* и *Palaeacis*; двустворчатые моллюски рода *Conocardium*; конуляты рода *Paraconularia*; мшанки рода *Tabulipora* и *Cyclotrura*; брахиоподы рода *Lingula*, *Orbiculoidea*, *Reticulatia*, *Plicatifera*, *Schizophoria*, *Telebratulioidea*, *Chotetes*; одиночные кораллы рода *Stereolasma* и *Bradyphyllum*; аммоноидеи рода *Homoceratoides*; морские лилии рода *Cromyocrinus* и *Suneroocrinus*; трилобиты рода *Phillipsia*.

Рудные тела представлены раздувами и жеодами межпластового расслоения, реже секущими друзами северо-восточного простирания. Их мощность изменяется от 0,5 до 25 см. Состав руд: флюорит-кварц-карбонатный или флюорит-карбонатный с редкими вкраплениями пирита и самородного серебра. Содержание флюорита носит крайне неравномерный характер и среднее содержание в рудах в основном незначительное. Однако в центральной части оруденения, где в контролирующем слое присутствуют вкрапленность пирита и прослой анкерита с ратовкитом, содержание флюорита резко увеличивается и нередко достигает 40 %.

Прослой анкерита пространственно приурочен к нижней части пачки глинистого известняка, с мощностью до 4 см. Анкерит белого цвета, местам с буроватым оттенком за счёт присутствия гидроокислов железа. В ходе проведения минераграфических исследований местами в прослое наблюдается осадочный флюорит (ратовкит). Ратовкитовые скопления толщиной от 1 до 5 мм фиолетового, светло-фиолетового оттенка до бесцветного. Под микроскопом в отражённом свете ратовкит представлен в виде тонкополосчатых слойков или мелких сильноразветвлённых линзочек и отдельных удлинённых обособлений (рис. 1а).

Пирит в пачке известняка по структурно-морфологическим особенностям можно разделить на два типа: сингенетичный с вмещающей его осадочной породой и эпигенетичный, соответствующий гидротермальному процессу. Пирит первого типа представлен микроглобулярным выделением, сконцентрированный в виде отдельных линз толщиной до 4 см. Также пирит довольно часто встречается в раковинах брахиопод рода *Schizophoria*. Пирит второго типа, являющийся эпигенетичным, широко распространенный и на сопряжённых территориях (полиметаллические месторождения Нагольного Кряжа и Никитовки) [7]. В главной своей массе пирит этой группы образовался, по-видимому, за счёт рассеянной в известняке его вкрапленности. Для пирита характерно выделение средне-крупнокристаллических агрегатов окрадрического габитуса. Размер сростков кристаллов нередко достигает 1 – 2 см (рис. 1б). При микроскопических исследованиях довольно часто кристаллы пирита имеют зональное строение с гладкой поверхностью граней, реже с тонкой характерной штриховкой.

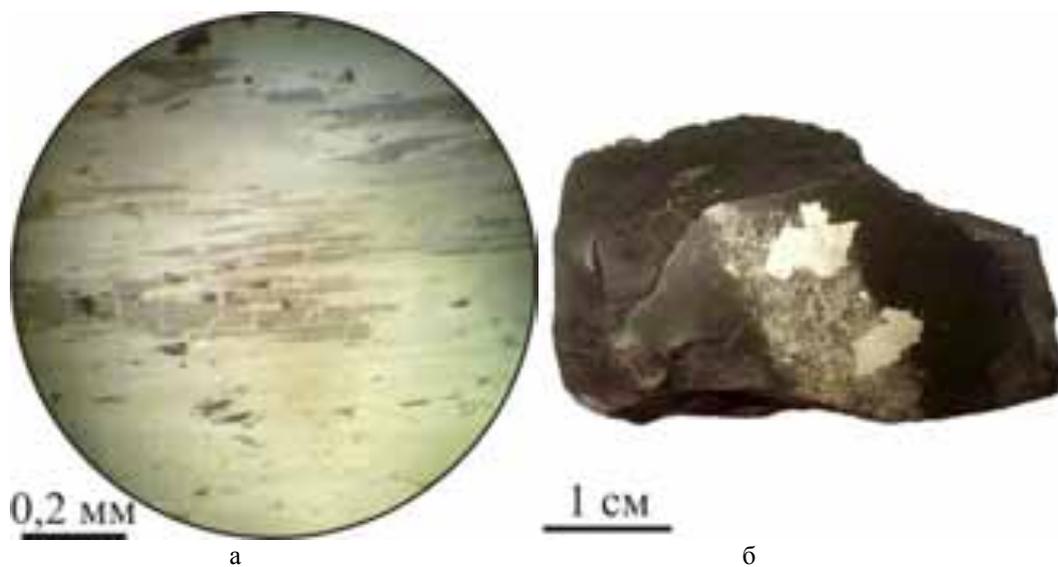


Рис. 1. Аксессуары минералы в известняке L₇: а – разветвлённые мелкие линзы ратовкита в анкерите. Светло-серое – анкерит, тёмно-серое – ратовкит. Отражённый свет, без анализатора; б – совместное выделение двух структурно-морфологических типов пирита

По результатам проведенных полевых работ, минералогических и палеонтологических исследований, а также литолого-фациального анализа, можно предположить, что в центральной части оруденения во время осадконакопления глинистой пачки известняка L₇ существовала мелководная лагуна закрытого типа с повышенной соленостью и сероводородным заражением. Лагуна находилась в тропической зоне с тёплым климатом. Об этом свидетельствует присутствие прослоя анкерита, вкрапленность пирита, а также бедная разнообразная фауна, которая приспособилась к этой сложившейся обстановке. При этом по периферии оруденения, по-видимому, существовала лагуна открытого типа, с соленостью, не превышающей 3,5 %, о чём свидетельствует развитие многовидовой фауны, включающей многообразия одиночных кораллов.

Глубокая перекристаллизация пирита на оруденении со следами мобилизации и переотложения рудного вещества связаны с воздействием первых порций фильтровавшихся через слой известняка гидротермальных растворов, возникших в связи с тектонической активизацией района в альпийское время.

Общие выводы. На основании комплексного изучения нового (Зоринского) флюоритового оруденения в Донбассе можно выделить следующее:

1. Впервые для территории Донецкого бассейна установлена ратовкит-флюоритовая формация.
2. Природа генезиса ратовкита в прослое анкерита центральной части оруденения – сингенетично-осадочная, образование которого является отражением специфики климатических условий накопления глинистой пачки известняка L₇, а именно повышенной солености в жарком и сухом климате [1-3, 5, 8, 11].

3. При прохождении гидротермальных растворов через контролирующий слой оруденения, по проницаемым зонам происходила мобилизация фтора и его переотложение в виде флюорита, как при начальной стадии образования жильных тел, так и при последующем метасоматозе по кальциту [5].

Аналогичная ратовкит-флюоритовая формация, установленная на Зоринском флюоритовом оруденении, также проявлена в карбонатных породах Восточной Монголии, Урала и Предуралья, на Суранском месторождении Южного Урала, а также на месторождении Морван во Франции [13]. У города Верей в Московской области, в Подмоскowie и в Верхнем Поволжье формация приурочена к породам того же возраста (каширский горизонт московского яруса) [9] это может указывать на некоторое подобие условий их образования.

Литература

1. Абрамович Ю.М., Нечаев Ю.А. Аутигенный флюорит в кунгурских отложениях Пермского Приуралья // Докл. АН СССР. – 1960. – № 2 – С. 414-415.

2. Бушинский Г.И. К вопросу о генезисе флюорита в осадочных породах // Изв. АН СССР. – 1936. – № 5 – С. 775-792.

3. Казаков А.В., Соколова Е.И. Условия образования флюорита в осадочных породах (флюоритовая система) // Тр. Ин-та геол. наук АН СССР. – 1950. – Вып. 114. – № 40. – С. 22-64.

4. Крисак О.С., Купенко В.И. Факторы, контролирующие новое проявление флюорита в Донбассе / Проблемы недропользования. Сборник научных трудов // Национальный минерально-сырьевой университет «Горный». Санкт-Петербург. – 2015. – Ч. I. – С. 16-18.

5. Крупенин М.Т., Меллер П., Дульски П. Редкоземельные и малые элементы во флюоритах и вмещающих доломитах Суранского месторождения (нижний рифей, Южный Урал) // Геохимия. 1999. – № 11. – С. 78-89.

6. Лазаренко Е.К., Панов Б.С., Груба В.И. и др. Минералогия Донецкого бассейна // Киев: Наукова думка, 1975. – Ч. I. – 252 с.

7. Лазаренко Е.К., Панов Б.С., Павлишин В.И. и др. Минералогия Донецкого бассейна // Киев: Наукова думка, 1975. – Ч. II. – 409 с.

8. Миропольский Л.М. О флюорите и флюоритсодержащих породах в пермских и верхнекаменноугольных отложениях Татарии и Чувашии // Изв. АН СССР. Сер. геол. – 1941. – №2. – С. 56-62.

9. Панов Б.С. Флюорит в Донецком бассейне // Харьков: Издательство Харьковского государственного университета, 1965. – 99 с.

10. Сомов М.М. Флюоритоносность западного склона Урала и Предуралья [текст]: автореф. дис... к-та г-м наук: 04.00.11. / Санкт-Петербург: Мин. Природных ресурсов РФ, 1997. – 23 с.

11. Фекличев В.Г. Минералогическое разнообразие Подмоскowie // «Среди минералов» (альманах). Москва, 1998. – С. 103-112.

12. 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.

13. Gigoux M., Brigaud B., Delpech G., Pa M., 2013. Stratiform fluorite deposits in the South-eastern part of the Paris Basin (Morvan): paragenetic sequence trace elements and Sr-Nd isotopes. Mineral deposit research for a high-tech world, p. 620-623.

М.С. ПОПОВА

Донецкий национальный технический университет, Украина

РАЗРАБОТКА АЛМАЗНОГО ПОРОДОРАЗРУШАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА НА ОСНОВЕ СИНТЕТИЧЕСКИХ МОНОКРИСТАЛЛОВ ДЛЯ БУРЕНИЯ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ СКВАЖИН

Основной проблемой алмазного породоразрушающего инструмента (ПРИ) является хрупкость, низкая термостойкость и дороговизна алмазов. В Институте сверхтвердых материалов им. В.Н. Бакуля Национальной академии наук Украины осуществлен синтез недорогих крупных алмазных монокристаллов с повышенной термостойкостью (до 1150 °С), пригодных для армирования однослойных алмазных коронок.

Это обусловило проведение нового этапа исследований в области разработки новых конструкций алмазного ПРИ для бурения геологоразведочных скважин и технологий его применения.

В основу работы положена идея рассмотрения каждого алмаза коронки при взаимодействии с горной породой как отдельного элемента единой системы, в которой происходят взаимосвязанные механические, тепловые и гидравлические процессы.

Разработка новых алмазных коронок производилась на основании комплекса исследований, в процессе которых определялись: 1. Нагрузки, действующие на каждый алмаз при взаимодействии коронки с породой; 2. Механические напряжения в алмазах, матрице и корпусе коронки с учётом действующей осевой нагрузки и крутящего момента; 3. Поле скоростей жидкости при промывке забоя с учётом вращения коронки; 4. Температура на контакте алмазов с породой и температурное поле в теле коронки с учётом циркуляции промывочной жидкости на забое скважины.

Исследовались коронки с радиальной раскладкой алмазов на торце сектора, которые считаются наиболее эффективными. Нагрузка на отдельные алмазы секторов коронки пропорциональна слою снимаемой ими породы. Толщина слоя породы, снимаемая алмазом, зависит от его месторасположения в секторе, количества алмазов и вида их раскладки в коронке. Поэтому коронки с радиальной раскладкой были условно разделены на два типа по характеру расположения алмазов первого и последнего радиальных рядов сектора: на разных линиях резания (I тип) и на одних линиях резания (II тип). Наиболее равномерно распределяется нагрузка на алмазы коронки I типа. Толщина слоя породы, который снимают алмазы первого и второго радиального ряда одинаковая, но больше чем толщина слоя, снимаемого третьим и последующими рядами не менее чем в 2 раза, причем, чем больше рядов в секторе, тем больше эта разница. Сложнее распределяется нагрузка на алмазы в коронках II типа. В них два первых радиальных ряда нагружены не одинаково, максимальная нагрузка приходится на алмазы второго радиального ряда и превышает нагрузку на алмазы третьего и последующих радиальных рядов более чем в 3 раза [1, 2].

Одинаковая же толщина слоя породы, снимаемого каждым алмазом, наблюдается лишь при использовании коронок I типа с двумя радиальными рядами в секторе [2].

Поэтому в первых двух радиальных рядах сектора всегда нужно использовать более прочные и термостойкие алмазы, а для последующих рядов возможно использование алмазов партий меньшей прочности. В этом случае обеспечивается рациональное использование алмазного сырья различного качества при сохранении эффективности работы коронки.

Коронки I типа были приняты в качестве основных прототипов при создании новых конструкций, как обладающие меньшим перепадом нагрузок на алмаз и соответственно менее склонные к неравномерному износу алмазов. Установлено, что на характер работы коронки I типа влияет также значение коэффициента k , равного отношению расстояния в линии резания между первыми алмазами сектора и последними алмазами впередиидущего сектора (k) к расстоянию между алмазами внутри сектора (l_a). Максимальная толщина слоя породы, срезаемая алмазом для коронок с раскладкой I типа равна:

$$h_{\max} = h_a \left[1 + \sum_{i=1}^m (1 - \kappa_n)^i \right], \quad (1)$$

где h_a – глубина внедрения алмаза в породу в начальный момент работы коронки; $m = (l_k/l_a) - 1$ для целого значения k , если значение k дробное, то m принимается равной целой части результата (без округления); $\kappa_n = n_1/n_a$, n_1 – суммарное количество алмазов в первом и втором радиальных рядах сектора, n_a – количество алмазов в секторе.

При детальном исследовании температурных процессов на контакте алмазов с породой при работе коронки на забое скважины проводится одновременное моделирование тепловых и гидравлических процессов. Решение задачи осуществляется методом конечных элементов с использованием основных законов механики сплошной среды [5].

Фрагменты результатов моделирования движения жидкости и распределения температуры по торцу коронки показаны на рис. 1, а на рис. 2 – графики зависимости температуры на контакте алмаза с породой при изменении режимных параметров. Анализ данных показывает, что минимальная температура алмазов обеспечивается в коронке с двумя радиальными рядами, что объясняется как равномерностью нагружения всех алмазов, так и более интенсивным охлаждением их промывочной жидкостью. При одной и той же углубке за оборот температура нагрева алмазов коронки с двумя радиальными рядами в секторе в 1,3-3 раза меньше чем у коронки с четырьмя радиальными рядами, при этом температура нагрева алмазов невелика даже при подаче жидкости 19 л/мин.

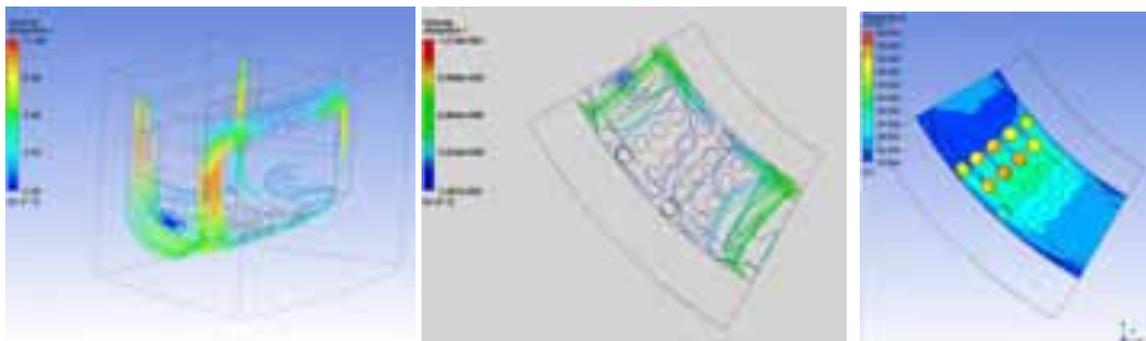


Рис. 1. Пример результатов определения характера движения жидкости и температуры забоя для коронок с четырьмя радиальными рядами в секторе

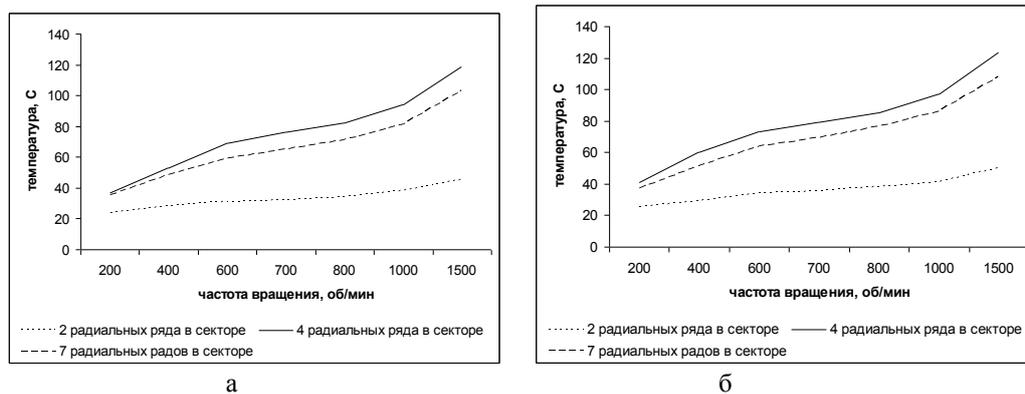


Рис. 2. График зависимости температуры на контакте алмаза с породой от частоты вращения при подаче жидкости: а – 70 л/мин; б – 19 л/мин.



Рис. 3. Опытный образец коронки БСО-1

Рассматривая возможную перспективность двухрядных коронок для внедрения в практику буровых работ, был проведен анализ их эффективности в зависимости от следующих конструктивных параметров: расстояния между рядами алмазов (L_p), длины сектора (L_c), длины окна промывочного канала (L_k). В результате проведенных расчетов были определены следующие рациональные соотношения между конструктивными параметрами коронки [4]: длина окна промывочного канала равна расстоянию между рядами алмазов ($L_k = L_p$); длина сектора равна трем длинам окна промывочного канала ($L_c = 3 L_k$); сумма длин сектора и окна промывочного канала находится в пределах 5-5,5 диаметров объемных алмазов ($L_c + L_k = 5 \div 5,5 d_a$).

Следующими по эффективности являются коронки с четырьмя радиальными рядами.

В конструкции коронки с четырьмя радиальными рядами в секторе рекомендуется использовать в одном секторе алмазы различных групп прочности. Причем прочность алмазов первых двух радиальных рядов (P_1) и алмазов других радиальных рядов (P_2) должны быть связаны отношением $P_1 = P_2 \cdot l_k / l_a$.

На основании полученных результатов в ИСМ изготовлена однослойная коронка БСО-1 диаметром 93 мм, оснащенная термостойкими алмазными монокристаллами с размером зерна 1,6/1,25 мм (рис.3).

Рабочая часть коронки состоит из двенадцати секторов, разделенных прямыми промывочными окнами длиной 8 мм, с четырьмя радиальными рядами алмазов. Особенностью конструкции данной коронки является оснащение радиальных рядов ее рабочего торца алмазными зёрнами различной прочности и термостойкости, т.е. прочность алмазных зёрен понижается от первого ряда к последнему ряду сектора.

Результаты испытаний в производственных условиях показали, что по сравнению с коронкой 01А3 коронка БСО-1 обеспечила повышение механической скорости бурения в 1,67 раза, при этом проходка на коронку также увеличилась в 1,64 раза.

Таким образом, проведенный комплекс исследований позволил разработать новую конструкцию алмазных однослойных коронок. Полученные результаты подтвердили возможность использования различного алмазного сырья в секторе, что позволяет оптимизировать расход монокристаллов разных групп прочности при изготовлении коронки [3].

Дальнейшая разработка нового породоразрушающего инструмента с синтетическими алмазными монокристаллами будет направлена на создание коронок с двумя радиальными рядами в секторе, которые, по предварительной оценке, будут более эффективными.

Литература

1. Каракозов А.А., Попова М.С., Парфенюк С.Н., Богданов Р. К., Загора А.П. Определение максимальной углубки алмазных резцов однослойных коронок с радиальной раскладкой // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент – техника и технология его изготовления и

применения/ Сб. науч. тр. – Вып.15, - Киев: ИСМ им. В.Н. Бакуля, НАН Украины, 2012, с.203-206.

2. Каракозов А.А., Попова М.С., Парфенюк С.Н., Богданов Р. К., Загора А.П. Исследование и разработка конструкции однослойной буровой коронки с синтетическими монокристаллами алмаза // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент – техника и технология его изготовления и применения/ Сб. науч. тр. – Вып..17, - Киев: ИСМ им. В.Н. Бакуля, НАН Украины, 2014, с.73-79.

3. Zanevskii, O. A. Production of coarse-grained high-strength microgrits to be used in drilling tools / O. A. Zanevskii, S. A. Ivakhnenko, G. D. P'nitskaya, A. P. Zakora, R. K. Bogdanov, A. A. Karakozov, M. C. Popova // Journal of Superhard Materials. –Vol. 37. – No. 2. – Elsevier B.V., 2015. – С. 85–96.

4. Патент на винахід 108943 С2 UA, МПК E21B 10/36. Алмазна одношарова бурова коронка [Текст] / Каракозов А.А., Попова М.С., Богданов Р.К., Загора А.П. ; заявник і патентовласник Донецький національний технічний університет. – № а 2014 01755 ; заявл. 24.02.2014; 25.06.2015, Бюл.№ 12. – 3 с. : ил.

5. Машиностроение. Энциклопедия. В 40 т. Т. I-2. Теоретическая механика. Термодинамика. Теплообмен / Ред. совет: К. В. Фролов (пред.) и др. ; К. С. Колесников, В. В. Румянцев, А. И. Леонтьев, Ю. В. Полежаев и др.; Под общей редакцией К.С. Колесникова, А.И. Леонтьева. – М : Машиностроение, 1999. – 600 с., ил.

КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И БЕЗОПАСНОСТЬ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

FANGBING LI, DACHUAN FENG, CHUWEN GUO
China University of Mining and Technology

STUDY OF THE SAFETY PERFORMANCE OF ABRASIVE WATER JET CUTTING IN COAL MINE

Abstract

With the feature of cold cutting, the abrasive water jet cutting technology can play an effective role in explosion in coal mine. In order to demonstrate the safety of abrasive water jet cutting, built the cutting bench and carried out safe cutting experiment. It will provide an experimental basis to the application of abrasive water jet cutting technology in hazardous environments.

Keywords: coal mine ; abrasive water jet; cutting bench

Preface

Coal mine contains large amounts of methane gas, whose main component is methane, which is produced from the humic type organic in coal-forming process, As a large number of methane gas is leaking into the mine in the mining process, though good underground ventilation will take away most of methane gas, there is still a certain concentration of gas in the actual working environment^[1]. Explosive gas, when the gas concentration in the air is 5% to 16%, can explode in the case of high temperature (650 °C~ 750 °C)^[2]. Thus, using conventional thermal cutting approach is very dangerous in the coal mine. In order to protect the safety of staff, it's necessary to use safe cutting technology. Abrasive water jet cutting(abbreviated AWJ, the same below)is a cold cutting technology, which is closely related with safety engineering. it's clean, odorless and non-gas^[3].so it is suitable in the hazardous mining environments.

AWJ technology is based on liquid booster principle^[4]. The mechanical power can be converted into water pressure energy , high-pressure water flows through the nozzle, so that the water pressure energy can be converted into kinetic energy to form a high-speed and high-density water jet mixed with a large number of abrasive particles^[5-8]. Its impact on the workpiece is used in cutting operation. Thus, in the course of cutting steel and other metals, the abrasive particles will inevitably collide with the metal, so there may be higher local temperature and even producing sparks, when the temperature exceeds the ignition of gas, there may be a gas explosion in the coal mine^[9].

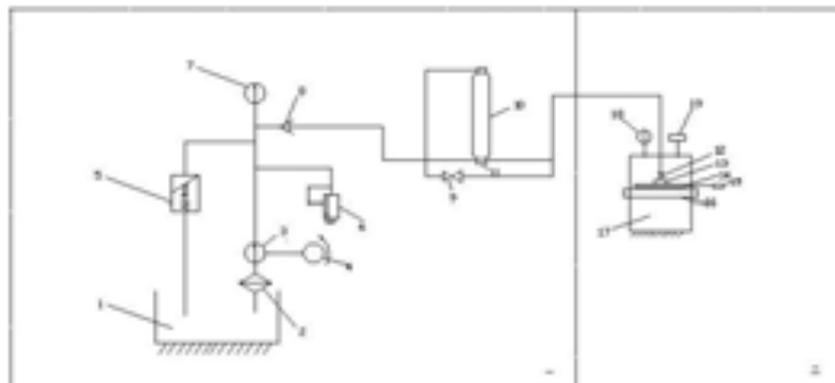
This paper discusses the safety of the application of AWJ cutting machine in coal mine gas environment by the testing method.

The Design of Cutting Bench

According to the actual situation, Made sure the AWJ cutting system is running in the simulated gas environment. In order to explore and validate the safety of the AWJ cutting system in coal mine ,observed if there are sparks and explosions in the cutting process in different gas concentration. It will provide an experimental basis for AWJ cutting system 's development and application in coal mine.

1. The Profile of Cutting System

As is shown in Fig. 1, the AWJ safety test system in coal mine is composed of AWJ cutting system and the gas environment cutting bench .In this paper, Abrasive suspension jet (ASJ) which is also called as pre-mixed abrasive water jet,is coordinated with the cutting bench. Gas environment cutting work system mainly consists of gas supplying device,gas measuring device, temperature measuring device and the cutting bench.



Abrasive Supply Cutting Bench

1. Tank 2. Filter 3. High pressure pump 4. Electric motor 5. Unloading device 6. Pressure Regulator 7. Pressure gauge 8. one-way valve 9. regulating valve 10. Abrasive tank 11. Mixing chamber 12. Nozzle 13. Cutting objects 14. Slideway 15. Gearing 16. Cutting bench 17. Cutting Tank 18. Gas concentration measuring device 19. Gas supply device

Figure 1. The ASJ Gas environment cutting system

2. The Structural Design of the Cutting Bench

Cutting bench is the core of experimental system and its structure design will be introduced as follows.



Figure 2. 3D Design of the gas environment cutting bench

As shown in Fig. 2, the cutting bench with Length 800mm, width 600mm, height 400mm, is welded by the triangle. The top and around the workspace is welded by metal and fixed on the edge of the angle iron by the rivets. In order to facilitate cutting, metal chamber built two slide rails, mounting slide on rails, cut piece is secured on the slider pushed by the cylinder.

Since the experiment has been using gas, for security reasons, the metal chamber side opened a small hole to access the gas concentration sensor installation. Measure the concentration of methane gas in the metal chamber by on-line real-time measurement, while both meeting the cutting environmental condition and preventing high concentrations of methane gas. Install infrared thermometer for temperature measurement, compare the temperature of cutting piece with the gas explosion temperature to draw a conclusion.

Experiment and Phenomena

According to the design requirements, carried out the processing of each part of the structure, and eventually built a cutting bench. In view of the experiment the conditions of the laboratory equipment, this safety cutting bench is connected to abrasive suspension jet cutting system.

Based on the Shanghai University Baodong Xu's study^[10], we selected the appropriate cutting speed, cutting target distance and other parameters, carried out a series of experiments, experimental results shows that the cutting bench has good explosion-proof function, even if there are sparks caused by the the friction between the abrasive particles and the steel, it is surrounded by the rapid flow of cold state water, and the heat is taken away, so the temperature is lower than the ignition temperature of the gas explosion, in addition, spark lasted very shortly, No big concentration of energy wouldn't cause gas explosion. Figure 6 is the captured spark in the experimental process

Conclusion

- AWJ cutting is a "cold" cutting technology. It's suitable for coal mine production because of its low temperature, simple structure and cutting safety, etc.
- The explosion-proof AWJ cutting bench is safe, relatively lightweight, and can be use in the coal mine.
- The monitoring system of this bench is simple and effective, and its parameters are reasonable, thus our experiment can have expected effect by this system.

Water jet technology provides a new technical direction for safe coal mine production with its "cold" feature, and its effectiveness and feasibility are proved by experiments. In order to improve the efficiency and ensure the production safety, we need to carry out more experiments to optimize the AWJ cutting equipment.

References

1. Qingming Zhu. Analysis and Prediction of Coal Mine Accident Statistics[D]. Shandong University of Science and Technology, 2010 in Chinese.
2. Deming Wang. Mine ventilation and safety [M]. Xuzhou: China Mining University Press, 2007 in Chinese.
3. Jiajun Sun. Waterjet Cutting Technology [M]. Xuzhou: China Mining University Press, 1992 in Chinese.
4. Mingbo Wang, Ruihe Wang, Jinying Yang. Advances in abrasive waterjet cutting mechanism [J]. Lubrication Engineering 2008, 33 (12) : 101-105 in Chinese.
5. Isobe T, Yoshida H, Nishi K. Distribution of Abrasive Particles in Abrasive Water Jet and Acceleration Mechanism[C]. In: 9th International Symposium on Jet Cutting Technology (Senda: 1988), Senda, Japan. BHRA Fluid Engineering, 1988: 217-238.
6. I.Finnie. The Mechanism of Erosion of Ductile Metals [C]. Proceedings of the Third U.S. National Congress of Applied Mechanics, New York: American Society of Mechanical Engineers, 1958: 527-532.
7. M.Hashish. A Model for Abrasive Water Jet(AWJ) Machine[J]. Journal of Engineering Material and Technology, 1989, 111 (7).
8. Raju.S.P, Ramulu.M. One Transient Model for AWJ Machining Operations[C]. Proceedings of the 7th American Water Jet Conference, Seattle, Washinton, 1993.

9. Li Xiaohong, Lu Yiyu, etc. Water jet theory and its application in mining engineering [M]. Chongqing University Press, 2007 in Chinese.

10. Xu Baodong, Yu Tao, Liu Xiaojian. Research and Application of the quality of experimental design based on pre-mixed abrasive waterjet cutting[J]. Mechatronics 2004,5:24-27 in Chinese.

KRZYSZTOF SKRZYPKOWSKI, MICHAŁ JEKIELEK
AGH University of Science and Technology, Poland

THE ACCESS METHODS FOR DEPOSITS IN UNDERGROUND MINES

Abstract

The following paper describes the vertical and inclined access headings connecting surface with the deposit. There were given advantages and disadvantages of opening-out deposits by vertical and inclined shafts and declines in the text. The conception of the TBM driveage method, drive advance and heading support was characterized basing on the opening-out project for "Przeciszów" deposit.

Introduction

Every underground mine independently from type of planned ore to excavate needs to plan the method of accessing the deposit. One of the most popular, traditional way is to access deposits by vertical shafts. The other one is to bore a descending gallery from surface to the deposit, sometimes called as an inclined shaft but it is not the same thing. Incline shafts are used to make the transport ways on each excavate level in the mine shorter while descending galleries (declines) are responsible for ore continuous delivery.

Selection of access method

The most important thing in selecting the deposit access method is economic calculation. There is a possibility that more expensive type of opening-out heading would bring more profits in the future because of bigger efficiency. To make a good economic analysis the new technical solutions [11], the way of boring and type of heading need to be considered during the access method selection [13]. In addition to above the following things have to be included in deposit development plan: natural hazards, time provided for project realization, depth of excavation, gradient of deposit, trend and dip direction and other necessary geological concepts for economical substantiation [13]. The basic way of choosing the access method is based on the identification of the deposit, underground or open pit method selection regarding geological, constant conditions and economical balance [9].

Generally, using inclined shafts indicates shorter transport headings than in classical, vertical method what in reality can increase the level of extraction. But in that case the present tilt has to be considered – the capacity of skips is much lower than in vertical model and a special gib with anti-block systems for skips is needed [15].

Vertical shaft is the most expensive access system for carrying out the ore on the surface. It is connected with very big advance rates cautioned by lack of continuous transport and necessity of employment a specific number of workers only for the shaft support.

Declines or descending galleries are usually bored with gradient from 6° to 10° (sometimes even up to 14°). The biggest advantage of this access system is the continuous delivery possibility which can be even up to 12 mln tons/year [2]. Of course excepting pros there are some disadvantages of this system. The very big problem is boring declines in rocks with very high endurance but the worst thing is when very weak rocks are present in rockmass what often requires using special help methods like freezing rocks [2]. In the situation when declines are the planned method of deposit access, the way of boring is worth for be discussed. The development of the TBM (Tunnel Boring Machine) in the last few years makes a possibility to reduce costs of investment. A TBM complex can be used in drifting works as an alternative to road header and explosive charges because of its high advance rates.

The "Przeciszów" project

The "Oświęcim-Polanka 1" is a coal seam located underground nearby the former German death camp called "Auschwitz" with 534 mln tons of coal of which 25% are recognized as balanced resource. The KOPEX Group mine project assumes extraction from 3 to 4 millions tons per year with opening-out deposit by 3 declines bored by TBM complex with a total length about 5km [16].

Because of very little information about geology at that region the further part of this paper is basing on the geological data from Chrzanów region (which is located 30km from Przeciszów) that with a high probability are similar.

Basing on the mentioned geological data the following types of rocks are provided to exist in the rockmass: dolomites, limestones, schists and sandstones with local underground water existence. The average UCS (uniaxial compression strength) and DRI (drill rate index) were counted basing on obtained geological data and graphic correlation occurring in *Rock Excavation Handbook*. To calculate the most important parameter – Average Rate Advance (ARA) the RME (rock mass excavability) index was necessary. It was counted using table 1.

For the UCS = 45,59MPa, Drill Rate Index DRI = 71,08, the character of the rockmass homogeneity: mixed with number of joints per meter: 8-15 and oblique orientation with respect to tunnel axis, stand up time for TBM – 40 hours and groundwater inflow below 20dm³/s

The index is: RME = 71

Table 1

Endurance parameters with scoring [14]

Uniaxial compressive strength of intact rock [0-25 points]									
σ_c (MPa)	<5	5-20	20-50	50-100	>100				
Ave. rating	4	14	25	14	0				
Drillability [0-15 points]									
DR	<20	20-65	65-90	90-140	>140				
Ave. rating	15	10	7	3	0				
Discontinuities at the tunnel face [0-30 points]									
Homogeneity	Number of joints per meter					Orientation with respect to tunnel axis			
	Mixed	0-4	4-8	8-15	15-20	>20	Perpendicular	Oblique	Parallel
Ave. rating	10	0	2	7	15	10	0	3	0
Stand up time [0-25 points]									
Hours	0	<5	5-12	12-48	>48				
Ave. rating	0	2	10	15	25				
Groundwater inflow [0-5points]									
Liters/sec	<100	50-100	20-50	<20	0				
Rating	0	1	2	3	5				

The Average Rate Advance is described by the formula [14]:

$$ARA = \frac{60 \cdot RME \cdot Cd \cdot Ce \cdot Cl}{100} + 0,23RME - 14,5$$

where:

ARA – Average Rate of Advance [m/day]

RME – Rock Mass Excavability

Cd – coefficient of the TBM diameter

Ce – coefficient of the site efficiency

Cl – coefficient of the learning period

$$ARA = \frac{60 \times 71 \times 0,7942 \times 0,63 \times 0,9}{100} + 0,23 \times 71 - 14,5$$

$$ARA = 21,01 \text{ [m/day]}$$

Summary

The element which decides about the deposit access method is economic balance which is determined by existing geological and technical conditions. Accessing deposit by declines bored by TBMs can be very profitable provided that the minimal average advance rate is achieved. The progress of TBM is conditioned by the type of the machine and thus by the endurance of rocks forming rockmass. The minimal ARA index is estimated by specialists and TBM's producer. Mining solutions used in boring by TBM are based on civil engineering solutions.

References

- Allan C., Gratias R., Willis D., 2014. The Next Level: Why Deeper is Better for TBMs in Mining
- Czaja P., Kamiński P., 2015. Możliwości udostępnienia złoża rud miedzi na monoklinie przedsudeckiej za pomocą upadowej
- Donnelly C., Donghi M., RAMMAGE G., 2014. Alternative excavation methods in underground coal mining
- Heino M., 1999. Rock Excavation Handbook – editor in chief
- Jekielek M., 2016. Uwarunkowania geologiczne i techniczne wykorzystania urządzeń TBM dla drążenia wyrobisk w kopalniach podziemnych
- Klich A., Kotwica K., 2011. Maszyny i urządzenia do drążenia wyrobisk korytarzowych i tunelowych
- Look B., 2007. Handbook of Geotechnical Investigation and Design Tables
- Majcherczyk T., 1989. Badanie Fizycznych Własności Skał - skrypt uczelniany
- Matunhire I., 2007. Designing of Mine shafts
- Mizerski W., 2005. Geografia Polski dla geografów
- Morin M.A., 2002. Underground mine design and planning: Complexities and interdependencies
- Piechota S., 2008. Technika Podziemnej Eksploatacji Złóż i Likwidacji Kopalń
- Skrzypkowski K., 2014. Transformacja sposobu wydobywania złóż surowców mineralnych
- Tunnels & Tunneling International December, 2007. Predicting TBM excavability – Part II
- Willis R.P.H., Wilson R.B., 2004. Considerations in the choice of primary access and transportation options in platinum mines
- <http://www.kopalniapreciszow.pl>
- <https://www.herrenknecht.com/en>
- <http://budowametra.pl>

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

Summary:

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

1. Introduction

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

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

- Mine-geological conditions and tectonics,
- Natural hazards associated with mining extraction,
- Location and identification of shaft protective pillars,
- Parameters of the designed longwall,
- Technical equipment of the longwall,
- Mining technology,
- Organization of work and control in the area of the longwall,
- Ventilation of the area.

2. Maps of the coal seams

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

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

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

3. Natural hazards considerations

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

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

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

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

4. Technical equipment

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

The information includes:

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

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

After selection of the option, details of longwall machinery and devices have been considered. The dominant mining system in the Polish coal mining industry is the longwall system in various forms. In considered case along-strike, retreat longwall system with caving has been adopted. It was necessary to choose properly the powered roof shield support sections.

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

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

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

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

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

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

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

5. Conclusion

The technical project significantly facilitates the work of mine management personnel. It allows gathering all most important information in one place, what is necessary for properly management of mining works. In case of geological disturbances occurrence in a form of faults, corrective measures might be applied to the project. Such a

document should be elaborated on the basis on reliable data, while the health and safety of the mine personnel is the most important issue in mining industry.

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

M. MALANCIUC, C-V. POPA, V. ARAD
University of Petrosani, Romania

COMPARATIVE STUDY OF MECHANICAL ROCK CUTTING

Abstract

The paper deals with the results of laboratory experimental researches, performed in the past years, in view to establish the parameters characterizing the behavior at cutting of different mineral substances (coal, salt) and surrounding rocks (marl, clay, sandstone) and the laws governing their interdependence in respect to increase the working effectiveness of rock cutting equipment such as shearer loaders and roadheaders.

Keywords: rock, experimental, cutting, shearer loaders, laboratory.

1. General Consideration

An important and very complex issue in mining industry is the rock cutting mechanization, in general, and the cutting using shearer loaders (SL) and roadheaders (RH) in particular, for underground mining. The experience gained worldwide and in Romania also, confirms, that in the foreseeable future the longwall technology and the drivages development in soft rock such type of rock cutting machines will be used. The up to date experience shows that regardless their technological level, these machines must be compliant with the working conditions, the appropriate selection and operation represents the main reserve in improving their operational performance.

The paper presents the results of theoretical, laboratory and field researches regarding the behavior at mechanical cutting of coal, salt and other different rocks from the main mining basins of Romania, as well as the essential correlations necessary to the knowledge of the working regime of the SL and RH taking in mind the improvement of their performances.

In this situation it is necessary to study the interaction machine-massif in general and specific conditions, in order to derive the general laws of correlation between parameters and the specific application for a given machine in given conditions.

2. Performing Experimental Research

The experimental research may be performed in lab conditions on samples collected from the ore-body or directly, in situ on field. The lab essays have the advantage of a high accuracy and possibility to establish many parameters. In situ assays have the advantage of being close to real conditions, but due to the difficult conditions in underground environment, the accuracy and number of parameters measured is limited. A rational way, as resulted from the literature, is to verify in situ main results of lab assays, and correct them accordingly.

The laboratory assays required an appropriate testing rig. The most accessible is to be used a shaper or planer machine tool with technical feature appropriate for the purpose. In fig. 1 a shaper based test rig is presented and the main components can be observed.

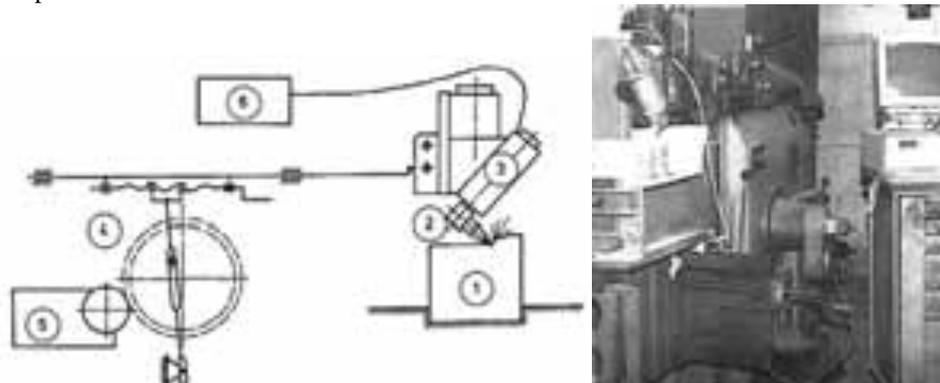


Figure 1. Shaper type laboratory rig : 1-rock sample; 2-test bit ; 3- dynamometer; 4- slider-crank mechanism; 5- actuator block

The lab tests require also a correct collection and conservation of samples. So, the samples were collected in cubic shape using removing tools which avoid creation of supplementary stresses during collecting, were covered with paraffin wax to avoid weathering in contact with the air and after their transport in lab were cased in gypsum and wood boxes. The assays were performed short time after collection.

In fig. 2, such coal samples are presented, covered with paraffin wax layer of 1-2 mm, introduced in wooden boxes and reinforced with gypsum.

The prismatic bits used on the testing rig have a special construction, their longitudinal axis being inclined with 40 degrees relative to the cutting direction. Some of the geometric parameters of these bits are with fixed values, others are variable ones, function of the results aimed to be obtained. In fig. 3 an example of layout of the test bit is presented, with α and β changing parameters, respectively from α to α' and β to β' .



Figure 2. Preparation of samples for testing on rig

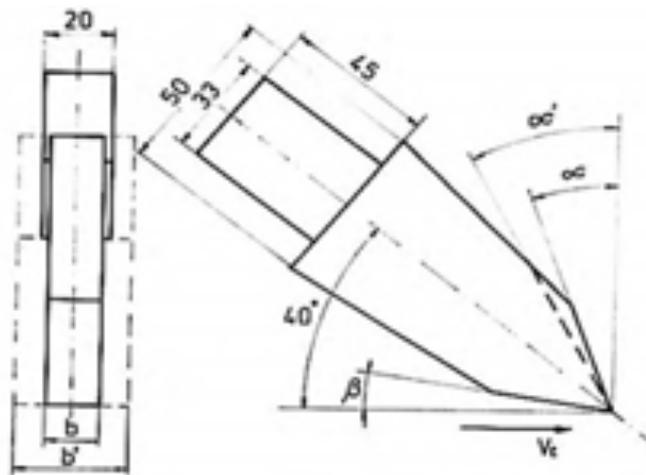


Figure 3. Layout of test bits; realization of the test bit kit

In order to measure the cutting forces, a dynamometer has been devised, as in fig. 4. The transducer element consist in an cantilevered beam with strain gauges, which are located in such a manner that they can measure the strain produced by the bending moments due to F_x , F_y and F_z .

The electrical measuring block is formed by a system of strain gauge bridges which allows to be measured the three components of the cutting force, and a recording-display system with DAQ card and a PC. (see fig. 5).

By performing the experimental assays, we have had in mind the determination of the cutting forces, of the specific cutting resistance, the breakout angle of the chips resulted, their dependence on depth of cut, on characteristic angles of the cutting tool, on the width of the cutting edge. During each assay, the components of the cutting force were measured. An example of recorded diagram resulted from one cut measure is presented in fig. 6.

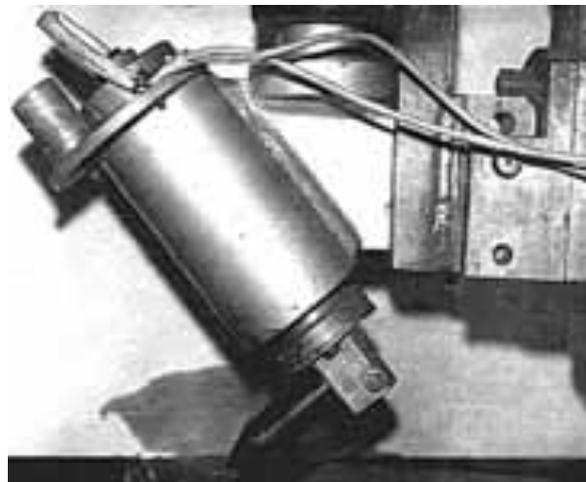


Figure 4. Layout and materialization of the dynamometer

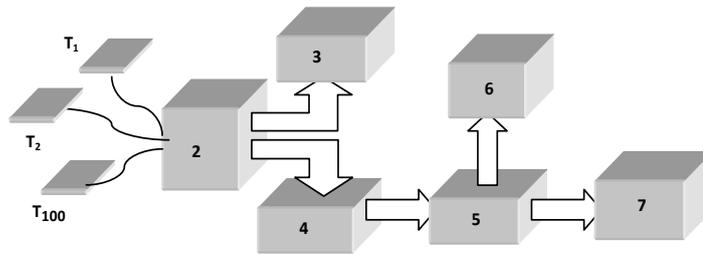


Figure 5. The measuring- recording block : T₁ – strain gauges ; 2-bridge & amplifier; 3- oscilloscope ; 4- DAQ card; 5-PC computer; 6-Monitor; 7-plotter

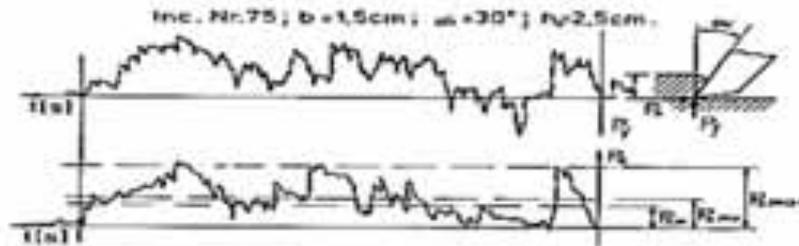


Figure 6 . Fragment of a the recorded diagram of cutting force value

3. Results Obtained

After performing the experimental assays, and data processing, a series of dependences between different parameters has been derived, regarding different coal deposits in Romania as a function of cutting depth, rake angle, cutting edge width a.s.o .

Among the most important characteristics, we can mention: specific cutting resistance, cutting force, penetration force, lateral force, breakout angle and specific energy consumption, as it can be seen in fig. 7.

Taking into account the relation $F_x = A h_0$ (A being the specific cutting resistance and h_0 being the depth of cut), which is in unanimity accepted by the literature, it results that the tangential force F_x has a linear dependence on the depth of cut h_0 , and A is a constant in rapport with h_0 having a well determined value for a given type of coal. Contrarily as it can be seen from the empirical data, the specific cutting resistance A is highly dependent on values of the rake angle α of the cutting instrument. As an example, in fig. 8, these dependences are shown.

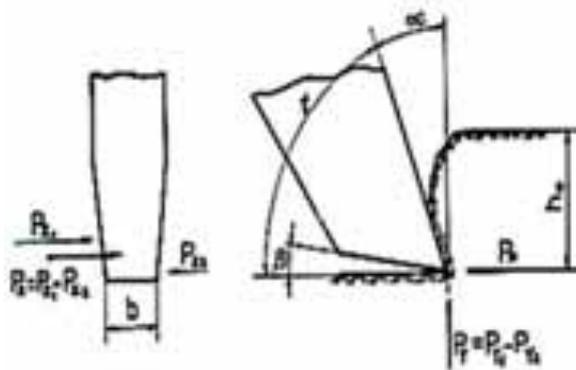


Figure 7. Main parameters of the bit and cut

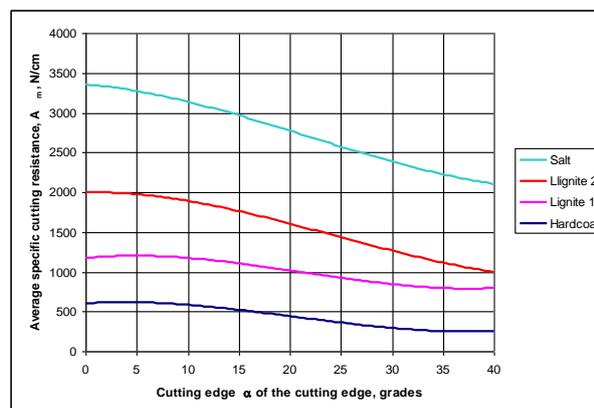


Figure 8. Dependence of average cutting resistance A_m on raking angle α

As we can see, for the studied range for α between 0° and 40° all the curves are decreasing ones, having a inflexion point at a certain value of α

The breakout angle of removed chips is important to estimate the volume of rock detached and it has been calculated measuring the volume of the chips footprint and using the appropriate geometric relation, approximating the chip with a trapezoidal prism. In fig. 9, the variation of the breakout angle Ψ in respect to the depth of cut h_0 is presented, for different types of coal, and we can notice that it varies between 50° ... 70° for coal and 30° ... 60° for salt.

In order to illustrate the differences among different coal, rock and salt types, in fig. 10 the specific energy E_s variation in respect with h_0 is presented.

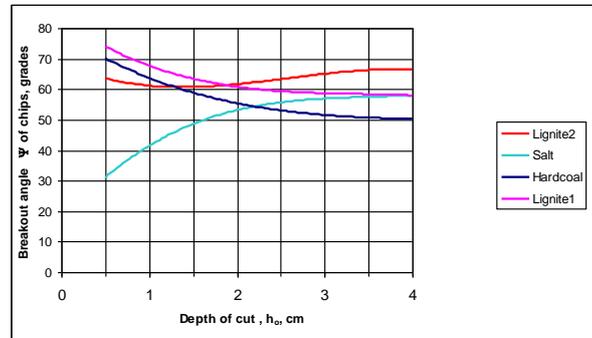


Figure 9 Breakout angle Ψ dependence on depth of cut h_0

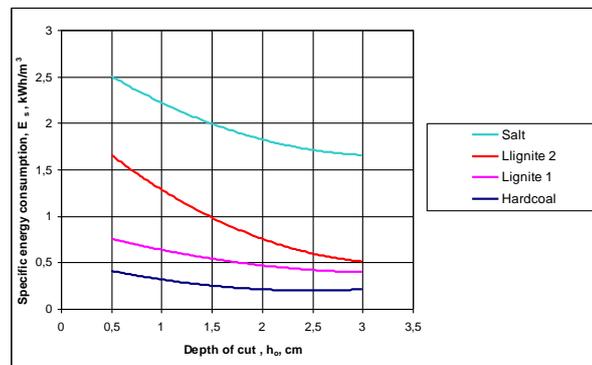


Figure 10. The variation of specific energy consumption in respect with the depth of cut

4. Conclusion

The comparative analysis of experimental data obtained on a large number of coal and salt samples shows that the cutting parameters varies in large limits, so for each rock and each cutting machine it is necessary to know the interdependences between the rock properties and tool parameters.

References

1. Andras I., Nan M. S., Kovacs J. Study on the Random Phenomena occurring in the process of Lignite and Overburden Rocks Extracision with Bucket Wheel Excavators, 40 th Mining Equipement International Conference, 27-28 sept. 2007, Balatongyörök, Hungary.
2. Kovacs I., Iliáš N., Nan M. S. Regimul de lucru al combinelor miniere, Editura Universitat, Petroşani 2000.
3. Nan M. S. Parametrii procesului de excavare la excavatoarele cu rotor, Editura Universitat, Petroşani 2007.
4. Tomuş O.B. Studiul posibilităţilor de creştere a performanţelor rotorului excavatoarelor utilizate în carierele de lignit. Petroşani, 2009.

P. MERTUSZKA, W. PYTEL

KGHM CUPRUM Ltd. Research & Development Centre, Poland

THE INFLUENCE OF TIMING ON CRACK DEVELOPMENTS WITHIN BLASTHOLES

Introduction

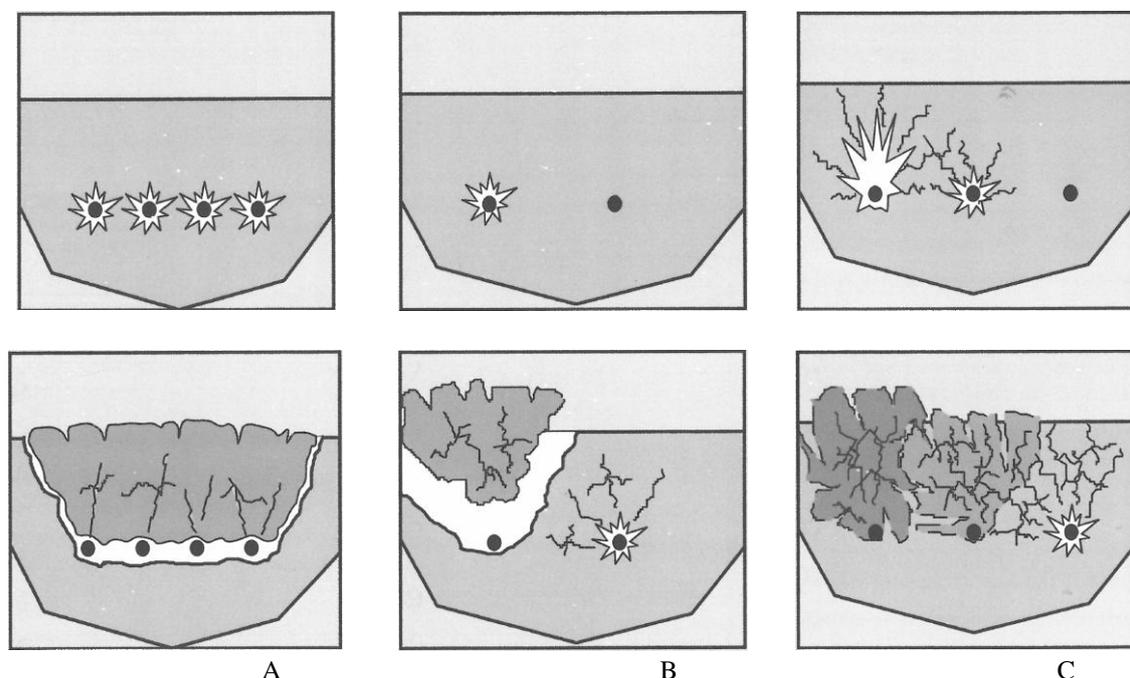
The main goal of drill-and-blast technology in underground mines is the use of effective burden development. One of the crucial factors affecting its volume is the appropriate selection of millisecond delays of the blastholes. Up to this point, the selection of the firing time has been based solely on field tests and empirical

conclusions. No effective analytical tools have been available until now. Taking into account the importance of the excavation process within the entire production cycle, it's clear that only systematically furnished research - based on numerical simulations and supported by field observations - enables the selection of an optimum solution from the number of technically allowed solutions applicable under given mining conditions.

Selection of millisecond delays

One of the critical issues of blasting works design is the appropriate selection of millisecond delays. This selection has a direct influence on the development of cracks caused by explosive detonations. This may be attained by the use of non-electric detonators, which are manufactured with several different variants of delays - and electronic detonators – fully programmable in delay increments of 1 ms from 0 to 15,000 ms, which offer a great advantage in reference to both electric, or non-electric initiation systems. The idea of the use of electronic detonators lies within the initiation of the explosive inside the blasting hole. This occurs while the detonation in the previous hole is in progress. Thus, the following blasting hole is detonated when the rockmass has been weakened by the detonation in the previous hole. This means that the firing pattern and the delays between the following blasting holes should be designed so the detonation in a given blasting hole may take place when the displacement of the rockmass (as a result of the detonation of the previous charge) has occurred, i.e. when the undisturbed rockmass has been fractured. This is presented in figure 1.

Delay times between individual blastholes or single rows of blastholes are selected based on the designed volume of burden and spacing dimension between them. Aside from the selection of appropriate delay times, the effectiveness of blasting works that use an electronic detonation system also depend on both the parameters of explosives used and of rock being excavated. Using delays between the individual blastholes enables better control of the blasting works effect. This can be assessed by the high level of fragmentation.



- A- Single row of blasthole fired simultaneously
- B- Single row of blastholes fired with excessive delay time
- C- Single row of blastholes fired with optimum delay time

Figure 1. The influence of timing on explosion energy interaction between blastholes [1]

When considering KGHM's mining conditions, the selection of optimal delay times is based on research investigated by a team led by Śniezek [2], which, to date, is the only available research addressing this problem. The authors emphasize that a precise selection of delays should be determined for each specific geological and mining conditions where detonations of blastholes will be conducted.

Numerical blast simulation

The most critical part of a blast development is the appropriate selection of geometry and the firing time of cut holes – these are a group of holes located at, or near, the center of the mining face. Many different types of cuts are used in mining, including the most common types the parallel and V-cut. The parallel cut designs are usually based on blastholes drilled parallel to the mining drift axes and always involve one or several uncharged holes. This creates an additional free face for the blasted rock. The object of the research is the use of prismatic cut, which is formed by a blast of several closely spaced parallel holes located near the center of the mining face, however, only some of them are loaded with explosives. The blasting is carried out towards an empty drill hole(s) which acts as an opening. Several different drilling and firing patterns of cut holes were investigated regarding their efficiency. Two

of these are presented in this paper: a parallel cut with two uncharged holes in the center and a prismatic burn cut with four uncharged holes (fig. 2).

A numerical problem solution and results visualization was based on a LSTC LS-Dyna computer program code. This code utilized a highly nonlinear transient dynamic finite element analysis using explicit time integration. Computer modeling of crack developments require a representative material model of the rockmass in addition to an explosive agent. Detonation of the explosive was described using a burn model based on functions determining the degree of burn of explosive in the given finite element [3]. The surrounding rockmass subjected to dynamic impact was mapped using the RHT material model [4], which describes the behavior of brittle materials (concrete, rock) at relevant strain rates and pressures.

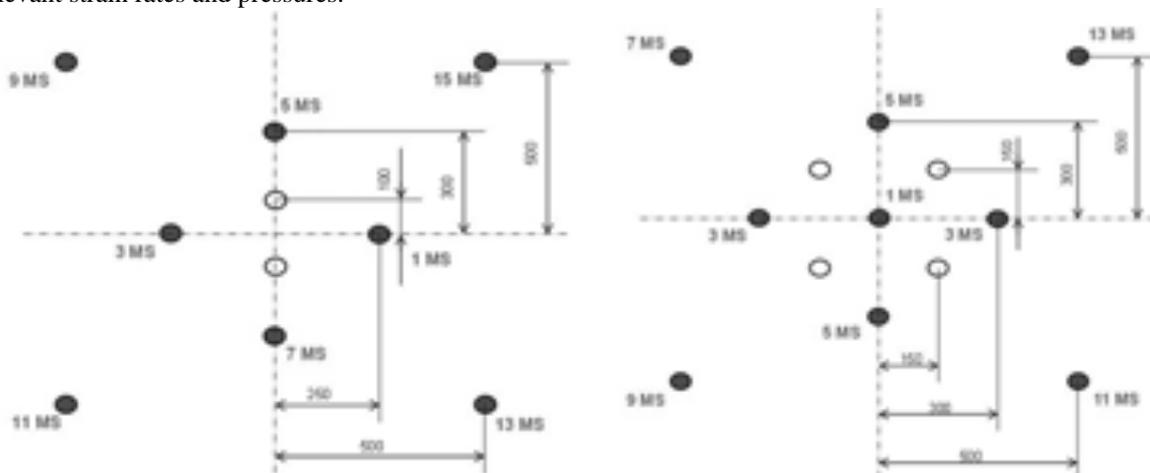


Figure 2. Drilling and firing pattern of cut with empty relief hole – case 1 (left) and 2 (right)

The results of numerical investigations for both analyzed cases were interpreted with respect to the development of cracks. Fragmentation patterns are presented in figure 3. The results showed that fragmentation is higher close to the center of the cut as expected. The effects of firing simulations of the analyzed cuts are similar, but it's also apparent that delay times in some blastholes were not optimally selected. Some of the blasting caps detonated at a time when cracks from the previous detonators were still developing. Both analyzed cuts have sufficient volume of burden in order to be used effectively in practice. Furthermore, the presented method may be used for verification, whether the diameter of the surrounding blasthole is not reduced, which may result in misfires due to critical diameter of bulk emulsion explosives. The presented results have confirmed that the application of innovative numerical tools to optimize drilling and firing patterns within the cut holes may improve the effectiveness of blasting works in underground mining conditions (see also [5]).

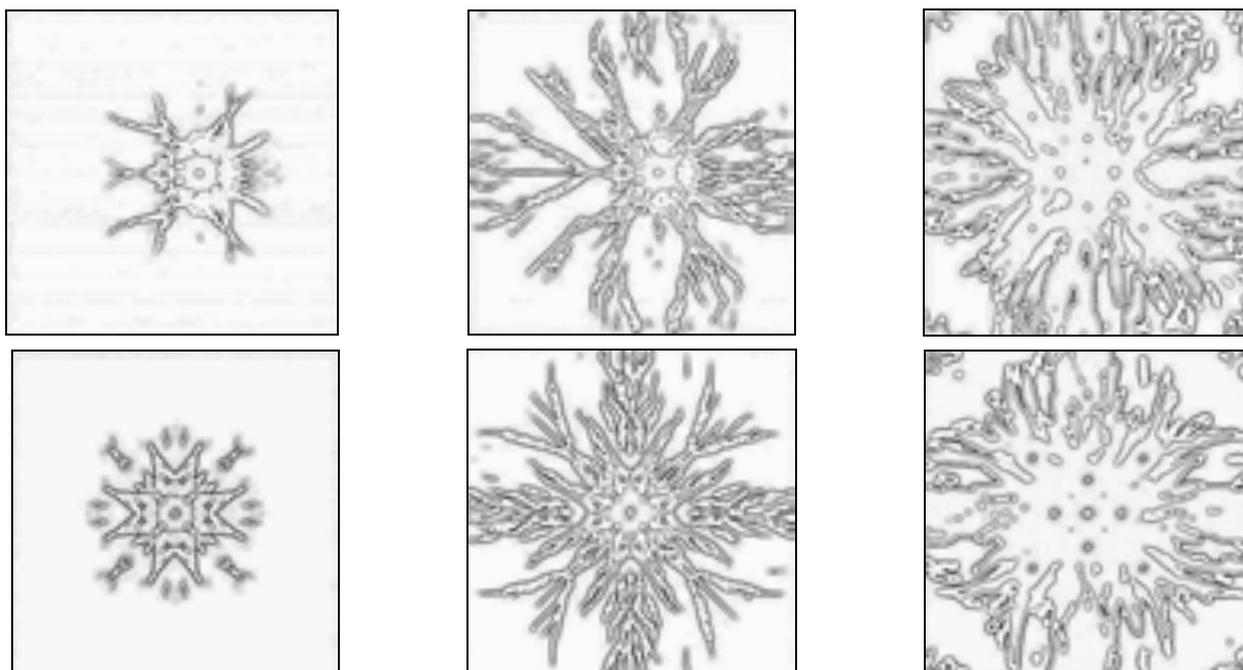


Figure 3. Cracks developments for case 1 (top) and case 2 (bottom) after detonation of cut [6]

So far, obtained computer simulations have produced some valuable results. However, moving forward, additional work is required to determine a reliable material model which will reflect geomechanical parameters of the ore zone rocks. Further investigation and research should focus on experimental material tests of rock samples from KGHM mines in order to determine their mechanical properties. Within the framework of experimental testing, both static (tensile strength machine) and dynamic tests (modified split Hopkinson pressure bar) should be conducted. The project is still being carried out and additional results of determining a material model are expected soon.

Conclusions

The obtained fractures' spatial distribution is one of the most important criterion in the effectiveness of blasting in a given shot-firing pattern. The material presented in this paper may be treated as an introduction to a broader discussion on analytical tools modelling detonations, as well as on the scope of research necessary for obtaining a reliable forecast of effectiveness for drill-and-blasting technology. The achieved results have shown that the effectiveness of designed drilling and firing patterns can be easily simulated by the use of numerical tools, even simplified, as described within this paper. Considering that the implementation of a mechanical excavating system in KGHM's mines has not yet reached a successful level - blasting technologies should continue to both be improved and developed to achieve their maximum efficiency.

References

1. Orica Technical Services (2010): Safe and Efficient Blasting in Underground Metal Mines
2. Śnieżek J. et al. (1979): Research on the effectiveness of blasting agents and methods of blasting techniques used in LGOM mining conditions with recommendations for their improvement (in Polish). Mining Institute of Wrocław University of Technology unpublished work, Wrocław
3. Baranowski P. and Małachowski J. (2011): Numerical analysis of vehicle suspension system response subjected to blast wave. Journal of KONES Powertrain and Transport, 18, 1
4. Borrvall T. and Riedel W. (2011): The RHT Concrete Model in LS-Dyna, 8th European LS-DYNA Users Conference, Strasbourg
5. Mazurkiewicz Ł. et al. (2015): Numerical modelling of detonation in the face cut-holes, 3rd Polish Congress of Mechanics and 21st International Conference on Computer Methods in Mechanics
6. Mertuszka P. et al. (2014): Optimization of cut blastholes geometry to maximize the fractured zone under Polish copper mining conditions – stage 1 (in Polish). KGHM CUPRUM unpublished Report No. M/14/0034.004, Wrocław.

ANNA MORCINEK-SŁOTA, ZBIGNIEW SŁOTA, KRZYSZTOF SŁOTA

Silesian University of Technology, Poland

PREVENTION HAZARD CONTROL DUST IN COAL PROCESSING PLANT - A NEW SOLUTION ON THE EXAMPLE OF «BUDRYK» COAL-MINE

1. New Solutions For Prevention Control Of Dust Hazard

Preventive measures used directly to deprive the dust volatility slowly become a regular part of the technical equipment and the technological. These measures are already being used in some mines. Basic element that differs them from each other is the cost of their operation and their effectiveness. Most of the proposed solutions is based on the suppression of the dust cloud with water spray. Fog is produced by properly installing built which dissipating water or water with additional chemicals. These systems can be used in conveyor belts and parts of vibrating screens.

2. Tests Operating New Solutions For Prevention Control Of Dust Hazard In "Budryk" Coal-Mine

In agreement with JSW S.A. ("Budryk" Coal-mine) and scientific unit (Silesian University of Technology in Gliwice, Faculty of Mining and Geology, Mining Institute) in the Department of Mechanical Coal in "Budryk" Coal-mine has been installed and deployed to the traffic system spray. Installing a measure depriving dust volatility uses water mist. The installation was included in the traffic 06/05/2014 year and used to continue. As part of the research work done initial testing and tests of operational system.

2.1. Description Of The Solution

The device is mounted just above the broadcast with. An essential element of the device are three special nozzles that produce a continuous stream of water mist. Water mist binding to the dust particles causes the descent. Each of the nozzles has the water supply. This allows for adjusting the intensity of the devices as required. The nozzles are connected to the metal tubes to each other and connected directly to the power source using commonly used in mine joint fire. The nozzles is attached to the upper shell. Cover is made of stainless steel. At its ends attached are additionally aprons rubber side (with adjustable length, made of flame retardant material) that enclose the space around the conveyor before too much moisture. Below is a diagram of the structure - the view from the top and from the side. The whole installation is suspended above the conveyor by means of a steel chain.

Legend:

- 1 - serpent power
- 2 - the main shut-off valve

- 3 - connector installation fire
- 4 - metal supply lines jets
- 5 - spray nozzles
- 6 - upper cover, made of stainless steel
- 7 shut-off valves nozzles.

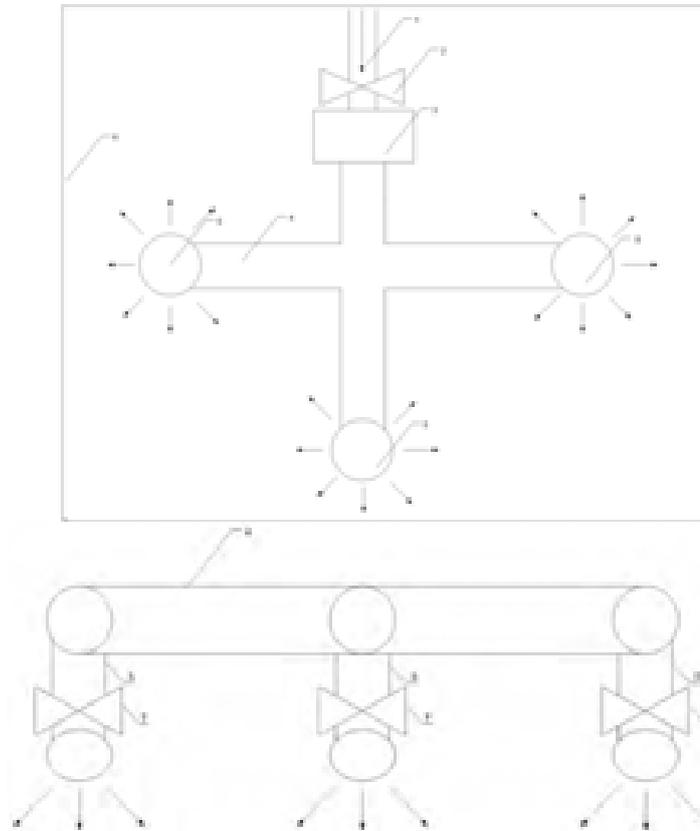


Figure 2.1. Installation scheme using a volatility measure depriving dust mist - view from the top and side view [K.Strączek]

The sprinkler system can be fully used successfully to protect places threatened by a large build-up of coal dust in coal preparation plants. It does not specifically increase the moisture content of the feed being transported on a conveyor belt. The construction of the plant allows the administration of water mist in a continuous and direct it in place to generate dust. An important advantage of the installation is completely mechanical construction without electronics. Optionally, you can upgrade the installation of various types of sensors, with which it will work. This may be a motion sensor or a presence sensor strip feed on the tape. Installation is simple to install and operate. It has the ability to work from a pressure of 1.2 bar and the nozzles producing a mist consume only 3 liters of water per minute each. This setup can also be installed in underground mining [1]. Below is a picture built and connected equipment during operation.



Figure 2.2. Installation image using a volatility measure depriving dust mist [K.Strączek]

3. Results Of Observation (Preliminary Tests) Existing Apparatus

After installing the sprinkler system for a dumping, and implementation of its movement was observed reduction of dust, which certainly improves safety and working conditions. During operation of spraying and after consultation with those employed in handling conveyor observed the following changes:

- visible reduction of dust (below the conveyor in the region of the passage next to the conveyor in the area before broadcast with, in the region of the broadcast with),
- pressurized water that is directed from nozzles precipitated dust particles from the air,
- changes in optical and around the pouring conveyor (conveyor little moisture, low humidity floors in the area go, significant reduction in the amount of coal dust in the air, low humidity air in the workplace),
- beneficial to the control of dust during processing,
- fine water mist, which is not transmitted over long distances in the air,
- advantage of the installation is a simple design (ease of installation, the possibility of any configuration of construction, the ability to adapt to different types of impact loading, of unloading, etc., installation made of 90% of the material areas of the mine, simple-to-use system - to run off and regulation installations are shut-off valves),
- reliability - the system is utilized for several months - this time is no problem or interruption in the operation of systems.

References

1. Wójcik J., Słota Z., Słota K.: Możliwości wykorzystania automatycznej instalacji przeciwpożarowej z wykorzystaniem jako środka gaśniczy mgły wodnej w polskim górnictwie podziemnym. XXXVII Dni Techniki ROP'2011, XXVIII Seminarium „Akcje ratownicze pożarowe w kopalniach węgla kamiennego – teoria i praktyka”, str. 135 – 142. Pol.

NGUYEN QUANG TUAN, HEINZ KONIETZKY
TU Bergakademie Freiberg, Germany

DEM INVESTIGATION OF GRANULAR BACKFILL PRESSURES IN MINE SHAFTS

Abstract

Numerical studies have been conducted to investigate the earth pressure distribution in mine shafts filled with granular material. A 3D discrete element approach was applied to simulate the shaft backfilling process. The particles have simple shapes using three-ball clumps. Friction between particles and friction between shaft wall and particles were taken into account. As a result, the silo effect was observed via stress/pressure distribution along backfill column. Based on numerical simulations a modified Janssen's equation is proposed for analytical stress/pressure prediction.

Keywords: DEM, silo effect, shaft, earth pressure, ballast, backfill

1. Introduction

The problem of mine shaft backfill is one of interests for closing mine. In practice, most abandoned mine shafts are backfilled with granular material, e.g. rock ballast. To isolate the shaft from underground voids, such as drifts, workings, cavern etc., locking plugs and retaining structures are needed. Generally, locking plugs are used to separate different sections of backfill and retaining walls are built in the workings adjacent to the shaft. The pressures of backfill exerted on these structures are important input parameters for geotechnical design and dimensioning. Conventionally, pressure on locking plug and earth pressure on retaining wall are determined using Janssen's theory[1]. Due to the tube-like shape of the shaft, backfill is partially supported by the shaft wall due to the friction between wall and backfill particles. Therefore, the pressure of backfill increases non-linearly with increasing height of backfill column and stabilises at the certain height. However, the key parameter in Janssen's solution, the value of lateral stress ratio K , is controversial and can be determined by different methods which may lead to large discrepancy. This theory is mostly applied for silo problem filled with cereal or other particulate materials. The geometry of silos rather differs from that of mine shaft and the properties of these materials are different from geological backfill. Therefore, the Janssen's theory for silo problem may not be appropriate with the problem of mine shaft.

This paper presents the simulation of the behaviour of granular material inside the shaft using PFC^{3D} under consideration of the mechanical properties of the granular backfill including grain-size distribution, particle shape and the friction angle. A simple clump template was used to describe particle shape. Grain grading was also incorporated in modelling. The first part describes the simulation of repose test, which is used to determine the relation between micro friction of particle in numerical model and the repose angle. The second part deals with the simulations of shaft backfilling with granular material using different micro friction between particles and shaft wall. The numerical simulations depict the filling process, the effects of the friction at the shaft walls on the pressure distribution. The silo effect was well observed in by the numerical simulations. Pressure values obtained from numerical models were compared with those calculated by Janssen's theory [1]. Discrepancies between numerical experiment and Janssen's theory were found.

2. Janssen's theory

According to Janssen's theory, the vertical pressure (P_v) and the horizontal pressures (P_h) of backfill at depth z are determined by Eq.1 and Eq.2, respectively:

$$P_v = \frac{\gamma R}{2\mu_w K} \left(1 - e^{-2\mu_w \frac{z}{R}} \right) \quad (1)$$

$$P_h = K P_v \quad (2)$$

where: K is lateral stress ratio, μ_w is friction coefficient between material and wall, γ is bulk density of filling material and R is radius of shaft/silo.

3. DEM modelling

The interaction between particles is characterized by contact constitutive models between the entities (particle-to-particle or particle-to-wall). A linear contact model was used in this study. This model is defined by normal and shear stiffnesses k_n and k_s of two contacting entities [2]. It is assumed, that every contact is characterized by contact Young's modulus (E_c) and the ratio of particle normal to shear stiffness k_n/k_s . Values of normal and shear stiffnesses for each particle are related to particle radius R and can be determined by using the following equations:

$$k_n = 4RE_c \quad (3)$$

$$k_s = \frac{k_n}{k_n/k_s} \quad (4)$$

Theoretically, granular material can be modelled in real size and shape as proposed by Ferrellec and McDowell [3] and shown in Fig. 1-c. However, for a huge number of particles the model should be simplified. In this study, a three-ball clump was used to describe particle shape which creates rolling resistance (Fig. 1-d). Referring to a ballast material used for a shaft backfilling project [4], upscaling of grading was applied to reduce computational effort.

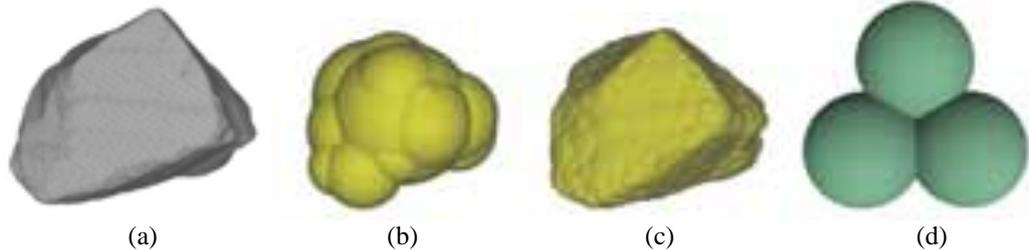


Figure 8. Examples for ballast particles (a) and its clump representation using different number of spheres (b, c) [5] and the clump triad (d)

4. Simulation of repose test

The stable angle of rock ballast slopes after dumping in drifts varies between 42 and 45 degree [4]. Numerical simulations of the repose test provide a simple basis for the micro friction calibration. As a result of these simulations, variation on angle of repose was obtained depending on micro friction of particles (Figure 9). The results indicate that the angle of repose increases almost linear with increasing micro friction up to a certain limit, i.e. 42 degree corresponding to a micro friction coefficient of 0.4. When micro friction is greater than this limit, there is almost no further increase of repose angle.

4.1 Simulation of shaft backfilling

4.1.1 Shaft parameters

A cylindrical shaft model with diameter of 5 m without connection to underground drifts or filling stations was used to investigate the silo effect of granular backfill. The pressure exerted by backfill, i.e. normal pressure on shaft wall and vertical pressure on shaft bottom is obtained. The shaft was modelled by wall elements. It is assumed that there is no convergency of shaft walls. Based on symmetry conditions, only one-fourth of the domain was analysed to reduce the computational effort (Fig. 3-a). The symmetry planes are modelled by flat walls with zero friction. To save computational time, simulations of shaft filling were performed using an upscaling factor of 5 for particle sizes. Most simulations were performed with particle density of 3.0 T/m^3 , contact stiffness modulus of 0.5 GPa, and stiffness ratio of 1.0.

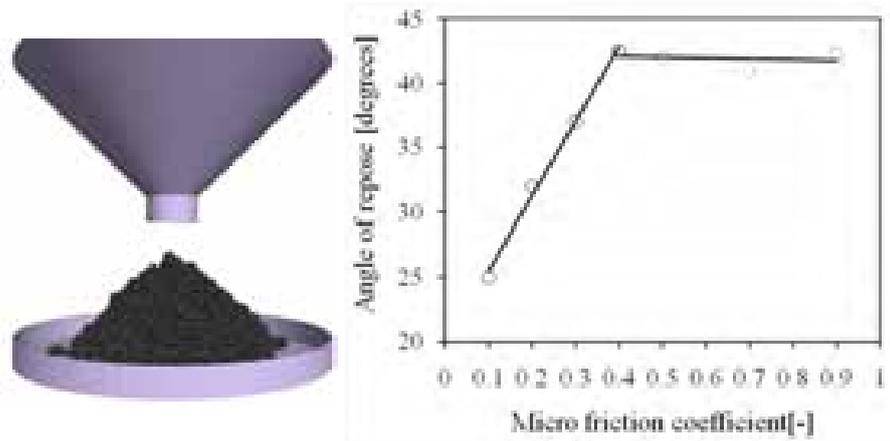


Figure 9. Simulation of repose test and the relation between angle of repose and micro friction coefficient (based on ‘triad’ particle simulation)

4.1.2 Shaft filling simulation

A series of particle packages, called ‘clouds’ of ballast, were generated randomly at certain height and within certain space inside the shaft. The dumping process is driven by gravitational force until the shaft is filled to the desired height. Fig. 3-b shows the filling process. This scheme was employed in order to archive a random distributed assembly in the shaft.

The compaction of the backfill column, stress state at any location or pressure on walls can be monitored during the simulation process. A series of numerical experiments was conducted with different micro friction coefficients between particles and walls.

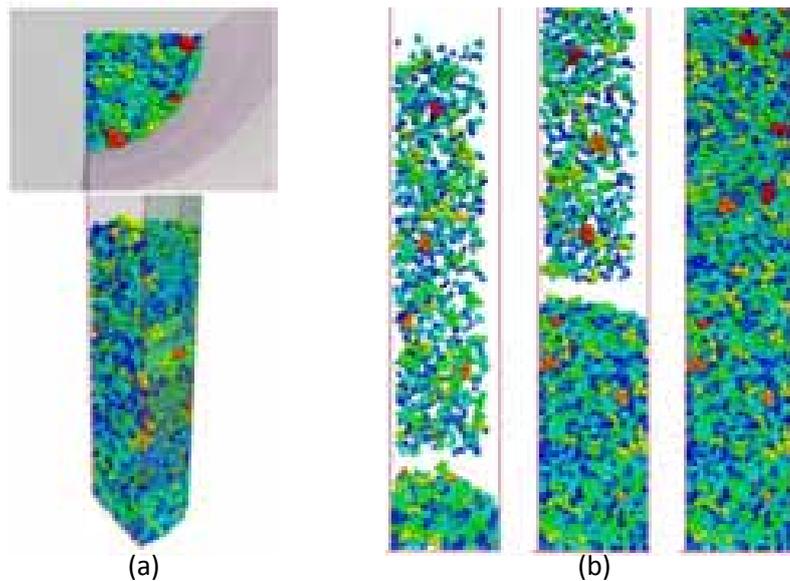


Figure 10. Side view and top view of one-fourth model (a) and filling process at different states (b)

4.1.3 Results of simulations

Figure 11 illustrates the distribution of different variables obtained from simulations along the granular column in shaft for various values of micro contact friction between material and shaft wall. The effect of wall friction on the pressure distribution is shown in Fig. 4-a,b. These results confirm the silo effect. The pressures increase with depth and saturate at certain depth. The saturation pressure and depth of saturation is a function of wall-particle friction. If wall-particle friction is very small, i.e. 0.001, which is unrealistic in practice, almost no pressure is supported by the sidewalls and the exerting pressure distribution is nearly hydrostatic. The friction between particles should have influence on the compaction dumping material. However, due to the height of filling column, the overburden fill minimize this affect on the final compaction of backfill (Fig.4-d).

The dashed curve (Figure 12) describes the distribution of vertical pressure calculated from Eq. (1) with $\mu_{wp}=0.5$ and $K=0.4$. The curve of vertical pressure obtained from numerical simulations level-off earlier than Janssen’s prediction. Besides, there is a linear part at the top of the backfill column that the Janssen theory does not describe. This behaviour can be characterized by two-component curve, i.e. a part of perfect linearity followed by a part according to Janssen’s theory. The discrepancy between Janssen’s theory and numerical simulation decreases as the wall friction decreases.

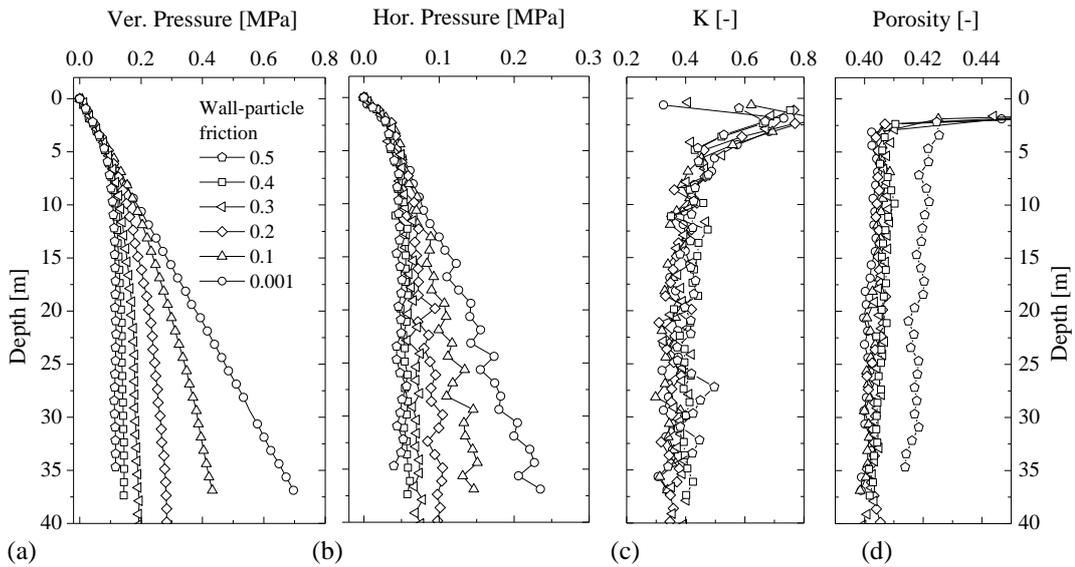


Figure 11. Variables versus depth for different wall-particle friction coefficients, particle - particle friction is 0.4, K is lateral earth pressure coefficient

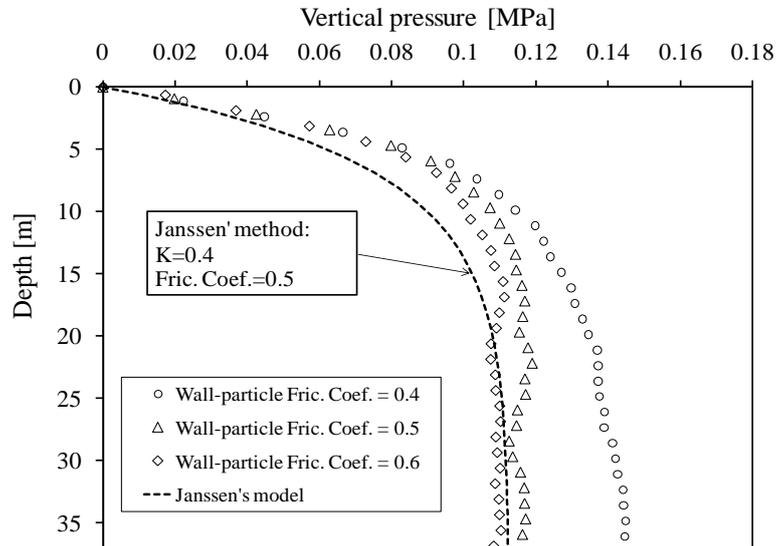


Figure 12. Vertical pressure vs depth

5. Conclusions

DEM simulations are appropriate to analyse the silo effect in shaft backfill. Both the dynamic filling process and the behaviour of ballast column after filling can be considered. Symmetrical models help to reduce computational effort remarkably. The height of ballast column at which the stresses saturate can be estimated based on given friction coefficient for specific grain grading and compaction degree. Pressures of granular column on retaining structures can be predicted. Numerical simulations are more realistic and show some deviation from classical Janssen's theory.

References

1. Janssen, H., Versuche über Getreidedruck in Silozellen. Zeitschrift des Vereines Deutscher Ingenieure, 1895. 39: p. 1045-1049.
2. Itasca, PFC^{3D} Version 4.0 - Theory and Background, 2008, Minneapolis, Minnesota: Itasca Consulting Group, Inc.
3. Ferrellec, J.-F. and G.R. McDowell, A method to model realistic particle shape and inertia in DEM. Granular Matter, 2010. 12(5): p. 459-467.
4. Breidung, K.P., Forschungsprojekt Schachtverschluss Salzdetfurth Schacht II, 2002: Bad Salzdetfurth, Hannover.
5. Yuan, F.-L., H. Konietzky, and M. Herbst, Moment of inertia correction for clump with realistic shapes, 2011, Geotechnical Institute, TU Bergakademie Freiberg.

INTEGRATED DEVELOPMENT OF SOLID MINERALS DEPOSITS AND SAFETY OF MINING OPERATIONS

Overview of the metal content in mining waste tailings at the example of two tailings in Freiberg mining district, Germany and metal extraction from their samples by bioleaching.

Abstract

Growing demand for metals and at the same time exhausting of the high-grade mineral deposits across the world changes the value of all available mineral reserves. New applications in the industry make us looking for the elements that in former times were not considered as valuable and industry vital. Thus, such elements as Rare Earth Elements (REE) which can be associated with some mineral type were not separated and went to the mining tailings with depleted ore. As an example metal content of two mining dumps “David Schacht” and “Hammerberg” nearby Freiberg mining district, Germany was under investigation as a potential ground water contamination source with contents of about 0.5–1.5% zinc and 0.3–1.0% lead as well as arsenic and cadmium. Due to the indium content of up to 3800 ppm in the sphalerite of the Freiberg deposit, the tailings contain about 5–70 ppm of indium. The samples from mining tailings have been benefited by bioleaching with leaching yield of zinc 81% (w/w) and indium 87% (w/w) with a decrease of indium after 10 days. An assessment of the indium amount within the two ponds resulted in 31 t and 9 t.

KRZYSZTOF SŁOTA, ZBIGNIEW SŁOTA, ANNA MORCINEK-SŁOTA
Silesian University of Technology, Poland

APPLYING THE ANTYPIROGENIC PHENOL FOAM IN PROPHYLAXIS OF FIRE HAZARD - THE CONCLUSIONS WITH TESTS AND THE EXPERIENCES IN COAL MINES

1. Introduction

In coal mines, under conditions which prevent heat dissipation oxidation may cause fire endogenous following a spontaneous ignition of coal caused by the oxidation of. Therefore, in the seams prone to spontaneous combustion should be carried out excavation work having insulation and sealing cracks in the rock, resulting voids old workings, excavations, because the air flowing through the gaps or voids can lead to spontaneous ignition of coal. This article aims to present the conclusions of the trials and the use of antypirogenic phenol foam in the prevention of fire hazards in coal mines.

2. Selection Of Places And Applied Technologies

To the performance of the tests with the use of antypirogenic means elected excavations in which there was a real risk of spontaneous fire. A total of a dozen of such attempts, mainly in the mines of JSW S.A., KW S.A. and KHW S.A.. Every time a thorough analysis were the location of excavation, the existing risks and possible benefits of the antypirogenic measures. Before selecting a technology carried out site inspection and measurements were preliminary (local conditions, gas analysis, air flow, temperature and rock). Isolating places were created voids, crevices, the place to go through excavations. To this end, there is injected the previously formed foam. Cavity volume is compressed to pump components intended for this type of foam. In some cases [3] was decided to use the technology consists in triplicate embodiment spraying of the side to side of excavation. During the trial it focused mainly on measurements of temperature. They were made using infrared cameras and included several phases. The first phase is to measure the surface temperature of the sample before, the second measurement during the test and the third consisted of measurement in a few minutes after the fourth trial and the measurement 7 days after the test. In addition, during all tests performed photographic documentation in order to make further analysis on the technology chosen to use antypirogenic phenol foam. An example of such documentation is presented below (Fig. 2.1 to 2.2.).

3. Antypirogenic Means And Modifications

For the isolation of the resulting block, slots, go through the water excavations decided to use a phenol foam type POROFLEX® [2]. Two-component phenol foam POROFLEX® antypirogenic is intended for use in underground mines for any work in the field: filling voids in the rock mass, dams, around the case, consolidation of rock mass, cracks, insulation and sealing there, the rocks around there, workings, go drifts through the coal seams, construction zones, not flammable, deactivate the carbon surface prone to spontaneous combustion. The choice of this particular measure was dictated by, among others, the fact that it is a product that inactivates the surface of coal, reducing its propensity to spontaneous combustion (included in class IV inhibitors process of self-heating – the antypirogens - according to the classification of GIG), flame-retardant properties antistatic. The use of foam as a carrier antypirogens also results in a reduction in the propensity to spontaneous combustion of coal by deactivating the surface, with whom he has contact foam.

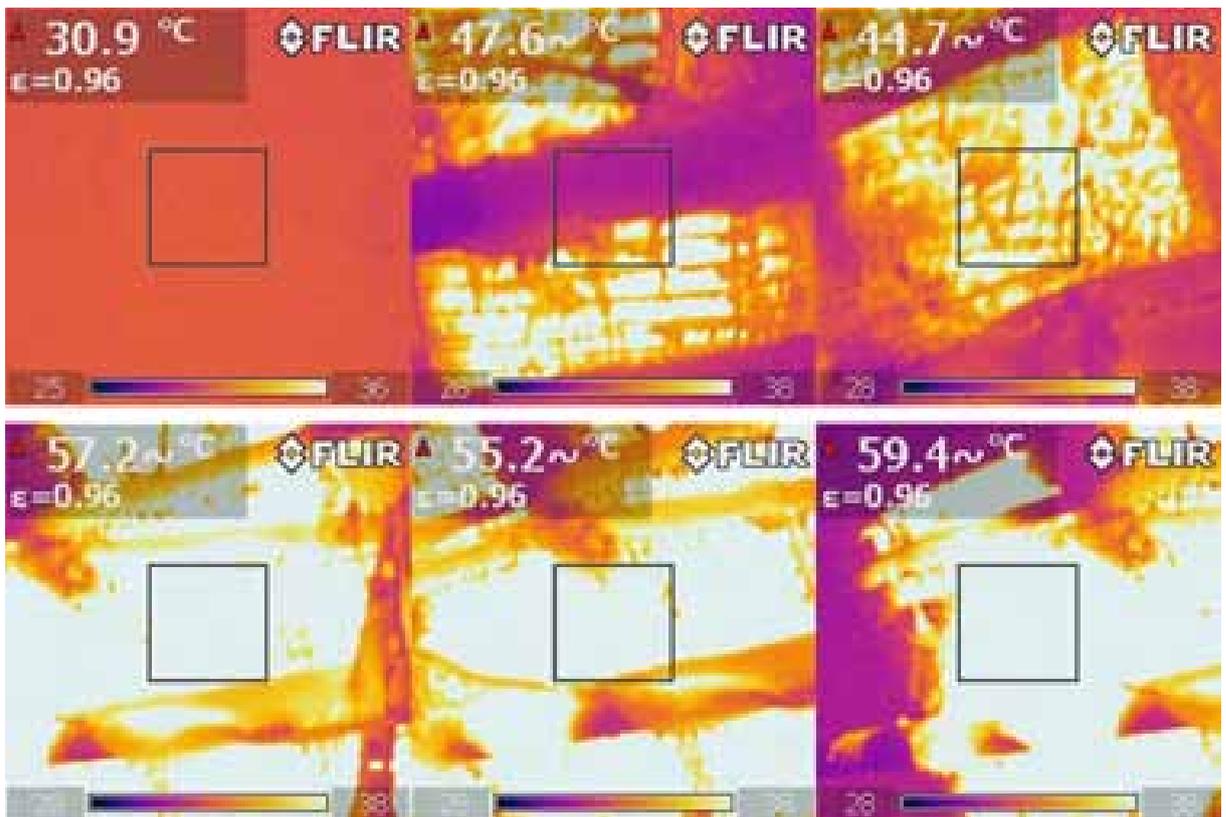


Figure 2.1. Pictures of the sides of the excavation made by means of a thermal imager - a temperature increase [made by the authors]

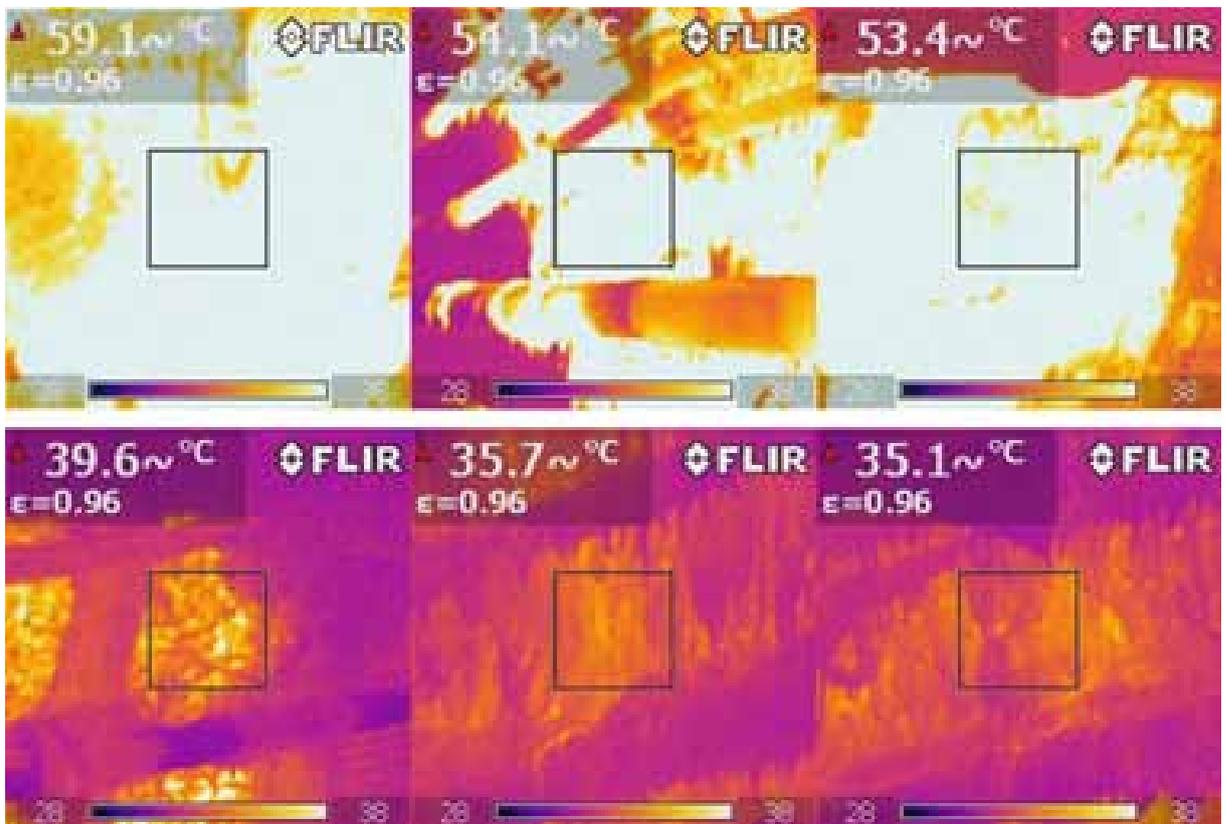


Figure 2.2. Photos side of the excavations carried out using a thermal imager - cooling process [made by the authors]

4. Conclusions From Testing And Experiences

During the tests and experiments used three different technologies use antipirogenic phenol foam. The first was to isolate places created voids, crevices, places to go through water excavations. To this end, there is injected

the previously formed foam. The second is the sealing of the side of excavation pits spray polyurea made with the foam of phenol, in order to protect the coal seam before the self-heating (developing fire slit endogenous) and emission of heat from the rock to the excavation, and also to reduce the migration of the mine air rich in oxygen, cracks arising in the rock mass around the him to closed space. For this purpose, made spray methods discussed in Chapter 2. The third technology consisted of injections, the center into the rock. Used for this purpose wells, which were injected in phenol foam. Holes drilled side walls of the excavation at an angle of 45° (holes southern and northern) and in the roof excavation. 2 m length was measured the temperature of the original rock. Then increased depth of the holes to 6 m and were started injecting antyprogenic means. After seven days, the efficacy of controlled antyprogenic means performing holes near the new primary, in which the depth of 2 m, the temperature of the rocks. After a few months (6-8) was carried out another inspection in the same way as before. Using the first technology in each case obtained a satisfactory effect (reduction of the risk of fire) has been confirmed performed regularly at these sites measurements, particularly temperature and gas concentrations. Regarding other technologies, we can conclude that the results obtained are quite encouraging. During the trial it achieved largely originally founded purpose. Measure the sample temperature in exercise tests showed that even at the peak temperature of the surface of the reaction did not exceed 60°C. In addition, approx 5-7 min. since the end of attempts side of excavations temperature dropped below 35 ° C (Fig. 2.3.). During tests it turned out that the foam is very well penetrating various types of refraction and easily penetrates into the gap. It should be emphasized that the foam can also be used to fill voids in the rock mass and in such a case can be made that in one process line. Surprising was the exceptionally high performance of the product used. One set was enough for three times to cover the section of approx 3 m side of excavation. But it requires refinement technology of spraying. Trials have shown that it may be advantageous embodiment instead of three showers, one immediately after the other, to make only two sprays of several dozen or ten-minute break between them. When using a third of the technologies we gained results are very encouraging. For example, in the pavement in the transport gallery 402 in the party "L" at 1030m in the "Halemba - Wirek" coal-mine [1] after seven days from the congestion achieved significant temperature reduction in injection foam. The openings 45 and 46 hollowed in a southerly direction until it was 19 and 15°C. Permanent setback confirmed the measurements carried out after eight months of congestion. It is true that during this period the temperature increased, but this increase was relatively small (0.2 to 4.0°C).

References

1. Drogoś J., Maciaszek M., Kokoszka G., Słota K., Słota Z., Morcinek-Słota A.: Zastosowanie antyprogenicznej piany fenolowej w profilaktyce zagrożenia pożarowego w KWK „Halemba-Wirek” – doświadczenia z wdrożenia. XV Jubileuszowe Międzynarodowe Sympozjum „Geotechnika-Geotechnics 2012”, str. 193 – 204. Gliwice 2012.
2. Instrukcja bezpiecznego stosowania piany fenolowej POROFLEX® antyprogeniczny. Nr dok.: SchM – 147/10. „SCHAUM - CHEMIE MIKOŁÓW” Sp. z o.o. Mikołów 2010.
3. Szatan B., Słota K., Słota Z.: Nowe zastosowania antyprogenicznej piany fenolowej w profilaktyce zagrożenia pożarowego”. V Warsztaty Górnicze z cyklu „Ratownictwo górnicze XXI wieku”, 18-19 maj 2012, Tarnowskie Góry 2012.

ZBIGNIEW SŁOTA, KRZYSZTOF SŁOTA
Silesian University of Technology, Poland

DEVELOPMENT OF METHODS FOR THE SELECTION OF APPROPRIATE MEASURES TO REDUCE THE THERMAL LOAD ON WORKERS IN EXCAVATIONS OF DEEP MINES

1. Introduction

Thermal load to which is subject to man found in a hot environment depends on the heat generated inside the human body as a result of physical work and the characteristics of the environment that determine the heat exchange between the human body and its environment. In terms of thermal comfort amount of heat produced by the body it is balanced by the amount of heat given off to the environment. The main physiological parameters characterizing the thermal stress are: the internal temperature of the body, skin temperature, heart rate, weight loss, blood pressure. To determine the microclimate in the environment used the basic parameters of air environment and microclimate indicators, which take into account the cumulative effect of several basic parameters of air. The basic parameters of the air and the environment affecting the climatic conditions are: temperature measured with dry thermometer, the temperature measured by a moister thermometer, air velocity, air pressure, relative humidity, the chemical composition of air, heat radiation environment. The most famous microclimate indicators are: the intensity of the cooling air K , the effective temperature ET (ATE), the Belgian effective temperature BTE , French replacement temperature t_r , the temperature substitute climate t_{zk} , WBGT index, the rate of thermal discomfort Δ (also as WDC). Indicator thermal discomfort Δ [1], which became the basis of this method, involves the study of

Fanger, on thermal comfort (comfort Fanger equation) and limit safe for health body's internal temperature equal to 38°C, that is included on the basis of the recommendations of the PN-EN 27243 by adopting a benchmark index WBGT. Indicator thermal discomfort is so simple tool to numerically evaluate the climatic conditions in relation to the working man. If $\Delta = 0$ in the environment, there is thermal comfort when $\Delta = 1$ environment is a thermal safety limit for human labor. In order to ensure optimal climatic conditions should be used classic methods of improvement or a method using refrigeration. Classical methods to improve the climatic conditions in the mines are those methods that do not require refrigeration. As the depth of exploitation and concentration of production classical methods of improving climate conditions, may not be sufficient. There is therefore a need to use other methods, involving the use of refrigeration.

2. Method Of Selection Of Means Reduction Load Thermal Body Of Workers

Determination of energy expenditure, a set of clothing (thermal resistance of clothing) and acclimatization employee in a hot environment can have a significant impact on the activities undertaken in the framework of procedures to reduce the thermal load on the body. From them, largely depends on whether the employee in a hot environment will be exposed to the performance of work under the conditions of thermal discomfort safe or dangerous to life and health. Appropriate selection of the energy expenditure, or the type and intensity of work, clothing and acclimatization employee will have an impact on the perception of his climatic conditions at the workplace. These factors largely determine the thermal load of the employee. Indicator thermal discomfort Δ allows different adjusting the combination of acclimatization, the way the clothes and the energy expenditure of the employee. For this purpose special tables with the most frequent values of these factors. They allow, in a simplified way, determine the climatic data ambient conditions (temperature, humidity and air velocity). Tabulated values of these was the first step in the development of methods and the order of selection factors influencing the thermal load.

The analysis allowed the following hierarchy of the proceedings:

- if possible, in areas threatened by climate-directed employees acclimated;
- for not acclimatization employee anticipate the process of acclimatization, directing him to a less vulnerable climatic areas or to work with less energy expenditure until full acclimatization;
- if possible, for a given position, equip a worker in working clothes, in accordance with the regulations, with the lowest thermal resistance;
- if it does not cause disturbances in the production process make a reduction in energy expenditure through the use of employee scheduled breaks.

If the actions listed previously did not produce the results we still have the possibility of ventilation and climate solutions discussed earlier.

The developed method is proposed that the following hierarchy of actions:

- within the possibilities of ventilation and technology to increase the speed of air flow in the work, bearing in mind that increasing the air speed above the limit of 3.5 m/s will have had little impact on improving the climatic conditions;
- as a last measure to improve the use of air cooling, keeping in mind that reducing the temperature by 1°C each brings improvement in climatic conditions, however, may involve considerable financial outlay and technical problems.

3. Illustrated Algorithm Method For Selection Means Thermal Load Reduction Body Of Workers

In order to illustrate the method developed, created the first algorithm [2], which shows by block diagram the method of selection of measures to reduce the thermal load (by altering energy expenditure, acclimatization and the way clothes) to be provided work in conditions of comfort or discomfort safe for worker's health. Unfortunately, there are such working conditions in underground mines excavations that measures influencing factors of the algorithm did not bring the expected results. You should then use a complex method of selection of measures to improve conditions. That method is shown in the second algorithm [2]. It is a powerful the first algorithm of section reflecting ventilation and air conditioning solutions to improve the conditions. When using this algorithm, the result of improvement, always lead to ensure the safe climatic conditions, but due to technical, organizational and financial resources may not always be possible to implement. The algorithm also allows the selection and development of improvement measures to not only be possible to ensure the minimum safe climatic conditions, but also the conditions for full comfort. In algorithms, the following assumptions in steps to improve climatic conditions:

- for acclimatization adopted two states: not acclimatized employee $A = 0$ and acclimatized $A = 1$;
- for clothing thermal resistance improving step is 0.05 clo until the $I_{cl} = 0.5$ clo;
- step planned downtime to 5 minutes, up to 55 minutes per man-hour or the metabolism $M \leq 65$ W/m²;
- increasing the speed of the air takes place at 0.1 m/s until it reaches 3.5 m/s;
- air is cooled by 0.1°C t_s until the dew point is reached ($t = t_s$), followed by deep cooling of condensation of the water vapor in steps of 0.1°C.

4. Summary

So far (as of February 2016) was performed hundreds of trying to implement the method developed for the Polish mining industry. Over 95% of implementations a success, that is achieved its objective of reducing the thermal load of the body and improve the climatic conditions in the workplace. The proposed decision-makers in the mine improvement measures that have been applied, has always resulted in the improvement of climatic conditions at the workplace. Unfortunately, not always managed to provide work in beneficial or satisfactory conditions. The

most common work had been further difficult and very difficult climatic conditions, but it was already uncomfortable heat safe for worker's health. Most of these solutions entailed incurring large financial outlays. In many cases, enough organizational measures or ensuring the proper maintenance of equipment and ventilation equipment.

References

1. Drenda J.: Dyskomfort cieplny w środowiskach pracy kopalń głębokich. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo, zeszyt 213, Gliwice 1993.

2. Słota Z.: Określenie wpływu wydatku energetycznego, aklimatyzacji i ubioru na obciążenie termiczne organizmu pracowników w wyrobiskach kopalń podziemnych. Praca doktorska, Gliwice 2009.

WIĄCEK PAWEŁ

AGH University of Science and Technology, Poland

DEFORMATION MONITORING SYSTEM FOR RECTIFICATION OF BUILDINGS VERTICAL DEFLECTION

Underground mining operation beyond the economic benefits carries a negative aspect associated with environmental impact on surface. As a result in highly urbanized areas comes to buildings deformation, so-called mining damages (Kwiatk, 1997). One of these deformation derivatives is vertical deflection of the objects, what increases usage inconvenience and in case of excessive levels may directly endanger safety of structure. Thus objects which deflection exceeds allowable value are being rectify. The most common method of rectification is to isolate the building from the foundation and lifting it with hydraulic jacks. However it should be noted that this process is technically demanding. It directly undermines stability of object construction and exposes building to additional stress. Nevertheless, in recent years more and more challenging construction is straightening. The example of this trend can be straightening the historic Neo-Gothic church in Upper Silesia (Gromysz, 2015). Therefore, it seems justified necessity of surveying such objects in order to precisely determine the changes that occur during rectification. The results of such measurements can be used to assess safety of the object and improve techniques for rectification.



Figure 1. Lifting the building with hydraulic jacks

In this paper will be presented monitoring system which integrated classic measurements, satellite measurements and terrestrial laser scanning method with the task of:

- Investigating the condition of the building before rectification,
- Determine precise relative displacements and deformations occurred during the straightening,
- Investigating the condition of the building after rectification and to determine the absolute displacement of the object,

The measurements were carried out for four-storey residential building located in the Upper Silesia in Piekary Slaskie. In the building during mining activities number of mining-induced damage occurred. However, the essential damage comes from deviation which was decided to eliminate by straightening the whole building.



Figure 2. Photography of monitored building

The field work contained three measurement series:

- I series (30/06/2015) – initial survey, determining the coordinates of the control points, investigating the condition of the building using laser scanning method,
- II series (29/09/2015) - made the day before rectification, its aim was to control the state of the object,
- III series (30/09/2015) – continuous tacheometry measurements during the rectification process, determining the coordinates of the control points at the end of the rectification, inventory of the object's condition after the straightening using laser scanning method.

The following equipment was being used during the measurement: state of the art precise multistation Leica Nova MS50, two GNSS receivers Leica GRX 1200 and a set of eight prisms GPR1. The displacements of the object were determined with the established network of 16 control points that had been equally located on the both segments of the building.

As a result of the measurements, the values listed below were determined:

- deflection of the building before and after the rectification (Figure 2);
- absolute displacements of the control points between the measurement series (Table 1);
- relative displacements, which were measured during the rectification;
- deformation and displacements caused by the rectification.

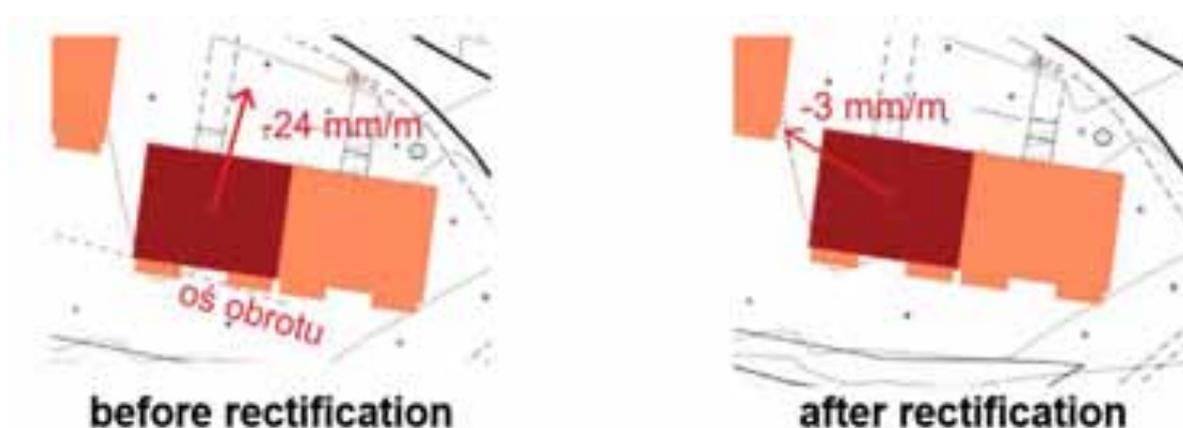


Figure 3. Vertical deflection of monitoring building

Additionally, an analysis of the rigid body was made.

Programs such as Leica Geo Office 8.0, C-Geo, Leica Cyclone 9.0 and CloudCompare v2.6.3 were used to develop the measurements. In order to speed up the calculation process, the author used an original program, which had been written in Visual Basic for Applications (VBA) and based on the functionality of Microsoft Excel 2013.

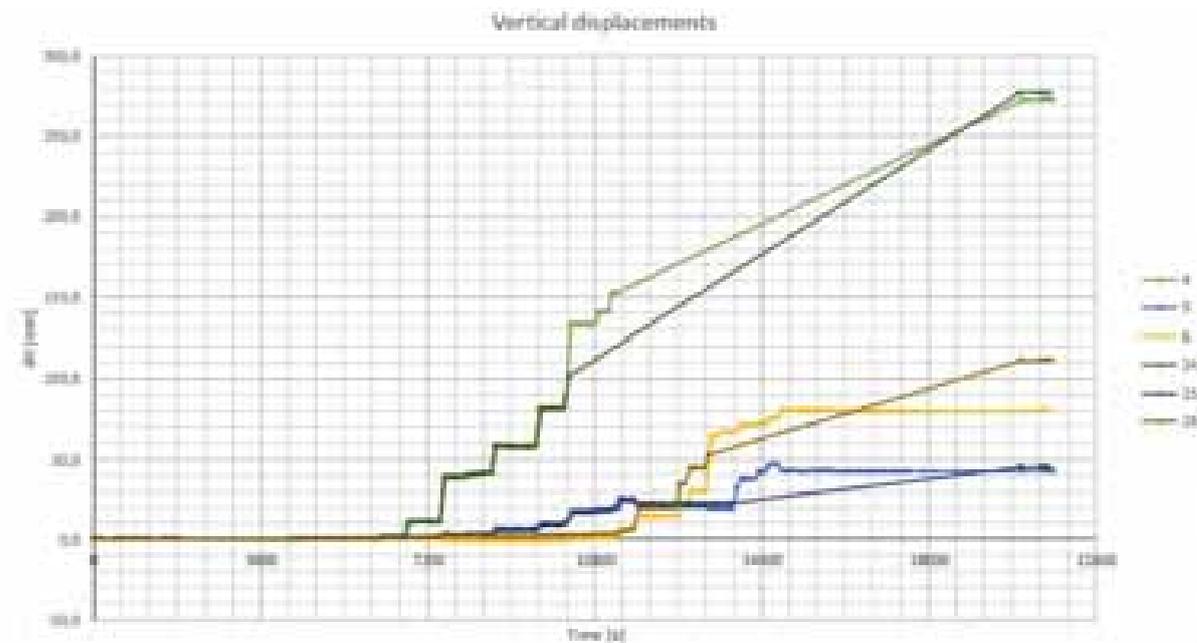


Figure 4. Control points vertical displacements during straightening

Through the techniques mentioned before, it was possible to determine the movements with millimeter accuracy in the global system and submillimeter precision for their relative values. As accurate data allows analyzing the impact of the rectification process for the way the object react.

References

1. Gromysz K. (2015). Koncepcje wzmocnienia zabytkowego budynku neogotyckiego kościoła w związku z planowanym prostowaniem obiektu. *Przegląd Górniczy T/71*, 21-29.
2. Gromysz K. i Niemiec T. (2013). Wybrane problemy prostowania 11-kondygnacyjnego budynku mieszkalnego wychylonego z pionu. *Przegląd Górniczy T. 69*, nr 8, 24-30.
3. Jaśkowski W. i Józwick M. (2012). Monitoring wychyleń i przemieszczeń budynku mieszkalnego na terenie górniczym. *Przegląd Górniczy T. 68*, 92-98.
4. Kwiatek J. (1997). *Ochrona obiektów budowlanych na terenach górniczych: praca zbiorowa*. Wydawnictwo Głównego Instytutu Górnictwa.
5. Lazzarini T. (1977). *Geodezyjne pomiary przemieszczeń budowli i ich otoczenia*. Warszawa: Państwowe Przedsiębiorstwo Wywalczeń Kartograficznych.
6. Maciaszek J. i Gawalkiewicz R. (2006). Zastosowanie skanowania laserowego w diagnostyce obiektów podlegających wpływom eksploatacji górniczej. *Geodezja T. 12*, 303-316.
7. Niemiec T. i Pogorzelski B. (2002). Polska Patent nr 205221.
8. Pruszyński W. i Kwaśniak M. (2006). *Podstawy geodezyjnego wyznaczania przemieszczeń*. Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej.

А.В. БАЛАГУРОВ, В.Б. СКАЖЕНИК

Донецкий национальный технический университет, Украина

МОДЕЛИРОВАНИЕ И ОЦЕНКА ВАРИАНТОВ КАЛЕНДАРНОГО ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

В 21 веке развитие компьютерных технологий достигло высокого уровня. Во все крупные отрасли промышленности внедрены компьютерные системы, позволяющие добиться высокой точности и скорости обработки большого количества информации. Интеграция компьютерных систем в производство заключается не только в автоматизации производства, но и в развитии систем стратегического и тактического планирования, обеспечивающих анализ возможных сценариев развития предприятия.

Угольная отрасль Донбасса, в отличие от других отраслей промышленности, в меньшей степени подверглась интеграции компьютерных систем на уровне планирования, что в определенной степени оказывает влияние на её конкурентоспособность. Старые подходы, характеризующиеся ручным перебором вариантов возможного развития горных работ, не позволяют обеспечить эффективное управление предприятием в динамично изменяющихся рыночных условиях.

В настоящее время рынок программного обеспечения богат различными программами, позволяющими частично автоматизировать процесс планирования вариантов развития горных работ. Наиболее известными программами, хорошо зарекомендовавшими себя при планировании горных работ, являются Gemcom Minex, MineSched, MineFrame и др. Однако данные программы получили широкое распространение на сложноструктурных рудных месторождениях, в условиях угольных шахт Донбасса по ряду причин эти программы не внедряются.

В этой связи актуальным для угольной промышленности Донбасса является разработка подходов к автоматизации процессов планирования календарных планов с возможностью быстрого пересмотра вариантов развития и выбора наиболее целесообразного варианта в конкретных условиях.

Развитие горных работ в пространстве и времени представляют обычно графически в горизонтальной или вертикальной проекции. Площадь выемки пластов или залежи в разные года окрашиваются в разные цвета, а участки планируемой помесечной или поквартальной выемки одного года окрашиваются одним цветом, но помечаются датами начала и окончания работ. Графическое изображение календарных планов ведения горных работ дополняется таблицами с указаниями в них помесечными (квартальными, годовыми) объемами работ, линией очистных забоев и т. д. [1].

При построении календарного плана обычно используют следующий перечень документации: план горных работ по всем пластам, которые разрабатывает шахта; график ввода-выбытия очистных забоев; план проведения горных выработок по соответствующим пластам. В зависимости от сложившейся горнотехнической и горно-геологической ситуации, дополнительно формируют документы: маршрутная карта проведения горных выработок; заявки на требуемое оборудование для монтажа и демонтажа лавы; график движения очистного оборудования; график движения проходческого оборудования. Формирование этих документов также обусловлено формированием годовой производственной программы, или с разработкой новых планов развития шахты. Зачастую на горных предприятиях преобладает ситуативное, не системное планирование [2]. Это объясняется тем, что на производственный процесс влияет большое количество непредсказуемых факторов, которые приводят к изменению запланированной программы по добыче полезного ископаемого и ряду других технологических процессов, осуществляемых на горном предприятии.

Фронт подготовительных и добычных работ постоянно изменяется в пространстве с течением времени и это приводит к изменению взаимного расположения горных выработок, схем транспорта и вентиляции, напряжения горного массива. Моделирование развития горных работ предполагает учет возможных ограничений на максимальную нагрузку на добычную забой, а также ограничений на взаимное расположение горных выработок вследствие проявлений горного давления. Все эти факторы в конечном итоге определяют финансовые показатели горного предприятия и уровень безопасности ведения горных работ. Принятие адекватных решений относительно развития горных работ основывается на учете пространственного расположения горных выработок в различные периоды времени.

Для компьютерного моделирования календарного плана развития горных работ использовался программный комплекс «Шахта-3D», позволяющий по исходным данным и ограничивающим факторам построить в пространстве планируемую сеть горных выработок и календарный план отработки запасов полезного ископаемого (рис. 1).

В программе имеется возможности задавать не только направление и скорости проведения выработок, но и их форму, что позволяет получить данные об извлеченной горной массе.

Полученные данные о планируемой сети горных выработок заносятся в таблицы EXCEL, где подсчитывается их общая длина, объем извлекаемой горной массы, количество проходческих бригад и оборудования, требуемые для проведения выработок и функционирования добычных забоев.

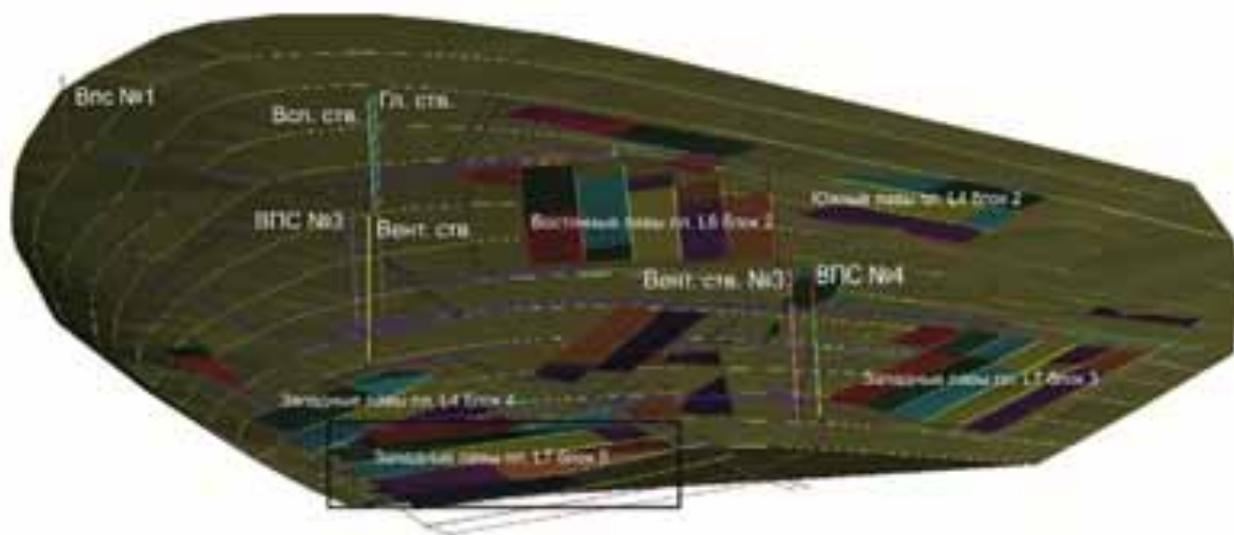


Рис. 1. Трехмерная модель календарного плана развития горных работ



Рис. 2. Фрагмент календарного плана отработки пласта

Данные таблицы позволяют получить основную информацию для сравнения вариантов календарного плана и выбора из них наиболее рационального для данных условий.

На рис. 3 представлены характеристики вариантов, полученные в результате моделирования вариантов календарного плана.

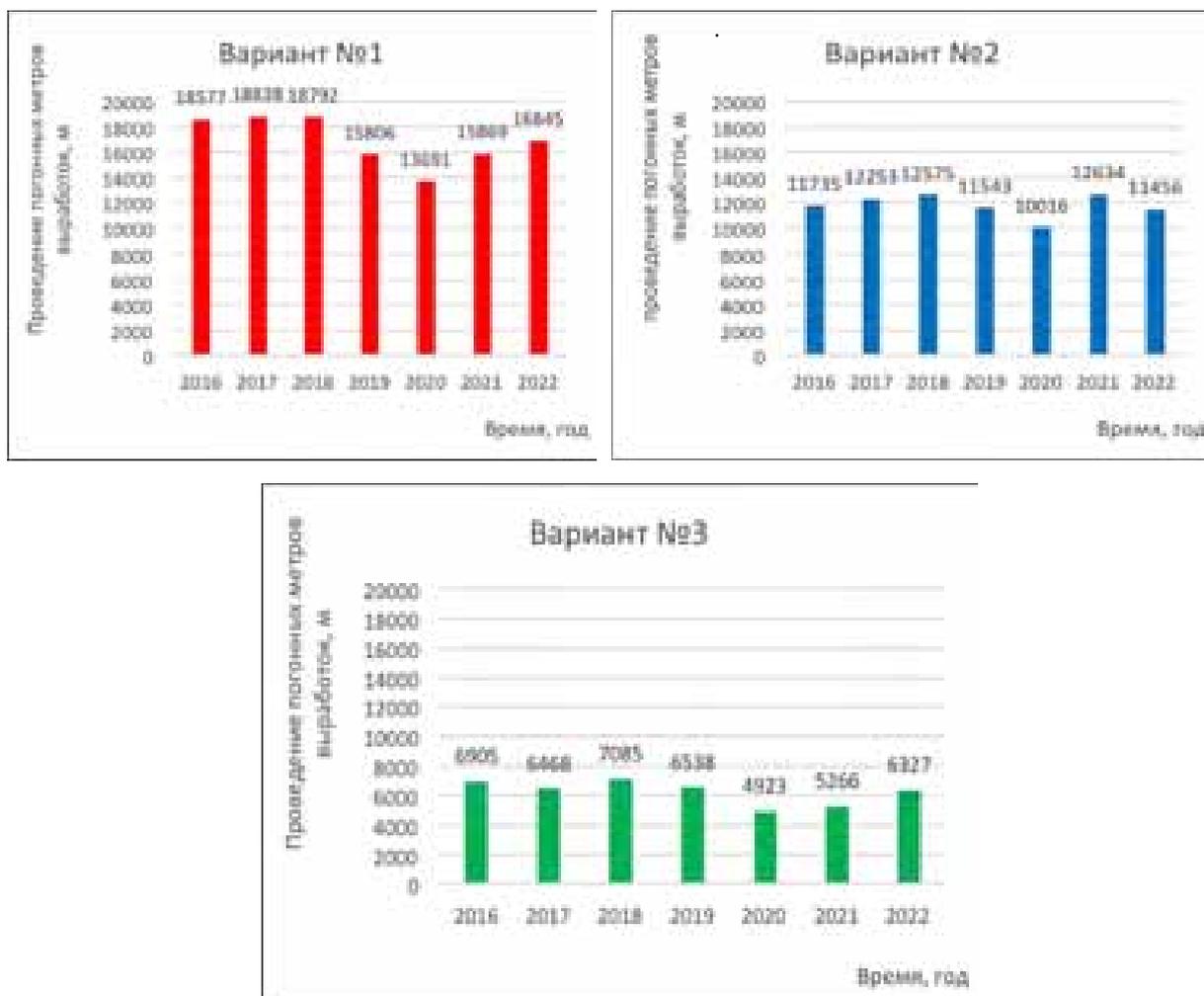


Рис. 3. Гистограммы количества проведенных метров выработок по вариантам

Аналогичным образом происходит сравнение всех показателей вариантов и по результатам сравнения принимается решение о выборе наиболее предпочтительного варианта.

Таким образом, пространственное компьютерное моделирование развития горных работ позволяет существенно усовершенствовать процесс разработки различных вариаций календарного плана горных работ, определить преимущества и недостатки того или иного варианта, сделать обоснованный вывод о принятии предлагаемого плана развития в существующих условиях функционирования горного предприятия.

Литература

1. Горнопромышленные ведомости. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: www.miningexpo.ru
2. Капутин Ю.Е. Информационные технологии планирования горных работ (для горных инженеров). - Спб.: Недра, 2004. с. 154-161.

Ю.Н. БИКЯШЕВА

Донбасский государственный технический университет, Украина

ПРИБОР И МЕТОДИКА ДЛЯ ИСПЫТАНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД НА РАСКОЛ

Знание основных механических свойств пород позволяет оптимизировать технологические процессы при добыче и переработке полезных ископаемых, что в свою очередь позволяет уменьшить производственные затраты и является актуальной задачей в настоящее время. Возможным решением такой задачи является разработка и широкое внедрение простых, доступных приборов и методов для определения прочностных свойств пород в лабораторных и производственных условиях.

Целью исследований являлось изучение показателей механических свойств горных пород, полученных при статическом и динамическом нагружении по отпечатку индентора на мерной проволоке. Основная идея исследования состоит в определении отклонения показателей прочности, полученных при статическом нагружении от показателей при динамическом нагружении образцов.

При механических испытаниях образцов горных пород возникает задача по измерению разрушающей силы. Решая такую задачу, в ДонГТУ был разработан механический динамометр (рис. 1), который позволяет по отпечатку на мерной проволоке определить силу, необходимую для разрушения образца, как при статическом, так и при динамическом воздействии [1].

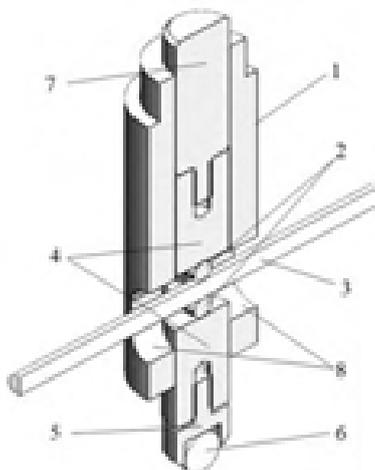


Рис. 1. Конструкция динамометра

Динамометр для ударно-статических испытаний образцов состоит из корпуса 1, в котором размещены два цилиндрических пуансона 2 одинакового диаметра, а между ними находится мерная проволока 3 (рис. 1). Пуансоны 2 зафиксированы в двух соосных цилиндрических (нижняя и верхняя) втулках 4, которые могут свободно перемещаться вдоль продольной оси внутри корпуса 1. На выступающем конце нижней втулки 4 с помощью держателя 5 закреплён индентор 6 для испытания образцов. На выступающем из корпуса 1 конце верхней втулки 4 закреплена вставка 7, на которую прикладывают динамическую или статическую нагрузку. Для размещения мерной проволоки в корпусе динамометра предусмотрены сквозные отверстия 8. Отверстия имеют овальную форму, причём их продольный размер составляет не менее удвоенного диаметра мерной проволоки 3, а поперечный размер равен её диаметру.

Принцип работы динамометра для ударно-статических испытаний заключается в следующем. Перед проведением испытаний между цилиндрическими пуансонами 2 устанавливают мерную проволоку 3. Индентор 6 размещают на образце материала, который испытывают. На ударную вставку 7 действуют

статической (например, прессом) или динамической нагрузкой (ударом молотка). Образец под индентором б раскалывается или деформируется, в виде отпечатка. Одновременно под действием этой же силы появляются симметричные отпечатки от цилиндрических пуансонов 2 на мерной проволоке 3. По отпечаткам на мерной проволоке 3 с помощью тарировочного графика определяют максимальную силу, которая действовала во время испытаний. На рисунке 2 представлена схема измерения силы действующей на образец породы.

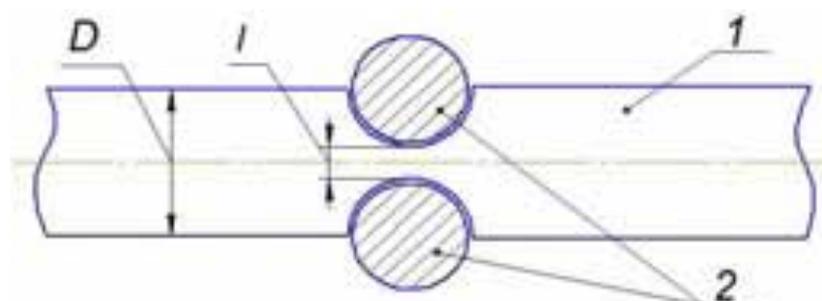


Рис. 2. Схема измерения силы действующей на образец породы:
1 - мерная проволока; 2 - цилиндрические пуансоны; D - диаметр проволоки;
l - толщина проволоки после воздействия силы

Благодаря тому, что отпечатки пуансонов на мерной проволоке двусторонние и симметричные, упрощаются измерения, достигается повышение точности и достоверности определения приложенной к образцу динамической или статической нагрузки по сравнению с известными методами [2, 3]. Это позволяет расширить диапазон применения динамометра для ударно-статических испытаний на материалы с различными прочностными свойствами и уменьшить длительность и трудоёмкость испытаний.

На основе предложенного динамометра в ДонГТУ разработан портативный прибор для экспресс-испытаний горных пород (рис. 3), который позволяет проводить массовые испытания на статический и ударный раскол и оперативно определять прочность пород в лабораторных и полевых условиях. Прибор содержит силовую раму, состоящую из двух стоек, опорных плит, зажимных винтов и динамометра (рис. 3а).



Рис. 3. Прибор для ударно-статических испытаний пород: а) с силовой рамой;
б) прибор при испытании пород (без рамы)

За счёт съёмных инденторов прибор позволяет проводить испытания на сжатие, растяжение и отрыв, как по стандартным, так и по новым разработанным методикам. Конструкция прибора позволяет легко менять инденторы. При использовании прибора в полевых условиях силовая рама может отсутствовать (рис. 3б).

Особенностью прибора является то, что силу воздействия инденторов на образец определяют по отпечатку на мерной проволоке (рис. 4), оставленному двумя цилиндрическими пуансонами.

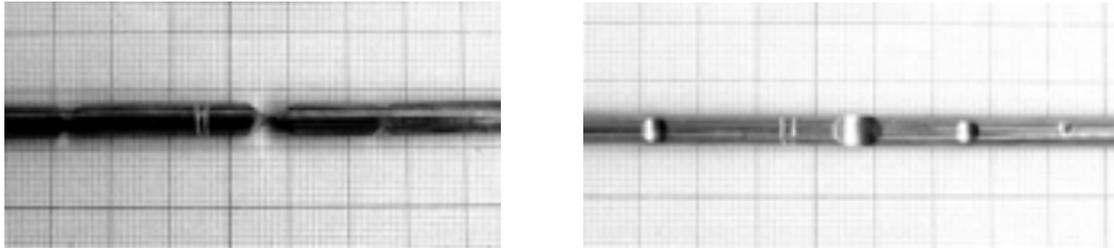


Рис. 4. Отпечатки пуансонов на мерной проволоке

Для проверки разработанного метода определения прочности были проведены испытания образцов на одноосное растяжение бразильским методом [4] на образцах прочностью 0,4-0,5 МПа (кусовой сахар и др.). При этом сравнили результаты, полученные при статической и динамической нагрузке, приложенной к исследуемому образцу.

Динамические испытания для определения предела прочности на одноосное растяжение проводили сферическими инденторами. Прибор (рис. 3а) устанавливали в рабочее положение, проверяли взаимодействие конструктивных элементов, устанавливали мерную проволоку. Исследуемый образец зажимали между сферическими инденторами вращением гаек и переходили к испытанию. Для этого, по ударной вставке наносили удар молотком, так чтобы образец раскололся. В противном случае испытание браковалось и подлежало повторению. Проводилось не менее 7 опытов для каждого испытуемого образца. Полученные результаты заносились в журнал испытаний. Определяли площадь поверхности раскола, для чего образец прикладывали этой поверхностью к миллиметровой бумаге, обводили контуры карандашом и прямым подсчётом измеряли площадь. Мерную проволоку извлекали из прибора и с помощью штангенциркуля измеряли величину толщины проволоки между отпечатками оставленными пуансонами (рис. 4). По тарировочному графику определяли силу необходимую для раскола образца сферическими инденторами.

При статических испытаниях сила, действующая на ударную вставку, создавалась гидравлическим прессом БП-3 конструкции ВНИМИ [4] и рассчитывалась по давлению масла в системе. После завершения испытаний и расчёта, сравнивали прочности образцов на растяжение, полученные при динамическом ($\sigma_p=0,97$ МПа, среднеквадратическое отклонение 0,018, коэффициент вариации 1,9%) и статическом ($\sigma_p=0,55$ МПа, среднеквадратическое отклонение 0,016, коэффициент вариации 2,9%) нагружении.

Оказалось, что при динамическом нагружении образцов их предел прочности на одноосное растяжение оказался почти в два раза больше, чем при статической нагрузке. Чтобы перейти от динамической нагрузки к статической, надо вводить поправочный коэффициент, равный 0,56.

Выводы: Проведённые исследования показали, что прибор и методику для экспресс-испытаний образцов произвольной формы можно использовать для исследования механических свойств горных пород, как при статическом нагружении, так и при ударном расколе. Для перехода от статических к динамическим результатам испытаний, необходимо использовать поправочный коэффициент. С помощью разработанного устройства и применением различных типов инденторов можно оперативно, в лабораторных или производственных условиях, определять прочность на растяжение.

Литература

1. Патент 86331 Україна, МПК7 G01L 1/06 (2006.01). Динамометр для ударно-статичних випробувань / Литвинський Г.Г., Касьянов В.О.; заявник і патентовласник Донбас.держ.техн.ун-т. – № U201308278, заявл. 01.07.2013; опубл. 25.12.2013, Бюл. №24 – 2 с.: іл. 2.
2. Авторское свидетельство СССР № 1446303, кл. Е 21 С 39/00 БИ № 47 от 23.12.88г.
3. Литвинский Г.Г. Экспресс-испытания горных пород на статический и ударный раскол / Литвинский Г.Г., Буй Чи Шоат. – Алчевск: ДГМИ, 1999. – 143.
4. Ардашев К.А. Методы и приборы для исследования проявлений горного давления / К.А. Ардашев, В.И. Ахматов, Г.А. Катков. - М.: Недра, 1981. - 128 с.

А.С. БОГДАНОВ

Донбасский государственный технический университет, Украина

АНАЛИЗ ОПЫТА КРЕПЛЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Изучены условия проведения и крепления подготовительных горных выработок на ш.«Суходольская-Восточная». На основе шахтных наблюдений дан анализ условий крепления и поддержания выработок на примере западного конвейерного штрека 25 западной лавы.

В настоящее время большинство подготовительных горных выработок (около 90%) крепят стальной рамной крепью из спецпрофиля СВП арочного или трапециевидного очертания [1]. При этом существующие стальные рамы в форме трапеции имеют недопустимо низкую несущую способность (не более 50-70 кН) и почти полностью вытеснены арочной крепью. Однако и арочные крепи далеки от совершенства, т.к. при отсутствии забутовки закрепленного пространства они легко деформируются даже при нагрузках 50-80 кН на раму. Поэтому актуальна задача повышения работоспособности крепи подготовительных горных выработок (ПГВ). Цель работы – проанализировать опыт применения рамной крепи в сложных горно-геологических условиях ш. Суходольская-Восточная и дать рекомендации по креплению горных выработок.

Горнотехнические условия на шахте следует отнести к самым неблагоприятным. Рассмотрим эти условия на примере западного конвейерного штрека лавы № 25 (рис. 1).

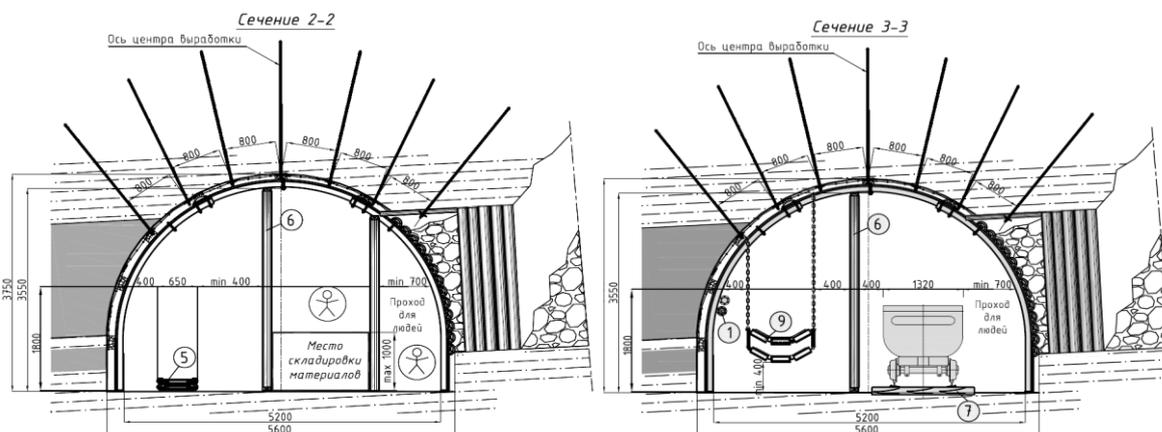


Рис. 1. Поперечное сечение конвейерного штрека в зоне сопряжения с лавой и после технологического отхода

Назначение штрека – подача свежей струи воздуха, доставка материалов и оборудования при отработке западной лавы № 25. Основная и непосредственная кровля пласта представлена алевролитами: малоустойчивыми и не устойчивыми в нижней части слоя. Почва представлена алевролитами темно-серыми, горизонтально-слоистыми, трещиноватыми, с отпечатками корней и стеблей растений, средней крепости, средней устойчивости. Угольный пласт i_3^1 опасен по внезапным выбросам угля и газа, выдавливанию. Песчаники кровли и почвы выбросоопасны.

Наиболее важные параметры паспорта проведения и крепления конвейерного штрека 25 ЗКШ представлены на рисунке 2. Система крепления выработки, представляет собой комбинированную систему анкерной и стальной арочной крепи с усилением деревянными стойками (рис. 1, 2).

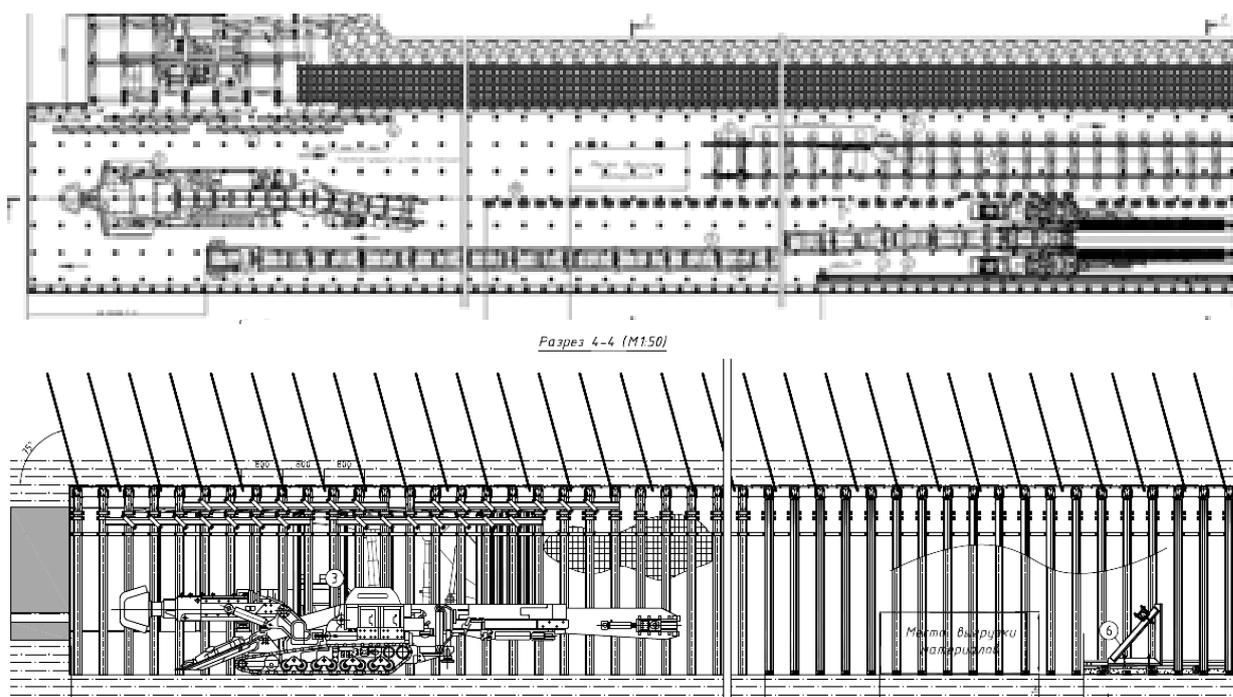


Рис. 2. Паспорт проведения и крепления конвейерного штрека 25 ЗКШ: продольный разрез и вид сверху

Анкерное крепление выработки выполнено сталеполлимерной анкерной крепью повышенной несущей способности со следующими параметрами: шаг установки анкерной крепи - 800 мм; расстояние между анкерами по ширине выработки - 800 мм; анкер металлический Ø25 мм длиной $L=2400$ мм; ампулы с полиэфирным составом Ø28 мм длиной $L=300\pm 600$ мм, подхват $L=2500$ мм (2 шт.).

Параметры стальной арочной крепи приняты в соответствии с расчётом, по которому выбрана арочная крепь КЦЛО-14,6 из профиля СВП-33 с узлом податливости ЗПК. Плотность крепи составляет 2 рамы/м. Затяжка кровли и боков по всему сечению выработки предусмотрена сеткой-затяжкой 800 x 1000 мм с величиной ячейки 100 x 100 мм. Крепление сетки-затяжки между собой осуществляют крюками. с боков выработки ведут установку 2 боковых анкеров $L=2400$ мм с применением сетки – затяжки

Выработка поддерживается вслед за лавой (рис. 1-2), и попадает в зону интенсивного стационарного опорного давления[2]. Как следует из анализа горно-геологических условий (ГГУ), выработка находится в сложных ГГУ, а принятые технические решения для крепления выработки нельзя признать безошибочным.

Прогнозируемые смещения пород кровли выработки за лавой для такой схемы поддержания составят (что подтверждается реальным поведением пород – см. рис. 3): со стороны массива угля, согласно выполненным исследованиям – 0,5...0,7 м; со стороны выработанного пространства – 1,2...1,7 м. Поскольку вертикальная конструктивная податливость принятой крепи не превышает 0,3...0,5 м, а узлы податливости при принятом уменьшенном верхняке крепи расположены почти перпендикулярно направлению преобладающих вертикальных смещений пород, крепь оказалась полностью деформированной.

Попытка увеличить устойчивость выработки за счет увеличения плотности крепи и применения тяжёлого спецпрофиля в конструкции (СВП-33) оказалась неэффективной, поскольку любое увеличение несущей способности крепи не способно повлиять на смещения основной кровли после прохода лавы, не спасает положение и установка в штреке дополнительных деревянных стоек по центру выработки;

Общее представление о состоянии штрека по мере удаления от сопряжения с уклоном можно проследить по фотографиям (рис. 3).

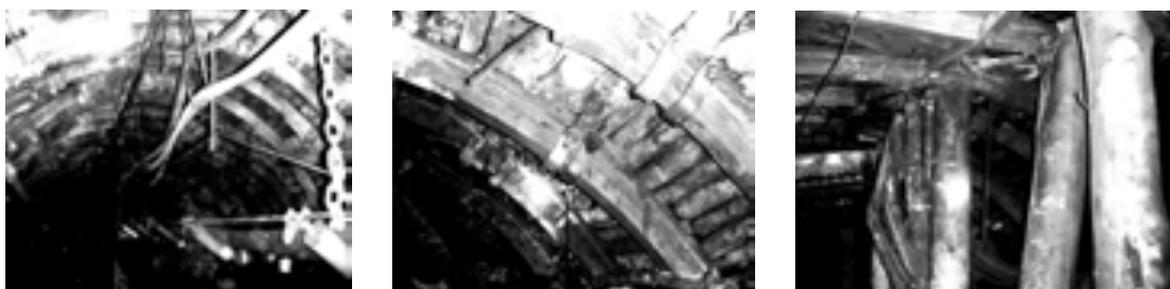


Рис. 3. Общий вид крепи штрека по мере удаления от уклона

Если возле уклона состояние штрека можно считать удовлетворительным, что объясняется наличием опоры в виде массива пород со стороны уклона, то по мере удаления от сопряжения с уклоном его состояние ухудшается, а затем происходит полная потеря общей устойчивости стоек крепи (по Эйлеру) и местная потеря устойчивости стенок профиля, которая оказалась явно недостаточной несмотря на применение спецпрофиля СВП-33. Стойки полностью потеряли несущую способность, что грозит завалом выработки.

На рис. 4. представлена типичная картина наклона рамы вдоль выработки после ее предварительной деформации, где можно наблюдать ухудшение состояния верхняков арочной крепи КМП. Такие рамы обладают ничтожной несущей способностью и представляют угрозу для горнорабочих из-за возможного внезапного обрушения.



Рис. 4. Деформации верхняков рамной крепи КМП разрывы сплошности, потери продольной устойчивости и скручивания профиля

В штреке в зоне стационарного опорного давления после прохода лавы наблюдается довольно интенсивное пучение почвы. Пучение проявляется уже на небольшом расстоянии от забоя (около 10-20 м) и происходит путем выдавливания слоев пород в виде продольно-поперечного изгиба и потери устойчивости [3].

Выводы: Следует заменить крепление горной выработки на крепь КРПТ–Т (крепь рамная податливая трапецевидная конструкции ДонГТУ) из спецпрофиля СВП-22 с шагом установки рам 0,8 м и конструктивной вертикальной податливостью 1,5 м в замках типа ЗПК, что соответствует смещениям кровли. При этом состояние выработки по крайней мере не ухудшится, а трудовые и материальные затраты на крепление снизятся в 1,8-2,5 раза.

Литература

1. Литвинский Г.Г. Стальные рамные крепи горных выработок / Г.Г. Литвинский, Г.И. Гайко, Н.И. Кулдыркаев. – К.: Техника, 1999. – 216 с.
2. Литвинский Г.Г. Опорное давление и устойчивость подготовительных выработок / Г.Г. Литвинский. – Уголь Украины, 1981, № 4. – С. 19-22.
3. Литвинский Г.Г. Механизм пучения пород почвы в подготовительных выработках / Г.Г. Литвинский. – Уголь, 1987, № 2. – С. 15-17.

А.Г. ВИШНЕВСКИЙ

Белорусский национальный технический университет, филиал БНТУ, Солигорск

УМЕНЬШЕНИЕ ПОТЕРЬ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ПУТЁМ ОТРАБОТКИ МЕЖПАНЕЛЬНОГО ЦЕЛИКА С ВЫРУБКОЙ В ОТРАБОТАННОЕ ПРОСТРАНСТВО, В УСЛОВИИ СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ

Введение

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

Потери полезного ископаемого (ПИ) при разработке месторождений подземным способом, в частности на Старобинском месторождении калийных солей, является актуальной на протяжении всего срока эксплуатации рудников.

Избежать потерь практически невозможно. Для этого необходимо проводить дополнительные мероприятия для обеспечения уменьшения потерь полезного ископаемого.

Цель исследований:

Уменьшить потери ПИ путём отработки межпанельного целика с вырубкой в отработанное пространство

Изложение основного материала:

При отработке II-III сильвинитовых слоёв 3го калийного горизонта, согласно [2] остаётся охранный целик и ширина его зависит от глубины разработки см. рис. 1.

Для наших условий см. график №2 - кривая для группы сближенных выработок, включающая панельные конвейерный и транспортный штреки, бортовой штрек лавы.

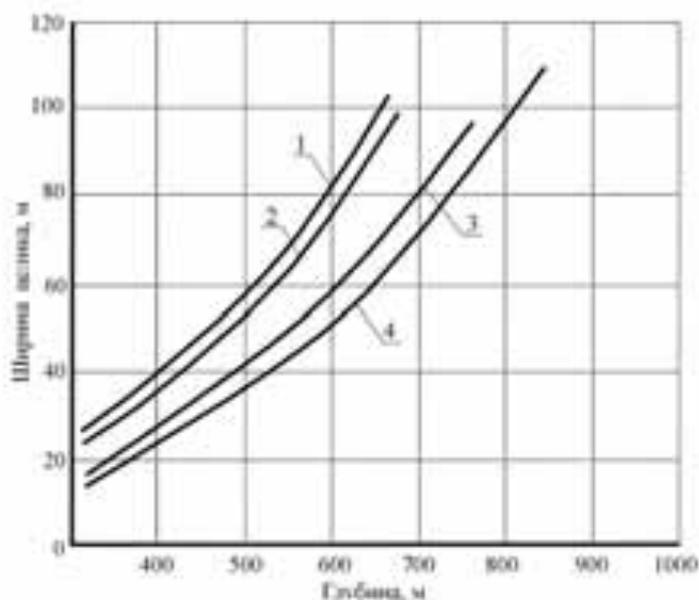


Рис. 1. Графики для выбора размеров охранных целиков (а) при поддержании выработок на границе со смежной обрабатываемой панелью

В расчетном варианте длина и ширина столба лавы обусловлена существующими панелями.

- 1) Длина лавы - 182 м;
- 2) Вынимаемая мощность - 2,1 м;
- 3) Длина столба - 2360 м;
- 4) Порядок отработки столба – обратный;
- 5) Управление кровлей – полное обрушение.

Одной из главных проблем на сегодняшний день, при ведении очистной выемки с применением бесцеликовой схемы, является вырубка в отработанное пространство соседнего столба. Что в свою очередь влечет необходимость применения дополнительных мероприятий по проветриванию, креплению и организации работ в лаве.

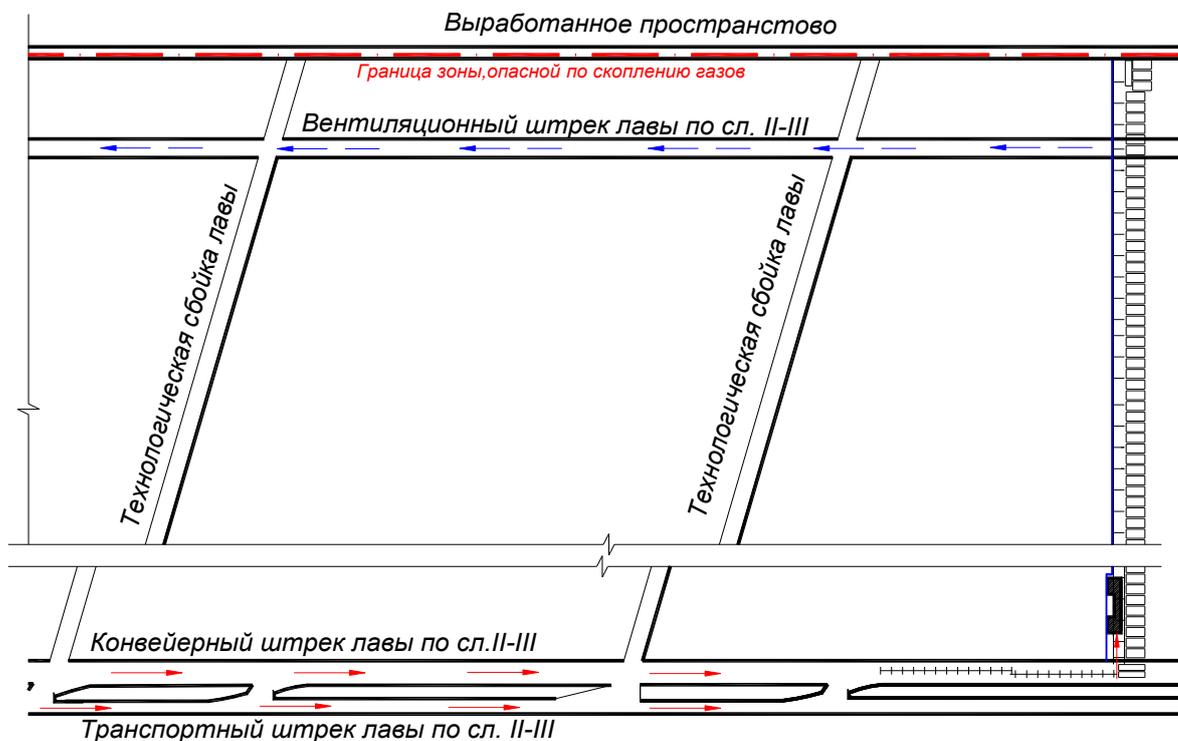


Рис. 2. план участка столба лавы (IV с.сл. условно не показан)

Т.к. IV сильвинитовый слой извлечён несколькими годами ранее, то горное давление в тупиковой части лавы можно считать безопасным

При организации подготовительных работ, необходимо при проходке очередной технологической сбойки, выполнять вырубку в бортовой штрек ранее отработанной лавы. Вырубку выполнять в «дистанционном режиме» с выполнением правил безопасности при ведении горных работ в зоне опасной по скоплению газа и пыли. До начала очистных работ (т.е. подготовка столба лавы и монтаж очистного оборудования), будет выполнено естественное проветривание и дегазация примыкающего участка отработанного столба лавы.

Этот способ подготовки столба лавы позволит, уменьшить количество остановок лавы обусловленных появлением газов из отработанного массива.

Вывод: отработка межпанельного целика бесцеликовой схемой с вырубкой в отработанное пространство, позволяет снизить потери полезного ископаемого до 260 тысяч тонн с одного столба лавы. Для того, чтобы достичь устойчивую работу очистного комплекса вследствие нежелательных газопроявлений из отработанной зоны, необходимо при подготовке столба лавы выполнять опережающие «дегазационные сбойки»

Литература

1. Кодекс Республики Беларусь «О недрах» от 14 июля 2008г. №406-3
2. Инструкция по охране и креплению горных выработок на Старобинском месторождении. ОАО «Белгохимпром», ЧУП «Институт горного дела» Солигорск-Минск 2010г.
3. Сборник научных трудов «Проблемы недропользования» СПГГИ, ч.1 Санкт-Петербург 2011г.
4. Инструкция по применению систем разработки на Старобинском месторождении ОАО «Белгохимпром», ЧУП «Институт горного дела», РУП ПО «Беларуськалий», Солигорск-Минск 2010 г.

ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ МЕХАТРОННЫЕ КОМПЛЕКСЫ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЯ С СИЛОВЫМИ УДАЛЕНИЕМ СОСТАВЛЯЮЩИХ КОМПОНЕНТОВ

В последние годы разработка полезных ископаемых сопровождается снижением качества добываемого первичного сырья, особенно при добыче угля за счет увеличения зольности и степени измельчения массы. Методы влажного обогащения угля, которые нашли широкое применение в мире, требуют привлечения в технологический процесс значительного объема воды и энергии с образованием большого количества отходов. Именно поэтому, проблема создания и реализация ресурсоэффективных методов обогащения мелких и средних классов угля в условиях геотехнических предприятий особенно актуальна. Создание компактного и энергоэффективного оборудования для обогащения угля, которое возможно использовать в условиях геотехнических предприятий, позволит значительно уменьшить транспортные расходы при доставке на обогатительные фабрики.

Среди методов сухого обогащения массы, которая состоит из нескольких компонентов, имеющих различные коэффициенты трения, следует отметить метод сухого обогащения по трению [1, 2]. Предложенные известные схемы методом обогащения по трению по ряду причин не нашли широкого применения. Главным недостатком существующих схем обогащения по трению следует считать сложность процесса взаимодействия компонентов массы при их движения, и как следствие, почти одинаковая траектория движения и малая скорость частиц компонентов. Также к недостаткам относят сложность изготовления рабочих органов обогатительных машин.

Для создания новой ресурсосберегающей технологии обогащения угля следует использовать процессы сегрегации, в основу которых положено использование триботехнических свойств разделяемых компонентов с созданием высокой скорости рабочих органов для обеспечения необходимой производительности.

Для устранения существующих недостатков авторами предложена новая схема сухого обогащения по трению [3], которая предусматривает силовое отделение частиц одного компонента от другого. Принцип работы машины обогащения по трению представлен на рисунке 1. При взаимодействии частицы диаметром d с валками диаметром D возможно два варианта дальнейшего движения частицы: первый - сил трения μP будет недостаточно для преодоления реакции нормальной составляющей действия валков, что приведет к проскальзыванию; второй – силы трения захватят частицу и произойдет ее измельчения. Характер взаимодействия валков с компонентами определяют геометрические и физические параметры частицы и валков. Спроектировав на ось OY силы, действующие на частицу можно найти зависимость между углом захвата α и коэффициентом трения μ для условий перехода скольжения в захват:

$$2P \cdot \sin(\alpha / 2) - 2\mu P \cos(\alpha / 2) = 0, \quad \operatorname{tg}(\alpha / 2) = \mu \quad (1)$$

Для определения коэффициента трения целесообразно использовать тангенс угла между тангенциальной и нормальной составляющей $\operatorname{tg}\varphi$. Подставив значение для коэффициента трения, получим значение для угла захвата:

$$\operatorname{tg}(\alpha / 2) = \operatorname{tg}\varphi, \quad \alpha = 2\varphi \quad (2)$$

Из выражения (2) следует вывод, что при одних и тех же геометрических параметрах взаимодействия валков с массой часть материала с большим значением угла трения будет захватываться, а часть останется в зоне контакта. Данный эффект следует использовать при отделении породы от угля, имеет коэффициент трения в 1,5-2,5 раза меньше, чем порода.

Также, рассмотрев схему взаимодействия частицы массы с валиком (рис. 1), можно найти связь геометрических параметров системы:

$$D = \frac{d \cdot \left(\cos \frac{\alpha}{2} - \frac{s}{d} \right)}{1 - \cos \frac{\alpha}{2}} \quad (3)$$

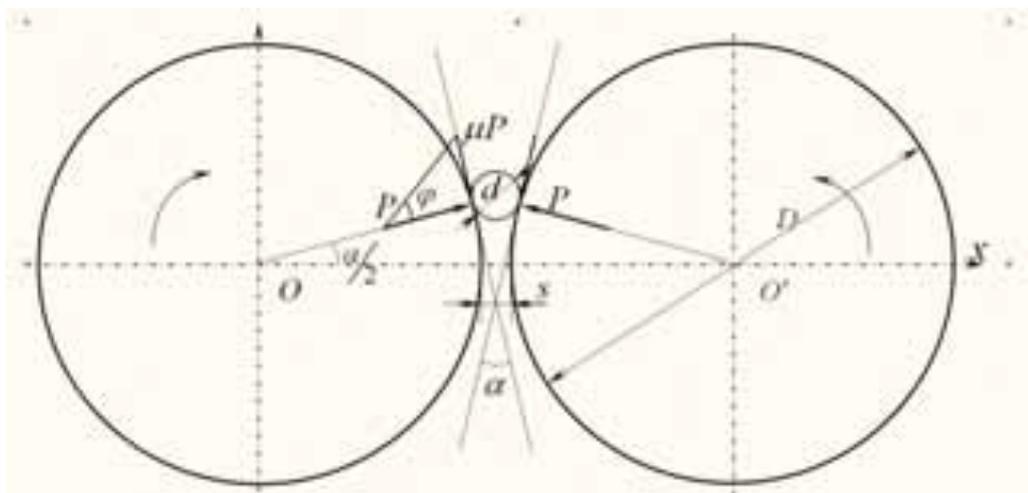


Рис. 1. Схема взаимодействия частицы с валками

Сделав анализ выражения (3), можно прийти к выводу, что для разного диаметра частицы d массы необходимо применять валок разного диаметра D . Но такое решение приведет к использованию валков переменного радиуса (конической формы), что в свою очередь приводит к высокой металлоемкости и сложности конструкции обогатительной машины, существенных энергозатрат на измельчение материала.

С целью устранения данных недостатков авторами проведены экспериментальные исследования обогащения за углом трения с силовым удалением породы (рис. 2). Экспериментальная установка содержит в себе валки постоянного диаметра с возможностью изменения межосевого расстояния и привод.

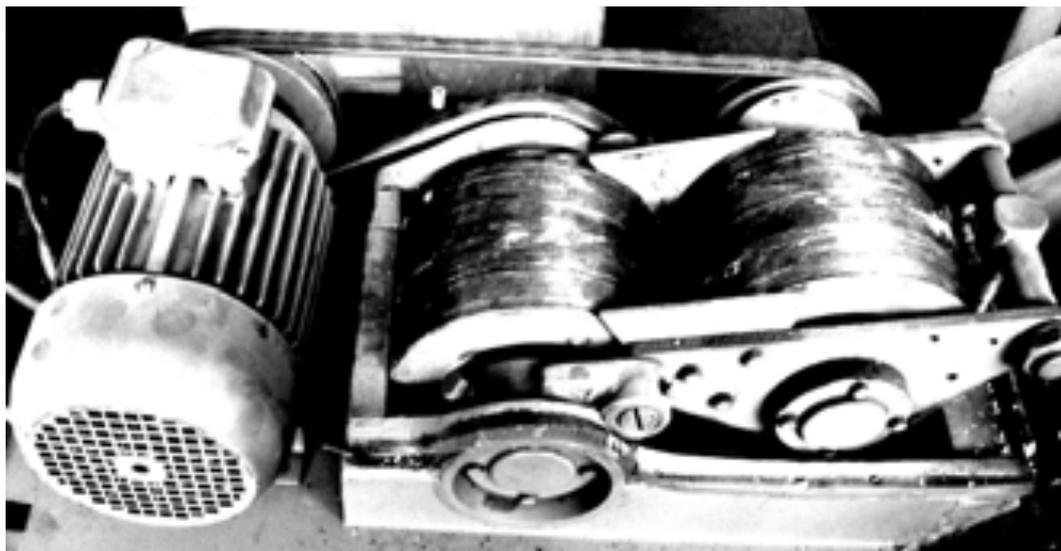


Рис. 2. Экспериментальная установка сухого обогащения по трению

Проведенные исследования подтвердили возможность обогащения за углом трения с силовым удалением породы цилиндрическими валками и способствовали созданию новой схемы машины (рис. 3). Важным отличием нового мехатронного комплекса является цилиндрические валки 1, оси которых расположены под углом друг к другу. Это позволяет изменить расстояние между валками вдоль их длины и, как следствие, позволяет обрабатывать горную массу разных фракций на одной машине. Изменение расстояния между валками также уменьшает степень измельчения, что приводит к уменьшению энергозатрат машины.

Следует отметить, что представленная схема при низкой зольности выхода угля имеет недостаточную производительность. Для устранения данного недостатка авторами предложена новая схема сухого обогащения по трению, которая предусматривает силовое отделение частей одного компонента от другого [4]. Принцип работы мехатронного комплекса обогащения по трению представлен на рис. 4. Мехатронная система избирательного дробления работает следующим образом. Масса из питателя 2 попадает в пространство между дисками 1, которые вращаются в одну сторону. Под действием сил трения частицы породы увлекаются дисками 1 и измельчаясь попадают в приемный бункер породы 4. Действие сил трения на куски угля достаточно для вращения вместе с дисками и недостаточно для их захвата и измельчения из-за сравнительно меньшего значения коэффициента трения угля по сравнению с коэффициентом трения породы. При этом диски 1 разгоняют и забрасывают части угля в приемный бункер угля 3.

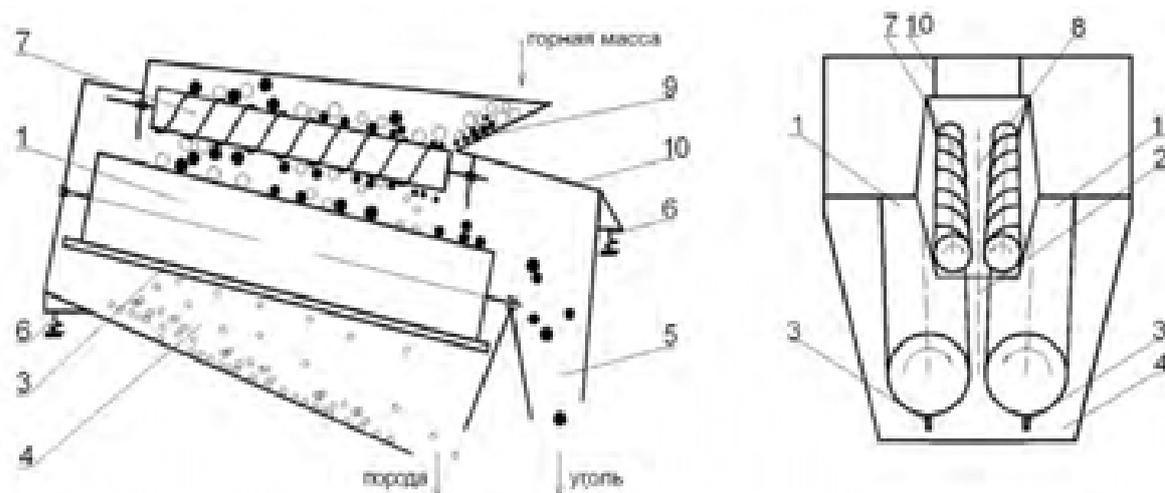


Рис. 3. Продольное сечение обогатительной установки по трению:
 1 - валки; 2 - камера измельчения; 3 - очистители; 4,5 - направляя лотки; 6 - амортизаторы; 7 - шнековый питатель; 8 - разгрузочная щель; 9 -бункер; 10 - корпус установки

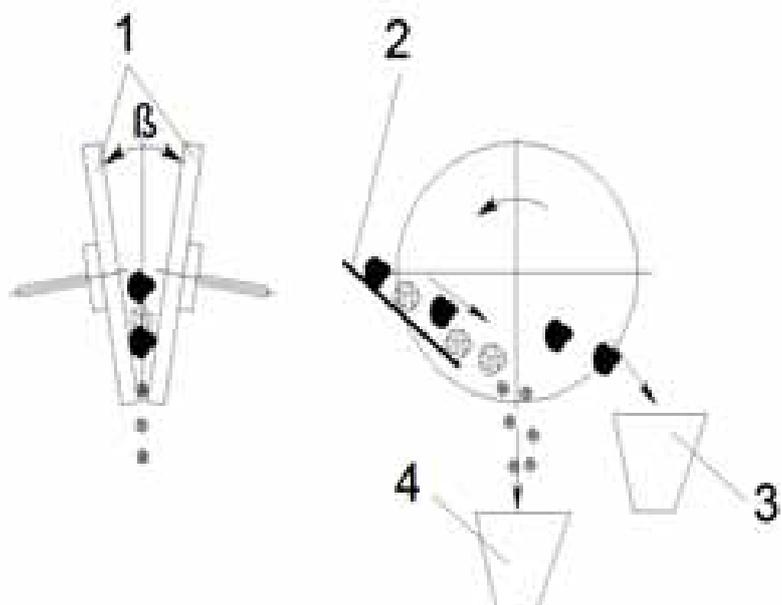


Рис. 4. Схема работы дискового комплекса

По принципу сухого обогащения по трению с силовым удалением породы научно производственным центром "Пресс", г. Носовка построен целый ряд мехатронных комплексов для обогащения угля различного класса (рис. 5).



Рис. 5. Мехатронные комплексы сухого обогащения угля

Представленные машины успешно прошли испытания на геотехнических предприятиях «Павлоградуголь» с подтверждением высоких технико-экономических показателей. Каждая из созданных машин предназначена для сортировки массы различной крупности и в совокупности образуют высокоэффективный комплекс обогащения угля с высокими показателями качества выходящего продукта.

Преимущества представленных новых способов обогащения по трению с силовым удалением породы относительно малые энергоемкость и массово-габаритные показатели, что позволяет использовать их в условиях геотехнического предприятия без транспортировки массы на обогатительные фабрики.

Установленные зависимости распределений давлений в зонах действия рабочих органов на массу позволяют установить основные энергосиловые параметры мехатронных систем обогащения и провести прочностные расчеты.

Литература

1. Патент 33930, МПК В02С 1/00 Верстатмашина виборного дроблення / Волошин Г. М.; Волошин А. Г.; Томурко О. А. – № 99042460; заявл. 29.04.1999; опубл. 15.08.2003, Бюл. № 8.

2. Самилін В. Спеціальні методи збагачення корисних копалин [Текст] : Курс лекцій / В. Самилін, В. Білецький ; Донецький національний технічний ун-т, Донецьке відділення Наукового товариства ім. Шевченка. - Донецьк : Східний видавничий дім, 2003. - 115 с.

3. Патент 47665, МПК В02С 4/00 Валкова дробарка/Шевчук С.П.; Шевчук О. С.; Зайченко С.В.; Киричук В.А.– № a200910296; заявл. 09.10.2009; опубл. 25.02.2010, Бюл. № 9.

4. Патент 82266, МПК В02С 18/00 Машина виборчого дроблення/Зайченко С.В.; Соколовський О.М.; Гарнець В.М.; Шевчук Н.А.– № u201301960; заявл. 18.02.2013; опубл. 25.07.2013, Бюл. № 14/2013.

В.А. ДРИБАН, Н.А. ДУБРОВА

Республіканський академічний науково-дослідницький і проектно-конструкторський інститут горної геології, геомеханіки, геофізики і маркшейдерського дела (РАНІМІ), Донецьк

ФОРМИРОВАНИЕ И ЭВОЛЮЦИЯ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ПОЛЕЙ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ МНОГОКРАТНОЙ ПОДРАБОТКЕ В ЦЕНТРАЛЬНОМ РАЙОНЕ ДОНБАССА

Центральный геолого-промышленный район Донбасса (ЦРД) – старейший горнодобывающий регион, разработка которого началась в конце 19 столетия и послужила базой для развития металлургических, химических и машиностроительных предприятий. На его территории расположены горные отводы 28 шахт, ряд крупных промышленных и химических производств. Высокая степень техногенной нагрузки провоцирует опасные аварийные ситуации. Например, в результате подработки Горловского химического завода произошла утечка опасных отравляющих веществ, что привело к отравлению шахтной атмосферы с летальным исходом.

Многократная подработка массивов в условиях ЦРД, ведущаяся более 130 лет является одним из наиболее значимых факторов, определяющих кардинальное изменение фильтрационных характеристик вмещающих пород. Поэтому, целью данной работы является оценка степени нарушенности массива горных пород вследствие многократного поэтапного воздействия знакопеременных разнонаправленных деформаций, возникающих в процессе эксплуатации месторождения, для дальнейшего прогноза изменения его фильтрационных характеристик.

В качестве объекта исследования выбраны горные отводы шахты Александр-Запад (где произошло отравление шахтной атмосферы) и двух прилегающих шахт им. Калинина и Кондратьевка общей площадью более 60 км². Горные предприятия работают с начала прошлого столетия и отрабатывают до 20 пластов на глубинах до 750-1000 м. В качестве тестовой модели для получения оценочных характеристик полей деформаций в произвольной точке массива горных пород, были выбраны три угольных пласта (k_5^2 , k_7 , k_7^1) шахты им. Калинина. Пласты k_5^2 , k_7 , k_7^1 отрабатывались на протяжении 80 лет с 20 по 90 гг. прошлого столетия и имеют углы падения от 52° до 56°.

Для проведения расчетов был использован следующий подход. Все лавы в пределах каждого пласта были объединены по временным периодам отработки. В качестве шага был установлен интервал 10 лет. В результате аппроксимации около 1000 лав выделено 125 контуров горных работ по трем угольным пластам, которые разбиты на группы, соответствующие восьми временным интервалам отработки с шагом в десятилетие. Для определения значений деформаций в произвольной точке массива, исходные данные о глубине отработки всех аппроксимированных контуров очистных горных выработок на горизонте «0» приведены к значениям, соответствующим горизонтам «-250», «-450» и «-650» метров. Из расчета исключены контуры, которые фактически расположены выше обозначенного горизонта.

Горно-геологические условия отработки исследуемой территории - большое количество отрабатываемых пластов, крутое падение и малое межпластовое расстояние – потребовали учета многократности подработки для получения достоверной оценки напряженно-деформированного состояния массива. Поэтому, при расчете параметров деформаций точки массива [1 ,2] было учтено влияние

множественных вышележащих старых горных работ на каждом этапе последующей отработки. Для расчета максимальных оседаний от текущих горных работ с учетом влияния старых выработок, использовано рекуррентное соотношение вида (1):

$$\eta_{t_n}^{общ} = \eta_{t_n}^{нов} + \frac{\Delta q}{q_0} \eta_{t_{n-1}}^{общ} \quad (1)$$

где t_n – расчетный период; n – количество расчетных периодов.

На рисунке 1 представлены зоны влияния аппроксимированных контуров горных работ пласта k_5^2 тестовой модели.

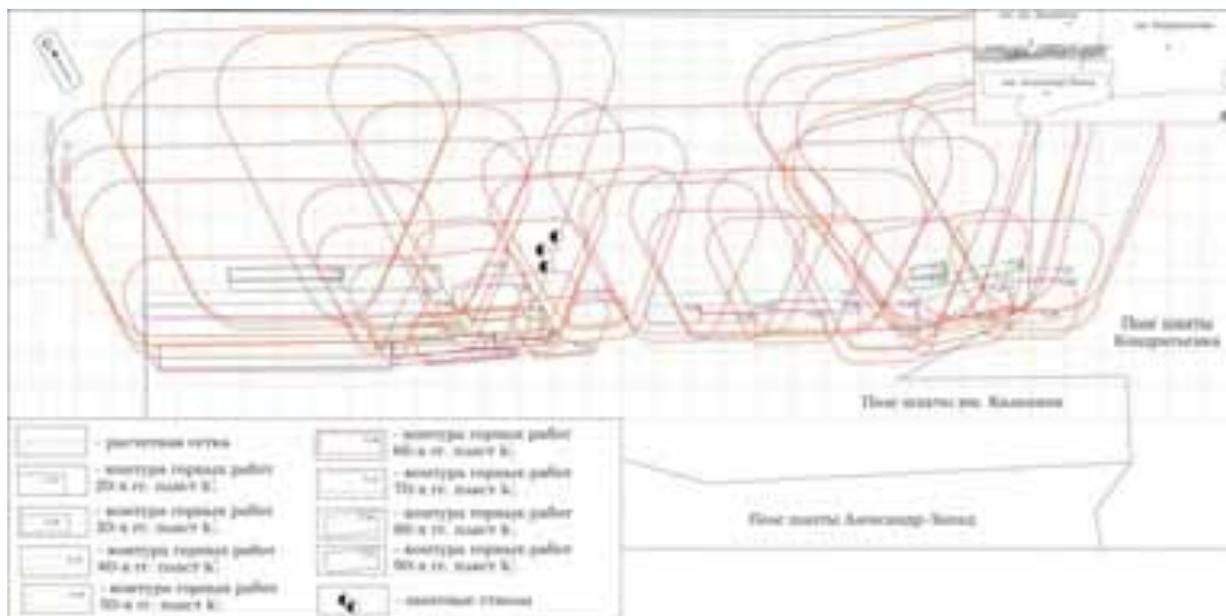


Рис. 1. Зоны влияния контуров горных работ по пласту k

В качестве примера, на рисунке 2 представлена динамика изменения деформационных полей с временным шагом в десять лет.

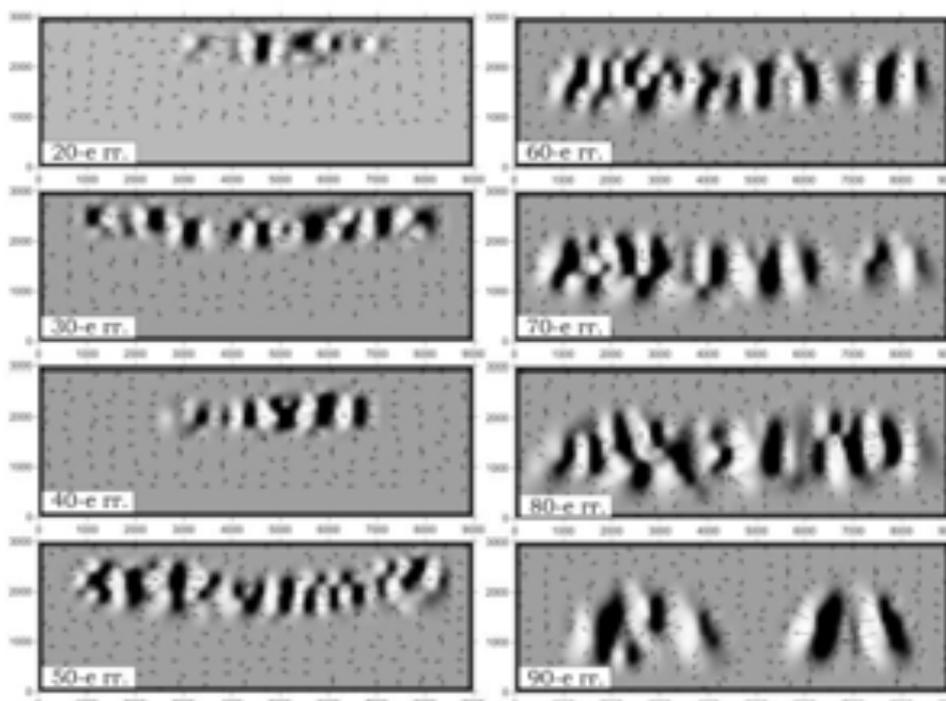


Рис. 2. Динамика изменения полей горизонтальных деформаций на горизонте «0»

Распределение значений горизонтальных деформаций в пределах исследуемой площади характеризуется чередующимися пространственно сопряженными зонами сжатия и растяжения, прослеживающимися на всех этапах отработки. Зоны сжатий и растяжений, представляют собой приблизительно равные по площади области, характеризующиеся близкими по величине значениями и приблизительно равным пространственным шагом чередования в пределах каждого рассматриваемого временного периода.

Для адекватного описания накопления поврежденности массива горных пород в процессе подработки, следует учитывать тот факт, что породы различным образом реагируют на различные виды деформаций. Наиболее устойчивы горные породы к деформациям сжатия, в то время как прочность на растяжение составляет, как правило, не более 10 % от прочности на сжатие [3]. Предельные значения деформаций растяжения, для пород исследуемого района, при которых происходит разрушение и образование трещин колеблются в пределах 0,05 – 0,25 мм/м, а сжатия – 2 мм/м [3].

Таким образом, увеличение значений горизонтальных деформаций растяжения, достигающих на некоторых участках 5÷7 мм/м и превышающих предельные значения в 20÷30 раз, свидетельствует о кардинальном изменении естественного состояния вмещающих пород именно вследствие многократной долгосрочной подработки.

Анализ полученных результатов позволяет сделать вывод, что долгосрочная многократная подработка угольных пластов в условиях крутого падения приводит к образованию в массиве горных пород чередующихся пространственно-сопряженных зон сжатий и растяжений, замещающих друг друга в процессе ведения горных работ и генерирующих квазирегулярную сеть вертикально ориентированных техногенных коллекторов, которые являются миграционными коридорами, способствующими распространению поллютантов в массиве.

Достоверность полученных результатов, свидетельствующих о трансформации массива горных пород в квазиоднородную по фильтрационным характеристикам среду, подтверждается обработкой экспериментальных данных о распределении вредных загрязняющих веществ на территории исследования [4, 5].

Разработан и реализован инкрементальный подход для временной оценки трансформаций полей деформаций и проницаемости массива горных пород в процессе подработки, который является базисом для оценки изменения фильтрационных характеристик массива горных пород условиях многократной систематической долгосрочной подработки массивов. Как представляется, данный подход позволяет решать многочисленные гидро-геомеханические задачи и, в частности, задачи прогноза развития контаминационных процессов в горных массивах.

Литература

1. КД 12.01.01.201-98 Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания: Руководящий нормативный документ Министерства угольной промышленности Украины / Издание официальное. Министерство угольной промышленности Украины. Киев, 1998. – 149 с.
2. ГСТУ 101.00159226.001 – 2003. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. Введ. 01.01.2004.– К., 2004. – 128 с.
3. Прочность и деформируемость горных пород / Ю.М. Карташов, Б.В.Матвеев, Г.В. Михеев, А.Б. Фадеев. М., недра, 1979, 269 с.
4. Дрибан В.А. Изучение количественных и пространственных параметров распределения вредных загрязняющих веществ в техногенно нарушенном массиве горных пород сложного строения / Дрибан В.А., Дуброва Н.А. // Наукові праці УкрНДМІ НАН України. – Донецьк: УкрНДМІ НАНУ, 2012. – № 11. - С. 306-318.
5. Дрибан В.А. Метод определения фильтрационных характеристик многократно подработанного массива / Дрибан В.А., Дуброва Н.А. // Сборник научных трудов УкрНИМИ. – Донецьк: УкрНДМІ НАНУ, 2015. – № 15. - С. 192-209.

А.А. КЛИМОВ

ОГП ООО «Полиметалл Шахтопроходка»

«ТРОСОВОЕ КРЕПЛЕНИЕ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «БИРКАЧАН»

Целью данной работы является обоснование целесообразности тросового крепления очистного пространства в условиях месторождения «Биркачан».

Задачами исследования являются:

- Увеличение безопасности ведения горных работ;
- Уменьшение подготовительно-нарезных работ;
- Уменьшение потерь и засорения добываемой руды;
- Расчет экономического эффекта и проведение анализа полученных результатов.

Для достижения поставленной цели и решаемых в связи с ней задач, работа разделена на главы.

В первой главе дается краткая характеристика месторождения, рассматриваются такие разделы как геологическая характеристика месторождения, анализ колонкового бурения, геомеханическое обоснование параметров системы отработки. На основе этих данных предлагается использовать тросовое крепление

очистного пространства с помощью автоматизированной установки «Sandvik DS421-C». Также в этой главе дается сравнительный анализ полученных результатов.

Вторая глава посвящена экономическому обоснованию применяемого метода.

Для экономического роста и благополучия любого горного предприятия важно чтобы его продукция была максимально качественна при минимальных затратах на ее добычу. Особенно важен этот вопрос при добыче и переработке благородных металлов. Стремительное развитие технологий в горном производстве позволяет более эффективно добывать полезное ископаемое из недр земли и обеспечивает безопасное ведение горных работ. Основным критерием для этого является уменьшение потерь и разубоживания при добыче полезного ископаемого

Золото-серебряная минерализация, с которой связаны промышленные запасы золота и серебра, приурочена к тектонической зоне (прикальдерный разлом). Прикальдерный разлом контролирует размещение рвущих эруптивных брекчий, с которыми пространственно связаны гидротермальные, в том числе и рудные образования.

По данным геологических изысканий, полученных в результате изучения месторождения, породы представлены вулканогенно-осадочным комплексом средне-основного состава.

Породы висячего бока рудного тела характеризуются как неустойчивые.

Исходя из данных колонкового бурения был проведен анализ и рассчитан показатель нарушенности пород. Показатель качества породы (RQD) – это отношение общей длины сохраненных кусков керна длиной более 10 см к длине пробуренного интервала в скважине. Было выявлено, что породы висячего бока рудного тела №2 характеризуются как неустойчивые. Так же по разрезу можно предположить, что с глубиной устойчивость пород висячего блока увеличивается.

После получения данных геологической разведки, отделом геомеханики и гидрогеологии «Полиметалл Инжиниринг» были проведены расчеты устойчивости высоты этажа и построена геомеханическая модель.

Заключение геомеханики показало, что при отработке Р.Т. №2 подэтажными штреками, высота этажа составила 30 м, а предельный пролет камеры составит 20 м.

Проанализировав геологические и геомеханические свойства месторождения «Биркачан», видно, что породы висячего бока рудных тел более дезинтегрированы, проходка выработок в пределах висячего бока будет осложнена низким классом устойчивости пород кровли, велик риск засорения руды при ведении очистных работ. Для уменьшения засорения руды и увеличения устойчивости висячего бока предлагается тросовое крепление очистного пространства

Канатный анкер предназначен для крепления горных выработок путем глубинного анкерования окружающих пород. Закрепление канатного анкера производится при помощи полимерного состава или цементного раствора по всей длине шнура, что обеспечивает устойчивое состояние горного массива.

При отработке данного месторождения были подобраны две системы отработки:

- Система разработки подэтажными штреками
- Слоевая система разработки
- Преимущества каната:
- Высокое разрывное усилие;
- Оптимальная несущая; способность/устойчивость системы;
- Обеспечивает фиксацию породы по всей длине.

Для автоматизации производственного процесса предлагается использование подземной буровой установкой, которая выполняет полностью механизированный рабочий цикл:

- Бурение
- Заполнение раствором
- Монтаж кабеля

Представлены технические характеристики данной буровой установки. Все размеры были проверены и подходят под сечения, применяемые на месторождении «Биркачан».

Для отработки месторождений подземным способом очень важно, чтобы массив окружающих пород был устойчивый. Отказ такой системы может привести к возникновению напряжений в массиве, в последствии чего может привести к вывалообразованию, засорению руды, повреждению оборудования, травм и т.д., стоимость которых значительно превышает первоначальную стоимость крепления.

Sandvik DS421-C – это буровая установка для крепления горных выработок и тоннелей, устанавливающая многожильные тросовые анкера с глубиной их установки до 25 м. Буровая установка оборудована миксером для приготовления раствора, демонтируемой платформой для хранения цемента и тросовым барабаном, что позволяет ей в течении нескольких смен работать без пополнения расходных материалов.

Преимущества:

- Все операции выполняются одним оператором, находящемся в кабине, что обеспечивает ему повышенную безопасность;
- Механизация процесса возведения крепи обеспечивает надежность и высокое качество каждого анкера;
- Мощные высокопроизводительные перфораторы обеспечивают высокую скорость бурения и снижения затрат на буровую сталь.

Процесс вскрытия и подготовки рудного тела для дальнейшей его отработки. Подготовка осуществляется при помощи двух спиральных автосъездов, с которых производится вскрытие рудного тела квершлагами. Далее по простиранию рудного тела проходят рудные штреки, с которых осуществляется закрепление очистного пространства тросовыми анкерами с помощью механизированной буровой установки. Возможны различные способы поддержания висячего бока.

При применении тросового крепления очистного пространства, высота этажа увеличилась, а следовательно уменьшился объем подготовительных и нарезных работ, в частности уменьшения количества камер, междуэтажных и междукамерных целиков. За счет придания устойчивости вмещающих пород со стороны висячего бока, можно увеличить пролет этажа с 20 метров до 50-60 метров. Данный расчет был произведен на примере месторождения с подобными горно-геологическими условиями.

Впервые тросовое крепление было использовано в начале 1970 годов в Брокен-Хилл, Австралия. Позже, тросовое крепление широко использовалось и используется по сей день во многих горнодобывающих компаниях всего мира. В США тросовое крепление начало использоваться в 1977 году горнодобывающей компанией Homestake, южная Дакота. На руднике Буск, расположенном в Канаде, горно-геологические условия схожие с условиями месторождения «Биркачан». Вмещающие породы рудного тела были мягкими, сильно трещиноватыми. Для решения вопроса безопасности и обеспечения устойчивости массива со стороны висячего бока, очистное пространство крепили с помощью канатных анкеров. Для этого разрабатывался проект на крепление, после чего делалась геомеханическая модель с расчетами устойчивости массива

На основании расчетов был проведен анализ производственных показателей, который показал, что объем подготовительных и нарезных работ можно уменьшить на 815 п.м., объем которых составит 5459 м³. За счет снижения показателей засорения объем руды уменьшился на 14538 т. Количество добываемого металла в товарной руде увеличится порядка 50 кг условного металла за счет уменьшения объемов рудных целиков. В варианте применения тросового крепления очистного пространства, удельный объем подготовительно-нарезных работ уменьшился

При подсчете экономической эффективности было выявлено, общие затраты при отработке рудного тела №2 месторождения «Биркачан» уменьшились 2 140 000 долларов, расчетная выручка от реализации металла составила 1 700 000 долларов. Таким образом ожидаемый эффект от внедрения данного метода, составит порядка 3 841 605 долларов.

В заключение необходимо отметить, что применение данного метода имеет ряд преимуществ:

- Поддержание, а также усиление устойчивости горного массива;
- Увеличение несущей способности массива;
- Предотвращение обвалов со стороны висячего контакта;
- Безопасное ведение горных работ и увеличение срока службы камер;
- Увеличение высоты этажа за счет придания устойчивости массива;
- Уменьшение затрат на подготовительно-нарезные работы при подготовке рудного тела;
- Экономический эффект – 3 841 605 \$.

Д.А. НЕСКРЕБА, П.И. ПОЛЯКОВ

Институт физики горных процессов, Донецк

ОСНОВЫ МЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ РАЗРУШЕНИЯ НЕСПЛОШНЫХ СРЕД ПРИРОДНОГО МАССИВА

Идея работы заключается в исследовании и обосновании связи и роли влияния напряженных состояний на сравнительные оценки механики разрушения не сплошной среды слоистой структуры природного массива.

В данной идее можно выделить несколько ключевых и важных фраз, сравнительной оценки механики и разрушение не сплошной среды. Эти фразы отражают идею данной работы. На природный массив мы будем смотреть как на не сплошную среду и будем проводить сравнительный анализ со сплошной средой.

Разнообразие физических свойств пород обусловлено сложностью их минерального свойства и структуры.[1] Прямое экспериментальное исследование механических процессов, которые происходят в природном массиве, т.е. в натуральных условиях, связано со значительными техническими трудностями.

Это исследование ставит цель установления закономерностей влияния физических свойств пород, которые вмещает природный массив, на механизм и процесс их разрушения для определения предельного состояния массива вокруг выработки с учетом системы породугольный пласт.

Природный массив представляет собой сложную многокомпонентную горную породу органического происхождения.

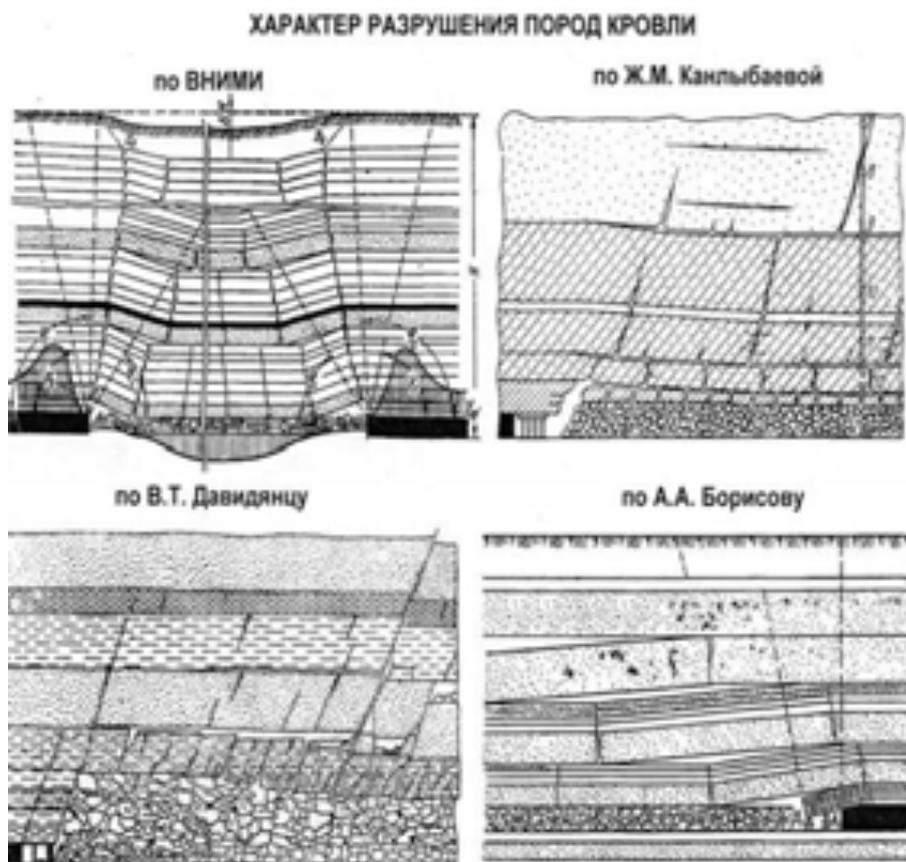
Большинство процессов, происходящих в природном массиве, включая и добычу полезного ископаемого, непосредственно связаны с разрушением природного массива.

Природный массив существенно отличаются от других твердых тел, прежде всего дефектностью своей структуры, большой изменчивостью своих физико-механических свойств. Важным моментом является также то, что разрушение массива происходит в условиях сложного нагружения, а именно объемного не равнокомпонентного сжатия.

С ростом глубины разработки угольных пластов постоянно требуется прогноз изменения механических свойств и механизма разрушения углей. И в этом есть большие сложности, потому что нужно определить что главное, а что второстепенное, от чего отталкиваться. В связи с этим установление закономерностей разрушения природного массива в зоне предельного состояния в зависимости от видов их напряженного состояния и глубины залегания является актуальной задачей.[2]

В настоящее время есть большая наработка по разрушению образцов природного массива.[10]

К этим наработкам приложены теоретические расчеты, проанализировав некоторые, мы предполагаем, что в расчетах заложена погрешность.



Результаты прогноза напряженно-деформированного состояния вмещающего массива при ведении очистных работ в первую очередь зависят от его строения состава и мощности. Последние достижения горной науки обязывают принимать для исследований дискретный массив, обусловленный слоистостью пород различной литологической разности.[6]

Отметим, что без полного понимания механических свойств природного массива невозможно прогнозировать при выборке ископаемых его поведение. Все существующие методы расчета, так или иначе, привязаны к сплошным средам, (методы расчета накладывают на не сплошную среду), что в свою очередь приводит к большим погрешностям в расчетах. Из-за этого невозможно представить общепринятую модель для прогнозирования разрушений.

В работе мы показали, что при расчете усилий для не сплошной среды упругую область практически оценить сложно.

Так же добавим, что рассматривая разные источники и эксперименты делаем такой вывод. Эксперименты проводились на больших образцах, которые изначально имеют большую степень нарушенности, а при обработке эта нарушенность только увеличивается, что накладывает дополнительную погрешность на расчет.

Для того чтобы уменьшить эту погрешность нужно использовать образцы общепринятых размеров.

Подводя итог, делаем заключение, все существующие методы расчета, так или иначе, привязаны к сплошным средам, (методы расчета накладывают на не сплошную среду), что в свою очередь приводит к большим погрешностям в расчетах. Из-за этого невозможно представить общепринятую модель для прогнозирования разрушений.

Литература

1. Охрана капитальных выработок от влияния очистных работ. Издательство «Техніка», 1983 г.
2. Б.М.Иванов, Г.Н. Фейт, М.Ф. Ясновская. Механические и физико-химические свойства углей выбросоопасных пластов. Издательство «Наука». - Москва, 1979 г.
3. Турчинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В., Основы механики горных пород. - М: Недра 1977 г. – 503 с.
4. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М: Недра, 1980 – 360 с.
5. Христианович С.А. Механика сплошной среды / Христианович С.А. – М.: Наука, 1981.
5. Хилл Р. Математическая теория пластичности / Хилл Р. – М. : Мир. – 416 с.
6. Исследование процессов возникновения внезапных выбросов угля и газа. - М: Издательство Наука, 1978 г., 105 с.
7. Основы механики разрушения. Изд. Металлургия, Москва, 1978г., 240 с.
8. С.Г. Аверешин “Горные удары”, 233 с.
9. Поведение вещества под давлением. Изд. Московского университета, 1962 г., П.М. Огибалов, И.А. Кийко, 153 с.

Ю. ПАРХАНЬСКИ

Силезский технический университет Гливице, Польша

ТРАВМАТИЗМ РАБОТНИКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ В ПЕРИОД РЕСТРУКТУРИЗАЦИИ НА ШАХТАХ ПОЛЬШИ

Аннотация: В работе представлены некоторые данные реструктуризации угольных шахт за период 1993-2010 гг. По представленным данным на основе ряда показателей проанализирован травматизм работников шахт, без учета фирм, обслуживающих шахты на аутсорсинге (outsourcing).

1. Реструктуризация

Процесс реструктуризации угольных шахт в Польше начался в 1993 году и продолжается до настоящего времени. Главной целью было достижение стабильной рентабельности шахт. Главная цель достигалась поэтапными программами (частными целями) – финансовой реструктуризацией, технической, организационной и реструктуризацией занятости. В программе реструктуризации, как главной целью, так и целями частными не декларировалось повышение безопасности труда рабочих на шахтах и снижение травматизма. Эта проблема должна разрешаться через цели частные. Некоторые показатели, достигнутые в процессе реструктуризации шахт, приведены на рис.1.

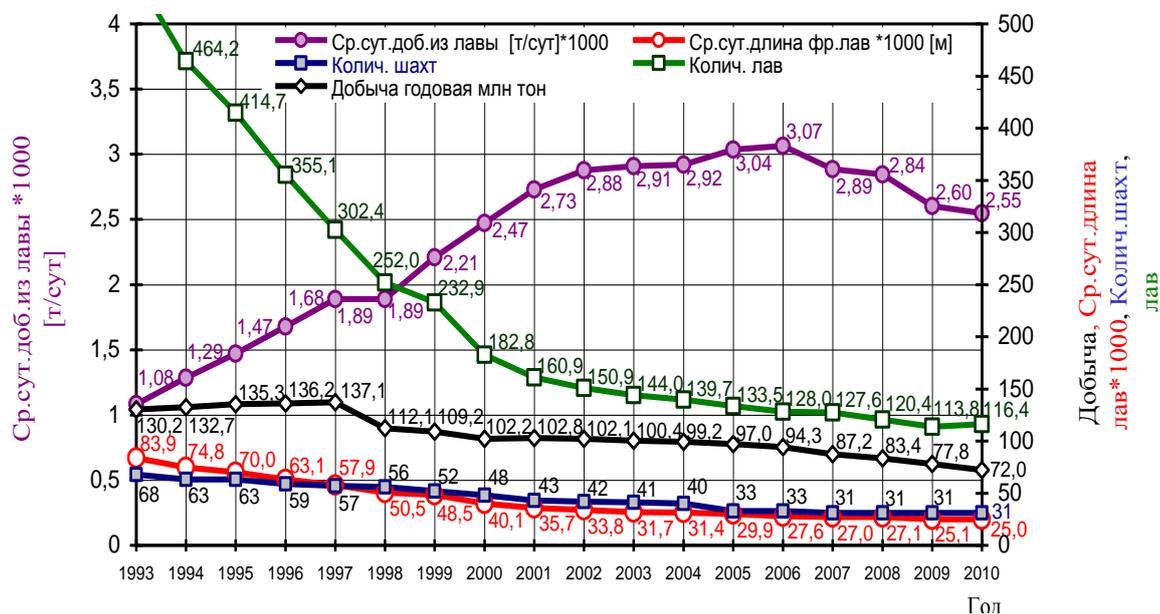


Рис.1. Некоторые параметры технической и организационной реструктуризации угольных шахт за период 1993-2010 гг. [1,2]

Добыча угля в начальный период реструктуризации находилась на уровне свыше 130 млн тонн, а, начиная с 1998 года, уменьшалась и в 2010 году достигло уровня 72 млн тонн (-45%). В этот период количество шахт уменьшилось с 68 до 31, т.е. почти в 2,2 раза. Добыча в 2010 году была получена из 116,4 работающих лав, в то время как в 1998 году лав таких было 545,1, т.е. в 4,7 раза больше. Сократилась также суммарная линия очистных забоев с 83,9 тыс.метров до 25 тыс.метров- т.е. в 3,4 раза.

Стремление к концентрации горных работ, которое по определению снижает затраты, к 2006 году получен 2,8-кратный прирост среднесуточной добычи из лавы (от 1,08 до 3,07 тыс. тонн в сутки), после чего добыча до 2010 года уменьшалась и достигла уровня 2,55 тыс. тонн в сутки. В период этого уменьшения

среднесуточной добычи, остальные выделенные параметры (количество шахт, лав, длина фронта и т.п.) также уменьшались, что содействовало концентрации горных работ и дальнейшему возрастанию среднесуточной добычи. Причины этого уменьшения следует искать, о чем предупреждали специалисты, в росте интенсивности природных опасностей, в т.ч. метаноносности и связанных с ней угроз взрывов и возгораний метана.

В начальном периоде реструктуризации шахт значительной проблемой был рост численности персонала, составлявший значительную долю в себестоимости продукции, и который необходимо было уменьшать без массового увольнения работников. Решение этой проблемы было заложено в подпрограмме - реструктуризация численности (рис.2.)

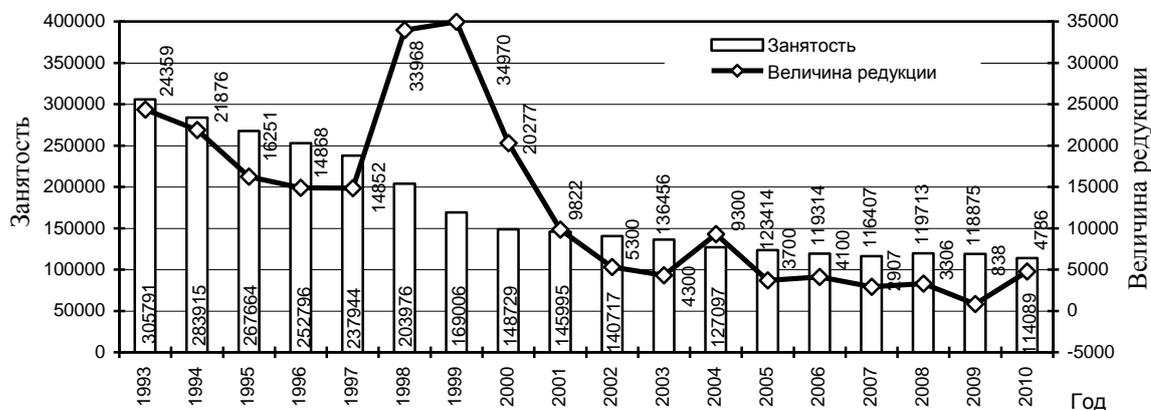


Рис. 2. Величина занятости и динамика ее редукции [1,2]

Снижение численности достигалось в основном по естественным причинам с блокированием приема новых сотрудников. В 1988 и 1989 гг. Правительство выделило значительные суммы для активизации процесса снижения численности (т.наз. стимулирующий пакет GPS). В 2000 оказалось, что на шахтах возник дефицит численности сотрудников, как управленцев, так и высококвалифицированных рабочих различных специальностей. Этот дефицит принялись возмещать, zatrudняя на условиях аутсорсинга различные вспомогательные фирмы.

Статистика привлечения аутсорсинговых вспомогательных фирм ведется лишь с 2005 года на уровне Высшего Горного Управления (WUG), а с 2009 года осуществляет специальное Агентство Реструктуризации. [2] О реальных цифрах численности с учетом аутсорсинга трудно полемизировать, поскольку в 2010 году численность по данным WUG была в 1,9 раза выше, чем по данным Агенства.

2. Травматизм

Частота несчастных случаев, определяемая показателем W_z (количество случаев на 1000 работающих) по отраслям хозяйственной деятельности представлена на рис.3.

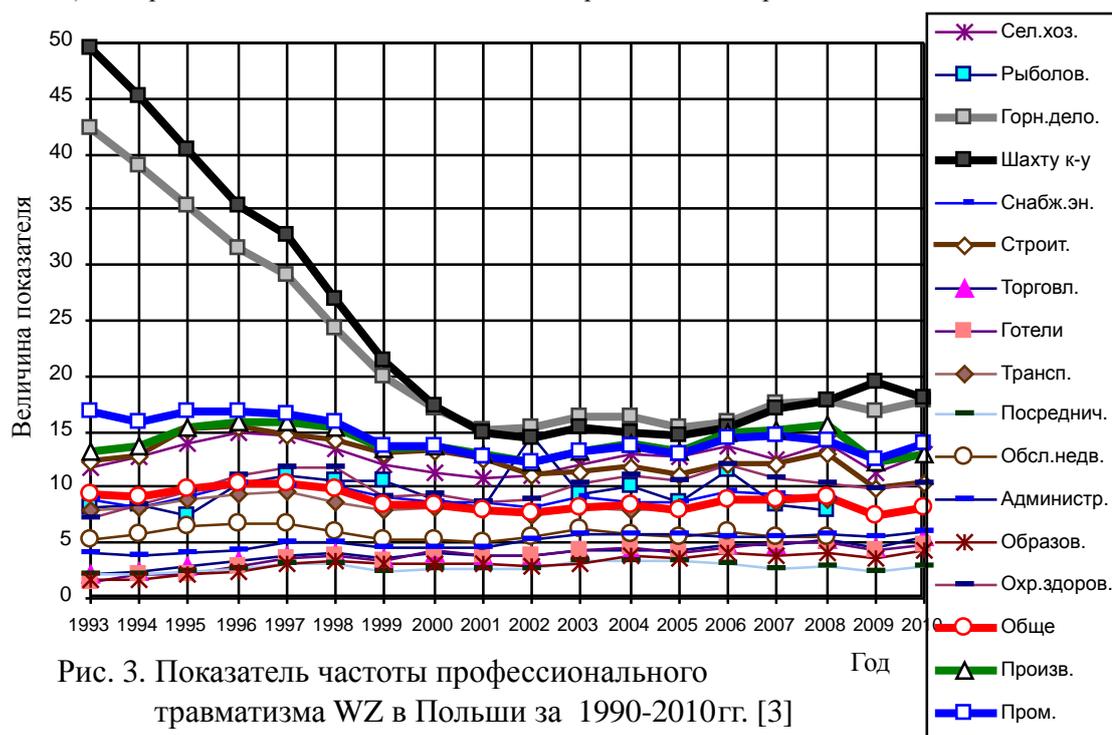


Рис. 3. Показатель частоты профессионального травматизма W_z в Польши за 1990-2010гг. [3]

Представленные зависимости демонстрируют, что травматизм в угледобывающих шахтах в сравнении с другими отраслями - самый высокий. Характерным для шахт является резкое, почти 3,5 кратное, падение значений показателя частоты травматизма с 49,5 в 1993 г. до величины 14,5 в 2002 году. Таких изменений не отмечено ни в одной другой отрасли хозяйственной деятельности. В следующие три года наступила стабилизация значений показателя, а с 2006 года наблюдается постепенный рост.

Остальные показатели частоты несчастных случаев W_T (число случаев на 1млн. тонн угля), W_G (число случаев на 100 тыс. человеко-смен) для угольных шахт имеют тенденцию изменения, подобную показателю W_Z . В то же время показатель тяжести несчастных случаев (количество дней нетрудоспособности на один случай без учета смертельных) имеет противоположную тенденцию изменения, чем показатели частоты.

Представленные зависимости показателей травматизма для каменноугольных шахт, по отношению к представленным параметрам технической реструктуризации, которые считаются официальными данными, можно было бы признать адекватными и характерными для периода реструктуризации. Однако, исследования абсолютных значений составляющих показателей травматизма показывают, что на тенденцию изменений показателей травматизма влияли и другие причины, кроме программы частичной реструктуризации шахт.

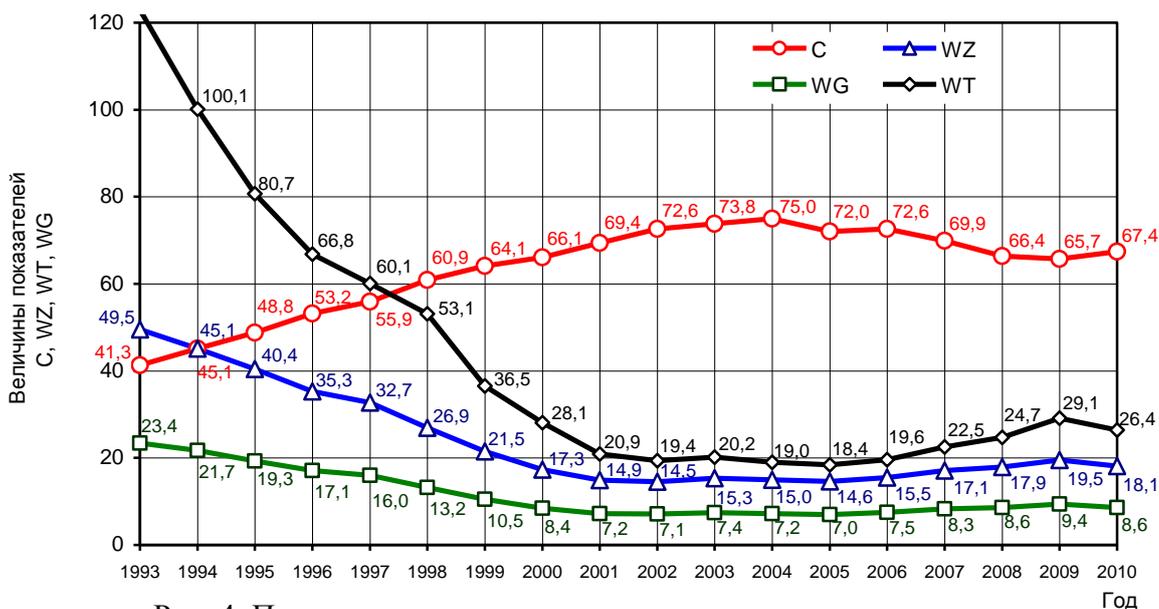


Рис. 4. Показатели травматизма каменноугольных шахт Польши за 1993-2010гг. [4]

Резкое в 3,5 – раза, падение величин показателей травматизма W_Z в 1993-2002 гг. отмечается только в виде хозяйственной деятельности - Горное дело в подразделе Угольные шахты (рис.2). В других разделах подобных соотношений не наблюдалось. В том периоде, когда показатель частоты резко снижается, уменьшается также количество тяжелых случаев травматизма, а показатель тяжести C растет. Из анализа тяжести случаев следует, что в этот период доля случаев с показателем нетрудоспособности > 90 дней растет, а уменьшается доля случаев с нетрудоспособностью < 28 дней.

Случаев с показателем нетрудоспособности свыше 180 дней почти в десять раз больше, чем отмеченных тяжелых случаев. В это же самое время анализ данных по некоторым шахтам свидетельствует, что в то время как, число травматизма на производстве уменьшается, число несчастных случаев по дороге на работу и с работы резко возросло. На некоторых шахтах число травматизма по дороге было 5 раз больше чем на производстве. Эти случаи (по дороге) не учитываются статистикой производственного травматизма. На основании подобных зависимостей возможно предположение о том, что столь значительное снижение показателя W_Z является результатом своего рода «статистической креативности».

Другим фактором, влияющим на формирование уровня травматизма, являются правила дифференцирования ставки отчислений на социальное страхование от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний [4, 5], которые обязательны к применению с 2003 года.

В ноябре 2006 года на угольной шахте «Халемба» в результате взрыва пылегазовой смеси погибло 23 горняка. Следствие по этой аварии продолжается до сих пор. Тот факт имеет влияние на более строгое соблюдение требований Правил Безопасности, а, следовательно, на снижение величины среднесуточной добычи (угроза метана) и на рост случаев травматизма, вследствие их более толерантной (нормальной) регистрации.

Литература

1. Biuletyn informacyjny o działalności spółek węglowych i kopalń węgla kamiennego w likwidacji (Информационный бюллетень угольных объединений и ликвидируемых шахт). PAWK 1995г, PARGWK, Katowice 1996-1999 г.
2. Monitoring procesów restrukturyzacyjnych górnictwa węgla kamiennego (Мониторинг процессов реструктуризации угледобывающей отрасли). ARP 2004-2010г., Katowice 2004-2010г.

3. Roczniki Statystyczne Rzeczypospolitej Polskiej (Статистический Ежегодник Польской Республики), Rok 1993 ÷ 2010r., GUS, ZWS Warszawa.

4. Analiza miesięczna stanu bezpieczeństwa i higieny pracy w kopalniach węgla kamiennego i przedsiębiorstwach robót górniczych, Nr 12 (Ежемесячный анализ состояния безопасности труда на шахтах и предприятиях угледобывающей отрасли). COIG, Katowice, grudzień 1993-2010r.

5. Sprawozdanie z działalności urzędów górniczych w roku 1993-2010 (Отчет о деятельности горных дирекций) . WUG, Katowice.

6. Ustawa z dnia 30 października 2002 r. o ubezpieczeniu społecznym z tytułu wypadków przy pracy i chorób zawodowych (Закон от 30 октября 2002 г. о социальном страховании от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний) (Dz.U. z 2002r. Nr 199, poz. 1673).

7. Rozporządzenie Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 29 listopada 2002 r. w sprawie różnicowania stopy procentowej składki na ubezpieczenie społeczne z tytułu wypadków przy pracy i chorób zawodowych w zależności od zagrożeń zawodowych i ich skutków (Распоряжение Министра Труда и социальной политики от 30 ноября 2002 г. о дифференцировании ставки отчислений на социальное страхование от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний). (Dz.U. z 2002r. Nr 200, poz. 1692).

Д. ТЕРПАК

AGH University of Science and Technology, Poland

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВЫПУСКА ЛИГНИТА ПРИ ОТРАБОТКЕ МОЩНЫХ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ

В настоящее время технологии разработки мощных пологих пластов с выпуском подкровельной толщи лигнита используется на шахтах в Словакии, Словении и Турции. Для данных технологии предложены механизированные комплексы. Системы с выпуском угля под вышележащей толщей, используются также при добыче мощных пластов угля в Австралии, Китае и России. Потери при выпуске угля изменяются от 16 % до 25 %. [2]. В практике используются два варианта выемки угольных пластов: с выпуском подкровельной либо межслоевой толщи. [3] В словацких шахтах, мощность подкровельной толщи изменяется в пределах 8 – 10 м. (рис.1). В шахте Сома в Турции мощность подкровельной толщи составляет 5м, в Китае до 7,5 м (рис. 2), в Австралии до 3,5 м. [2]



Рис.1. Технология выпуска лигнита из подкровельной толщи на забойный конвейер



Рис.2. Технология выпуска угля из подкровельной толщи на забойный конвейер

При системах с выпуском под обрушенными породами одной из главных проблем, являются высокие потери и разубоживание. При выпуске экономически целесообразно, что бы эти показатели были минимальные.

На эффективность выпуска угля влияют следующие параметры:

- угол наклона задней ограждающей части механизированной крепи;
- размеры выпускного окна;
- кусковатость угля;
- мощность подкровельной толщи. [4]

Физическое моделирование выпуска под обрушенными породами

Перед проведением промышленных испытаний и добычи необходимо провести физическое моделирование процесса выпуска угля под обрушенными породами. Физическое моделирование может дать общую картину выпуска и приближенную количественную характеристику. В Модели должны быть соблюдены геометрическое, кинематические и гранулометрическое подобия с реальными условиями. [1]

Процес выпуска можно моделировать с использованием естественных или искусственных материалов (моделирование в эквивалентных материалах). [1]

С учетом исследований авторов (Г. М. Малахов, В. В. Куликов, В. Р. Именитов), были приняты для лабораторных исследований следующие коэффициенты критериев [1,4]:

1) для геометрического подобия:

$\frac{1}{z} C_1$ - линейный масштаб;

2) для кинематического подобия из (1) выражения находим:

$C_2 \frac{a_u}{z} \frac{v_u}{v_n} \sqrt{C_1^3}$ - масштаб расхода;

$\frac{t_u}{t_n} \frac{v_u}{v_n} \sqrt{C_1}$ C_7 - масштаб времени;

$\frac{v_u}{v_n} \frac{a_u}{z} \sqrt{C_1}$ C_7 - масштаб скорости;

$\Pi \frac{a}{z} const$ - подобие гранулометрического состава сыпучих тел.

Литература

1. Именитов В.Р., Папелев Р.Г., Основы научных исследований, Москва 1990.
2. Korzeniowski W., Terpák D., Waloski R., Zastosowanie systemu ścianowo – podbierkowego w górnictwie węgla kamiennego i lignitu, Przegląd Górniczy 12/2015.
3. Клишин В.И., Клишин С.В., Исследование выпуска угля при отработке мощных пологих и крутых угольных пластов, Физико – технические проблемы разработки полезных ископаемых, № 2, 2010.
4. Клишин В.И., Фокин Ю.С., Косоулин Д.И., Кубанычбек УУЛУ. Б., Разработка мощных пластов механизированными крепями с регулируемым выпуском угля, Новосибирск, «Наука» 2006.

С.С. ЩЕРБАКОВ, Л.А. ШЕМЕТ, О.А. НАСАНЬ
Белорусский государственный университет, Минск

РАСЧЕТ ОПАСНЫХ ОБЪЕМОВ В ОКРЕСТНОСТИ ВЫРАБОТКИ

Введение. Существует большое количество работ посвященных напряженно-деформированному состоянию в окрестности выработки в горном массиве [1, 2]. Однако задача об интегральной оценке зон трещиноватости и повреждаемых зон остается до конца не решенной. Таким образом, одним из эффективных способов решения данной задачи может быть оценка объемной повреждаемости на основе модели деформированного твердого тела с опасным объемом [3, 4] в зависимости от формы выработки и от глубины ее залегания.

Постановка задачи. Объектом исследования являлся горный массив с выработками арочной и прямоугольной формы.

Геометрические характеристики и свойства материала были приняты следующими: $H = 20-80$ м, $R = 3$ м, $a = 6$ м, $b = 5,355$ м, $g = 9,8$ м/с², $\rho = 2300$ кг/м³, $E = 1,75 \cdot 10^9$ Па, $\nu = 0,28$, $\sigma_{сж}^{lim} = -25,2$ МПа, $\sigma_p^{lim} = 1,8$ МПа.

На рисунке 1 представлены расчетные схемы с выработками различной формы, имеющими одинаковую площадь $S_{pr} = 32,13$ м².

Расчеты проводились в конечно-элементном пакете ANSYS. Задача делилась на два этапа:

- 1) нахождение напряженного состояния массива;
- 2) учет преднапряженного состояния при расчете напряженно-деформированного состояния массива с выработкой для получения перемещений в массиве, вызванных непосредственно выработкой.

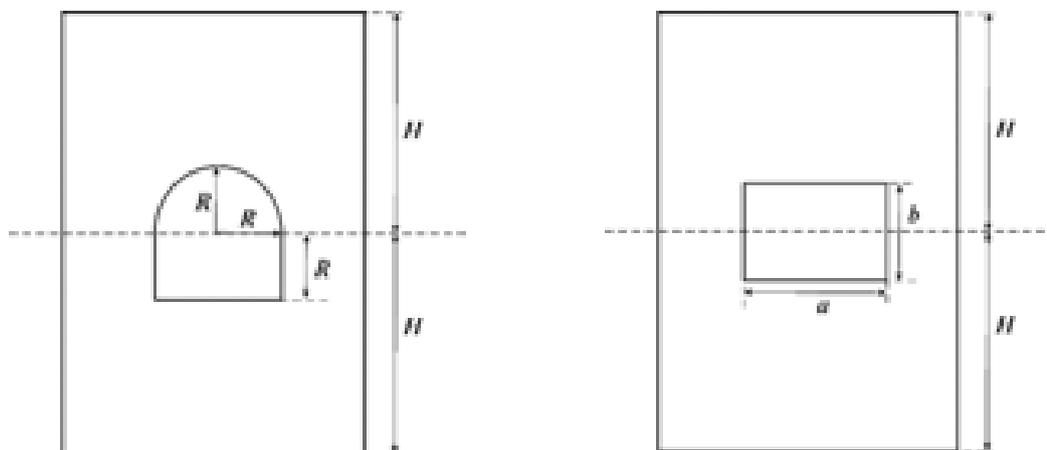


Рис. 1. Расчетная схема массива с выработкой: а) арочной формы; б) прямоугольной формы

На рисунке 2 представлены распределения интенсивности напряжений в окрестности выработки при различной глубине ее залегания. Видно, что для всех глубин максимальные значения напряжений локализируются в геометрических концентраторах напряжений – углах выработки.

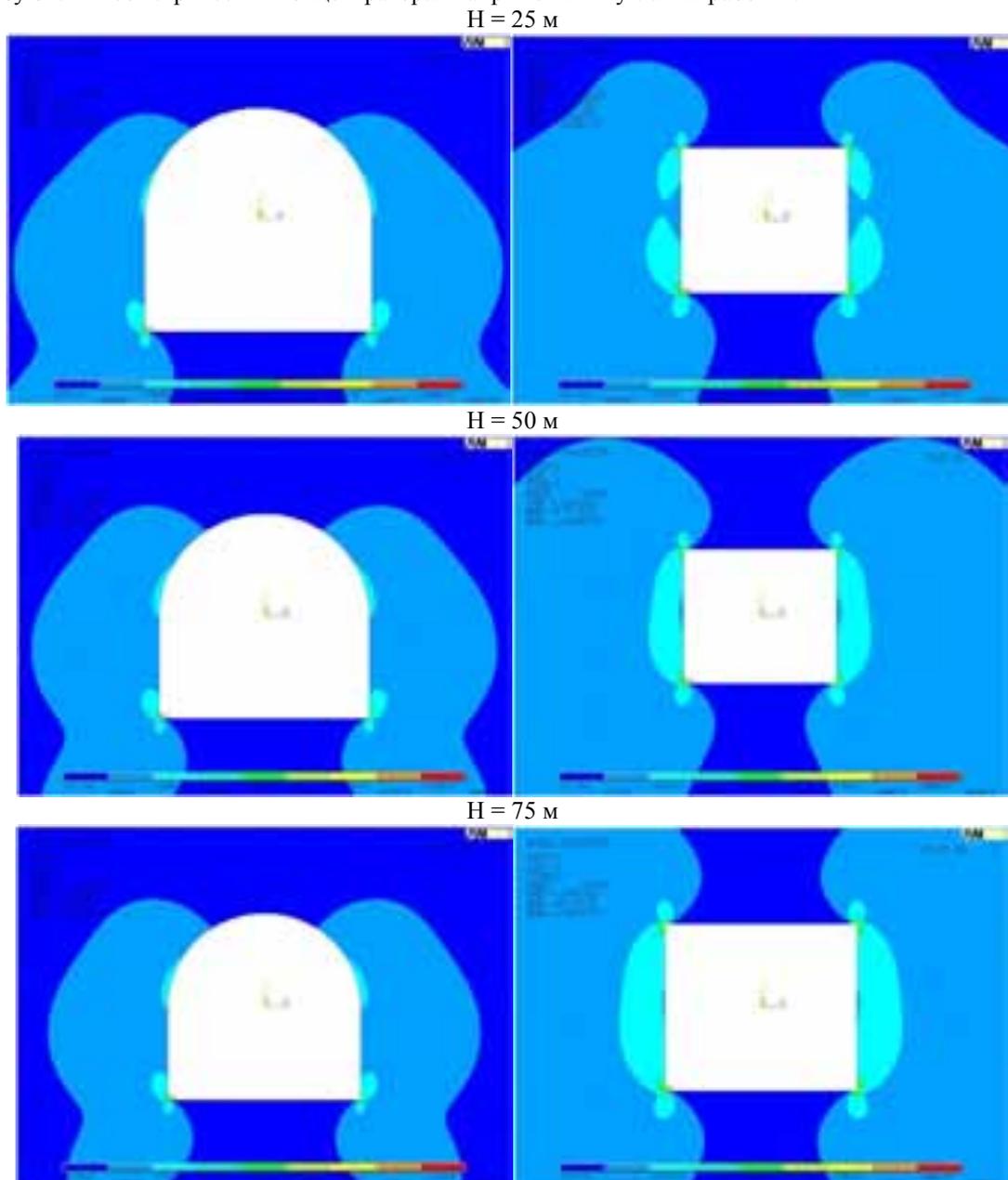


Рис. 2. Распределение интенсивности напряжений

Опасный объем. В соответствии с моделью деформированного твердого тела с опасным объемом опасные объемы представляют собой трехмерные области, где напряжения достигают повреждающего уровня, например, нижней границы рассеивания предельных напряжений [4, 5].

Условия для ограничения опасных объемов имеют вид:

$$V_{ij} = \left\{ dV / \varphi_{ij} \geq \varphi_m^{(*\text{lim})}, dV \subset V_k \right\}, i, j = x, y, z,$$

$$m = \begin{cases} n & \text{при } i = j, \\ \tau & \text{при } i \neq j, \end{cases} \quad (1)$$

$$V_i = \left\{ dV / \varphi_i \geq \varphi_1^{(*\text{lim})}, dV \subset V_k \right\}, i = 1, 2, 3,$$

$$V_{\text{int}} = \left\{ dV / \varphi_{\text{int}} \geq \varphi_1^{(*\text{lim})}, dV \subset V_k \right\},$$

где V_k – рабочий объем нагруженного тела.

Расчет опасных объемов (1) в общем случае проводится следующим образом [4, 5]:

$$V_q = \int_{\psi_q \geq 1} dV \quad q = x, y, z, 1, 2, 3, \text{int.} \quad (2)$$

Опасные объемы (1) являются показателями абсолютной интегральной повреждаемости тела. В качестве относительной интегральной повреждаемости может быть использовано отношение опасного объема к рабочему:

$$\omega_q = V_q / V_k \quad q = x, y, z, 1, 2, 3, \text{int.} \quad (3)$$

В рамках проведенных расчетов эквивалентные напряжения рассчитывались в соответствии с четвертой теорией прочности:

$$\sigma_{\text{экв}} = \sigma_{IV} = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2}. \quad (4)$$

Для описания изменения величины действующих напряжений по сравнению с величиной предельных был введен показатель повреждаемости следующего вида:

$$\psi_q = |\sigma_q / \sigma_q^{\text{lim}}|, \quad q = IV. \quad (5)$$

Величины опасных объемов для эквивалентных напряжений (4) рассчитывались на основе соотношения (2)

$$V_q = \int_{\psi_q \geq 1} dV \quad q = IV. \quad (6)$$

Опасный объем (площадь) в горном массиве с выработкой. Для реализации расчета опасных объемов разрабатывалась программа с помощью встроенного в ANSYS языка APDL. Принцип работы программы заключается в том, что после проведения расчета для i -го конечного элемента имеются значения средних напряжений и деформаций [5]. Эти значения переносятся в массив, который используется в дальнейших вычислениях значений повреждаемости, как отношений действующих и предельных напряжений в соответствии с (5):

$$\psi_q^i = |\sigma_q^i / \sigma_q^{\text{lim}}|. \quad (7)$$

Величины объемов элементов, для которых выполняется условие

$$\psi^i \geq 1, \quad (8)$$

суммируются в соответствии с (6) для получения значения опасного объема V для всей расчетной модели:

$$V_q = \sum_{i=1}^N H(\psi^i - 1) \Delta V^i, \quad q = IV, \quad (9)$$

где N – количество конечных элементов, H – функция Хевисайда, ΔV^i – объем i -го конечного элемента.

В двумерной постановке, опасный объем V принимает вид опасной площади S .

На рисунке 3 представлена зависимость опасной площади от глубины залегания выработки. Глубина выработки варьировалась от 20 до 80 м с шагом в 5 м. Видно, что с ростом глубины растет опасная площадь S , достигая примерно 25 м².

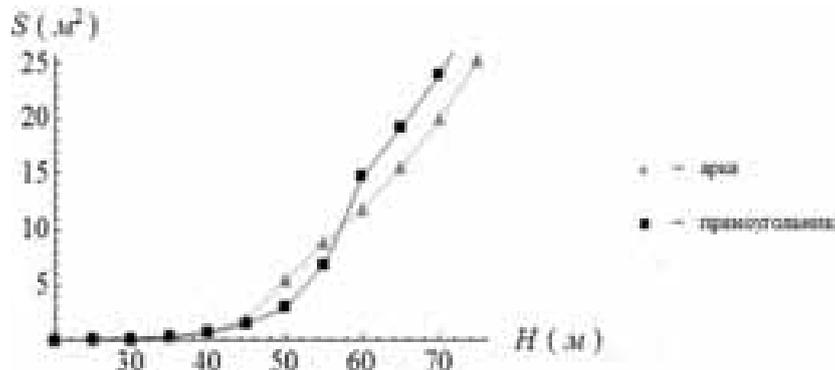


Рис. 3. Зависимость опасной площади от глубины выработки

Заключение. Разработана методология определения объемной повреждаемости (опасной площади) в окрестности горной выработки на основе модели деформированного твердого тела с опасным объемом.

Показано влияние формы поперечного сечения выработки и глубины ее залегания на напряженно-деформированное состояние горного массива в окрестности выработки.

Получены зависимости объемной повреждаемости от глубины залегания выработки. Показан рост опасных объемов в окрестности выработки с увеличением глубины ее залегания для различных форм поперечного сечения выработки (арочная и прямоугольная).

Литература

1. Журавков, М.А. Компьютерное моделирование в геомеханике / М.А. Журавкова, О.Л. Коновалов, С.И. Богдан, П.А. Прохоров, А.В. Круподеров – Минск: БГУ, 2008. - 443 с.
2. Журавков, М. А. Фундаментальные решения теории упругости и некоторые их применения в геомеханике, механике грунтов и оснований: курс лекций / М. А. Журавков. – Минск: БГУ, 2008. – 247 с.
3. Сосновский, Л.А. Фундаментальные и прикладные задачи трибофатики : курс лекций / Л. А. Сосновский, С. С. Щербаков. – Минск: БГУ, 2011. – 488 с.
4. Щербаков, С.С. Механика трибофатических систем / С.С. Щербаков, Л.А. Сосновский. – Минск: БГУ, 2011. – 407 с.
5. Шемет, Л.А. Моделирование трещиноподобного повреждения для различных эквивалентных напряжений/ С.С. Щербаков, Л.А. Шемет // Теоретическая и прикладная механика: Международный научно-технический журнал. –Вып. 30. –Минск: БНТУ, –2015. – С. 263-269.

КОМПЛЕКСНОЕ ОСВОЕНИЕ НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ТРАНСПОРТИРОВКА УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ

K. KAMIŃSKA, B. ŚWIDERSKI
AGH University of Science and Technology, Poland

THE ANALYSIS OF NATURAL SURFACTANTS IN ORDER TO IMPROVE FOAMING PROPERTIES OF CRUDE OIL DURING EXPLOITATION WITH A GAS LIFT

In the oil industry, a gas lift is a very popular method of exploitation. It aims to pump the natural gas to the well in order to decrease the specific gravity of oil. One of the methods of carrying out the oil is to improve its foaming properties by adding surfactants. The purpose of the work was to examine the impact of four natural surfactants: coco-betaine, decyl glucoside, hop granules and soapwort saponin on the foaming properties of the oil. To conduct the studies, oils from Turaszówka, Równe, Dębki and Grobla deposits were used. They were selected for the basic physical and chemical properties. The methods of surfactants extraction from the organic matrix was developed. The foaming properties studies were carried out in static and dynamic conditions in accordance with the modified Bikerman's method. The studies showed that the structure of foam and its durability depend on the surfactant's concentration, flow conditions and the oil chemical composition. The soapwort saponins and hop granules extracted with acetone are the most effective foaming agent among the mediums examined, i.e. improve oil foaming properties by up to 90%. The use of natural surfactants may serve as an innovative solution for the oil industry due to easy access, low purchase costs and being harmless to the environment.

Dissertation advisor: MSc Ewa Knapik

O. SHTYKA, J. SĘK
Lodz University of Technology, Poland

SATURATION OF OLEOPHILIC/HYDROPHOBIC POROUS MEDIUM WITH LOW CONCENTRATED EMULSIONS STABILIZED BY NONIONIC SURFACTANTS

Introduction

The liquids transport in porous media forced by the capillary suction pressure is known as the spontaneous imbibition or wicking. The migration processes and hydrological regime in soil and rocks observed in the nature are based on this phenomenon. Moreover, the spontaneous imbibition is also a fundamental process in many fields, including chemical and pharmaceutical engineering, and the environment recovery technologies etc. This can be a reason to explain the continuous interest about the mentioned process in the scientific literature.

This paper presents the results of experiments with oleophilic/hydrophobic porous media saturation with two-phase liquids during imbibition and a concept concerning various non-ionic surfactants and their fraction influence on the discussed process is discussed. On one hand, the obtained results allowed to predict the sorption process of low concentrated emulsions in porous structure and its distribution in pores of material. On the other hand, a sorbent saturation with two-phase liquid depended on a set of conditions such as the concentration of its dispersed phase, the chemical composition and the amount of added emulsifier agent.

Materials and method of investigation

In these experiments, the oil-in-water emulsions stabilized by non-ionic surfactants represented penetrating liquids. The used commercial emulsifiers were Rokanol NL6, Rokanol L7 and Rokacet O7, which are constituted of alkoxyated alcohols, ethoxyated fatty acids and differed by hydrophilic-lipophilic balance (HLB). They were added in concentrations of 1÷5 vol%. The dispersed phase was composed of refined vegetable oil produced by EOL Polska Sp.z.o.o., Poland, and its concentrations were 10 and 30 vol%. The viscosity of the oily phase was equal to 56.3±0.5 mPa·s and surface tension was 31±1.5 mN/m.

The oleophilic/hydrophobic porous medium was represented by a non-modified polypropylene material with an average porosity of 0.93.

The change of porous structure saturation with stabilized emulsions was studied experimentally at the ambient temperature of 23±1⁰C. This procedure has been precisely described elsewhere [Shtyka, Sęk 2016]. The sorbent sample was directly submerged into one of the prepared emulsions, and the process of imbibition was followed till a dynamic equilibrium was reached. After that, a part of the polypropylene material imbibed with a permeant was cut into equal fragments. The saturation of each sample was investigated and calculated as a ratio of the volume of an imbibed emulsion to the free volume of material pores.

Results and Discussion

The changes of maximal height of the imbibed emulsions with the increase of the surfactant concentration were observed, and the obtained results are shown in Table 1.

Table 1

The maximal height of emulsions penetration in the oleophilic/hydrophobic porous material

Emulsifier	Concentration of dispersed phase φ_d , vol%	Concentration of emulsifier added in an emulsion, φ_s		
		1 vol%	2 vol%	5 vol%
		height of an imbibed emulsion, m		
Rokanol L7	10	0.040	0.070	0.098
	30	0.042	0.067	0.086
Rokanol NL6	10	0.082	0.102	0.111
	30	0.051	0.083	0.088
Rokacet O7	10	0.081	0.091	0.101
	30	0.065	0.080	0.083

In the case of 10% emulsions, the highest value of the maximal height, i.e. $0.08 \div 0.111$ m, was observed for two-phase liquids stabilized by Rokanol NL6. The lowest one was obtained for emulsion composed of Rokanol L7 as an emulsifier and it was equal to $0.04 \div 0.098$ m.

The similar tendency was noticed for 30% emulsions; however, the height was a little bit lower in comparison with 10% emulsions (Tab. 1). The enlarging of the dispersed phase concentration caused an increase of the liquids viscosity and consequently, viscous dragging force as an opposite one to the capillary suction pressure. In all investigated cases, the height of an emulsion penetration in porous medium raised with the increase of emulsifier concentration in it.

The results of experiments also gave the possibility to define the changes of oleophilic/hydrophobic porous media saturation with the height of penetration during the imbibition and its dependence on the composition of the investigated emulsions. Such alterations of the saturation level for the emulsions stabilized by emulsifier Rokanol L7 added in different concentrations, are represented in Fig. 1.

In case of adding surfactant in the lowest concentration e.g. 1 vol%, the highest saturation level was observed for 30% emulsion (Fig. 1a). For other investigated liquids, the same tendency was analogous only at a height ≤ 0.04 m and after that, the opposite one was noticed (Fig. 1b, 1c). As shown in Fig. 1, the highest level of saturation was observed for 30% emulsion with a surfactant concentration of 1% and at a height ≤ 0.04 m. One of the reasons of this phenomenon can be the obstruction of path ways by the dispersed phase droplets as a wetting constituent.

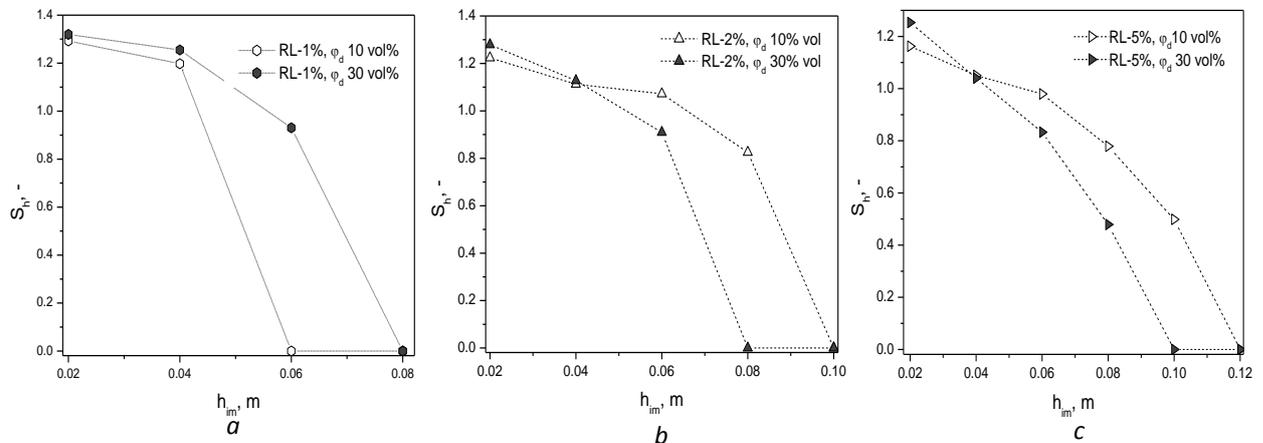


Figure 1. Changes of sorbent saturation vs the height of emulsions stabilized by Rokanol L7 in an amount of: a – 1 vol%; b – 2 vol%; and c – 5 vol%

The results concerning the porous medium saturation with the emulsions stabilized by different amount of Rokanol NL6 and Rokacet O7 are represented in Fig. 2. The experimental data were approximated by two different fitting curves that allowed to define a common trend of the process. The decreasing of material saturation versus the height of an emulsion penetration was observed for all investigated liquids (Fig. 1, 2). In case of the lowest emulsifier concentration, the highest level of saturation was obtained for Rokanol NL6, i.e. up to 1.8. As mentioned previously, the porous material imbibed with 30% emulsion was more saturated comparing to 10% emulsion (Fig. 2a). However, the opposite tendency was observed for the emulsion stabilized by Rokacet O7 (Fig. 2a, b). The increase of Rokacet O7 concentration in emulsions till 5 vol% influenced the sorbent saturation, which became higher for 30 % emulsion (Fig. 2c). Moreover, the concentration of the dispersed phase influenced significantly on the saturation for low emulsifier fraction e.g. 1 vol%, but its increase up to 2–5 vol% minimized this effect (Fig. 2c).

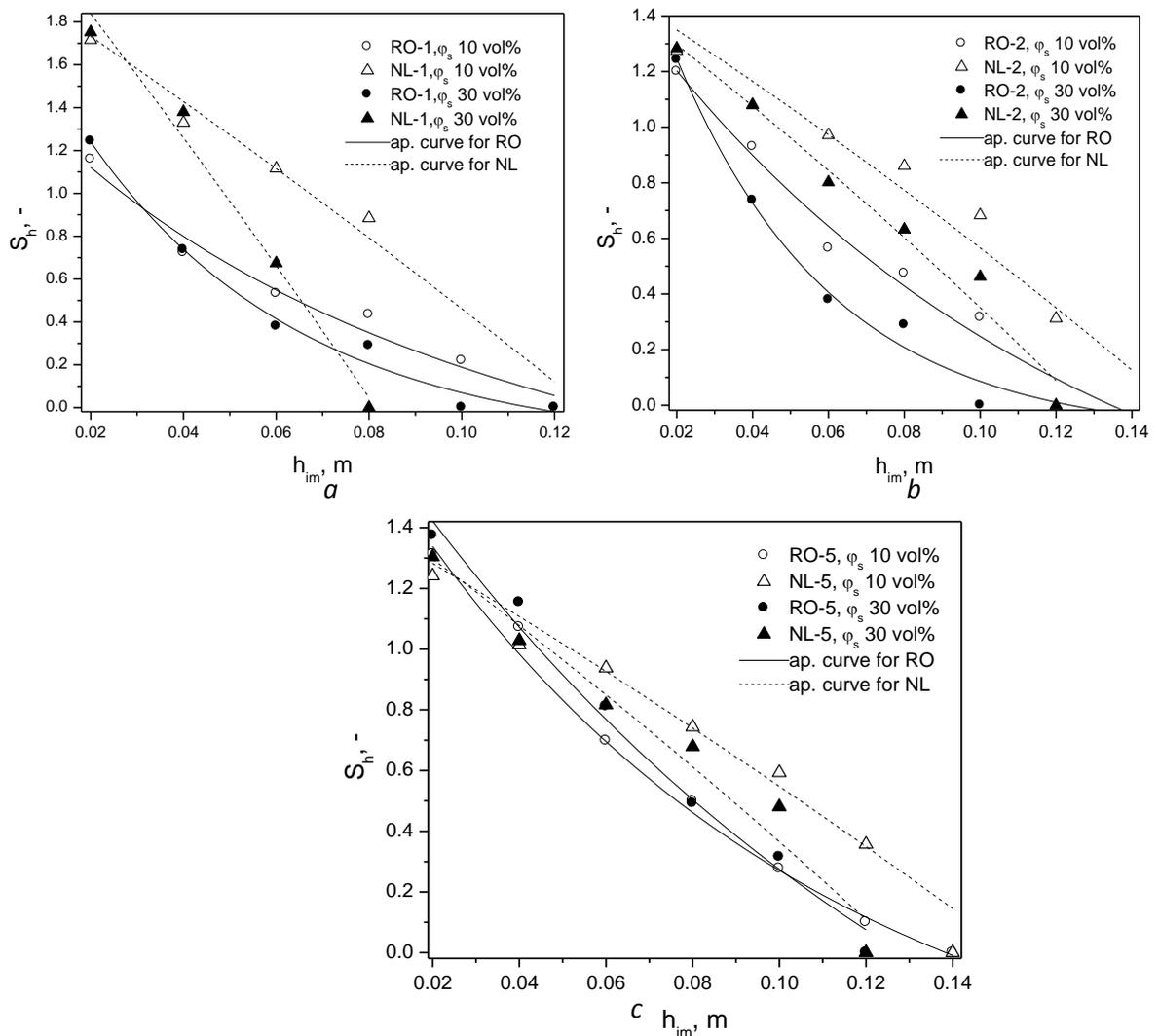


Figure 2. Comparison of the sorbent saturation changes vs the height for emulsions stabilized by Rokanol NL6 and Rokacet O7 added in concentration of: *a* – 1 vol%; *b* – 2 vol%; and *c* – 5 vol%

Conclusions

The saturation level of the porous sorption material decreased with the height of the imbibed emulsion front that can be caused as a result of paths obstruction with oil droplets. The concentration of emulsifier added in an emulsion as well as its composition and hydrophilic-lipophilic balance had a significant influence on the porous structure saturation during the imbibition. However, the dispersed phase concentration was considered as an influential factor, but only for emulsions stabilized by 1 vol% of the investigated surfactants.

Acknowledgment. The used surfactants in this research was provided by PCC Exol SA, Brzeg Dolny, Poland, and polypropylene sorptive material was obtained from Sintac©–Polska Sp.z o.o., Warsaw, Poland.

References

1. Shtyka O., Sęk J., Błaszczak M., Kacprzak S. 2016. Inż. Ap. Chem. 55(1): 36-37.

SUGAR ANTONIA-BOGDANA, VLASCEANU VIOREL
Petroleum-Gas University of Ploiesti, Romania

THE THERMAL POTENTIAL OF DEPLETED OILFIELDS A SENSITIVITY STUDY

Nowadays, the majority of the reservoir are in a mature stage of exploitation or abandoned due to depletion. In abandoned reservoirs there had been invested huge amounts of money, especially in drilling, wells which remained unused. During exploitation, only hydrocarbon reservoirs are being produced, whiles, aquifer reservoirs have the initial pressure. By producing these aquifer reservoirs, important water flow rates could be obtained.

The depleted reservoirs, situated in areas with positive thermal anomaly, could represent high energy sources. The principal advantage is the low price of the exploitation, because of existing wells in the field. On Romania's territory, there had been highlighted areas with high thermal flux and positive anomaly of thermic gradient with values up to 6-7 °C/100m,(fig 1) , areas with depleted or abandoned oilfields.



Figure 1. Romania's geothermal map (after Romanian Institute of Geology and Geophysics – 2001)

The sensitivity study refers to a mature oilfield situated in the south-western part of Romania, in the Pannonian Basin, also known as a hot basin, where the temperature at about 2530 m is around 160°C.

Geological model

The regional geology

For the geological model was chosen a structure belonging to Pannonian Basin known as a region with high geothermal flux. The petroliferous structure is located about 40 km West of Timișoara city.

We may emphasize two important units, Crystalline Basement and Sedimentary Cover– Depression formations. Above the Crystalline Basement erosional shape organized on descending steps from East to West, forming a series of buried edges, lays a sedimentary formations overburden consisting of different thickness and age formations. There are present 3 main zones: Southern Zone, Central Zone, Northern Zone.

The southern zone, where the structure is positioned above the crystalline basement locally pierced by igneous masses are the Miocene and Pliocene age deposits. Isolated under Miocene deposits were encountered deposits belonging to the upper Cretaceous and Eocene.

The foundation itself Romanian sector of the Pannonian Basin consists of crystalline rocks, belonging to several tectonic cycles, showing different degrees of metamorphism and igneous intrusions sin and/or post cinematic associated respective cycles.

Crystalline and magmatic rocks associations, forming the basement of the Pannonian Basin, after a long sub-aerial evolution were covered by a sedimentary layer, resulting from several transgression-regression cycles induced by the different phases belonging to the Alpine orogenesis phases.

Miocene belonging sediments (Badenian and Sarmatian) covered the basement paleo-relief draping the existing relief.

Pliocene sedimentation led to the levelling of surface and sealing the pre-depositional shape (as a consequence of Transgression).

The productive reservoirs exploited until now are located in Crystalline Basement, Miocene and Pliocene. In some areas both in crystalline basement and sedimentary overburden were emphasized CO₂ accumulations. It has an endogenous origin and is exploited together with hydrocarbon gases or on some structures where is almost pure separate.

Wells depth is variable from about 100 m (Suplacu de Barcau) up to more than 4000 m (in southern zone).

Structure Geology

The seismic surveys, acquired processed and interpreted in successive rounds emphasized the existence of some domal culminations with drape folds characteristics overlying the basement paleoshape. Mainly, the structure consists of three culminations separated of saddle zones.

Stratigraphy and lithology

Crystalline basement, was opened on a 140 m interval in one well and consists of black graffitic schists, green chlorite schists, light grey sericitic schists, fissured white quartz schists and talcum schists.

Miocene, was encountered in two wells in west on a cumulative thickness of more than 100 m. It contains:

- Upper Badenian, consisting of polygenic conglomerate (with large rounded elements of sandstones, limestones, quartz schists, gness, with silica cement) and fine sandstones with silica cement and disseminated PbS and pyrite.

- Lower Sarmatian, consisting of sandstones and microsandstones red-grey with medium to large grains, with dolomitic and ferruginous cement, and gray compact shale intercalations.

Pliocene, transgressive, is developed on a thickness up to 3000 m and consists of a detritic series specific to Pannonian Depression. It is divided in two parts (fig.2).

- Lower Pliocene, about 1000 m thick, consisting of a pelitic, marly series alternate with sandstones, sands and clayey sandstones – grauwacke type.

- Upper Pliocene more than 1800 m thick consisting of a more rough series formed by sands, sandstones, conglomerate clay and marls.

Tectonic

The structure forms an anticline oriented approximately from ENE to VSV which emphasize successive 3 culminations (fig.3), each of them may be considered as brachianticlines drapping the basement paleoshape. They are oriented approximately N-S and their dip varies from 4 to 7 degrees according with flank or pericline position. They are separated by lower zones with a isobathic different about 80 to 100 m, providing distinct hydrodynamic units with no spillpoints emphasized till now.

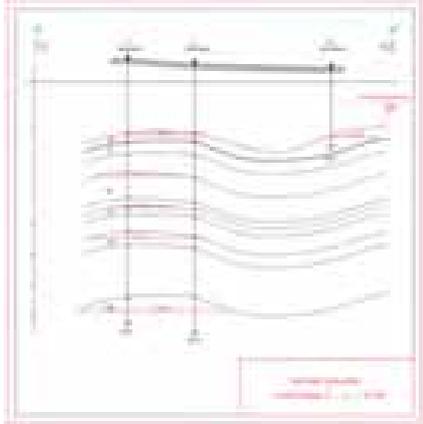


Figure 2. Geological cross section

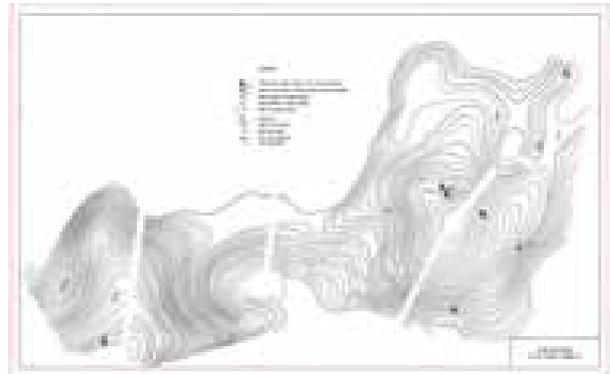


Figure 3. Structural map Pliocene VIII complex

Water Flow Model

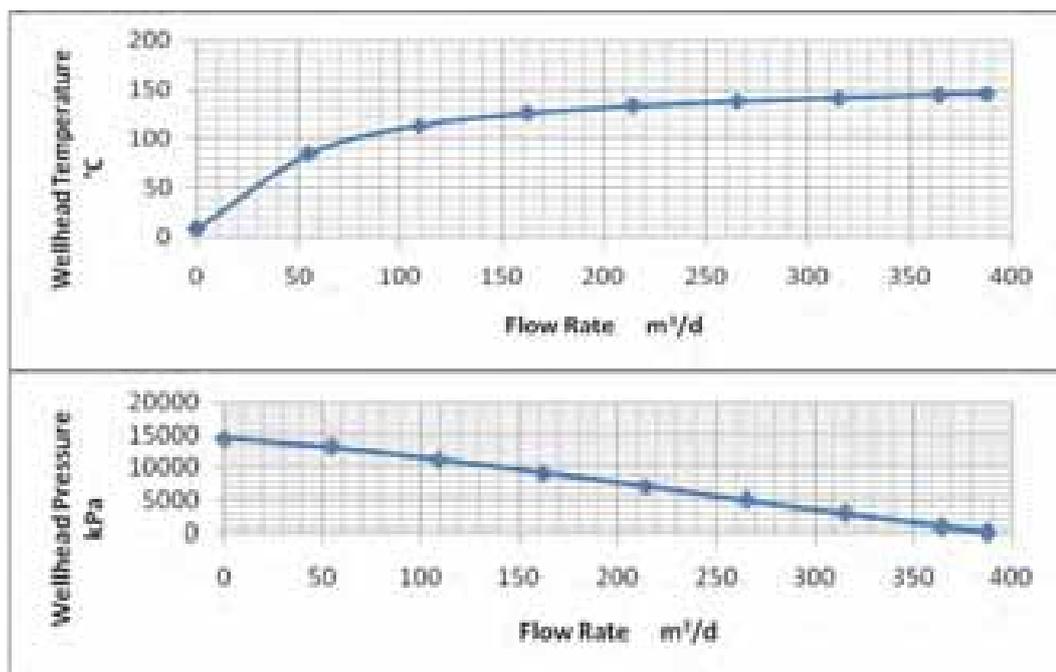
To estimate the thermal energy potential of the aquifer, it is needed to build a model beginning with aquifer characterisation and geological and technical conditions of the wells and to simulate the flow with specialized software which uses Nodal Analysis to analyse the performance of system. On the structure there are emphasized more oil-condensate productive complexes which are in a mature exploitation phase, nearly depleted. Such a calculation model for a chosen well that exploits one of the complexes of water saturated reservoirs will be presented, forward in this study.

The aquifer has the following properties: a permeability of 15 mD, a thickness of 5.1 m with a water specific gravity and salinity at 1 070 kg/m³ respectively 92710 mg/l. The produced layer has the initial pressure's value at 401 bar, and a temperature of 161°C in consequence of thermal anomaly. Thus for aquifers reservoirs it will be taken into account the initial pressure data.

The production well taken into consideration for this simulation is a very important part of the model, so the necessity of knowing its construction. The well is equipped with a 5 ½ in casing and a 2 7/8 in tubing, perforating an interval of 5 m with a perforation density of 13.1 shoots per meter and a perforation diameter of 10 mm. The true vertical depth of the well's perforation is 2530m

The correlations used were Beggs & Brill for water's viscosity and Orkiszewski in the wellbore. To calculate the Heat Transfer in the wellbore, Alves et al correlation was used, in addition to well's construction data and a thermal gradient of 0,06°C /m.

The production has been simulated using different values for the flow rate and pressure, at the wellhead.



Conclusions

Today, in Romania but not only, there are a lot of mature, depleted, oilfields, from which were produced only the oil and gas bearing reservoirs thus the aquiferous remained at the initial pressure and can be perforated in order to obtain significant water flows.

In some regions of Romania, there are important thermal flux and temperature gradient up to 140-150 mW/m²/year respectively 6-7 °C /m. A few of the depleted oilfields are situated in these areas, with positive thermal anomalies.

The study case refers to a mature oilfield situated in the Pannonian Basin, in an area with a thermal gradient of 0,06°C /m. Based on the oil reservoirs temperature and pressure conditions, a water flow model was simulated and its thermal energy potential emphasized. The obtained flow rate and temperature values (at surface conditions-wellhead) demonstrated an important energy resource that can be produced with minimal costs.

The water can be used both for heating (localities, green houses and so on) and small plants. Due to its salt content, the water obtained has to be used in heat exchangers.

References

1. Marcel G. Rosca, Geothermal Energy of Romania,
2. Serban Veliciu, Romania's Geothermal Energy Potential, ICGEI Romania, 2011.
3. C. Beca, D. Prodan, Geologia Zacamintelor de Hidrocarburi, E.D.P, Bucuresti 1983.

P.L.P. WASANTHA, H. KONIETZKY
TU Bergakademie Freiberg, Germany

HYDRAULIC FRACTURING OF NATURALLY-FRACTURED OIL AND GAS FIELDS: IMPLICATIONS OF FAULT REACTIVATION

Abstract

Hydraulic fracturing is a process of injecting fluid down a bore-hole into the subsurface rock at pressures high enough to surpass the break-down pressure of the rock. The primary goal of this treatment is to create a network of fractures that serve as conducive paths for oil and gas flow into the well. Subsurface rocks in oil and gas reservoirs are often naturally fractured. The pre-existing fractures in these rocks interact with the hydraulically-stimulated fractures and complicate the whole reservoir stimulation process. These interactions, under given conditions, can reactivate the natural faults (or commonly known as fractures). This paper uses distinct element method-based numerical modelling software to simulate this process and understand the hydraulic fracture-natural fracture interaction behaviour and post-interaction shear displacement of natural fractures in case of a fault reactivation. We show here that significant shear displacements along the natural fracture can occur in reactivated faults and the calculated magnitude of the induced seismicity, under the given condition, was 2.89 as per the Richter local magnitude scale.

Introduction

Hydraulic fracturing is a well stimulation technique in which pressurized fluid, injected into subsurface resource-bearing rocks, is used to fracture the reservoir rocks. With the recent technological advancements of fracturing technologies that include the advent of horizontal drilling techniques, traditionally uneconomical unconventional oil and gas fields have now become accessible and productive.

Reservoir rocks contain discontinuities (or commonly referred as fractures) of various sizes starting from micro-scale grain boundaries to faults of several meters long (Wasantha et al. 2015). These natural fractures disturb the propagation of hydraulically-stimulated fractures as evident from acoustic emission observations at many sites around the world. When a hydraulic fracture meets a natural fracture it either crosses the natural fracture (crossing) or discontinues further propagation at the intersection and turns into the natural fracture by opening it (opening). There could also be a possibility of arresting the hydraulic fracture propagation at the intersection without opening the natural fracture and thus with no fluid flow into it (arrest). These interaction behaviours are influenced by the prevailing reservoir conditions (properties of the reservoir rock, stress anisotropy, angle of approach, etc.).

While proponents advocate for hydraulic fracturing emphasising the lucrative industry value, opponents often argue that the environmental impacts associated with hydraulic fracturing outweigh the economic benefits with a large margin. Induced seismicity, ground and surface water contamination and land subsidence have been recognized as prodigious threats to the environment and the society among other impacts. Induced seismicity of different levels has been reported in many fracturing sites around the world. Usually, the hydraulic breakdown of intact rock creates only minor seismic events, which are even undetectable in most cases, and larger seismic events are a product of the interaction of hydraulically-stimulated fractures with pre-existing natural fractures (Gischig and Preisig 2015). In other words, it is a result of shear displacements occur along reactivated natural fractures. This paper focuses on the use of advanced numerical simulations to quantify the magnitude of those seismic events trigger by fault reactivation following hydraulic fracturing. The results are expected mainly to assist with the decision making of hydraulic fracturing projects for regulatory authorities.

Numerical Simulation procedure

We used the Universal Distinct Element Code (UDEC) software (a product of Itasca Consulting Group Inc.) for the simulation. The problem domain in UDEC is formed by an interacting blocky system created by subdividing a block using one or many joints or joint sets. The blocks can be made rigid or deformable but indivisible. UDEC allows larger block deformations and rotations of blocks, and large shear and normal displacements of joints during calculations.

The numerical model of this paper considers a hydraulic fracture (that propagates along a pre-defined fracture in the model) that propagates parallel to the major principal stress direction starting from a bore-hole, for which the fluid is injected, and intersects an inclined (45°) natural fracture on its way. Assuming a symmetric hydraulic fracture propagation, only a half of the model is simulated to improve the computational efficiency. Major and minor principal stresses are applied horizontally and vertically, respectively. Figure 1 shows a schematic diagram of the numerical model with applied boundary stress levels for the simulation.

Results and Discussion

Results of the numerical simulation performed as above revealed that, under the prescribed reservoir and operational conditions, hydraulic fracture-natural fracture interaction results in ‘opening’ mode, meaning that the natural fracture is reactivated. We plotted the shear displacement variation along the reactivated natural fracture as shown in Figure 2. According to Figure 2, it is clear that the shear displacement is higher closer to the intersection and it fades away with the distance away from the intersection. In addition, a maximum shear displacement of about 9.2 mm was observed from Figure 2.

We used the definition for scalar seismic moment introduced in Aki (1966) to determine the seismic moment pertaining to this shear displacement (Equation 1).

$$M_0 = \mu A d \quad (1)$$

where, μ is the rock shear modulus, A is the area undergoing shear displacement and d is the shear displacement.

The calculated seismic moment, as per the Equation 1, was 9.11×10^{14} dyne.cm. Then we used the Equation 2 to calculate the moment magnitude (M_w), as defined in Shearer (2009).

$$M_w = \frac{2}{3} |\log_{10} M_0 - 9.1| \quad (2)$$

A moment magnitude of 2.89 dyne.cm was obtained following the Equation 2. The seismic chart used in Zangeneh et al. (2013) was used to convert the calculated moment magnitude into more familiar Richter local magnitude (M_L), which yielded a value of 2.89 (for $M_w = 2.89$, $M_L = M_w$).

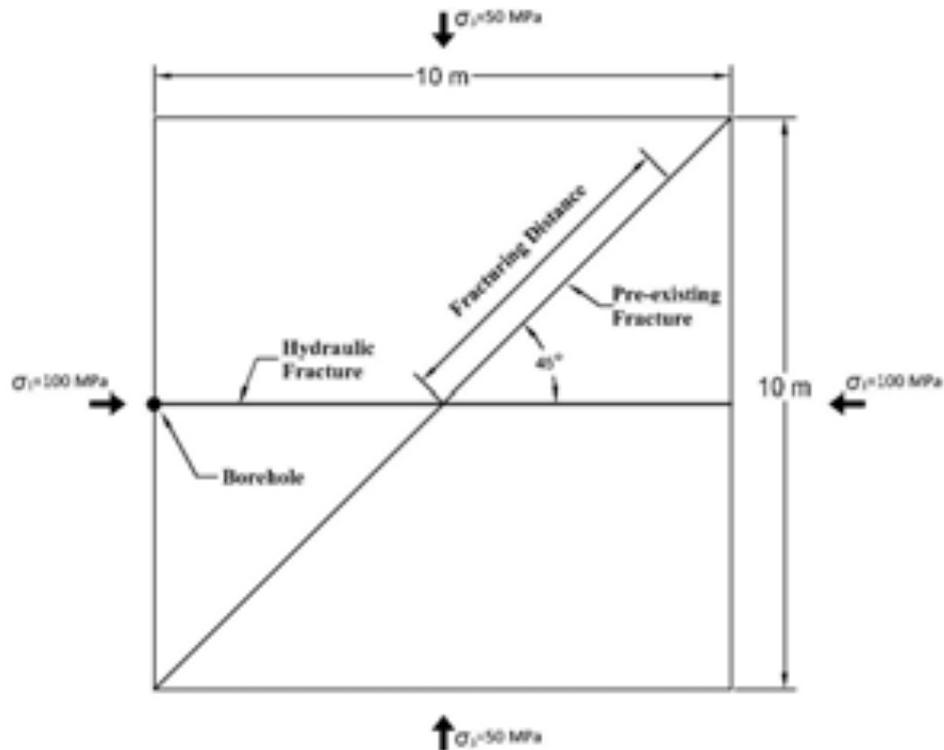


Figure 1. Schematic diagram of the numerical model

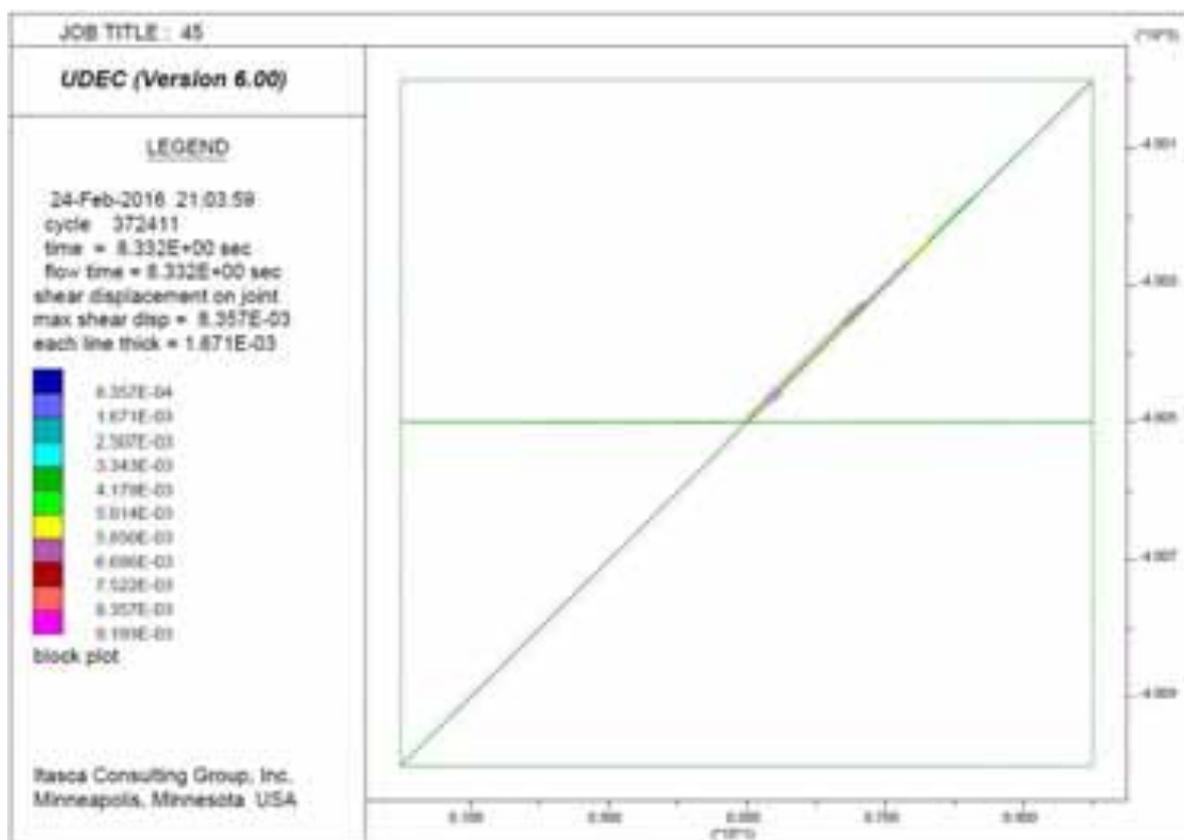


Figure 2. Shear displacement along the natural fracture

Conclusions

Fault reactivation of hydraulic fracturing of naturally-fractured reservoirs was numerically studied using a distinct element based-software. The simulation results displayed a notable shear displacement along the natural fracture under the given reservoir and stress conditions. Richter local magnitude was calculated based on this displacement and yielded a value of 2.89, which is reasonable for the model conditions considered here. We conclude that this type of numerical modelling can be successfully used to predict the magnitude of the induced seismicity resulting from fault reactivation following hydraulic fracturing.

References

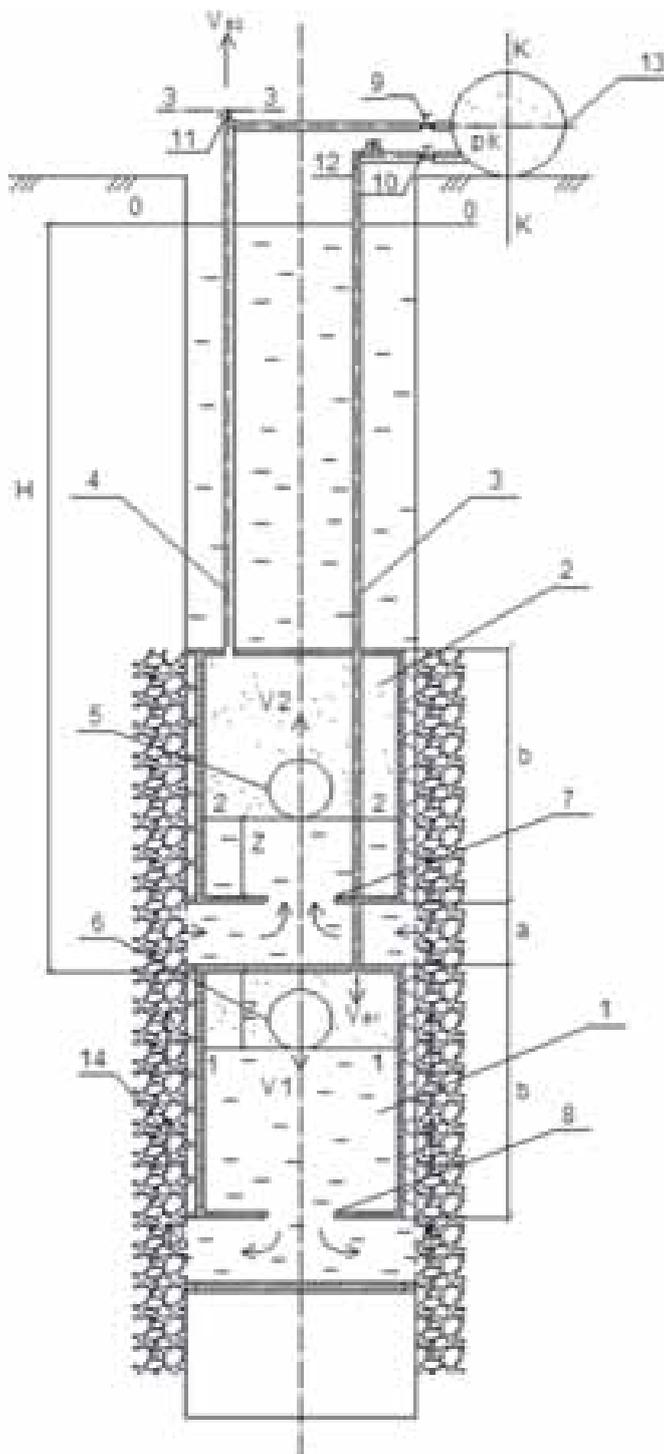
1. Aki K (1966). Estimation of earthquake moment, released energy, and stress-strain drop from G wave spectrum, Bulletin of the Earthquake Research Institute, University of Tokyo, 44: 23–88.
2. Gischig V, Preisig G (2015). Hydro-fracturing versus hydro-shearing: A critical assessment of two distinct reservoir stimulation mechanisms. 13th International Congress of Rock Mechanics (ISRM 2015), 10-13 May, Montréal, Canada: 1-12.
3. Shearer P (2009). Introduction to Seismology, Second Edition, Cambridge, Cambridge University Press, ISBN 978-0-521-70842-5.
4. Wasantha PLP, Ranjith PG, Zhang QB, Xu T (2015). Do joint geometrical properties influence the fracturing behaviour of jointed rock? An investigation through joint orientation. Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources, 1(1-2): 3-14.
5. Zangeneh N, Eberhardt E, Bustin RM, Bustin A (2013). A numerical investigation of fault slip triggered by hydraulic fracturing. In: Effective and sustainable hydraulic fracturing, Bungler et al. (Ed.) InTech Publishers. pp. 477–488.

И. Е. ИВАНОВА, Е. В. КАЧАНОВА

Белорусский национальный технический университет

УСТАНОВКА ДЛЯ РЕВЕРСИВНО-РЕАГЕНТНОЙ РЕГЕНЕРАЦИИ ВОДОЗАБОРНЫХ СКВАЖИН

Высокие эксплуатационные расходы и стоимость строительства водозаборных скважин, их сравнительно низкий срок службы, делает актуальным для увеличения их долговечности создание новых технологий регенерации фильтров. Назрела необходимость в разработке эффективных и достаточно простых в эксплуатации технологий регенерации, которые обеспечили бы нормативный срок службы скважин (25 лет и более) при низкой себестоимости добываемой воды.



1,2 – нижняя и верхняя камеры; 3,4 – воздухопроводы; 5,6 – плавающие шаровые клапаны; 7,8 – отверстия в камерах; 9, 10 – вентили; 11,12 – сбросные вентили; 13 – компрессор; 14 – гравийная обсыпка.

Рис. 1. Схема установки для регенерации скважин

Одновременно сбрасывают сжатый воздух из нижней камеры 1 по шлангу 3 через открытый сбросной вентиль 12 в атмосферу при закрытом вентиле 10. Реагент под действием перепада давлений между верхней камерой 2 и нижней 1 проходит через кольцевой цилиндр, заполненный обсыпкой, сверху вниз и заполняет нижнюю камеру 1. Далее цикл закачки и откачки воздуха в камерах 1 и 2 многократно повторяют до полного растворения кольматанта в гравийной обсыпке. Процесс знакопеременного (реверсивного) движения реагента в грунте обсыпки значительно интенсифицирует растворение отложений и является более эффективным, чем «реагентная ванна», где реагент оставляют обычно на 24 часа в фильтре скважины.

Рабочей средой, осуществляющей реверсивное движение реагента в камерах погружного устройства, стволе скважине и прифильтровой зоне, является сжатый воздух, подаваемый из ресивера

Нами предложена установка для реверсивно-реагентной регенерации водозаборных скважин, состоящая из компрессора, шлангов и погружного устройства, выполненного в виде двухкамерного пневматического насоса вытеснения (см. рисунок 1) [1].

Рабочий процесс регенерации осуществляют в следующем порядке. Погружное устройство помещают в фильтр скважины и по шлангам 3 и 4 подают порции реагента из бака (на рисунке не показан) в камеры 1 и 2. Затем по шлангам 3 и 4 подают компрессором 13 в те же камеры 1 и 2 сжатый воздух и задавливают реагент в гравийную обсыпку. При этом плавающие шаровые клапаны 5, 6 перекрывают отверстия 7 и 8 в камерах 1 и 2 и не выпускают воздух в скважину. Реагент начинает растворять кольматирующие отложения в гравийной обсыпке в режиме «реагентной ванны». Затем готовят установку к работе в режиме «реверсивно-реагентной» обработки. Вначале сбрасывают, например, сжатый воздух из нижней камеры 1 в атмосферу через открытый вентиль 12 при закрытом вентиле 10. При этом реагент под действием разрежения выходит из гравийной обсыпки заполняет камеру 1 через отверстие 8. Установка готова. После этого закрывают сбросной вентиль 12, открывают вентиль 10 и подают сжатый воздух из ресивера компрессора 13 по шлангу 3 в нижнюю камеру 1, и одновременно, при закрытом вентиле 9 на шланге 4 открывают сбросной вентиль 11 и сбрасывают через него сжатый воздух из камеры 2 в атмосферу. Это позволяет вести задавливание реагента из нижней камеры 1 с избыточным давлением через вертикальный кольцевой канал, заполненный гравийной обсыпкой в направлении верхней камеры 2, в которой искусственно создается пониженное давление. Реагент, поднимаясь вверх по гравийной обсыпке, омывает ее зерна и существенно интенсифицирует процесс растворения отложений. В конце процесса задавливания реагента плавающий шаровой клапан 6 перекрывает отверстие 8 в камере 1 и не выпускает воздух в скважину. Затем перекрывают сбросной вентиль 11, открывают вентиль 9 и подают сжатый воздух по шлангу 4 в верхнюю камеру 2.

компрессора. Давление и расход сжатого воздуха будет зависеть от глубины установки и геометрических размеров фильтра скважины, фильтрационных параметров гравийной обсыпки, геометрических размеров погружного устройства, величины задаваемой скорости фильтрации в гравийной обсыпке. Для установления этой взаимосвязи разобьем весь путь движения сжатого воздуха и реагента на три участка, лежащих между сечениями К-К, 1-1, 2-2 и 3-3. Движение считается установившимся.

Необходимое давление компрессора находим из уравнения Д. Бернулли, записанного для сечений К-К и 1-1:

$$p_k = \rho_{жс}g(H+Z) + p_1 + \rho_{возд1}g(h_{тр.возд1} + h_{вход}), \quad (1)$$

где p_k – давление создаваемое компрессором; $\rho_{жс}$ – плотность реагента в водозаборной скважине; $\rho_{возд1}$ – плотность воздуха в воздуховоде; H – расстояние от сечения 1-1 до сечения 0-0; Z – высота слоя реагента в нижней камере; p_1 – давление в сечении 1-1; $h_{тр.возд1}$ – потери напора в воздуховоде; $h_{вход}$ – потери напора на входе воздуха в камеру.

Давление p_1 находим из уравнения Д. Бернулли, записанного для сечений 1-1 и 2-2:

$$p_1 = \rho_{жс}g(a+2Z) + p_2 + \rho_{жс}g(h_{зр.обс} + h_{ф1} + h_{ф2} + h_{отв1} + h_{отв2}), \quad (2)$$

где a – расстояние между двумя камерами; Z – высота слоя реагента в верхней камере; p_2 – давление в сечении 2-2; $h_{зр.обс}$ – потери напора реагента в гравийной обсыпке; $h_{ф1}$, $h_{ф2}$ – потери напора на первом и втором участках фильтра соответственно; $h_{отв1}$, $h_{отв2}$ – потери напора реагента после прохождения первого и второго отверстий в камерах соответственно.

Давление p_2 находим из уравнения Д. Бернулли, записанного для сечений 2-2 и 3-3:

$$p_2 = \rho_{возд2}g(h_{тр.возд2} + h_{выход}), \quad (3)$$

где $\rho_{возд2}$ – плотность воздуха в воздуховоде; $h_{тр.возд2}$ – потери напора в воздуховоде; $h_{выход}$ – потери напора на выходе воздуха из камеры в воздуховод.

Подставляя выражение (3) и (2) в выражение (1) получаем выражение для расчета давления в ресивере компрессора:

$$p_k = \rho_{жс}g(H+3Z+a+h_{зр.обс}+h_{ф1}+h_{ф2}+h_{отв1}+h_{отв2}) + \rho_{возд1}g(h_{тр.возд1}+h_{вход}) + \rho_{возд2}g(h_{тр.возд2}+h_{выход}), \quad (4)$$

Рассмотрим три фильтра скважин диаметрами равными 168 мм, 219 мм и 273 мм, $H=50$ м; расстояние между камерами a равно внутреннему диаметру фильтра $D_{ф}$; длина камеры b равна $4 \cdot D_{ф}$; диаметры шлангов воздухопроводов $d=0,02$ м; диапазон скоростей движения реагента в гравийной обсыпке - от 0,005 м/с до 0,04 м/с. По выражению (4) строим характеристику трубопроводов устройства в координатах $Q-p$. Результаты представлены в виде графиков на рисунке 2.

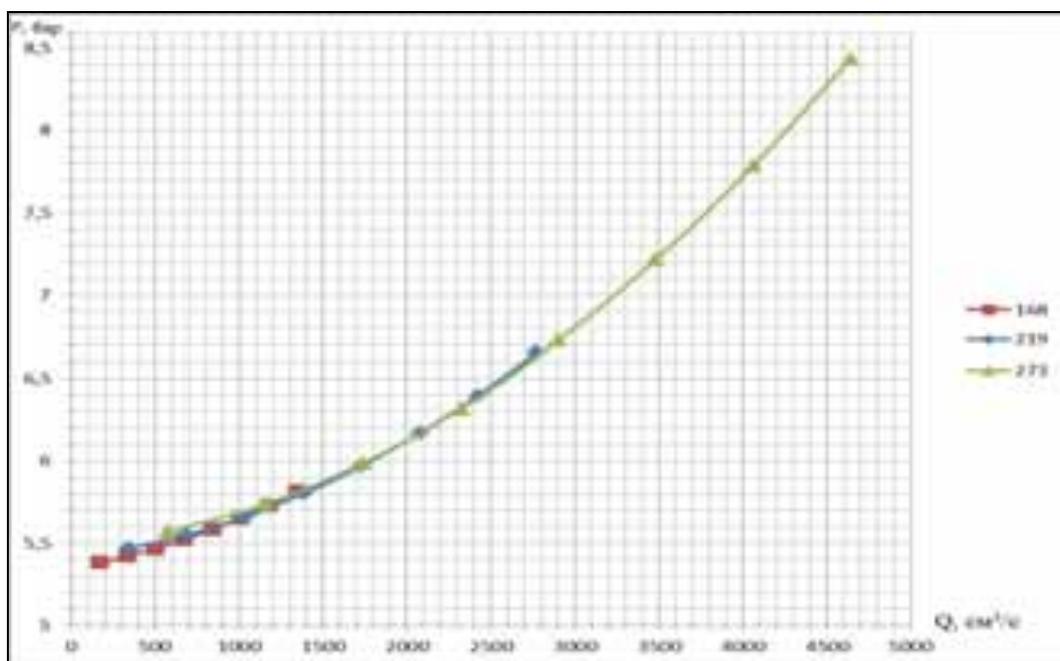


Рис. 2. Зависимость давления в ресивере компрессора установки от его подачи при работе в фильтрах разных диаметрах: 168 мм, 219 мм и 273 мм

Выводы:

1. Предложена схема установки для реверсивно-реагентной регенерации водозаборных скважин с погружным устройством, выполненным на базе двухкамерного пневматического насоса вытеснения.
2. Получено выражение, позволяющее рассчитать подачу и давление компрессора по заданной скорости фильтрации потока реагента в гравийной обсыпке, учитывающее геометрические размеры скважины, установки для регенерации и степень кольматации фильтра и гравийной обсыпки.

Литература

1. Ивашечкин, В.В. Регенерация скважин методом реверсивного задавливания реагента пневматическими насосами вытеснения/ В.В. Ивашечкин, И.Е. Иванова, А.В. Ивашечкин // Наука — образованию, производству, экономике: материалы 13-й Междунар. науч.-технич. Конф.: в 4 т. / БНТУ-Минск, 2015. – Т. 1. с. 141.

А.С. КУПАВЫХ
ООО «Башнефть-Добыча»

ТЕХНОЛОГИЯ НАПРАВЛЕННОГО ГИДРОУДАРНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРИЗАБОЙНУЮ ЗОНУ ПЛАСТА С РЕГУЛИРУЕМОЙ ДЛИТЕЛЬНОСТЬЮ ИМПУЛЬСА

Среди многих применяемых в настоящее время методов направленных на улучшение коллекторских свойств призабойной зоны пласта (ПЗП) особое место занимают импульсные методы обработки. Отличаясь простотой проведения технологических операций, простотой и доступностью применяемого оборудования, допускающего его многократного использования, незначительностью трудовых, энергетических и материальных затрат, импульсные технологии обработки ПЗП выступают как оперативные методы интенсификации работы скважин.

Большие исследования в области импульсного разрыва пород провел известный ученый Михалюк А.В. Им были выделены два основных типа образующихся в массиве трещин: вертикальные (плоские) и горизонтальные (радиально-кольцевые) [1].

Расчетным путем установлена зависимость размеров этих трещин от времени и давления нагнетания при импульсном воздействии на пласт, которая показала, что для вертикальных трещин при малых значениях времени нагнетания, примерно 0,1-0,2 с [1], рост максимальных размеров происходит практически по линейному закону, а далее начинается постепенное выполаживание кривых. Для радиально-кольцевых же трещин рост максимальных размеров находится в интервале времени 0,25-0,4 с [1]. Увеличение как времени воздействия, так и пикового давления способствует росту размеров трещин, причем более быстрому росту вертикальных трещин, чем радиально-кольцевых.

С целью подтверждения теоретических обоснований на нагнетательной скважине Туймазинского нефтяного месторождения проведен промысловый эксперимент, в ходе которого цементировочный агрегат АНЦ-320 создавал гидроимпульсы высокого давления.

Передача давления к пласту осуществлялась импульсами повышенного давления, создаваемыми в насосно-компрессорных трубах (НКТ) путем кратковременного открытия пневмозадвижки на устье скважины. При такой передаче мощности интенсивность воздействия на пласт определяется не только амплитудой, но и частотой изменения давления во времени, а также формой импульса [2].

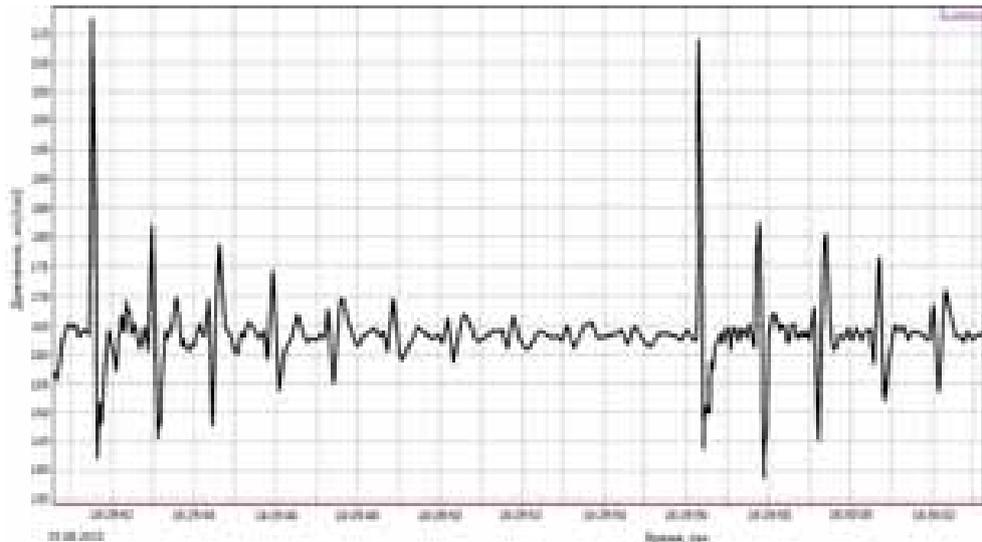


Рис. 1. Диаграмма изменения давления в ПЗП от времени

Анализируя данные промыслового эксперимента, полученные при помощи глубинного высокоскоростного манометра, можно сделать вывод, что при использовании агрегата АНЦ-320, создающего импульс давления равный 16 МПа возможно получение на забое ударной нагрузки на ПЗП с давлением 21-22 МПа (в 1,35 раза больше приложенной). Однако длительность приложенного воздействия,

в виду технических ограничений АНЦ-320, составляет лишь 0,15 с, что недостаточно для полноценного формирования радиально-кольцевых трещин.

Многу предлагается технология направленного импульсного гидроударного воздействия на ПЗП с применением гидроаккумулятора давления, позволяющего регулировать длительность импульса воздействия в пределах до 0,5-0,8 с. Особенность предлагаемого метода воздействия заключается в том, что вместо приложения высокого давления ПЗП подвергают сериям коротких ударов, при которых жидкость в полном объеме не успевает фильтроваться в трещины пласта и значительно увеличивать их длину. Короткие удары способствуют развитию прилегающих трещин, выкрашиванию породы, образованию каверн вокруг призабойной зоны и увеличению ее эффективного радиуса.

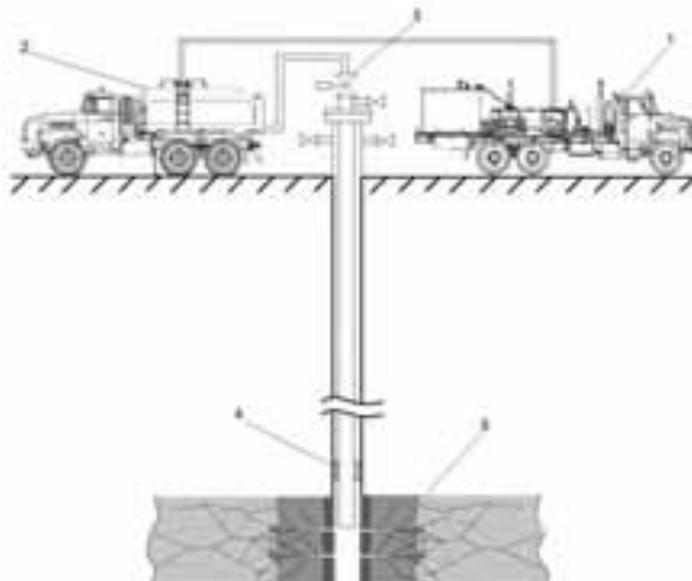


Рис. 2. Схема гидроударного воздействия на пласт: 1 – АНЦ-320; 2 – гидроаккумулятор; 3 – задвижка с пневмоприводом; 4 – пакер; 5 – продуктивный пласт [3]

Агрегат АНЦ-320 создает в гидроаккумуляторе необходимое давление. При достижении заданного давления на доли секунды открывается задвижка с пневмоприводом, создающая импульс давления в НКТ. Кратковременные скачки давления, создаваемые на устье скважины, приводят в движение массу жидкости, находящуюся в НКТ, которая в свою очередь создает направленный гидравлический удар на забое скважины.

Колебания массы скважинной жидкости за счет своей массы и инерции вызывают также движение пластового флюида, способствующее размыву каналов ПЗП и разрушению пространственной решетки высоковязкой нефти за счет регулярной ее деформации, с постепенным уменьшением ее вязкости. Создание повторных гидроударов увеличивает протяженность, разветвленность и раскрытие трещин. В глубокой скважине эффект выше, поскольку приводится в движение скважинная жидкость, имеющая более значительную массу и инерцию.

Таким образом варьируя амплитуду, частоту и длительность импульса давления, возможно минимизировать зависимость полученного эффекта от глубины залегания продуктивного пласта и вовлечь в разработку всю слоисто-неоднородную толщу нефтеносного пласта. Теоретически применяя данный комплексный метод возможно добиться приложения энергии к ПЗП сопоставимой по мощности с энергией классического гидроразрыва пласта, затрачивая при этом значительно меньшие материально-трудовые и энергетические ресурсы.

Литература

1. Михалюк А.В., Войтенко Ю.И. Импульсный разрыв пород. АН Украины. Ин-т геофизики им. С.И. Субботина. – Киев: Наук.думка, 1991. – 204 с.
2. Шипулин А.В. Технологии волнового воздействия на нефтяные пласты / А.В. Шипулин, Ш.Г. Мингулов // СПб.: Недра. - 2011. - с.175.
3. Николаев Н.И., Результаты исследований и эффективность применения комплексной технологии химической обработки призабойной зоны пласта / Н.И. Николаев, А.В. Шипулин, К.С. Купавых // Территория Нефтегаз. – 2015. – №4. – с.100-104.

И.М. НАРОЖНЫЙ

Российский университет дружбы народов

ПРИМЕНЕНИЕ ПОРТОВ МГРП С РАСТВОРИМЫМИ ШАРАМИ

В работе рассмотрена возможность применения портов с растворимыми шарами изготовленными из магниевого сплава.

На сегодняшний день активно ведутся работы с применением технологии многостадийного гидроразрыва пласта (МГРП), для получения приемлемого дебита, на скважинах с горизонтальным окончанием.

На данном этапе работ применяются порты МГРП активирующиеся шарами, которые в последующем необходимо разбурить – произвести нормализацию. Данная процедура требует применения станка с гибкой насосно-компрессорной трубой (ГНКТ) с высокой суточной ставкой и дополнительной оплатой за спускоподъемные операции (СПО), затрачиваемое время на комплекс операций по разбуриванию компоновки из четырех портов занимает в среднем семь суток. Мы предлагаем использовать технологию растворения шаров из магниевого сплава в растворе лимонной кислоты, не изменяя применяемой технологии заканчивания и используемого оборудования, что в свою очередь не требует дополнительных вложений и затрат. Так же данная технология позволит сократить цикл работ в два раза.

На данный момент успешно проведены лабораторные испытания с составление соответствующего протокола. Был изготовлен шар, произведены его замеры перед началом испытаний, получив следующий результат: Ø70,7мм; масса 350г.

Есть ряд преимуществ над другими кислотами С6Н8О7: Лимонная кислота не столь опасна для человека нежели, соляная. Простота приготовления в полевых условиях, лимонная кислота завозиться в мешках по 25кг. Низкая стоимость 200руб/кг, для приготовления 1м³ 40% лимонной кислоты потребуется 400кг., инертна к оборудованию в скважине.

Сроки освоения скважины при применении технологии растворения шаров МГРП в лимонной кислоте в 2 раза быстрее, чем при разбуривании, за счет снижения количества операций СПО. Снижение прямых затрат. Снижение косвенных затрат, путем получения прибыли от не добытой нефти, скважина выводится на режим на 3 суток быстрее.

Ю.А. РАДЧЕНКО
ГГТУ им. П.О. Сухого, Беларусь

ТЕОРИЯ О МОРФОЛОГИИ ГИДРОРАЗРЫВА ПЛАСТА

Гидроразрыв пласта — один из методов интенсификации работы нефтяных и газовых скважин.

Технология осуществления ГРП при добыче нефти включает в себя закачку в скважину с помощью насосных станций спец жидкости при давлениях выше давления разрыва нефтеносного пласта. Для поддержания трещины в открытом состоянии, как правило, в терригенных коллекторах используется расклинивающий агент — проппант, в карбонатных — кислота, разъедающая стенки созданной трещины.

Целью исследования является обоснование морфологии процесса гидроразрыва пласта, последующая разработка и опробование математической модели прогнозирования дебита скважин после проведения на них вышеуказанной операции. Работа приобретает особую актуальность на фоне высокой погрешности прогнозных расчетов, порядка 94%, в связи с чем, остро стоит вопрос о разработке методики качественной оценки эффективности и рисков проведения ГРП.

В процессе исследования проблематики разработка затрагивала ряд вопросов:

- Возникновения вторичных трещин в процессе гидроразрыва;
- Влияние угла распространения вторичных трещин на результат прогноза;
- Существование значительного взаимного влияния трещин при расчете системы образованной в результате ГРП в карбонатной породе;
- Влияние направления развития трещины ГРП на точность расчета.

На первом этапе разработки составлялась методика 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 проницаемости. Далее аналогичным образом велся расчет параметров трещин первого порядка в горизонтальной плоскости относительно основной трещины гидроразрыва, с учетом функций изменения таких параметров как: давление гидроразрыва, вскрытая толщина пласта, объем жидкости разрыва. Указанные изменяемые параметры рассчитываются для конкретно заданной точки на плоскости трещины ГРП, принимаемой за точку наименьшего сопротивления. Далее определялся объем созданных в породе трещин в зависимости от объема израсходованной для проведения гидроразрыва жидкости уходящей в пласт при разрыве. После чего, 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.

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. 1 представлены визуальные характеристики отклонений фактических дебитов скважин от спрогнозированных при помощи программных симуляторов, а также представленной методики.



Рис. 1. 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 предлагаемая методика является более эффективной.

Вследствие адаптации модели и исключения из расчета ряда факторов, позиционировавшихся в качестве основных в начале исследования, был поставлен вопрос о морфологии трещины гидроразрыва.

На рис. 2 представлена классическая схема проведения операции гидроразрыва.

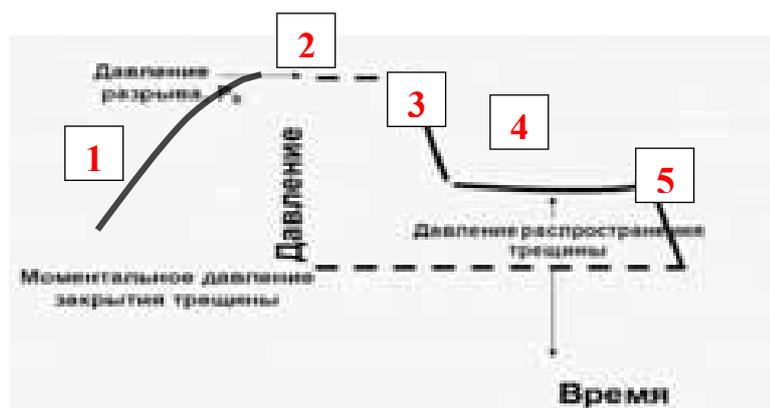


Рис. 2. Визуальные характеристики классической динамики давления в процессе осуществления ГРП

Изначально происходит набор давления, необходимого для проведения операции, как указывает зона 1. Зона 2 соответствует критическому давлению гидроразрыва (P_b). Затем, по преодолению критической отметки, наблюдается резкое понижение давления, свидетельствующее о получении разрыва породы и продвижении закачиваемого агента в пласт (зона 3). После чего, как иллюстрирует зона 4, идет минимальное повышение давления, указывающее на распространение трещины в породе. При прекращении операции, снова наблюдается резкое понижение давления (моментальное давление закрытия трещины – зона 5).

Тем не менее, получить вышеописанную схему проведения операции в реальных условиях в подавляющем большинстве случаев не представляется возможным. Реальная схема изменения давления при проведении гидроразрыва пласта представлена на рис. 3.

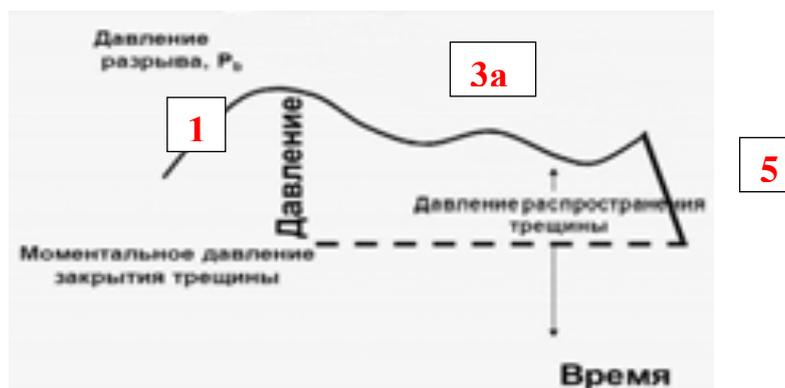


Рис. 3. Визуальные характеристики фактической динамики давления в процессе осуществления ГРП

Как видно из иллюстрации, в реальной практике отсутствуют зоны 2, 3 и 4. Колебания, наблюдаемые в зоне 3а, указывают на изменение плотности закачиваемой жидкости и не имеют отношения к морфологии самого процесса. Сам процесс считается завершенным в момент окончания закачки проектного объема жидкости разрыва.

Вследствие анализа вышеприведенных данных, была выдвинута гипотеза о гидравлическом расширении пласта.

Основные тезисы:

- В процессе проведения операции (в особенности в карбонатном коллекторе) не происходит разрыва пласта, а лишь расширение естественной пустотности пород под воздействием закачиваемого агента.
- Невозможно создание в породе трещины даже ориентировочно правильной геометрической формы ввиду разгрузки расширяющейся (растущей) трещины при соединении ее с другой трещиной породы.
- Получаемая система характеризуется разветвленным характером пустотностей неправильной формы.
- Отсутствие эффекта (низкий эффект) операции объясняется созданием системы в промытых каналах породы, ввиду распространения жидкости по пути наименьшего сопротивления, и, таким образом, не затрагивается матрица, на которую ориентирована операция.

Выводы:

1. По результатам исследований выявлено, что выдвинутая теория подтверждается малой погрешностью расчетов, выполненных при помощи вышеописанной математической модели, оперирующей основными тезисами гипотезы.
2. Предложенная гипотеза позволяет рассматривать гидроразрыв пласта на качественно новом уровне, что открывает перспективу для новых исследований.
3. Гипотеза позволяет более качественно исследовать и оценивать эффективность и целесообразность проведения гидроразрыва пласта.
4. Представленная гипотеза о морфологии процесса гидроразрыва может быть использована при анализе разработки и рекомендуется к развитию и применению при составлении проектов на разработку месторождений.

Литература

1. Желтов Ю.П. Разработка нефтяных месторождений: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1986. 332 с.
2. Желтов Ю.П., Христианович С.А. О гидравлическом разрыве нефтеносного пласта // Изв. АН СССР. ОТН. 1955. №5. С.3-41.
3. 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.
4. Кадет В.В., Селяков В.И. Фильтрация флюида в среде, содержащей эллиптическую трещину гидроразрыва // Изв. вузов. Нефть и газ. – 1988. – № 5. – С. 54_60.

Д.В. СЕРДЮКОВ, Ю.И. СЕРДЮКОВА

РУП "Производственное объединение "Белоруснефть", БелНИПИнефть

ПРИМЕНЕНИЕ СПЕЦИАЛЬНОЙ КОМПОНОВКИ ДЛЯ ДОБЫЧИ НЕФТИ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ КИН И ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При эксплуатации залежей или отдельных участков на режимах истощения (без поддержания пластового давления и влияния законтурной области) возникает проблема в ограничении добычи по

скважинам, что связано с недопущением снижения динамических уровней (забойных давлений) в скважинах ниже критических для предотвращения нарушения эксплуатационной колонны. Следовательно, в залежи остаются запасы, которые могут быть выработаны за счёт упругих сил, однако, из-за технических ограничений их добыча невозможна. На таких объектах конечный возможный КИН ниже проектного. Так же это негативно сказывается на экономических показателях эксплуатации скважин и залежи в целом.

Дополнительной проблемой в старых нефтегазоносных провинциях является сильно изношенный добывающий фонд. В приделах Припятского прогиба общая доля «старых» скважин составляет порядка 40 %. В скважинах со значительным сроком эксплуатации отмечается уменьшение толщины стенки обсадных труб, что в свою очередь приводит к нарушению целостности эксплуатационной колонны при снижении динамических уровней (забойного давления) ниже критического. В ряде случаев проведение РВР в таких скважинах является безуспешным и недропользователь несёт затраты на бурение скважин-дублёров.

Задачей исследований является создание способа добычи нефти, позволяющего снижать забойное давление в скважине при добыче нефти ниже предельно допустимых значений, не допуская при этом разрушения эксплуатационной колонны под действием горного давления и за счёт этого увеличить КИН и суммарные объёмы добычи нефти.

Для решения вышеописанных проблем предлагается внедрение специальной компоновки с пакером. Предлагаемая технология позволяет снижать забойное давление без риска смятия эксплуатационной колонны. Поставленная задача решается за счёт того, что в способе добычи нефти определяют предельно допустимый динамический уровень жидкости (исходя из горного давления и характеристик материала эксплуатационной колонны), при превышении которого происходит смятие эксплуатационной колонны. После чего спускают в скважину на колонне насосно-компрессорных труб компоновку, включающую пакер, расположенный выше или ниже пакера погружной насос с газосепаратором. Пакер устанавливают над интервалом перфорации эксплуатационной колонны ниже глубины предельно допустимого снижения динамического уровня, на максимально возможной глубине, позволяющей снижать забойное давление до предельного значения, обеспечивающего максимальные объёмы добычи и коэффициент извлечения нефти. Затрубное пространство скважины над пакером заполняют жидкостью, давление столба которой уравнивает горное давление на глубине установки пакера; включают погружной насос и осуществляют откачку пластового флюида. Выделившийся свободный газ в подпакерной области отводится по скважинному трубопроводу (ВНТ) в линию нефтесбора.

Количество жидкости для создания противодействия определяется исходя из придела прочности материала эксплуатационной колонны и горного давления. При создании противодействия существует возможность регулировать два параметра:

1. Высота столба жидкости в затрубном пространстве;
2. Плотность жидкости в затрубном пространстве.

Способ добычи нефти поясняется чертежами, где на рисунке 1 (фиг. 1) изображена скважина с компоновкой для добычи нефти, в которой погружной насос расположен ниже пакера; на рисунке 1 (фиг. 2) - скважина с компоновкой для добычи нефти, в которой погружной насос расположен выше пакера.

В скважине, вскрывшей продуктивный пласт в виде линзовидной залежи 1, установлена эксплуатационная колонна 2 с перфорационными отверстиями 3, в которой на глубине Н установлен пакер 4, ниже которого расположен погружной насос 5, например, электроцентробежный, оснащённый газосепаратором 6 и обратным клапаном 7. Вся компоновка связана с устьем скважины (на рисунке не показано) посредством колонны насосно-компрессорных труб (лифтовой колонны) 8. В подпакерное пространство 9, гидравлически связанное через перфорационные отверстия 3 залежью 1, спущен скважинный трубопровод 10.

Рассмотренная компоновка была внедрена на скважине 1 Хуторской. В процессе эксплуатации скважины предполагается снижение текущего пластового давления. Расчётное критическое снижение динамического уровня составляет 1400 м. При текущих отборах динамический уровень необходимо снижать до 2100-2500 м.

Конкретно для этой скважины была разработана следующая компоновка. Насосное оборудование и пакер с кабельным вводом и высоконапорным трубопроводом для отвода газа спускается на заданную глубину. Пакер устанавливается ниже участка вероятного нарушения колонны. Затрубное пространство над пакером заполняется необходимым объёмом нефти, обеспечивающей создание противодействия на стенки эксплуатационной колонны. В состав УЭЦН, расположенного ниже пакера, входит мультифазный осевой насос, направленный на борьбу со свободным газом на приёме ЭЦН. ПВНТ предназначен для отвода свободного газа из затрубного подпакерного пространства.

Эксплуатировать скважину предлагается в периодическом режиме. Расчетное время периода работы составит: откачка – 2,5 часа, накопление – 7,5 часов.

Требуемое оборудование:

- 1) Пакер с отводом газа по ВНТ и кабельным вводом 4ПМС-КВБ-112-ГТ (Югсон-Сервис). Глубина спуска - 2680м.
- 2) ПВНТ ТГ 7/16-25 (Псковгеокабель), длина 2700м.
- 3) ЭЦНД5-30-2000 (Борец). Глубина спуска - 2696м.
- 4) Мультифазный осевой насос МФОН5-200 (Новомет).
- 5) Погружной электродвигатель 40КВт.
- 6) Обратный клапан – 2 ед.
- 7) Кожухи-протекторы для ПВНТ.

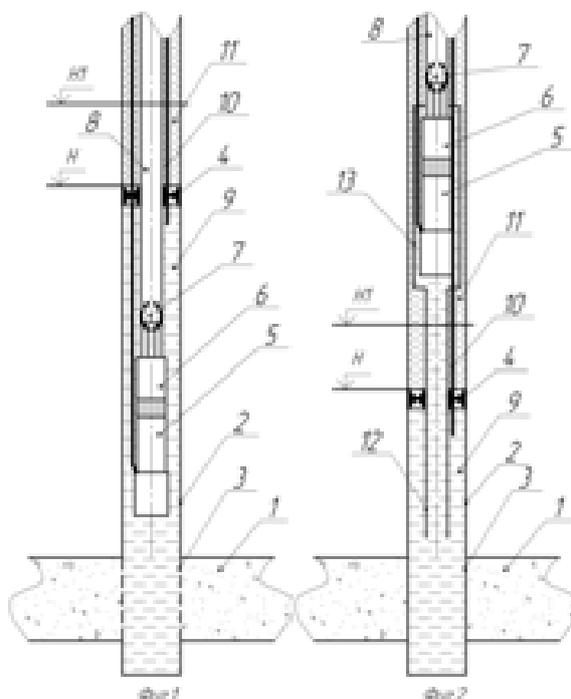


Рис. 1. Принципиальная схема компоновки для добычи нефти с пакером

Дополнительная добыча флюида за счёт применения компоновки с пакером рассчитывается по формуле 1.

$$\Delta q = (P1 - P2) \cdot V \quad (1)$$

где Δq – дополнительная добыча флюида, т;

$P1$ – давление смятия эксплуатационной колонны (ограничение конструктивное), МПа;

$P2$ – минимальное давление работы насосного оборудования (ограничение насосного оборудования), МПа;

V – удельный отбор флюида, т/МПа.

Эксплуатация скважины УЭЦН при внедрении предлагаемой технологии позволит снизить пластовое давление на ВДП до 9,5 МПа (на 2,9 МПа ниже текущего). Исходя из истории эксплуатации скважины, дополнительная добыча нефти может составить 2204 т.

Был выполнен расчёт экономической эффективности внедрения данной компоновки на конкретной скважине. Были учтены все затраты на оборудование и КРС. Так же в расчёте брались текущие ставки налогов и себестоимость добычи нефти по Хуторскому месторождению. Минимальная стоимость барреля нефти, при которой будет сохраняться положительная чистая прибыль – 36 \$.

Из фонда скважин РУП «Производственное объединение «Белоруснефть» Было проанализировано 99 скважин. Из этого числа были выбраны 15 скважин-кандидатов для внедрения технологии. При этом все скважины-кандидаты разделены на 2 группы:

1. Скважины, эксплуатирующие залежь при снижающемся пластовом давлении;
2. Скважины, эксплуатирующиеся при динамических уровнях ниже критических.

Из 15 скважин к первой группе относится 5. Дополнительная добыча нефти по данным скважинам за год может составить 9 тыс.т.

За счёт внедрения предлагаемой компоновки на скважинах второй группы обеспечивается недопущение смятия эксплуатационной колонны и соблюдение правил эксплуатации скважин. Суммарный дебит нефти по данным скважинам составляет 66,1 т/сут. Годовая возможная добыча нефти – 23 тыс.т.

Из вышеизложенного можно сделать вывод, что предлагаемый способ добычи нефти с использованием компоновки с пакером позволяет не допустить нарушения эксплуатационной колонны на скважинах со сниженными динамическими уровнями, повысить КИН, сократить затраты на РВР, бурение новых скважин и боковых стволов.

Р.Т. СУЛЕЙМЕНОВА

Атырауский институт нефти и газа, Республика Казахстан

ТЕХНОЛОГИЯ ИМПУЛЬСИВНО-ВОЛНОВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА НЕФТЯНОЙ ПЛАСТ

Обсуждается технология повышение нефтеотдачи импульсивно-волновым воздействием (ИВВ) на нефтяные пласты при изменении динамики работы скважинного штангового насоса.

Известно, что основной технологией добычи нефти в Казахстане является поддержание пластового давления (ППД)-заводнение, то есть закачка воды в пласт. В силу известных достоинств технологии искусственного заводнения (доступность и дешевизна воды, простота реализации, относительная эффективность) стал самым общепризнанным методом увеличения нефтеотдачи пластов и будет широко применяться еще длительное время.

Вместе с тем при заводнении неоднородных сложнопостроенных месторождений охват пластов заводнением и дренированием получается невысоким. Слабопроницаемые зоны, пропластки, линзы, целики, экранированные участки пластов остаются нефтенасыщенными и могут содержать до 20 – 80% от начальных запасов нефти [1], что приводит к достаточному быстрому обводнению скважин и высокому содержанию пластовой воды в добываемой нефти.

Многочисленные попытки добычи нефти на обводненных месторождениях путем ППД различными технологиями, существенно не повлияли на снижения обводнения продукции и на повышения нефтеотдачи пласта. Данная ситуация прослеживается во многих и других регионах. Общая ситуация на этих месторождениях такова, что коэффициент извлечения нефти не превышает 30% и только в исключительных случаях практики этот коэффициент достигает 45-50%.

В данной работе обсуждается технология повышения нефтеотдачи импульсно-волновым воздействием (ИВВ) на нефтяные пласты изменением динамики работы скважинного штангового насоса (СШН) в создания зоны разуплотнения пород вокруг скважины в интервале перфорации за счет веса колонны насосно-компрессорных труб (НКТ).

Технология предназначена для повышения нефтеотдачи неоднородных по проницаемости и нефтенасыщенности, сложно построенных залежей, разрабатываемых как с применением заводнения, так и без его, на любых глубинах залегания продуктивных пластов, допускающих применения СШН. Слабопроницаемые зоны, пропластки, линзы, целики, экранированные участки пластов остаются нефтенасыщенными и могут содержать до 20 – 80% от начальных запасов нефти [1].

Кроме того, вследствие микронеоднородностей в виде переменного сечения фильтрующих каналов и различной степени гидрофильности в заводненной части пластов, нефть остается в виде глобул, защемленных в расширениях каналов, куда она вытесняется из сужений капиллярными силами в гидрофильных коллекторах, или в виде пленок на гидрофобной поверхности твердой фазы. Такой рассеянной в заводненной части пластов нефти может оставаться до 20 – 40% [1].

Проблема повышения нефтеотдачи пластов, возникшая многие десятки лет назад, становится всё более актуальной:

- вследствие быстрого сокращения разведанных извлекаемых запасов;
- из-за высокой степени разведанности недр и малой вероятности открытия новых крупных месторождений с большими извлекаемыми запасами;
- благодаря потенциально существующей возможности получить дополнительные объёмы нефти из освоенных районов без больших затрат на разведку, разбуривание и обустройство новых площадей.

К настоящему времени создано большое количество различных методов увеличения нефтеотдачи (МУН) пластов на основе применения нового оборудования и новых технологий подъёма нефти, а также на основе различных (физических, химических, микробиологических и др.) способов воздействия на продуктивные горизонты. К сожалению, большинство новых известных МУН сами требуют значительных затрат и поэтому не снижают, а часто увеличивают, себестоимость нефти и не решают задачи повышения рентабельности скважин на истощённых месторождениях. Так, например, ресурсозатраты на добычу одной тонны нефти такими методами в 3-5 раз превышают ресурсозатраты чем на добычу одной тонны нефти за счёт заводнения [3].

В технологии ИВВ использованы физические явления и эффекты, возникающие в неоднородных по проницаемости и насыщенности пластах, при создании в них переменного поля упругих деформаций на фоне аномальных статических напряжений и предназначена для повышения нефтеотдачи неоднородных по проницаемости и насыщенности, сложнопостроенных залежей, разрабатываемых как с применением заводнения, так и без него, на любых глубинах залегания продуктивных пластов, допускающих применение СШН.

Технология снижает себестоимость нефти, продлевает сроки рентабельной эксплуатации отдельных скважин, участков и целых залежей и позволяет переводить нерентабельные объекты в рентабельные. Технология проста, полностью адаптирована к промышленным условиям, легко реализуется в процессе подземного ремонта скважин.

В результате промысловых исследований были получены стабильные положительные эффекты в виде увеличения производительности скважин и снижения обводненности добываемой продукции, выявлены механизмы этих эффектов, адаптирована к промышленным условиям за счет максимального использования стандартного нефтепромыслового оборудования и отработанных технологических приемов и операций [1,2,3].

В связи с тем, что большое число скважин на нефтепромыслах Казахстана и России эксплуатируется с помощью СШН, осуществлена привязка технологии именно к таким скважинам. Это позволило максимально упростить и удешевить реализацию технологии и, таким образом, создать условия для ее широкого внедрения на нефтепромыслах с минимальными затратами времени, энергетических и материальных ресурсов [1-3].

Сущность технологии повышения нефтеотдачи ИВВ на нефтяные пласты динамикой работы штангового насоса (ШГН) состоит в создании зоны разуплотнения пород вокруг скважины в интервале перфорации за счет веса колонны насосно-компрессорных труб (НКТ) при опирании ее на породы в зумпфе через специальный хвостовик и в возбуждении в породах пласта инфранизкочастотных упругих колебаний, создаваемых в хвостовике и через него в породах столбом откачиваемой жидкости при работе штангового насоса [2].

Разуплотнение и инфранизкочастотное поле упругих напряжений, создаваемые в одной оборудованной хвостовиком (возбуждающей) скважине, охватывают воздействием зону с радиусом до 2-2,5 км от точки возбуждения (забоя возбуждающей скважины). Во всей этой зоне стимулируется фильтрация жидкости, и улучшаются технологические показатели большинства добывающих скважин [1,2].

Основной причиной, удерживающей нефть в неоднородной пористой среде при вытеснении нефти водой, являются капиллярные силы. Капиллярные силы формируют обладающую аномально высокой сдвиговой вязкостью связанную воду, которая тампонирует нефть в неоднородностях и делает непроницаемыми тонкодисперсные зоны, образуют пленки на гидрофобной поверхности твердой фазы, создают капиллярное давление, которое необходимо преодолеть при вытеснении глобул нефти из каналов переменного сечения. Отрицательное влияние капиллярных сил возрастает с увеличением неоднородности пористой среды. При снижении действия капиллярных сил за счет уменьшения межфазного натяжения с 25 – 35 до 0,01 – 0,001 мН/м достигается практически полное (до 95 – 98%) вытеснение нефти [2], поэтому основной задачей всех методов повышения нефтеотдачи пластов является снижение и полное устранение действия капиллярных сил. Эта задача в настоящее время решается путем нагнетания в пласты вместе с водой дорогостоящих ПАВ, мицеллярных растворов, других химерагентов, воздействием на продуктивные пласты теплом, электромагнитным полем и др. Все эти методы чрезвычайно дороги и не снижают себестоимости нефти. Кроме того, они небезупречны в экологическом отношении.

Для анализа эффективности технологии ИВВ и других МУН на наш взгляд целесообразно дополнительно применять метод симметричной сравнительной оценки в реальном масштабе времени.

Основными сравнительными параметрами при такой оценке эффективности должен служить:

- усредненный по площади суточный дебит одной скважины по нефти за определяемый период, т/сут, вычисленный, как частное от деления объема нефти в тоннах, добытого на данной площади за данный период, на суммарное время работы всех скважин на этой площади в данный период в сутках;

- усредненная по площади обводненность продукции за определяемый период.

Количественная оценка технологического эффекта должна производиться по значениям:

- относительного изменения усредненного по площади суточного дебита одной скважины по нефти;
- относительного изменения усредненной по площади обводненности продукции;
- объема дополнительно добытой нефти за рабочий период;
- относительного изменения усредненного по площади суточного дебита одной скважины по нефти в зоне воздействия между базовым и рабочим периодами с учетом общей тенденции такого же изменения (за зоной воздействия)

- коэффициент корреляции между основными показателями (за месяц) в зоне воздействия и временем базового периода.

Литература

1. Сургучев М.Л. Вторичные и третичные методы увеличения нефтеотдачи пластов. – М: Недра, 1985 г.

2. Ащепков Ю.С., Березин Г.В., Ащепков М.Ю. Устройство для эксплуатации скважины глубинным насосом с хвостовиком. Патент на изобретение №2124119, пр. от 29.10.97.

3. Садовский М.А., Абасов М.Т., Николаев А.В. Перспективы вибрационного воздействия на нефтяную залежь с целью повышения нефтеотдачи. Вестник АН СССР № 9, 1986 г.

Э.Г. ШИРАЛИЕВ

Азербайджанский Государственный Университет Нефти и Промышленности

НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ ДВУХФАЗНЫХ ГАЗО-ЖИДКОСТНЫХ СИСТЕМ В НЕФТЕДОБЫЧЕ

В предлагаемой работе излагаются основы методов анализа гидродинамики двухфазных систем. Для краткости основное внимание уделяется гидродинамическим уравнениям двухфазных систем.

Данный способ расчета дает возможность решать некоторые задачи в нефтедобыче, с учетом многофазности системы.

Данные методики были опробованы и сопоставлены на различных эксплуатационных скважинах. Наиболее приемлемые методики предложены для определения распределения давления или же забойного давления в работающих фонтанных скважинах.

Предложенное в работе уравнение для расчёта потерь на трение при движении двухфазной системы не учитывает скорость движения газа относительно жидкости.

Цель данной статьи - на основе законов однородной жидкости и газа предложить модельный подход для решения многочисленных задач в гидродинамике двухфазных сред.

В статье делается попытка уточнить некоторые аспекты гидродинамики газожидкостного потока.

Как известно из научной литературы, все работы по определению трения при движении двухфазной смеси основаны на лабораторных экспериментах. При этом, определив перепад давления на трение, можно определить касательное напряжение сдвига. Перепад давления определяют с помощью манометров по формуле:

$$\Delta p \cdot S = \tau \chi L, \quad (1)$$

где S - площадь сечения трубы; χ - смоченный периметр; L - длина трубы.

В результате обработки многочисленных экспериментальных данных известных учёных [1-4] и наших данных была получена зависимость, которая показана на рис. 1.

Как видно из рис. 1, экспериментальные данные хорошо ложатся на прямую, которую можно описать уравнением типа

$$\tau_c - \tau_{ж} - \tau_{г} = k \sqrt{\tau_{ж} \tau_{г}}, \quad (2)$$

где τ_c , $\tau_{ж}$, $\tau_{г}$ - касательные напряжения для смеси, жидкости и газа; k - постоянный коэффициент (≈ 26).

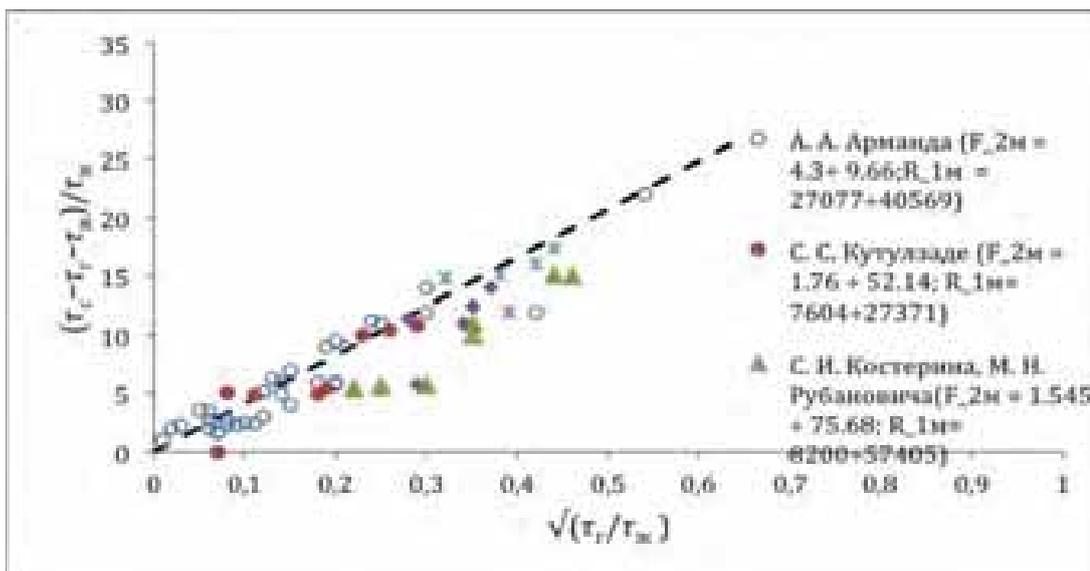


Рис.1. К выводу основного уравнения движения смеси

Согласно закону однородной жидкости и газа данное уравнение можно записать как

$$\tau_c = \mu_{ж} \frac{dv_{ж}}{dy} + \mu_{г} \frac{dv_{г}}{dy} + k \sqrt{\mu_{ж} \frac{dv_{ж}}{dy} \mu_{г} \frac{dv_{г}}{dy}}, \quad (3)$$

где $\mu_{ж}$, $\mu_{г}$ - динамическая вязкость жидкости и газа; $\frac{dv_{ж}}{dy}$, $\frac{dv_{г}}{dy}$ - градиент скорости жидкости и газа.

Известно, что объёмно-расходное газосодержание можно определить как:

$$\beta = \frac{V_{г}}{V_{ж} + V_{г}}, \quad (4)$$

$$\text{откуда } V_{г} = V_{ж} \frac{\beta}{1 - \beta} \quad (5)$$

С учётом вышеуказанного, уравнение (2) можно записать следующим образом:

$$\tau = \mu_{ж} \frac{dv_{ж}}{dy} \left[1 + \frac{\mu_{г} \beta}{\mu_{ж} (1 - \beta)} + k \sqrt{\frac{\mu_{г} \beta^2}{\mu_{ж} (1 - \beta)}} \right] \quad (6)$$

Теперь запишем уравнение равномерного движения смеси в круглой трубе. Для этого выделим в ней между двумя сечениями соосный цилиндр радиусом r и длиной L . Так как распределение скоростей в обоих сечениях одинаково, то можно считать, что силы, приложенные к цилиндру, находятся в равновесии. Тогда уравнение динамического равновесия цилиндра можно записать в виде:

$$(p_1 - p_2) \pi r^2 = 2\pi r L \tau_c, \quad (7)$$

где $p_1 - p_2 = \Delta p$ - перепад давления.

С учетом формулы (4) $r = R - y$ имеем:

$$\frac{\Delta p}{2L}(R - y) = \tau_c = \mu_{ж} \frac{dv_{ж}}{dy} \left[1 + \frac{\mu_{г} \beta}{\mu_{ж} \beta - 1} + k \sqrt{\frac{\mu_{г} \beta}{\mu_{ж} \beta - 1}} \right], \quad (8)$$

где y - расстояние от стенки трубы до рассматриваемого слоя.

Решая данное уравнение относительно скорости жидкой фазы и с учетом, что при $y = 0$, $v_{ж} = 0$, определив значение $c = 0$ (интегральное постоянное), имеем:

$$v_{ж} = \frac{\Delta p}{4 \mu_{ж} L} \frac{(R^2 - y^2)}{1 + \frac{\mu_{г} \beta}{\mu_{ж} \beta - 1} + k \sqrt{\frac{\mu_{г} \beta}{\mu_{ж} \beta - 1}}} \quad (9)$$

В случае, когда $\beta = 0$, имеем известную формулу Стокса для однородной жидкости.

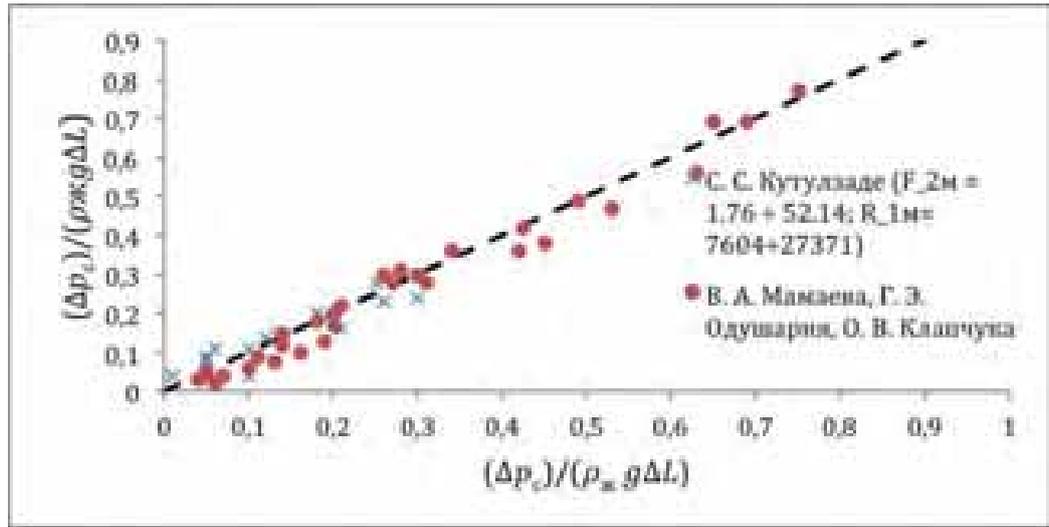


Рис. 2. Сопоставление фактических данных с расчетными

Предложенная формула выражает закон изменения скорости жидкой фазы в поперечном сечении трубы, в которой движется смесь.

Таким же образом можно определить и расход жидкой фазы в газожидкостной смеси:

$$Q_{ж} = \frac{\Delta p \pi R^3}{8 \mu_{ж} L} \frac{(1 - \beta)^3 \pi^4}{\left[1 + \frac{\mu_{г} \beta}{\mu_{ж} \beta - 1} + k \sqrt{\frac{\mu_{г} \beta}{\mu_{ж} \beta - 1}} \right]^3}. \quad (10)$$

Если $\beta = 0$, т.е. движется только жидкая фаза, то имеем известное уравнение Пуазейля.

Таким образом, решая данные уравнения относительно газовой фазы, можно определить распределение скорости газовой фазы по сечению трубы и расход газа.

После известных преобразований, вводя в данное уравнение число Рейнольдса, Фруда и коэффициент гидравлического сопротивления для жидкой и газовой фазы, в конечном виде имеем:

$$\frac{\Delta p}{\rho_{ж} g L} = \lambda_{ж} \frac{Fr_{ж}}{2} + \lambda_{г} \frac{Fr_{г} \rho_{г}}{2 \rho_{ж}} + \frac{k}{2} \sqrt{\lambda_{ж} Fr_{ж} \lambda_{г} Fr_{г} \frac{\rho_{г}}{\rho_{ж}}}, \quad (11)$$

где $\rho_{ж}$ и $\rho_{г}$ - плотность жидкой и газовой фазы

Данная формула является обобщенной формулой для определения потери давления на трение как для ламинарного, так и для турбулентного режима движения жидкой и газовой фаз, которые составляют газожидкостную смесь.

В случае, когда расход газовой фазы равен нулю, из конечной формулы имеем известную формулу Дарси-Вейсбаха.

При ламинарном режиме коэффициент гидравлического сопротивления для жидкой и газовой фаз определяется по формуле Пуазейля, а при турбулентном - используя число Рейнольдса.

Для обоснования данной модели расчёты проводились на основании промышленного материала.

Как видно из рис. 2, погрешность между расчётными и измеренными параметрами незначительная, что даёт право предложить данную методику для практических расчётов.

Выводы:

1. На основании многочисленных экспериментальных данных получено модельное представление движения газожидкостной смеси.
2. Получена методика расчёта потерь давления на трение для газожидкостной смеси, движущейся в горизонтальной трубе.
3. Сопоставление данной методики с промышленным материалом показало хорошую сходимость, что подтверждает её приемлемость в практических расчётах.

Литература

1. Арманд А.Л., 1955. Исследование механизма движения двухфазной смеси в вертикальной трубе: в кн. «Гидродинамика и теплообмен при кипении в котлах высокого давления». - М.: Изд-во АН СССР, с.21-34.
2. Костерин С.И., Рубинович М. Н., 1949. Влияние поверхностного натяжения жидкости на гидравлические сопротивления и структуру газожидкостной смеси в трубах // Изв. АН СССР, отделение технических наук, № 7, с. 1085-1093.
3. Исследование турбулентных течений двухфазных сред / под ред. С.С. Кутателадзе, 1973, АН СССР, Сибирское отделение, Институт теплофизики, 315 с.
4. Govier G.W., Radford B.A., Dunn J.S., 1957. The upwards vertical flow of air-water mixtures // The Canadian Journal of Chemical Engineering, August, pp.58-70.
5. Штернлих Д.В., 2005. Гидравлика. - М.: Колос, 655 с.
6. Альтшуль А.В., Кисилев П.Г., 1975. Гидравлика и аэродинамика. - М.: Стройиздат, 323 с.
7. Мищенко И.Т., 2003. Скважинная добыча нефти. - М.: Изд-во Нефть и газ, 816 с.

Научный руководитель: д.т.н., проф. Салаватов Тулпархан Шарабудинович

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

FAN WANG, QIANJIN WANG
China University of Mining and Technology

RESEARCH ON KEY TECHNOLOGY OF HYDRAULIC VERTICAL SHAFT DRILL

Abstract

According to actual condition characteristics of mine construction, in this paper load-sensing principle is applied to the hydraulic vertical shaft drill in the view of energy saving and high efficiency to replace pneumatic drill. Then simulation model of the system is established and accuracy of model is verified by the comparison of theoretical analysis results through dynamic response characteristic. Finally, it turned out that that when the loads of actuators are vary widely, load sensitive system still can guarantee the independence movement of each actuator.

Keywords: vertical shaft drill, load sensitive control, simulation analysis

Introduction

With the development of the Chinese construction technology of the vertical shaft, which as the key equipment of digging and building, its performance has a directly effect on the period of mine construction. The hydraulic vertical shaft drill has a lot of advantages than the pneumatic drill such as energy saving and high drilling efficiency and less cost. For these advantages of hydraulic vertical shaft drill, the research on it is imperative to be done.

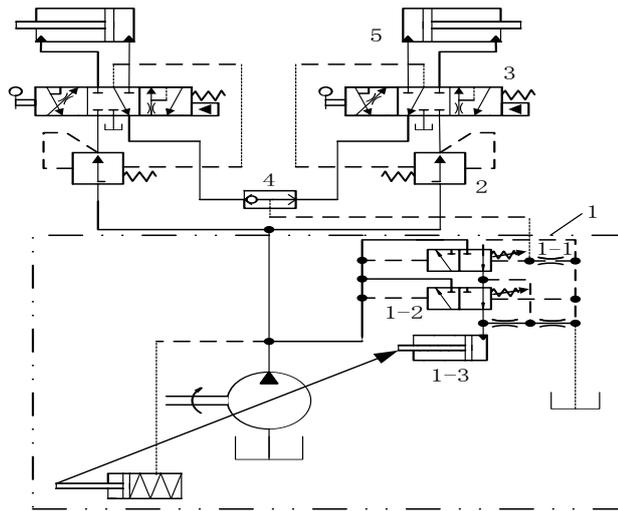
The structure of hydraulic vertical shaft drill developed by ourselves is shown in the Figure 1. It can be used to drill shaft diameter from 6 m to 9 m by rock drill and all action are powered by two motors with 75 KW. The brief three-dimensional model of hydraulic vertical shaft drill is shown in the Figure 2.



Figure 1. The structure of hydraulic vertical shaft



Figure 2. Three-dimensional model of hydraulic vertical shaft drill



1-load sensitive variable pump; 1-1-load sensitive valve; 1-2- pressure cut-off valve; 1-3- cylinder with variable piston; 2- pressure-compensated valve; 3-throttled directional valve; 4- shuttle valve; 5-cylinder

Figure 3. The simplified schematic diagram of load sensitive system

Design of the Hydraulic System

According to actual condition characteristics of the hydraulic vertical shaft drill, in this paper load-sensing principle is applied to the hydraulic circuit in the view of energy saving and high efficiency. To be conducive to analyze the basis of the characteristics of load sensitive system, the simplified schematic diagram of two hydraulic cylinders as actuators is drawn in this paper which is illustrated in figure 3.

The highest load pressure of cylinders is chosen by shuttle valve 4, then is feedback to the right end of the load sensitive variable valve 1-1, while the outlet pressure of the pump is feedback to the left side of the load sensitive variable valve 1-1 and the pressure cut-off valve 1-2. The pressure cut-off valve 1-2 is to limit the maximum working pressure of the pump. The theoretical analysis results in the figure 3 that flow equation for throttled directional valve 3 is:

$$Q = C_d A \sqrt{2\Delta p / \rho}$$

Q refers as flow of throttle valve; C_d refers as flow coefficient; A is flow area of valve port; Δp refers as the pressure difference; ρ is the oil density. Owing to the pressure-compensated valve 2, the load sensitive system has the characteristics of the flow distribution has nothing to do with load pressure.

Simulation Analysis for the load-sensing system

Simulation model of the system is established that is shown in Figure 4 and the parameter setting is shown in Table 1. The dynamic response characteristic of the system is illustrated in figure 5 and 6.

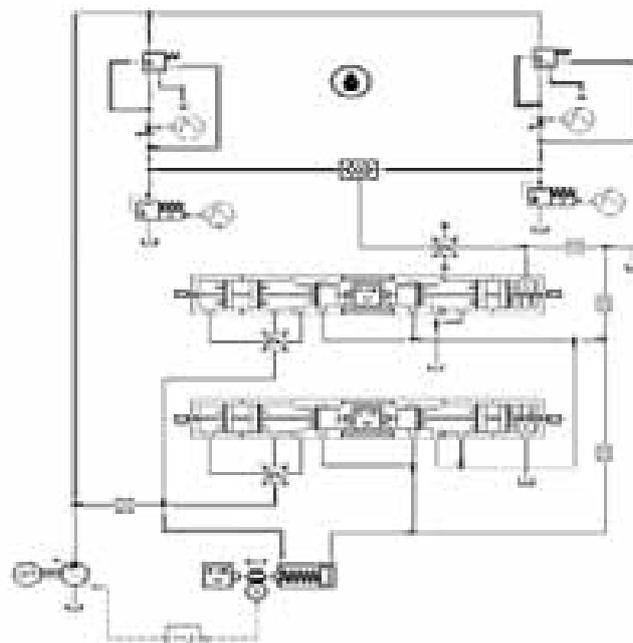


Figure 4. Load sensitive model

Parameter setting of load-sensing hydraulic system model

Hydraulic elements	Parameter setting	Parameter values
Pump	Pump displacement	100cc/rev
	Typical speed of pump	1500rev/min
Pressure cut-off valve	cut-off pressure	300bar

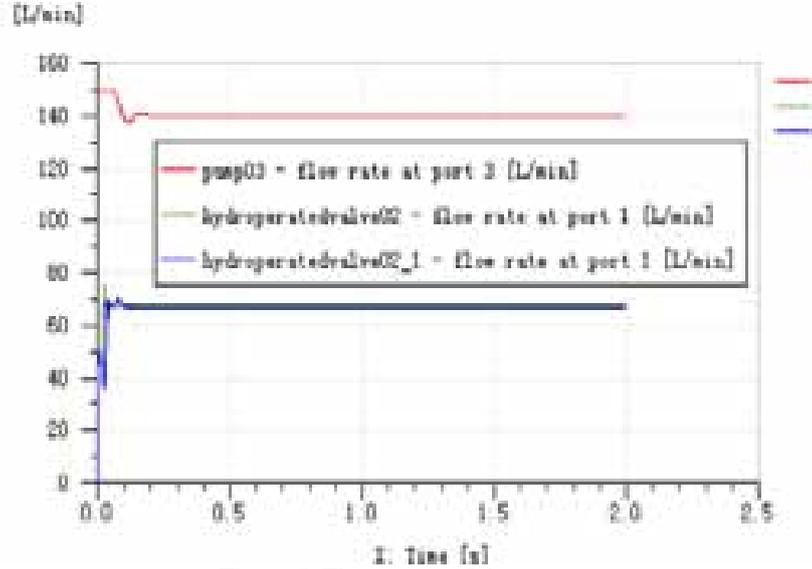


Figure 5. Flow curve of the system

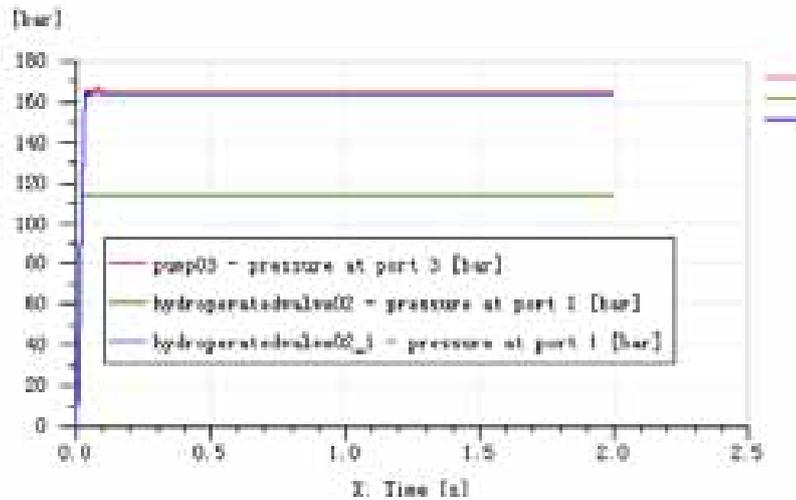


Figure 6. Pressure curve of the system

Results and discussion

The simulation result shows that adjust time of the system is short and overshoot is small. The flow of pump has a slight fluctuations in pressure mutation point and the output pressure of pump is always higher than the highest load as a constant value.

To sum up, the simulation result is consistent with the results of theoretical analysis, which proves the correctness of the model. It can be used for the subsequent of simulation process.

Conclusion

In this paper, the advantages and the mechanical structure of hydraulic vertical shaft drill is introduced. Load-sensing principle is also applied to the hydraulic system of vertical shaft drill in the view of energy saving and high efficiency. Then theoretical analysis of the load sensitive system and simulation modeling based on the platform of AMESim, the simulation result is consistent with the result of theoretical analysis, which proves the correctness of the model.

When the loads of actuators are vary widely, Load sensitive system still can guarantee the independence movement of each actuator. It can improve the efficiency of the whole system and achieve the purpose of energy saving.

Funding

This work was funded by the Priority Academic Program Development of Jiangsu Higher Education Institutions.

References

1. Sellgren U. Finite Element Modeling and Optimization of a Robot Boomer[R].Dep. of Machine Design, Royal Institute of Technology, Stockholm, Sweden. 1999: 21-29.
 2. Anderson K. Simulation of a Tunnel Drilling Sequence to Determine loads on a Rock Drilling Equipment[A].ADAMS User Conference, Rome, November, 2000: 24-36.
- Yasuo A, Kazuo U, Kazuyuki H, et al. Load Sensing Fluid Power Systems[J]. Sae Transactions, 1994, 103(2): 139-153.

ALONA NAD

AGH University of Science and Technology, Poland

THE TENSILE STRENGTH DISTRIBUTION OF CARBONATE ROCK

Abstract

The paper presents the results of an investigation of crushing by compression of single particles. The investigation was carried out on one of the three lithological varieties of Polish copper ore: a carbonate. The tensile strength of particles was determined by uniaxial compression. The strength distribution is approximated by Weibull's distribution and the distribution parameters are independent of the particle size. The author prepared 5 size fractions for one of the lithological types of copper ore. The size of fractions were: 16- 18 mm, 18-20 mm, 20-25 mm, 25- 31,5 mm and 31-45 mm. In each size fraction a average particle size D_{max} was calculated.

Keywords: tensile strength, dolomite, Weibull's distribution function

Introduction

Polish copper ore is exploited from the Legnicko-Głowacki copper district and this raw material is the feed for mineral plants. Polish copper ore is a mixture of three lithological types: carbonate, sandstone and shale. The carbonate type of copper ore is represented by dolomite mineral and shale type – by slate mineral. Each of them features different physical, mechanical and chemical values, what influences the enrichment process (Kijewski, Jarosz 1996).

The process of size reduction of raw materials depends on many factors, such as the type of the crusher, the method of crushing, strength properties of the raw material as well as the type and properties of the environmental in which the process of crushing takes place. The theoretical tensile strength of the particle should be conditioned by its crystal structure and the nature of atomic bonds in the crystal and is expressed as an approximate model (Cottrell, 1964). But the practical experience shows that the actual strength of solids in the stretching process is $10^2 - 10^4$ times smaller than the theoretical strength resulting from the rupture of atomic bonds in a perfect crystal. The actual mechanical properties of solids are determined by the presence of congenital defects in the structure and microscopic flaws in the bulk material around which concentrates the stress under the applied load of crushing. In the presence of mechanical stress, due to local slip, next microcracks may be formed (Griffith, 1921).

Both the number of cracks in the particle and their lengths are random variables. Since the strength of the particle depends on the number and sizes of microcracks, it is also a random variable. Cumulative probability distribution function of the strength distribution is given by Weibull's distribution function (Weibull, 1951, Jayatilaka and Trustum, 1977):

$$P(\sigma) = 1 - \exp\left[-r\left(\frac{\sigma}{\sigma_{gr}}\right)^m\right] \quad (1)$$

where:

m – Weibull's module,

σ_{gr} – average value of strength,

r – constant, which is associated with the Weibull's module from the function of gamma:

$$r = \Gamma^m\left(1 + \frac{1}{m}\right) \quad (2)$$

The parameters m and σ_{gr} depend on the distribution of the cracks. These were determined by the results of an experiment, during which individual particles were crushed and the destructive force at which rupture of the particle occurred was registered.

Numerous observations of the process of disintegration of irregular particles during compression (Brozek, 1996a, 1996b) led to the conclusion that the formation of large particles is caused by tensile stress, while small particles with flattened shapes are formed by shear stress in the neighborhood of the point where the load is applied.

As it can be, finding the distribution of particle size, the dependence between its and mechanical properties of material is a very complex problem.

Laboratory tests

The experiments were conducted on particles of dolomite. The author prepared 5 size fractions for one of the lithological types of copper ore. The size of fractions were: 16- 18 mm, 18-20 mm, 20-25 mm, 25- 31,5 mm and 31-45 mm In each size fraction a average particle size D_{max} was calculated.

Single-particle breakage test for each fraction was performed using a compression-testing machine. Individual particles were being loaded at a constant rate until the first fracture across the particle occurred. The value of the destruction force of each particle was recorded.

Previously, the flat and elongated particles were rejected from the set of samples.

After the compression of each fraction particles, the distribution of strength of crushed particles was calculated. Strength distribution curves were plotted in the system $\left(\frac{\sigma}{\sigma_{sr}}, P\right)$, where P-distribution function decomposition, σ_{sr} - average strength of the crushed particles in each fraction of particles.

The value of the destructive stress for all the samples was divided into several narrow fractions (partitions). For each fraction of particles the yield in the strength was calculated. The results of these measurements were used to calculate the average strength and determine the distribution of strength.

Treatment of results

The purpose of crushing the five fractions of particles in the three lithological varieties of copper ore was to investigate changes in mechanical properties of particles (evaluation of value σ_{sr} and the Weibull's module m).

The tensile strength of particles was calculated according to the following formula:

$$\sigma = \frac{P}{D^2} \quad (3)$$

where:

P- the value of the destroying force,

D – the value of an average screen diameter of the crushed particle.

The cumulative yield of particles in a fraction of destroying forces, calculated against the total weight of the samples, is represented by the distribution function of particles strength or the probability of the destruction. Empirical data were fitted to a model distribution function expressed by the formula (3). Calculations performed according to the least squares method are as follows:

$$P(\sigma) = 1 - \exp\left[-0.917 \left(\frac{\sigma}{\sigma_{sr}}\right)^{3.037}\right] \quad P(\langle\sigma\rangle) = 1 - \exp\left[-0.946 \left(\frac{\langle\sigma\rangle}{\sigma_{sr}}\right)^{3.045}\right] \quad (4)$$

Figure 1 presents a distribution model which was applied to the results of the experiment. This curve shows that model values agree well with the results of the experiment. It can be said that the Weibull's distribution approximates well the distribution of strength of irregular mineral particles.

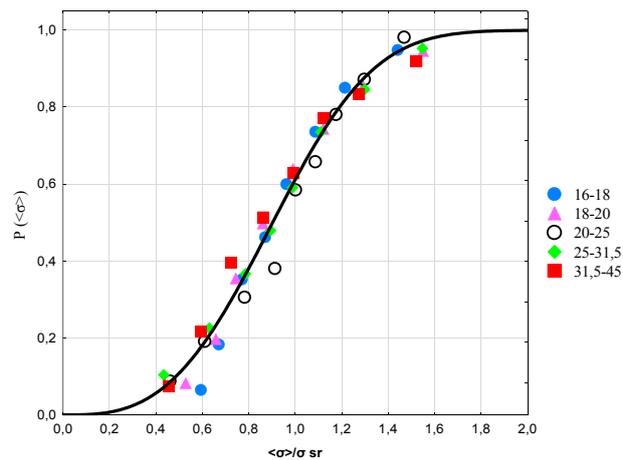


Figure 1. Cumulative distribution function of tensile strength of dolomite particles

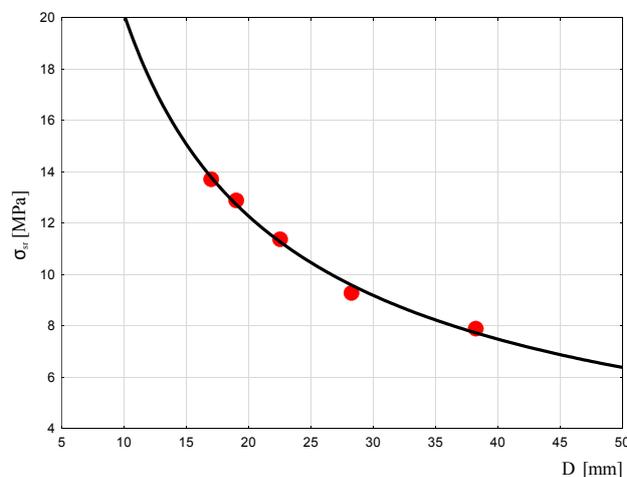


Figure 2. The dependence of average tensile strength of dolomite, slate and sandstone particles on size particles

In addition, it was observed that the average particle strength increased, while the average particle size decreased (Figure 2). This is consistent with a statistical strength theory, according to which the increase in particle volume increases of the probability of the destruction by a large number of microcracks.

Conclusions

The results in this paper indicate that the distribution model agree well with experimental values. It can be said then the Weibull's distribution approximating agrees well with the distribution of strength of irregular mineral particles. Decreasing average particle size led to increase of average crushing strength of particles.

References

1. Cotrell A.H.: The mechanical properties of matter. New York.J.Wiley and Sons, 1964
2. Brożek M., 1996. Immediate tensile strength of irregular mineral particles. Arch. Min. Sc., 41, 341-360
3. Brożek M., Tumidajski T., 1996. Granulometric characteristics of the product of crushing by compression of single particles. Arch. Min. Sc., 41, 245-258
4. Griffith A. A., 1921. Phenomena of rupture and flow in solids. Phil. Trans. Roy. Soc. Lond., A 221, 163-198
5. Jayatilaka A.S., Trustum K., 1977. Statistical approach to brittle fracture. J. Mater. Sci., 12, 1426– 1430.
6. Kijewski P, Jarosz J., 1996: Monografia KGHM Polska Miedź S.A., CBPM „Cuprum” Sp. z o.o., Lubin, rozdz. 2.26, s.303-307
7. Weibull W., 1951. A statistical distribution function od wide applicability, J. Appl. Mech., 18, 293- 297.

QIANJIN WANG, FAN WANG

China University of Mining and Technology

STUDY ON COAL MINE VENTILATION SYSTEM

Abstract

This paper considers the problem of switching control of coal mine main fan, which aims at keeping ventilation unceasing during main fan switchover. Recently, the popular way to achieve ventilation unceasing during main fan switchover is that standby fan is required to be started before working fan stopped, which guarantees that the ventilation power is continuous. It has been shown that this way is useful to keep gas concentration under limit. First, the soft redundancy technology is utilized to guarantee that the coal mine ventilation system is stable in the case that a single PLC breaks down. Then, a kind of sequence control strategy for all the ventilation facilities is studied to keep ventilation unceasing during main fan switchover. Finally, a simulation example is used to find the optimal parameter coordinate about delay time for sequence control.

Keywords: Coal Mine Main Fan, Switchover, Gas Concentration, Ventilation Unceasing, Soft redundancy, Sequence Control.

Introduction

Coal mine main fan plays an important role in the coal mine ventilation system, which is known as the mine's "breathing" system. When working fan has been running continuously for a long time, its impeller, blade, casing, and motor have been corroded seriously. It is required that working fan should be stopped and standby fan should be started, which is called main fan switchover. For high gas mine, it is required to find a good control strategy for sequence control, by which all the ventilation facilities are regulated cooperatively to keep ventilation unceasing during main fan switchover. In the past two decades, many researchers have focused their attention on the coal mine ventilation system (see [1, 2, 3, 4, 5] and the references therein).

To the best knowledge of the authors, there mainly exist two strategies to cope with this problem. One is based on describing the coal mine ventilation system by an approximate model in which the curve fitting algorithm is used [3]. The other one is based on modeling the coal mine ventilation system as a class of complex coal mine ventilation networks [4, 5].

On the other hand, the actions of all the ventilation facilities are required to coincide with the instructions from a single PLC. When the single PLC breaks down, it means that all the ventilation facilities are out of control. In order to cope with this problem, two different kinds of technologies have been applied. One is referred to as the soft redundancy technology, which needs two PLC and a set of relay control system. The other one is called the hard redundancy technology, which needs two PLC and two sets of relay control system.

Motivated by the above discussions, we will consider the problem of switching control of coal mine main fan, which aims at keeping ventilation unceasing during main fan switchover. First, we will apply the soft redundancy technology to coal mine ventilation system, which guarantees that the coal mine ventilation system is stable in the case that PLC breaks down. Then, we will find a good control strategy for sequence control, by which all the ventilation facilities are regulated cooperatively to keep ventilation unceasing during main fan switchover. Finally, a simulation example is used to find the optimal parameter coordinate about delay time for sequence control.

Problem Formulation

As shown in Figure 1, all the relevant ventilation facilities are as follows: No.1 main fan consists of two motors, one horizontal air-door, and one vertical air-door, so dose No.2 main fan. Under the assumption that No.1

main fan is working, No.2 main fan is standby. No.1 main fan's horizontal air-door is full closed and vertical air-door is full open, No.2 main fan's vertical air-door is full closed, which leads to a complete ventilation network.

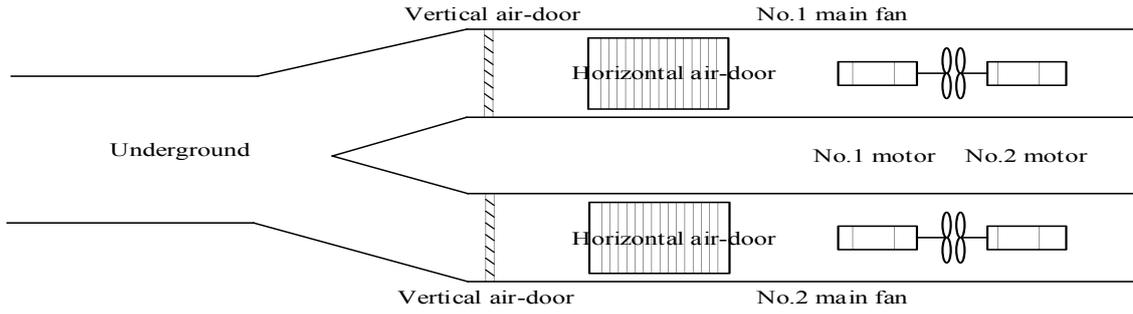


Figure 1. The layout of aircraft

Study on Mine Ventilation System

1. Software Redundancy

The realization process consists of three parts. First, OB 100 performs the initialization of blocks and the definition of system operation parameters by invoking FC 100. Then, FC 102 is called in OB 86, which can identify whether soft redundant failure occurs and post the diagnostic data to FB 101, which is activated in OB 35. Final, if soft redundant failure occurs, then FB 101 calls FB 103 or FB 104 or FB 105 to achieve switching between working and standby PLC in a way that's similar to the one used in main fan switchover. If there is no failure in soft redundancy, then working PLC will work continuously until soft redundant failure occurs. Certainly, we can also specify which PLC is activated at each instant of time.

2. Sequence Control of Ventilation Facilities

It is assumed that main fan switchover is to be done from No.1 to No.2. Due to the fact that the number of blades driven by No.2 motor is less than that driven by No.1 motor, No.2 motor is easy to be started and No.2 motor's normal operation is convenient to start No.1 motor. According to which, No.2 motor of No.2 main fan should be started at first, a delay time of 20s later No.1 motor of No.2 main fan is started. A delay of time 15s later two motors of No.1 main fan stopped simultaneously. Meanwhile, the vertical air-door of No.2 main fan opens, the horizontal air-door of No.1 main fan opens, and the vertical air-door of No.1 main fan closes. A delay of time Δt s later, the horizontal air-door of No.2 main fan starts to close. In the following section, we will discuss quantitatively how the ventilation of coal mine ventilation system changes for some certain Δt s.

3. Measurement of Ventilation

As shown in Figure 2, the pressure difference between 1 and 2 is described by the following dynamic equation:

$$\Delta P = P_1 - P_2 = \frac{1}{2} \rho v_1^2 - \frac{1}{2} \rho v_2^2, \quad (1)$$

where P_1 and v_1 denote static pressure and air flow rate of 1, respectively, so do P_2 and v_2 of 2, ρ is the air density.

$$Q = Av, \quad (2)$$

where Q represents air volume, A is the effective sectional area, v denotes air flow rate. Substituting (2) into (1) leads to the following equation

$$\Delta P = P_1 - P_2 = \frac{1}{2} \rho \left(\frac{1}{A_1^2} - \frac{1}{A_2^2} \right) Q^2, \quad (3)$$

where $A_1 = \frac{\pi D^2}{4}$, $A_{12} = \frac{\pi(D^2 - d^2)}{4}$, A_1 and A_2 denote the effective sectional area of 1 and 2, respectively, D and d are the diameter of fan casing and fairing.

It follows from (3) that

$$Q = \sqrt{\frac{2\Delta P}{\rho \left(\frac{1}{A_1^2} - \frac{1}{A_2^2} \right)}}, \quad (4)$$

where ΔP can be measured by differential pressure transmitter.

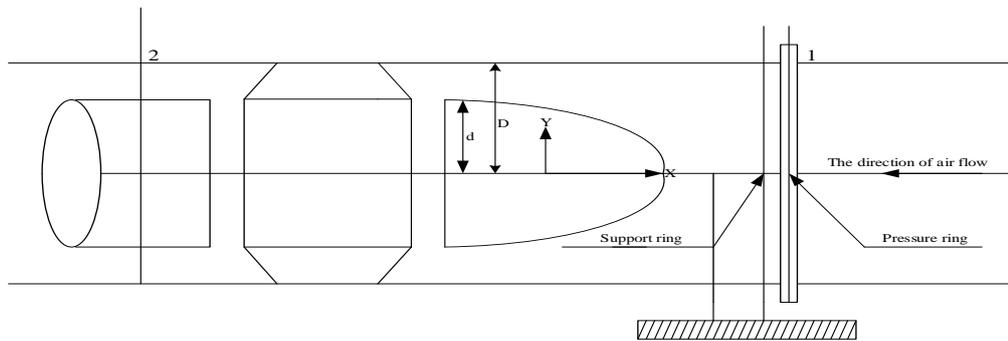


Figure 2. Measurement of Ventilation

Simulation

In order to obtain the best value of Δt exhaustively, we choose three typical cases. Let Δt take the value in the set [5s, 10s, 15s]. The parameters for coal mine ventilation system are as follows: $D = 3.8\text{m}$, $d = 2\text{m}$, $\rho = 1.1\text{Kg/m}^3$. Simulation is as follows.

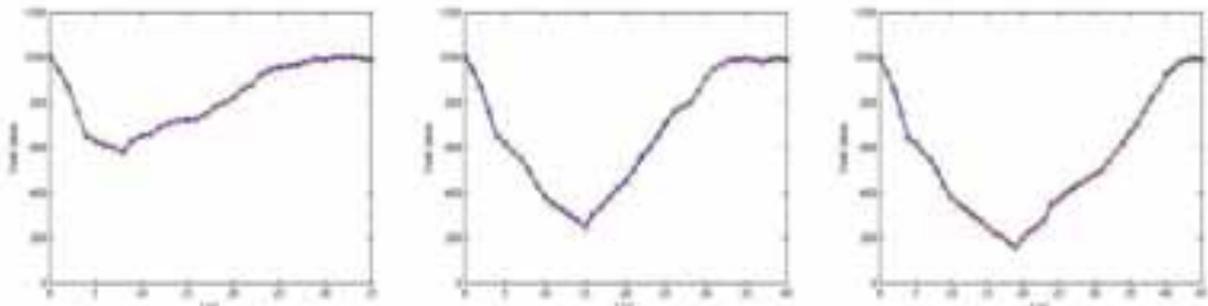


Figure 3. Ventilation $\Delta t = 5\text{s}$ Figure 4: Ventilation $\Delta t = 10\text{s}$ Figure 5: Ventilation $\Delta t = 15\text{s}$

As shown in Figure 3, 4, and 5, we can see the ventilation of coal mine ventilation system varies with different Δt . We conclude that the longer is Δt , the larger is the ventilation fluctuation of coal mine ventilation system. It is important to point that Δt is not as small as possible. We have to select Δt appropriately with the consideration of process requirement of the horizontal air-door.

Conclusion

In this paper, we consider the problem of switching control of coal mine main fan, which aims at keeping ventilation unceasing during main fan switchover. Numerical simulation indicates that the value selection of Δt takes an important role during main fan switchover and the smaller is Δt , the smaller is the ventilation fluctuation of coal mine ventilation system.

References

1. L. I. Sly, L. J. Bryant, J. M. Cox, and J. M. Anderson, Development of a biofilter for the removal of methane from coal mine ventilation atmospheres, *Applied Microbiology and Biotechnology*, 1993, 39(3): 400-404.
2. J. Cheng, and S. Yang, Data mining applications in evaluating mine ventilation system, *Safety science*, 2012, 50(4): 918-922.
3. X. Wu, X. Ma, and Z. Ren, Study on coal mine main fan automatic switchover aiming at ventilation unceasing and its numerical simulation, *The 2nd International Asia Conference on Informatics in Control, Automation and Robotics (CAR)*, 2010, 2: 227-230.
4. Y. Hu, O. I. Koroleva, and M. Krstić, Nonlinear control of mine ventilation networks, *Systems & control letters*, 2003, 49(4): 239-254.
5. L. Wei, D. M. Wang, Q. Wang, and P. Ge, Study on some key issues of constructing visual mine ventilation simulation System, *Safety in Coal Mines*, 2007, 7:0.

MARTA WOŁOSIEWICZ-GLĄB, DARIUSZ FOSZCZ, MARCIN GLĄB
Akademia Górniczo-Hutnicza, Poland

CONSTRUCTION OF AUTONOMIC GRINDING SYSTEM IN ELECTROMAGNETIC MILL

The grinding is one of the most energy-intensive mineral processing operations. It directly affects the final price of the raw material. Energy consumption for the grinding process is being affected by a number of factors associated with the characteristics of the feed and product, the type of crushing device and method of operation. Grinding processes require the use of large amounts of energy, it is estimated that approx. 5% of the energy produced in the world is used for this purpose [7]. For processing plants of non-ferrous metal ores cost of energy

associated with the processes of crushing represent approx. 50 ч 60% of the total cost. Ability to determine the amount of energy required to crush the material is important in the design of the technological system and in particular the selection of equipment in terms of both the type and size [8]. Conventional grinding of mineral raw materials is carried out by material removal by the grinding media. In the classical drum mills - ball or rod - the movement of the grinding media is caused by the rotation of the drum mill (cylindrical working chamber filled with grinding mediums) [5]. A disadvantage of this type of mill is a high energy consumption and interchangeable parts (lining), and grinding media as well. Such solution results in low efficiency of the process due to the high loss of energy supplied to the movement of grinding media, which is only slightly reflected in the actual grinding process [6]. There is no control over the shape of the obtained grains, resulting often in the obtained product with low technological value. Betting mineral processing, and device manufacturers constantly strive to develop solutions less energy-intensive, higher efficiency of the process, with the possibility of asking precise product properties - shape and particle size. Selection of the mill and its technical parameters determines the fineness which is obtained [6]. The grinding is also used for processing of mineral aggregates, and the yield is strictly dependent on the type of feed. In a joint consortium of University of Science and Technology, together with the Silesian University of Technology is working on an innovative electromagnetic device mill.



Picture 1. ELTRAF magnetic inductor

Electromagnetic mill is a device in which the ferromagnetic grinding media are moved by generated rotating electromagnetic field as an energy carrier [9]. The basic elements of the mill is inductor of rotating magnetic field and placed in its axis tube, constituting as the working chamber. One of the advantages of the mill is the ability to intensify the electromagnetic multiple processes by carrying out grinding in the area in which the effect of the electromagnetic field, ferromagnetic rods (grinding media) rotate of a suitable coupling ratio of length to diameter [9]. A basic condition for industrial use of electromagnetic mill is its continuous operation. Grinding media should be selected for the particle size of the particulate material. In the case of large variation of the grain size of the material, a blend of grinding bodies of different sizes can be used. Any change in the size of the grinding media adapts to the physical properties of the ground material and the final fineness of the ground product [6].



Picture 2. Instalation electromagnetic mill

Installation of electromagnetic mill is a complex object for which there are pursued different objectives of control system. To obtain the required particle size being the main purpose of the master control system is carried out during the operation of the mill under nominal conditions, i.e. after startup procedures, constituting a separate group of tasks performed by the control system. Additional goals of the electromagnetic mill control system is to obtain the required temperature and humidity of the product [3]. Another task of the control system is to stabilize the mixture of grinding media and the material ground and control of the rotating electromagnetic field.

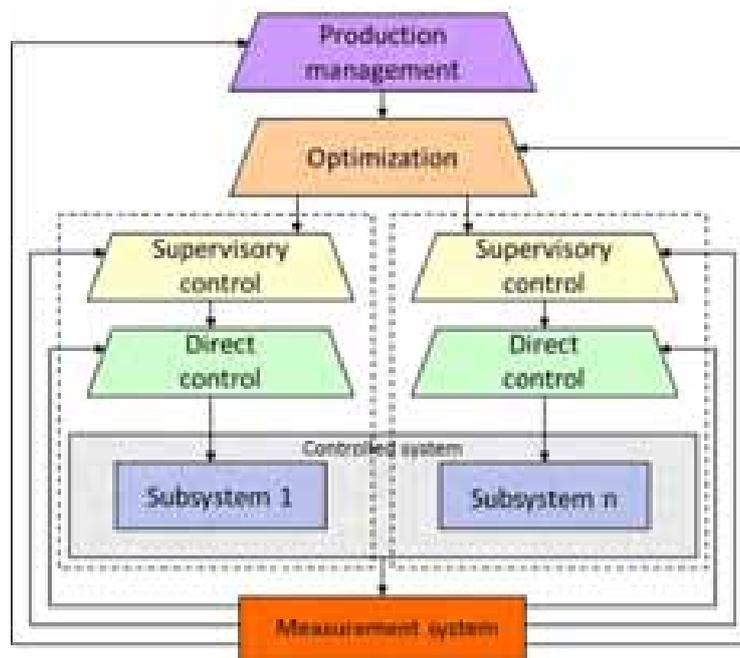


Figure 1. General structure of the multilayered control system

Already the initial studies have shown that changing the process parameters significantly affects the fineness of the product obtained in the electromagnetic mill [1]. To make this solution a competitive system, it should have as much universal application as possible for all kinds of raw materials, configurable using a system of measuring and control systems as well as a designed dedicated application HMI / SCADA [2]. Such requirements impose a need for a mill with a unique operating principle and the wide possibilities of parameterization of its work, exactly as the electromagnetic mill being designed by the consortium of University of Science and Technology, together with the Silesian University of Technology.

Article financed by the project: PBS3/B3/28/2015

References

1. Z. Ogonowski: "Drying control system for spray booth with optimization of fuel consumption." *Applied Energy*, vol. 88, 2011, str. 1586-1595.
2. Z. Ogonowski: "Optimized control of air-conditioning process with recycle." 19th International Conference on Process Control, High Tatras, Slovak Rep., 2013.
3. S. Ogonowski „Modeling of the heating system in small building for control”, *Energy & Buildings*, Elsevier, vol. 42 (2010), p. 1510–1516.
4. M. Wołosiewicz-Głąb, D. Foszcz, T. Gawenda, Analysis of possibilities of obtaining the fine particle size in mills of various designs - // W: MEC2015 [Dokument elektroniczny] : Mineral Engineering Conference : 14–17 September, Szczwanica / eds. Magdalena Staszewska, Monika Orlof-Naturalna. — Wersja do Windows. — Dane tekstowe. — [Polska : s.n.], [2015]. — Dysk Flash. — S. 212–227. — Wymagania systemowe: Adobe Reader. — Bibliogr. s. 225–227, Abstr., Streszcz.. — Referat opublikowany w Session MEC2015.
5. M. Wołosiewicz-Głąb, D. Foszcz, Comparative analysis of the possibility of obtaining fine grain size in a ball and electromagnetic mill, taking into account the optimization of transport costs of raw materials/ *Logistyka* ; ISSN 1231-5478. — 2015 nr 4 dod.: CD nr 3 *Logistyka-nauka* : artykuły recenzowane, s. 9930–9938. — Wymagania systemowe: Adobe Reader ; napęd CD-ROM. — Bibliogr. s. 9937–9938, Streszcz., Abstr.
6. J. Sidor, D. Foszcz, P. Tomach, D. Krawczykowski: Młyny wysokoenergetyczne do mielenia rud i surowców mineralnych, XI Międzynarodowa Konferencja Przeróbki Rud Metali Nieżelaznych, 2015.
7. T. Gawenda, Problematyka doboru maszyn kruszących w instalacjach produkcji kruszyw mineralnych, *Górnictwo i Geoinżynieria*, Rok 34, Zeszyt 4, 2010.
8. K. Sławiński, K. Knaś, M. Gandor, B. Balt, W. Nowak, Electromagnetic mill and its application for grinding and drying of coal, *Rynek Energii*, nr. 1, str. 140-150.

THE EFFECT OF ACTIVATOR CONTENT AND CURING CONDITION ON ALKALI-ACTIVATED SLAG MATERIALS

Abstract

The development of lower CO₂ materials which can be used instead of pure Portland cement in high-volume applications is an area of intense research interest at present. Alkali activated materials have been identified as a key component of this move [1]. As a research effort on developing cementless alkali-activated concrete this paper investigate the behaviour of alkali-activated pastes using 100% ground granulated blast furnace slag. The effect of dosage of alkali-activated solution and curing conditions were employed for further investigation.

Keywords: activators, GGBFS, microstructure development

Introduction

Alkali activated materials (AAM_s) including geopolymer binders and other related systems are produced by the reaction between an alkali source, often (but not necessarily) supplied as a liquid, and a solid aluminosilicate precursor. These are clinker-free cements which can exhibit comparable performance to conventional Portland cement, when they are adequately formulated and cured [1]. The theoretical basis of geopolymerization as a major reaction mechanism of cementless concrete was established for the first time by the French researcher Davidovits in 1978, who used kaolinite and alkaline activators. Thereafter, this topic was studied by many researchers [2-3]. Most frequently produced from waste materials such as fly ash and slag. Its main reaction product is a low crystalline hydrated calcium silicate, like a CSH gel type. This gel phase is different from the one in the Portland cement pastes because it has a low CaO/SiO₂ ratio and some structural differences [4]. Figure 1 shows the schematic process during the activation of the slag.

The most widely adopted alkaline activators are MOH-type caustic alkalis and R₂O · (n) SiO₂-type silicates, which are used individually or in combination. The effect of activation strongly depends on the physical-chemical nature of the GGBFS, the nature and quantity of the activators and the curing condition.

Experimental program

Mixing of slag and alkaline activators solution were designed. The liquid/binder ratio of 0.35 was used to prepare samples. Two levels of activator concentrations of 2.8% and 5% expressed as percentage of slag weight were studied. Cylinders of 50 mm in diameter and 50 mm in height were cast as tests specimens. During the first 24 h the specimens were left in the mould. After demolding, specimens were cured under water, in a curing container at a relative humidity of about 100% and temperature of 20°C above water and immersed in NaOH solution. The specimens were tested for each type after 2, 7 and 28 days of curing. Alkali activated slag paste were used for isothermal calorimetry studies to evaluate the heat release response of these pastes.

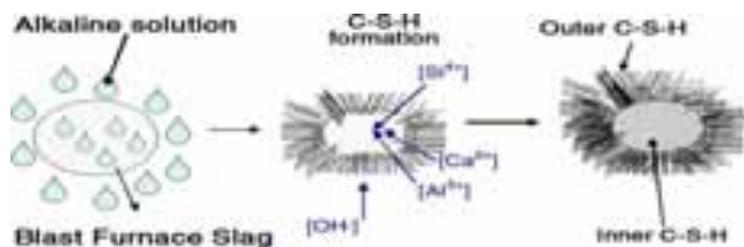


Figure 1. Reaction mechanism in an alkali- activated slag particle

Results and discussion

The results on series of samples activated with different dosages of sodium hydroxide and cured in three different environments are shown in figures 2, 3, and 4. Heat of evolution and MIP measurements were studied further and represented in graph 5 and 6.

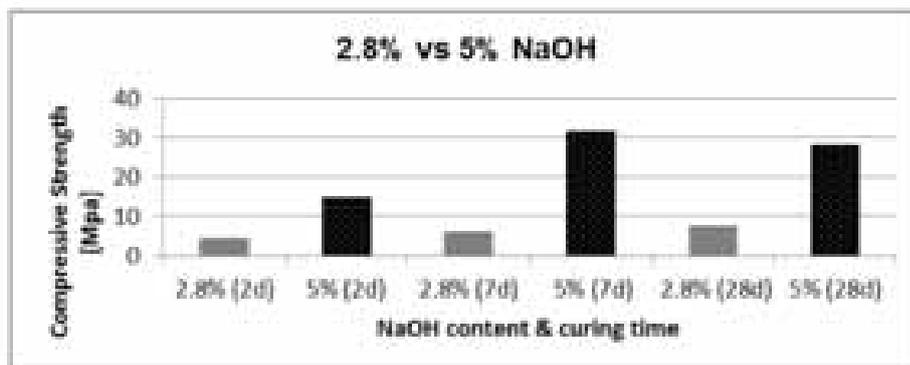


Figure 2. Compressive strength development of AAS with different NaOH dosage vs. ages

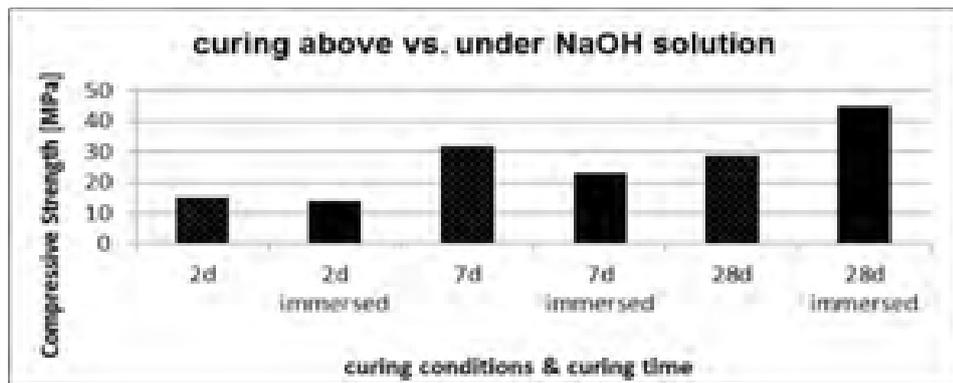


Figure 3. Compressive strength development of 5 % activated AAS vs. two different curing conditions and age

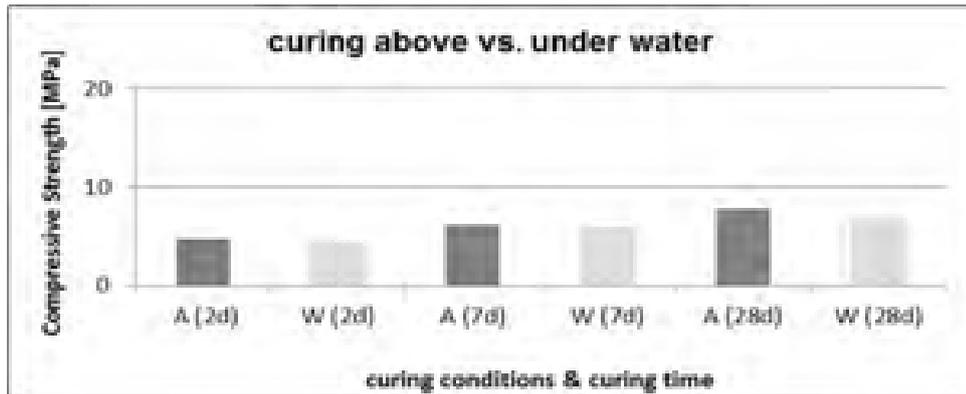


Figure 4. Compressive strength development of 2.8 % activated AAS vs. two different curing conditions and ages

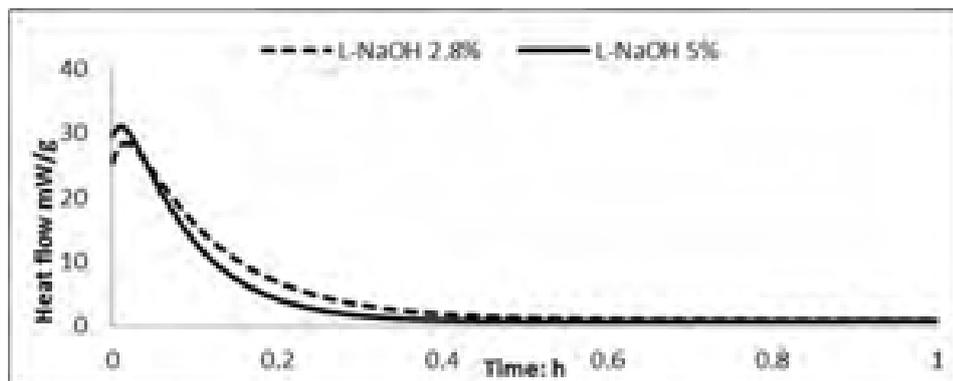


Figure 5. Evaluation of heat release rate on pastes activated with different dosages of NaOH

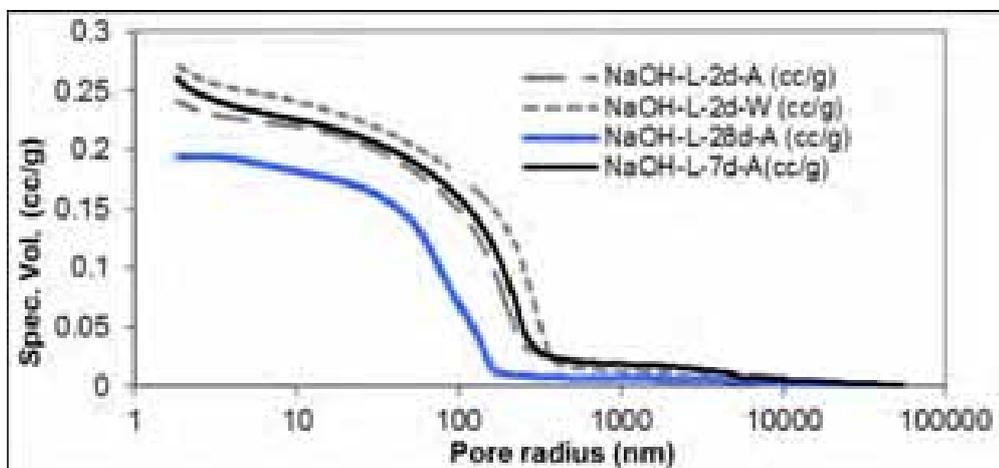


Figure 6. Specific volume versus pore radius for NaOH-L samples cured above and under water

Summary

Curing conditions and activator dosage has an important role on alkali activated slag materials. Increasing activator dosage leads in a higher compressive strength. Samples cured above water give higher compressive strength values and a denser material as observed from MIP measurements.

References

1. Susan A. Bernal, & John L. Provis (2014). Durability of alkali-activated materials: Progress and perspectives.
2. Palomo, A., Grutzeck, M., & Blanco, M. (1999). Alkali-activated fly ashes: A cement for the future. Cement and Concrete Research, 29, 1323–1329.
3. Glukohvsky VD, Rostovskaja GS, Rumyna GV. High strength slag-alkaline cements. In: Communications of the 7th international congress on the chemistry of cement, vo. 3: 1980. P. 164.
4. Pacheco-Torgal, F., Castro-Gomes, J., & Jalali, S. (2008). Alkali-activated binders.

И.В.КУПЕНКО, И.Ф.МАРИЙЧУК, Д.А.МОЗАЛЕВСКИЙ
Донецкий национальный технический университет, Украина

К ВОПРОСУ О РАСЧЕТЕ АНКЕРНО-БЕТОННОЙ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

В настоящее время не в полной мере изучены особенности совместной работы различных видов крепей вертикальных стволов с анкерно-породными оболочками. Существующие методы исследований напряженно-деформированного состояния (НДС) системы крепь ствола – анкерно-породная оболочка – породный массив не позволяют учесть одновременно слоистость вмещающего ствол породного массива, анизотропию и трещиноватость пород, особенности схемы расположения анкеров и неоднородные граничные условия.

Цель статьи – разработать метод исследования параметров НДС системы бетонная крепь ствола – анкерно-породная оболочка – породный массив, используя вариационный принцип решения краевых задач теории упругости.

Рассмотрим цилиндрическую оболочку, состоящую из трансверсально изотропных слоев в радиальном и осевом направлениях, находящуюся под действием сжимающих нагрузок q_x и q_y , три края которой свободные, а четвертый – шарнирно опертый (рис. 1).

Известно, что точное решение задачи о НДС пластины или оболочки можно получить, если их жесткость постоянная, граничные условия являются однородными, а края – шарнирно опертыми. Поэтому используем один из основных прямых методов решения краевых задач теории упругости – вариационный метод.

Пусть оболочка, как трехмерное тело, относится к триортогональной системе декартовых координат x , y и z и под действием нагрузок получает перемещения соответственно u , v и w . При выборе основных уравнений будем исходить из следующих предположений: рассматривается общий изгиб и малые деформации оболочки; расстояния по нормали (z) между двумя ее точками до и после деформации остаются неизменными, т.е. внешние слои подчиняются гипотезе Кирхгофа-Лява; деформации $\varepsilon_z^i = 0$.

Используем основные соотношения технической теории многослойных трансверсально изотропных цилиндрических оболочек [1]. Введем функцию усилий в срединной поверхности с помощью соотношений:

$$T_x = (f^a)_{yy} + U; \quad T_y = (f^a)_{xx}; \quad T_{xy} = - (f^a)_{xy},$$

где U – потенциал внешней силы q_x .

В соответствии с принципом возможных перемещений вариация полной энергии деформированной оболочки равна нулю в состоянии равновесия

$$\delta W = \delta \mathcal{E} + \delta V = 0,$$

где $\delta \mathcal{E}$ – вариация потенциальной энергии;

δV – вариация потенциала внешних сил:

$$\delta V = -\delta \iint q_y w ds - \delta \iint q_x u ds_1; \quad ds = dx dy; ds_1 = h dy. \quad (1)$$

Интегралы (1) вычисляются в пределах $0 \leq x \leq l$, $0 \leq y \leq R_4 \Theta$.

Выполняя вариацию деформаций и усилий в срединной поверхности оболочки, получим уравнение в операторном виде для полной энергии [2]:

$$\delta W = \delta \iint \left[\frac{1}{2} L_a(w, w) - \frac{1}{2} L_c(\varphi, \varphi) - L(w, \varphi) - \frac{1}{2} L_c(\varphi, U) - (q_y w ds - R_4^{-1} U w ds_1) \right] = 0.$$

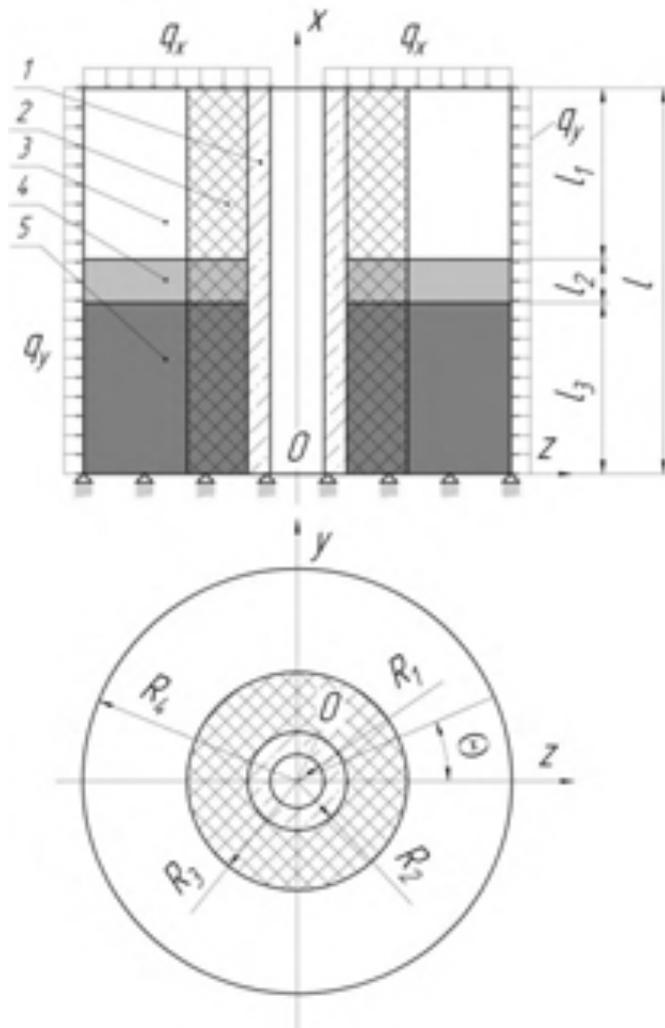


Рис. 1. Расчетная схема задачи:

1 – бетонная крепь ствола; 2 – анкерно-породная оболочка; 3, 4, 5 – породные слои с различными физико-механическими характеристиками

Искомые функции представим в виде

$$w(x, y) = \sum_{j=1}^n a_j f_j(x) g_j(y); \quad \varphi(x, y) = \sum_{j=1}^m b_j p_j(x) q_j(y),$$

где a_j, b_j – неопределенные параметры;
 f_j, \dots, q_j – заданные координатные функции.

Введем следующие масштабные преобразования и константы:

$$w = h\bar{w}, \quad x = l\bar{x}, \quad y = R_4\bar{\Theta} y, \quad z = h\bar{z}, \quad \varphi = E_b h l^2 \bar{\varphi}, \quad U = U_0 \bar{U};$$

$$D_{jk} = D_0 \bar{\pi}_{jk}, \quad D_{12}^* = D_0 \bar{\eta}_{12}^*, \quad C_{jk} = C_0 \bar{\alpha}_{jk}, \quad C_{12}^* = C_0 \bar{\alpha}_{12}^*;$$

$$q_y = q_0 \bar{q}_y, \quad h = h_0 \bar{h}, \quad \beta_j = \alpha_j / \Delta_3, \quad \beta_{12} = -\alpha_{12} / \Delta_3, \quad \beta_{12}^* = (\alpha_{12}^*)^{-1};$$

$$\Delta_3 = \alpha_{11} \alpha_{22} - \alpha_{12}^2, \quad c_0 = -\frac{12(1-\nu_b) R_4^2}{h^2}, \quad t_0 = l/R_4, \quad k_0 = l/h;$$

$$\rho_0 = q_0 l^3 / D_0, \quad \rho_1 = U_0 l^2 / D_0, \quad D_0 = E_b h_b^3 / 12(1-\nu_b^2);$$

$$U_0 = \sum_{i=1}^n \gamma_i H_i l, \quad q_0 = \sum_{i=1}^n \lambda_i \gamma_i H_i, \quad C_0 = E_b h_b / (1-\nu_b^2),$$

где E_b, h_b, ν_b – соответственно модуль упругости, МПа, толщина, м, и коэффициент Пуассона для крепи ствола.

В результате получим систему линейных алгебраических уравнений относительно неопределенных параметров a_j, b_j :

$$\sum_{j=1}^n a_j \iint \sum_{r=1}^5 F_r G_r ds + c_0 t_0^3 \sum_{j=1}^m b_j \iint KN ds = \iint (\rho_0 t_0 q_y ds - \rho_1 U ds_1) f_i q_i; \quad (2)$$

$$c_0 t_0^3 \left(\sum_{j=1}^n a_j \iint RS ds + c_0 / t_0 \sum_{j=1}^m b_j \iint \sum_{r=1}^m P_r Q_r ds_1 = \iint \sum_{r=1}^2 T_r ds_1 \right),$$

где

$$F_1 = F_2 = (f_i'')_{xx} g_i, F_3 = F_4 = (f_i'' g_i'')_{yy}, F_5 = (f_i')_x (g_i')_y;$$

$$G_1 = h_{11} (f_i'')_{xx} g_i, G_2 = k_0^2 h_{12} (f_i'' g_i'')_{yy}, G_3 = k_0^2 h_{12} (f_i'')_{xx} g_j;$$

$$G_4 = k_0^4 h_{22} (f_i'' g_i'')_{yy}, G_5 = 2k_0^2 h_{12}^* (f_{jx}' g_j)_y, K = (f_i')_x g_i;$$

$$N = (p_j')_x q_j, T_1 = k_0^2 \rho_1 \beta_{12} U p_i (q_i'')_{yy}, T_2 = \rho_1 \beta_{11} U (p_i'')_{xx} q_i.$$

Интегралы (2) вычисляются в пределах $0 \leq x \leq 1; 0 \leq y \leq 1$.

Выражения для функций R, S получаем из выражений K, N при замене соответственно p, q на $f, g; i$ на j .

Для i -го слоя оболочки уравнения для напряжений примут вид:

$$\sigma_x^i = \left\{ \sum_{j=1}^m b_j \left[k_0^2 \beta_1 (p_j g_j)''_{yy} + \beta_2 (p_j)''_{xx} q_j \right] + (C_0)^{-1} \beta_2 U \right\} - \frac{z}{h} \left\{ \sum_{j=1}^n a_j \left[B_{11}^i (f_j'')_{xx} g_j + k_0^2 B_{12}^i (f_j g_j)''_{yy} \right] \right\};$$

$$\sigma_y^i = \left\{ \sum_{j=1}^m b_j \left[k_0^2 \beta_3 (p_j q_j)''_{yy} + \beta_4 (p_j)''_{xx} q_j \right] + (C_0)^{-1} \beta_4 U \right\} - \frac{z}{h} \left\{ \sum_{j=1}^n a_j \left[B_{12}^i (f_j'')_{xx} g_j + k_0^2 B_{22}^i (f_j g_j)''_{yy} \right] \right\};$$

$$\sigma_z^i = \nu_x^i \cdot (\sigma_x^i + \sigma_y^i);$$

$$\tau_{xy}^i = -k_0 B_{12}^* \left[\beta_{12}^* \sum_{j=1}^m b_j (p_{jx}' q_j)_y + (2z/h) \sum_{j=1}^n a_j \left((f_{jx}' g_j)_y \right) \right],$$

где B_{jk}^i – упругие параметры оболочки;

$$\beta_1 = B_{11}^i \beta_{22} + B_{12}^i \beta_{12}; \quad \beta_2 = B_{11}^i \beta_{12} + B_{12}^i \beta_{11};$$

$$\beta_3 = B_{12}^i \beta_{22} + B_{22}^i \beta_{12}; \quad \beta_4 = B_{12}^i \beta_{12} + B_{22}^i \beta_{11}.$$

Таким образом, разработан метод исследования параметров НДС системы крепь ствола – анкерно-породная оболочка – породный массив, позволяющий учесть слоистость вмещающего ствол породного массива, анизотропию и трещиноватость пород. Это дает возможность более полно изучить особенности совместной работы бетонной крепи ствола и анкерно-породных оболочек; установить эффективные параметры крепи и схемы расположения анкеров.

Литература

1. Амбарцумян. С.Н. Теория анизотропных оболочек / С.Н. Амбарцумян. – М.: Физматлит, 1961. – 384 с.
2. Новиков А.О. Развитие научных основ управления устойчивостью выработок с использованием анкерных систем: дис. ... докт. тех. наук: 05.15.02 / А.О. Новиков; Донецкий нац. техн. ун-т. – Донецк, 2011. – 479 с.

А. Н. КУРЧ

Белорусский национальный технический университет

ДВУХКОЛОННАЯ ВОДОЗАБОРНОЙ СКВАЖИНА ДЛЯ ЭКСПЛУАТАЦИИ ДВУХ ВОДОНОСНЫХ ГОРИЗОНТОВ

Иногда для обеспечения водой какого-либо крупного объекта или населенного пункта приходится эксплуатировать отдельными скважинами два и более водоносных горизонта, гидравлически не связанные между собой. По гидрогеологическим условиям такие два горизонта нельзя соединять общей фильтровой колонной одной скважины, так как в них могут существовать различные пьезометрические напоры и вода будет из горизонта с более высоким напором разгружаться в горизонт с более низким напором. Кроме этого воды могут иметь разный химический состав и различную величину водородного показателя рН, что может привести к химической реакции содержащихся в них компонентов и образованию нерастворимых соединений, коагулирующих принимающий водоносный горизонт.

Предлагаемая конструкция двухколонная скважины с двумя эксплуатационными колоннами в одном кондукторе представлена на рисунке 1.

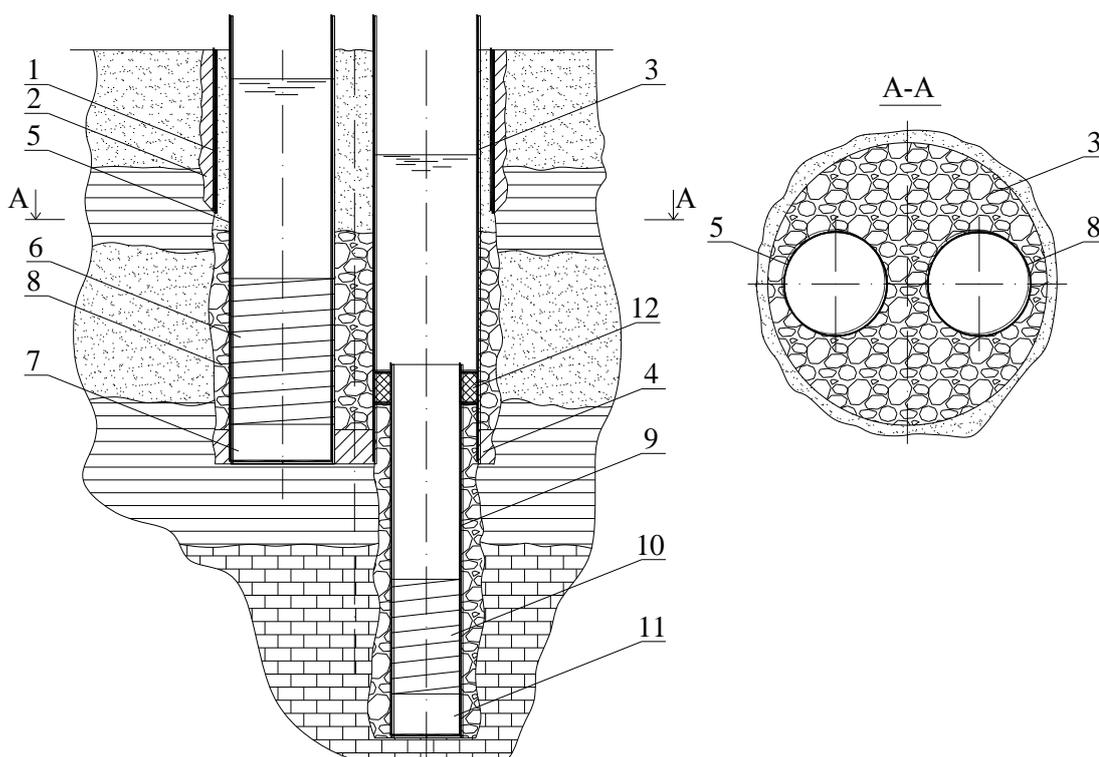


Рис. 1. Конструкция двухствольной скважины с двумя эксплуатационными колоннами: 1-кондуктор; 2-затрубная цементация; 3- основная эксплуатационная колонна; 4-подбашмачная цементация; 5- дополнительная эксплуатационная колонна; 6-фильтр основной эксплуатационной колонны; 7-отстойник; 8-гравийная обсыпка; 9-надфильтровая колонна; 10-фильтр дополнительной эксплуатационной колонны; 11-отстойник; 12-сальник

Скважина может быть пробурена роторным способом следующим образом [1,2]. Отрывают отстойник и бурят долотом диаметром 151 мм разведочный ствол на проектную глубину. Производят в разведочном стволе геофизические исследования с целью определения глубины залегания и мощности водовмещающих пород [2]. После расшифровки каротажных диаграмм, устанавливают направляющую колонну, производят бурение ствола под кондуктор 1 большого диаметра, выполняют затрубную цементацию 2 кондуктора 1 на всю его высоту до устья скважины. Срок твердения цемента для кондукторов обычно устанавливают 12 часов. Затем опустив долото через кондуктор на забой, разбуривают цементную пробку в кондукторе 1, производят бурение ствола, вскрывают верхний водоносный горизонт, сложенный песками, и нижерасположенный водоупор (глину, см. Рис.1) на нужную глубину. Так как бурение производится большим диаметром, его производят методом обратной промывки чистой водой.

Затем опускают в ствол скважины открытую снизу основную эксплуатационную колонну 3, дополнительную эксплуатационную колонну 5 с фильтром 6 и отстойником 7 с заваренным снизу доньшком [3]. Установив их в стволе скважины, нагнетают цементный раствор под давлением внутрь основной эксплуатационной колонны 3 и выполняют ее подбашмачную цементацию 4. Высота цементации не должна превышать высоту отстойника 7 фильтра 6. В таком состоянии основную эксплуатационную колонну 3 и дополнительную эксплуатационную колонну 5 оставляют на период твердения цемента. Срок твердения цемента для эксплуатационных колонн составляет 48 часов. После этого производят засыпку гравия в пространство между кондуктором 1 и эксплуатационными колоннами 3 и 5 с целью создания гравийной обсыпки 8 вокруг фильтра 6. Запас гравия над верхом фильтра 6 должен составлять не менее 5м. В дополнительную эксплуатационную колонну 5 опускают эрлифт либо гидроэлеватор [4] и производят освоение верхнего водоносного горизонта, сложенного песками (см. Рис.1) [5], путем пульсирующей прокачки, которую могут сочетать со свабированием. При необходимости гравий при прокачке досыпают. Затем наверх гравия засыпают непромытый песок до устья скважины.

Вскрытие нижнего водоносного горизонта, сложенного песчаниками (см. Рис.1) осуществляют следующим образом. В эксплуатационную колонну 3 опускают долото и, разбурив цементный стакан в колонне и вышележащие породы, вскрывают водоносный горизонт. Затем опускают в ствол надфильтровую колонну 9 с фильтром 10 и отстойником 11 [3]. При попадании в разрезе водоносного горизонта прослойку песка, выполняют гравийную обсыпку фильтра 10 и устанавливают сальник 12. В фильтр 10 опускают эрлифт и выполняют прокачку скважины.

Скважину снабжают оголовком и оснащают два ствола отдельными глубинными насосами. Это позволяет независимо друг от друга эксплуатировать два гидравлически несвязанных между собой водоносных горизонта.

На рисунке 2а показаны в конкретных геологических условиях конструкции двух типовых скважин для забора воды из двух водоносных горизонтов, гидравлически не связанных между собой, и пример их объединения в одной конструкции двухколонной скважины (рисунок 1,б).

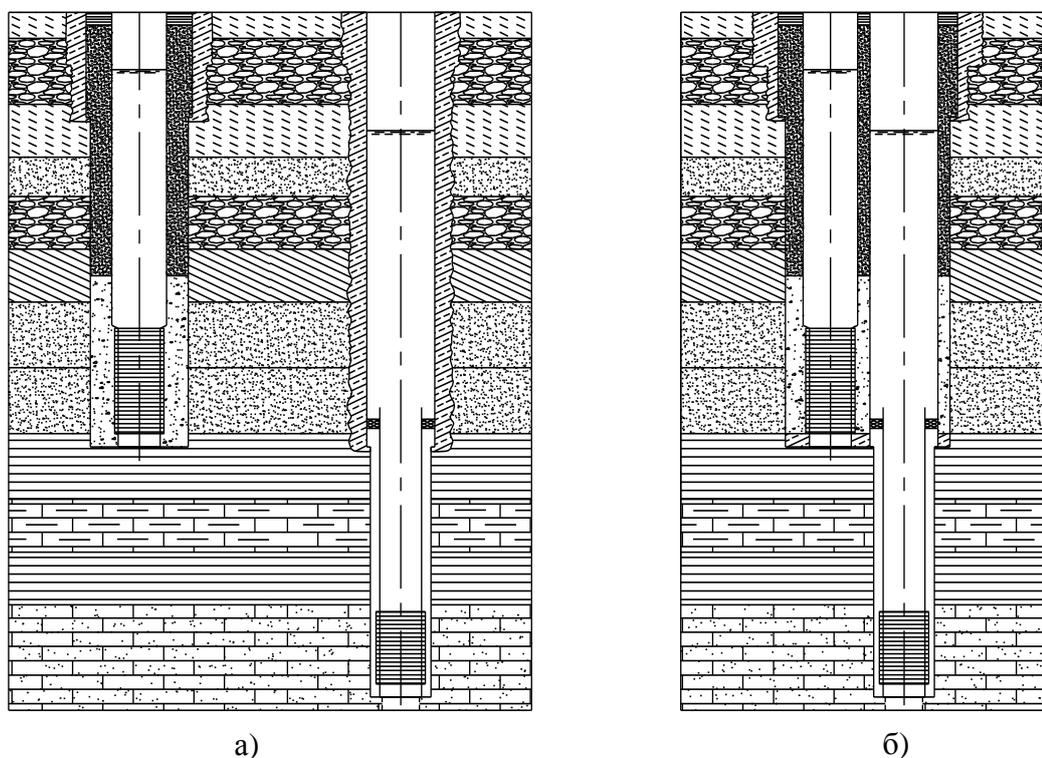


Рис. 2 Конструкция расположения скважин в конкретных геологических условиях:
а - две типовые скважины; б - двухствольная скважина в одном кондукторе

Сооружение предлагаемой скважины для забора воды из двух горизонтов (Рис.2б), содержащей два ствола внутри одного кондуктора, позволяет расширить функциональные возможности скважины с двумя фильтрами, установленными на одной колонне. Предлагаемая конструкция имеет параллельно размещенные в двух стволах фильтры, что позволяет:

- осуществлять бесперебойную подачу воды потребителю в случае выхода из строя одного из фильтров;
- повысить водозахватную способность верхнего фильтра за счет применения гравийной обсыпки значительной мощности;
- расширить область применения скважин с двумя фильтрами, за счет одновременной эксплуатации двух гидравлически несвязанных водоносных горизонтов;
- обеспечить защиту водоносных горизонтов от смешения вод при их перетекании из одного горизонта в другой;
- обеспечить экономию средств по сравнению с сооружением двух скважин отдельно на каждый из водоносных горизонтов (один павильон вместо двух, один кондуктор вместо двух, уменьшения составляющих трубопроводной арматуры и т.д.).

Благодаря внедрению в системах водоснабжения скважин новой конструкции будет достигнут экономический эффект за счет снижения их сметной стоимости.

Литература

1. Беляков В.М. Учебная книга мастера по бурению скважин на воду/В.М. Беляков, В.А. Попков, Г.М. Краснощек. - М.: Колос,1976.-с. 284-286, рис.133,е.
2. Башкатов Д.Н. Бурение скважин на воду/Д.Н. Башкатов, В.Л. Роговой.-М.: Колос,1976.-с. 31-37, рис.5,6,7.
3. Гаврилко В.М., Алексеев В.С. Фильтры буровых скважин М.: Недра, 1976.-с.41-48, рис. 28, 30.
4. Башкатов Д.Н. Специальные работы при бурении и оборудовании скважин на воду: справочное издание/ Д.Н. Башкатов [и др.] – М.: Недра, 1988.-268 с.
5. Курч А.Н., Ивашкин В.В. «Гидроэлеваторная установка для извлечения песчаных пробок из скважин». Проблемы недропользования: Сборник научных трудов [Конференция]. – Санкт-Петербург: Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 2015. – Т.1.-стр.232-(международный форум конкурс молодых ученых.22-24 апреля 2015 г.). – 110-113с.

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ФИБРОБЕТОНА С ДОБАВЛЕНИЕМ БАЗАЛЬТОВОЙ, ПОЛИПРОПИЛЕНОВОЙ И СТАЛЬНОЙ ФИБР

Набрызгбетон, или торкретбетон, не является относительно новым изобретением.. Первые работы с применением набрызгбетона были выполнены в Соединенных Штатах в Аллентауне еще в 1907г. компанией “Cement-Gun”. Первое устройство для напыления сухих материалов при новых строительных работах было изобретено в Пенсильвании в 1907г. Карлом Этаном, который нуждался в машине для набрызга строительного раствора на металлический каркас для сооружения динозавров. Его компания Cement-Gun защитила интересы торговой марки «Gunitе» для используемой ими строительной смеси. Этот раствор содержал мелкий инертный заполнитель и весьма высокий процент цемента [1].

Особенности набрызгбетона, такие как метод его нанесения при креплении горных выработок, специальные материалы, оборудование сделали его важным и необходимым инструментом для современного подземного строительства. В России набрызгбетон впервые применён в 1916 году. Создание в 1942 году в Швейцарии машин для нанесения смеси с наполнителем крупностью до 30 мм и разработка эффективных ускорителей схватывания и твердения смеси способствовали широкому использованию набрызгбетона для возведения как временной, так и постоянной крепи подземных выработок [1]. Фибронабрызгбетон – одна из разновидностей цементного бетона, в котором содержится фибра или фиброволокна в качестве армирующего материала. Применение набрызгбетона позволяет механизировать производство работ и осуществить бетонирование без опалубки. Однако, необходим комплекс исследований для разработки технологических регламентов фибро-набрызгбетонирования, позволяющих снизить расход бетона по сравнению с монолитным бетоном и уменьшение толщины его нанесения при тех же прочностных характеристиках.

Наряду с разработками новых материалов постоянно идет развитие нового прогрессивного оборудования, обеспечивающего эффективное применение новых материалов и легко приспособляемого к изменяющимся условиям ведения работ. На сегодняшний день наблюдается присущая всем разработкам в оборудовании тенденция к применению комплексных и автоматизированных систем, которые гарантируют высокую производительность работ и стойкое контролируемое качество, а также более безопасные и благоприятные условия труда для людей. Оборудование комплектуется в зависимости от конкретных условий производства работ.

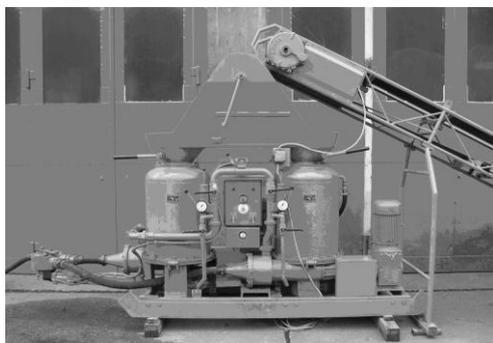


Рис. 1. Машина для нанесения набрызг-бетона SPERNO 208 G – F

Множество зарубежных компаний, таких как MEYNADIER MASCHINEN, Putzmeister, SPERNO Maschinenbau (рис.1) и др., занимались разработкой данного оборудования. В ИГТМ имени Н.С. Полякова НАН Украины разработана многоцелевая бетоноукладочная машина МБМ. В бывшем СССР использовались машины типа Т-46, С-165Б, С-630А, С-702, БМ-60, БМ-60П, БМ-68, БМС-3, ПБМ, СБ-67 и

другие подобные машины [2].

Одним из перспективных направлений развития технологии набрызгбетонирования является использование всевозможных фибр (стальных, полимерных, минеральных) рис.2. Сталефибробетон – композиционный материал из бетона, в котором армирующими материалами выступают равномерно распределенные по всему его объему короткие стальные волокна. Фибробетон обладает значительными преимуществами по сравнению с обычным бетоном.

Большая степень сопротивления трещинообразованию способствует увеличению таких физико-механических показателей, как прочность при сжатии, растяжении и изгибе, водонепроницаемость, морозоустойчивость, сопротивление к проникновению химических веществ.

Определение пределов прочности проводилось на образцах-балочках 160x40x40 мм и на образцах кубиках [100x100x100] мм в заданные отрезки времени. Для исследования был выбран такой состав цементного раствора как: «цемент-песок-заполнитель» состава 1:2:3 с добавлением различных фибр. В качестве вяжущего вещества использовался портландцемент марки М450 фирмы «НИКОЛАЕВЦЕМЕНТ» Львовского завода сделанного по немецкой технологии.

В качестве заполнителя использовался песок речной с Максимальновского карьера. Для достижения необходимой пластичной смеси, водоцементной отношение (В/Ц) составило 0,8. Испытания проводились по пяти различным составам фибры в бетоне: без фибры, с содержанием стальной фибры 2%, с содержанием стальной фибры 4%, с содержанием полипропиленовой фибры 0,5%, с содержанием

базальтовой фибры от массы готового сухого бетонного раствора. Стальная, полипропиленовая и базальтовая фибры в соответствии с требуемой концентрацией добавлялась в раствор перед добавлением воды. Испытания проводились через 7, 14, 21, 28 суток твердения бетона. Режим твердения воздушный (температура воздуха $22 \pm 3^\circ\text{C}$, влажность 45%).

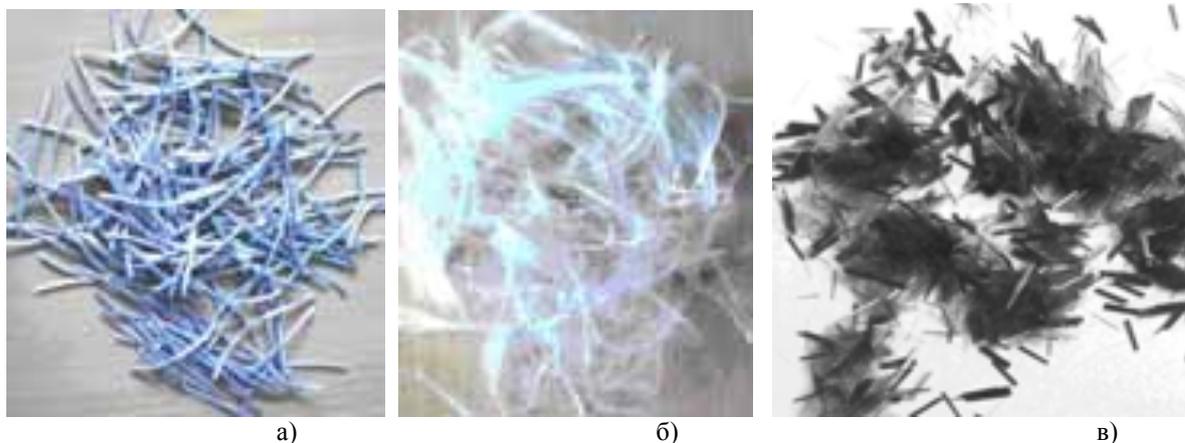


Рис.2. Виды используемых в исследованиях фибр: а) – стальная; б) – полимерная; в) – базальтовая

Результаты испытаний прочностей на растяжение при изгибе приведены в таблице 1.

Таблица 1

Изменение прочности бетона на растяжение при изгибе и сжатие при добавлении различных видов и концентраций фибр

Содержание фибры в образце в % содержания от массы сухой смеси	Предел прочности на растяжение в кгс/см ² через				Предел прочности на сжатие в кгс/см ² через			
	7 суток	14 суток	21 суток	28 суток	7 суток	14 суток	21 суток	28 суток
Без фибры	13,2	23,4	32	37,2	37	73,2	100,3	120
Стальная фибра 2%	18	33,2	44,7	51	50	93	125	143
Стальная фибра 4%	22,5	39,5	53,5	64	62,5	108,5	143,5	163,5
Полипропиленовая фибра 0,3%	15,5	25,2	34,4	39	37,5	76,45	110,6	136
Базальтовая фибра 0,3%	17,5	31,5	43,1	49	48,2	89,25	121,75	140

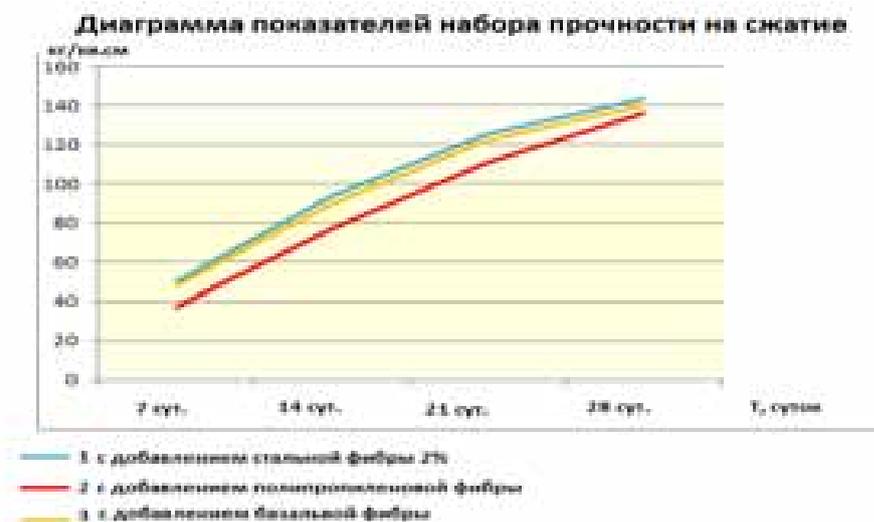


Рис. 3. График набора прочности бетона на сжатие с добавлением различных фибр

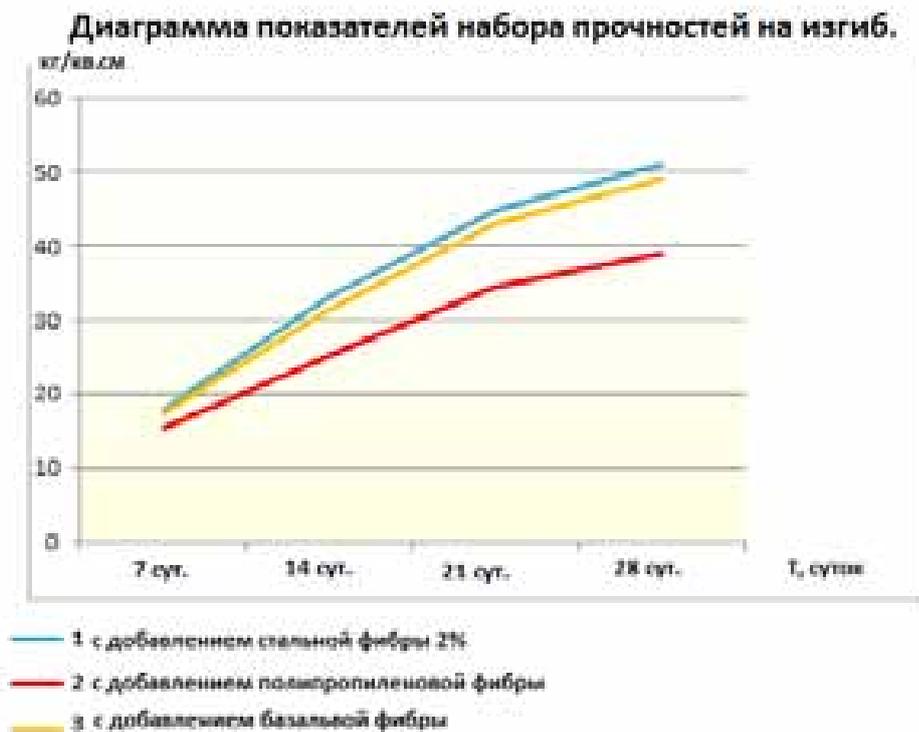


Рис. 4. Графики набора прочности бетона при изгибе с добавлением различных фибр

Выводы. В результате проведенных исследований определено следующее. При добавлении 2% стальной фибры 2% стальной фибры прочность бетона увеличилась на 35 %, а при добавлении 4% - на 70%. На сжатие при этих же концентрациях прочность увеличилась на 17 и 35 % соответственно.

При добавлении базальтовой фибры прочностные характеристики были близки к показателям 2% концентрации сталефибробетона, а также значительно уменьшилось трещинообразование бетона.

При добавлении 0.3% полипропиленовой фибры показатели выросли меньше чем на 10 % по сравнению с обычным бетоном, и значительно уменьшилось трещинообразование бетона.

Литература

1. Технология набрызгбетона в тоннелестроении. – [Электронный ресурс]. Режим доступа: <http://crdtech.ru/index.php/technology/item1/50-2012-04-30-12-21-40>
2. Жуков В. Н., Магдиев Ш. Р. Современные технологии набрызг-бетонных работ в подземном строительстве. Метро и тоннели. Москва – 2003. – С. 25 – 50.
3. Борщевский С.В., Барсук Н. Д. Использование опережающей фибронабрызгбетонной крепи в выработках неглубокого заложения. // Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений. Сб. научн. трудов. Вып 21, – Донецк: «Норд – Пресс», 2015 – С.115-118.

Т.А. ОСИПОВА, Н.С. РЕМЕЗ, В.В. ВАПНИЧНАЯ

Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ОСАДКИ ПОЛИГОНА ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ С УЧЕТОМ ГРУНТОВОГО ОСНОВАНИЯ И СТАТИЧЕСКОЙ И ДИНАМИЧЕСКОЙ ПРИГРУЗОК

Украина занимает одно из первых мест в мире по количеству бытового мусора на душу населения. Ежегодно в государстве образовывается 10 млн. т отходов. 90 % отходов попадает на полигоны твердых бытовых отходов (ТБО) или свалки, которые занимают 160 тыс. га земель. В связи с постоянным увеличением объемов отходов и, как следствие, увеличение площадей, отводимых под полигоны, остро встает вопрос об устойчивости полигонов и их возможном использовании в дальнейшем [1].

После закрытия полигона возможно его использование в качестве основы для сооружений и конструкций, в частности спортивных площадок, дорог, заповедников, автостоянок, промышленных парков, мест отдыха и т.д. Такая ситуация ставит перед учеными задачу по оценке и прогнозированию устойчивости свалки в качестве основы сооружений, которая выполнима с помощью математического моделирования.

Для прогнозирования оценки устойчивости полигона предлагается изучение его осадки под действием статической и динамической пригрузок с обязательным исследованием напряженно-деформированного состояния подстилающего грунтового основания, которое моделируется с учетом поэтапной нагрузки каждого слоя полигона отходами.

Было проведено математическое моделирование. Покрывающий и подстилающий слои описывались моделью Кулона-Мора [2]. В свою очередь, тело полигона моделировалось слабым грунтом с учетом ползучести, использовалась модель Soft Soil Creep (SSC). Эта модель наиболее полно описывает такие свойства слабого грунта, как, зависимость от напряжений жесткость, а также вторичную компрессию с учетом ползучести. Следует отметить, что модель SSC учитывает как физическую, так и геометрическую нелинейность процесса деформирования грунта.

Гидродинамические аспекты проблемы заключаются в учете фильтрационных сил, действующих на скелет грунтовой среды, и параметров взаимодействия жидкой и твердой фаз грунта (давления, напряжения и пористости) в процессе консолидации. В предположении безвихревого течения фильтрационного потока и распределения сил сопротивления равномерно по сечению элемента используется обобщенный закон Дарси и уравнения неразрывности. Принимается, что сжимаемость скелета и поровой жидкости мала, что приводит к линейной зависимости пористости грунта от давления. Взаимодействие скелета грунта и воды характеризуется объемной силой, пропорциональной градиенту напора. Уравнения дополняются начальными и граничными условиями.

Для численного решения задачи использовался метод конечных элементов. Расчетная область разбивалась на 265 конечных элементов. Полигон, для которого проведено моделирование, состоит из десяти слоев отходов, толщина каждого слоя 3 м. Осадка определялась с учетом пошагового нагружения полигона через 30 лет после его закрытия. Осадка была рассчитана для различных подстилающих слоев грунта (глина и песок) с учетом следующих величин статической и динамической вертикальной распределенной пригрузки: 5, 50, 100, 150 и 180 кПа.

Ранее [3] была рассчитана осадка без пригрузки. Для полигона с глинистым грунтом основы она составила 3,83 м, с песком - 4,95 м. Деформированная расчетная область полигона с песком в качестве грунта основы при вертикальной статической распределенной пригрузке, равной 5 кПа, представлена на рис. 1.

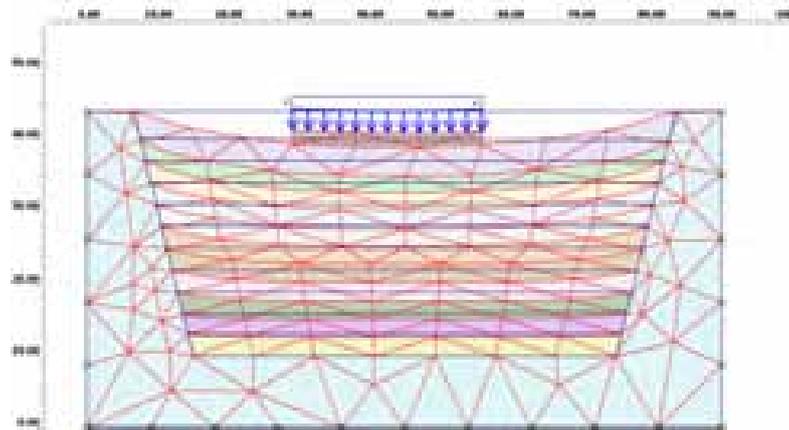


Рис.1. Деформированная расчетная область полигона с вертикальной распределенной статической пригрузкой 5 кПа

Вертикальные деформации полигона представлены на рис.2. В результате численного расчета установлено, что максимальная вертикальная деформация составила 5,06 м.

Если величина статической вертикальной пригрузки увеличивается до 50 кПа, то можно наблюдать, что происходит увеличение деформации на 0,13 м.

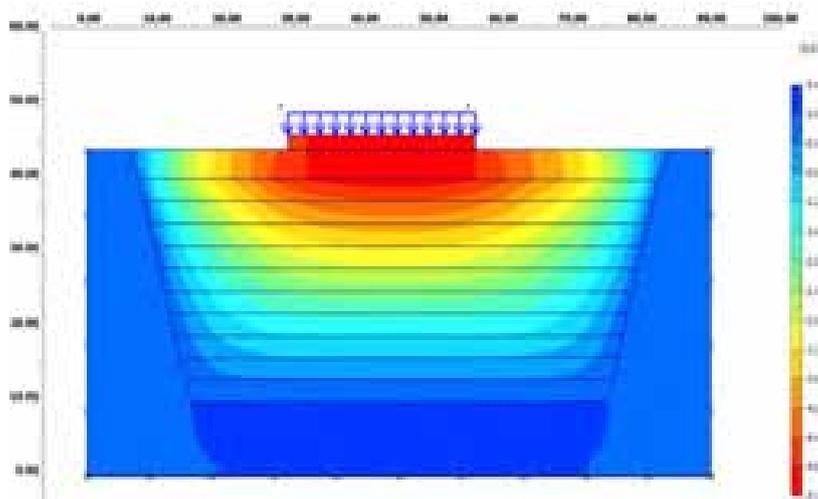


Рис. 2. Вертикальные деформации полигона с песком в качестве грунта основания с вертикальной распределенной статической пригрузкой 5 кПа

При тех же условиях вертикальные деформации полигона с глинистым грунтовым основанием составляют 4,23 м. Установлено, что при динамических нагрузках при той же величине пригрузки происходит значительное уменьшения вертикальных деформаций (4,19 м).

Установлено, что если в качестве основания полигона используется песок, то при тех же условиях, происходит значительное увеличение вертикальных деформаций полигона: на 22,7 % при статической пригрузке и на 20,8 % при динамической пригрузке. Это объясняется значительно большей пористостью, а следовательно и сжимаемостью песка по сравнению с глиной, а осадка полигона состоит из суммарной осадки тела полигона и подстилающего его грунта.

На рис.3 представлена зависимость осадки полигона ТБО от величины вертикальной статической и динамической пригрузок для двух типов грунтового основания. Из анализа рисунка следует, что наибольшие деформации достигаются на полигоне с песчаным основанием как при динамической, так и при статической пригрузке. Однако, в процентном соотношении, величина осадки с максимальной статической пригрузкой по отношению к исходной осадке без пригрузки наибольшая у глины и составляет 33,7%, этот же показатель для песка - 19,2%. Этот неочевидный факт объясняется тем, что более пористый неустойчивый грунт основания песок за 30 лет достиг наибольшей максимальной осадки и в дальнейшем деформируется в меньшей степени, чем глина, которая еще не достигла окончательной деформации. Этот установленный факт необходимо учитывать при проектировании и эксплуатации сооружений различного назначения, построенных на закрытых полигонах.

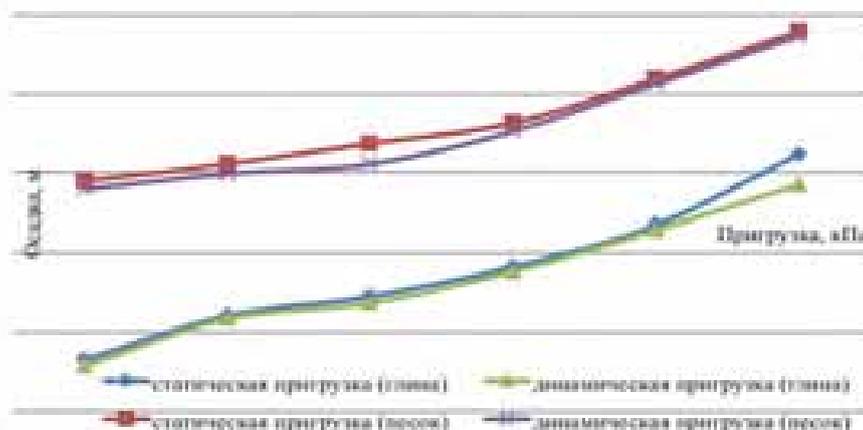


Рис. 3. Зависимость осадки полигона с глинистым и песчаным грунтом основания от вертикальной распределенной динамической и статической пригрузки

Выводы. Разработана эффективная методика расчета осадки полигона ТБО, основанная на численном моделировании напряженно-деформированного состояния полигона и подстилающего грунтового основания. Впервые предложено учитывать при расчете устойчивости полигона подстилающий грунт, так как он является одним из основных факторов, влияющих на осадку.

Установлено, что наибольшая осадка происходит на полигоне с песчаным основанием, однако в процентном соотношении, величина осадки с максимальной статической пригрузкой по отношению к исходной осадке без пригрузки наибольшая на полигоне с глинистым основанием (33,7%). При статических пригрузках достигаются значительно большие деформации, чем при динамических пригрузках. Полученные результаты необходимо учитывать при использовании полигонов в качестве основы сооружений или конструкций.

Литература

1. SivakumarBabu G.L., Reddy K.R., Chouskey S.K., Kulkarni H.S. Prediction of Long-term Municipal Solid Waste Landfill Settlement Using Constitutive Model. Practice Periodical of Hazardous, Toxic and Radioactive Waste Management. New York, ASCE, 2010, vol. 14, no. 2, pp. 139—150. DOI: [http://dx.doi.org/10.1061/\(ASCE\)HZ.1944-8376.0000024](http://dx.doi.org/10.1061/(ASCE)HZ.1944-8376.0000024).
2. Vermeer P.A., Neher H.P. (1999): A Soft Soil Model that Accounts for Creep. Proc. Int. Symp. "Beyond 2000 in Computational Geotechnics", Amsterdam, pp. 249-261, Balkema, Rotterdam.
3. Ремез Н.С., Осипова Т.А. Прогнозирование использования полигонов ТБО в качестве основания сооружения // ISJ Theoretical&Applied Science 7 (27) 2015, pp. 34 – 39.

С.Н.СТОВПНИК, В.И. МЕДЯНИК

Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»

ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ВРЕМЕННОГО КОМБИНИРОВАННОГО КРЕПЛЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ТЕКТОНИЧЕСКИ НАРУШЕННОГО МАССИВА

Актуальность работы. В настоящее время затруднено выполнение оперативной корректировки параметров набрызгбетонной крепи в процессе проходки с целью сохранения устойчивости внутреннего контура

тоннеля до момента возведения постоянной обделки.

Цель исследований – сохранение проектного положения контуров сечения тоннеля в свету посредством управления горным давлением при проведении горнопроходческих работ.

Идея работы заключается в обосновании технологических способов анкерного усиления в комбинации с набрызг-бетонным креплением для создания благоприятных условий возведения постоянной обделки тоннеля.

Численное моделирование выполнялось в универсальном программном комплексе Abaqus. Грунты каждого слоя рассматривались как упругопластическая среда (модель Кулона-Мора). Параметры моделей среды подбирались с учетом этих данных.

Таблица 1

Расчетные показатели механических свойств грунтов

Номер слоя	Плотность ρ , т/м ³	Модуль деформации E_0 , МПа	Коэффициент поперечной деформации ν	Сцепление c , кПа	Угол внутреннего трения ϕ , град
Первый слой	1,92	1700	0,3	14	19
Второй слой	1,88	1400	0,33	12	19
Третий слой	2,75	1500	0,31	10	33

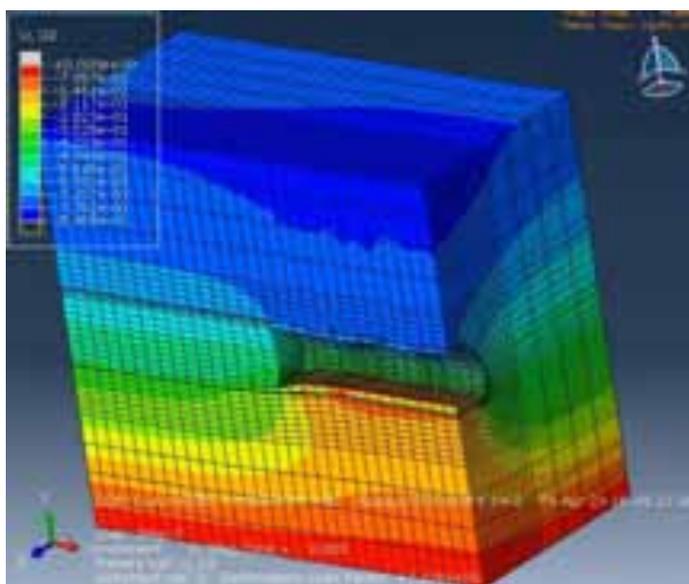


Рис.1. Модель горного массива методом конечных элементов

По результатам расчетов получены картины смещений контура обнажения выработки и распределения нормальных напряжений, действующих в грунтовом массиве в радиальном направлении, характеризующие процесс изменения НДС системы «крепь - массив» в целом.

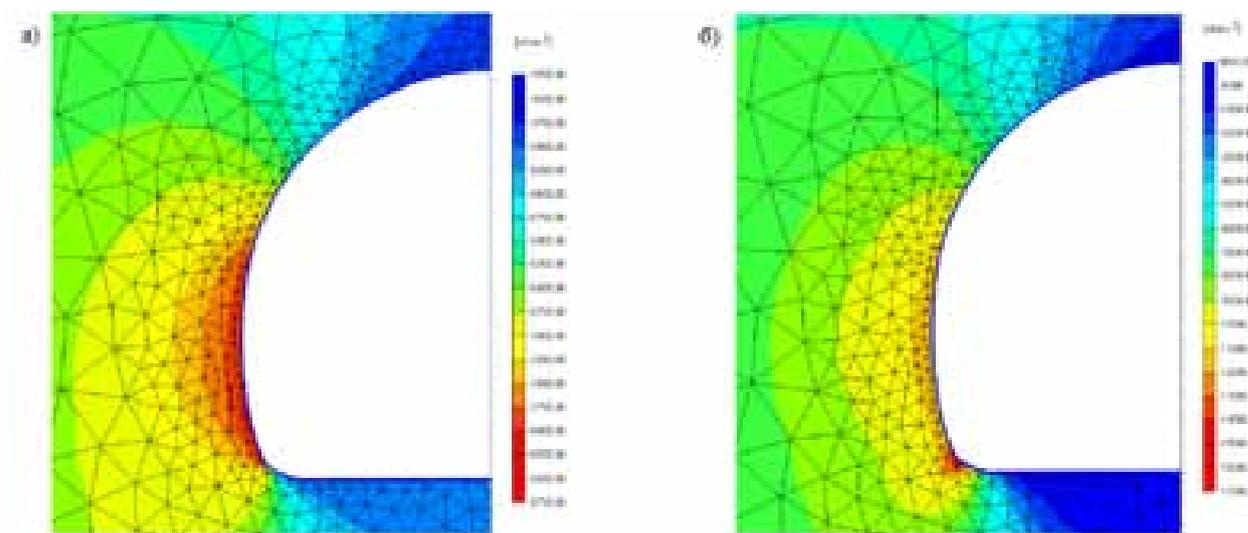


Рис. 2. Распределение НДС по контуру тоннеля
 а) до нанесения набрызгбетонной крепи;
 б) после ннесения набрызгбетонной крепи

Анализ полученных эпюр позволил установить, что максимальные перемещения контура выработки наблюдаются в пятах свода ($U_{max} = 14,5$ мм) и по оси обратного свода ($U_{max} = 15,6$ мм), что свидетельствует о максимальной разгрузке грунтового массива в этих зонах за счет совместного деформирования системы «крепь - массив» и передачи напряжений на набрызгбетонную крепь.

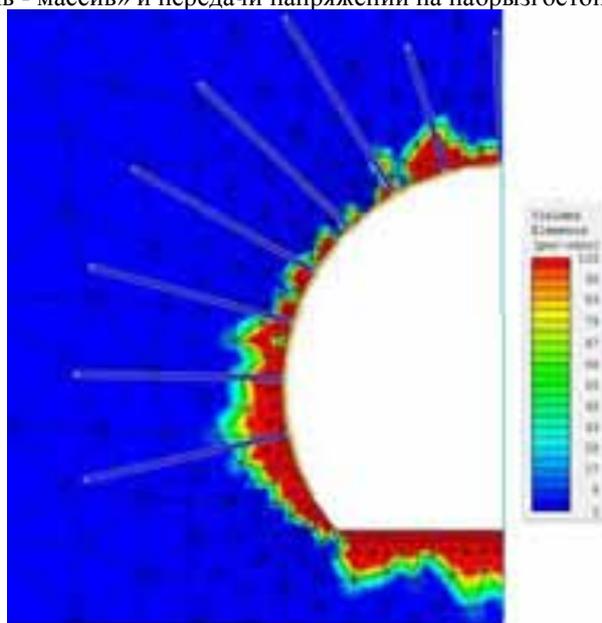


Рис. 3. Зоны деформирования пород при анкерном креплении

Как и в первом варианте для набрызг-бетонного крепления, в анкерном креплении (без комбинирования) максимальные деформации превышают допустимые нормы. При комбинировании 2-х видов размещения анкерного крепления (радиальная и перекрестная) выполнен расчет в программном комплексе Abaqus и получены следующие результаты.

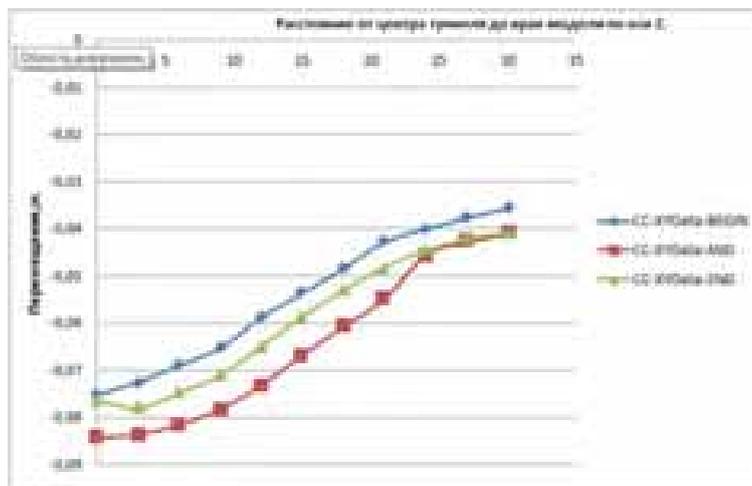


Рис. 4. Перемещения массива вокруг выработки при стандартной схеме анкеров

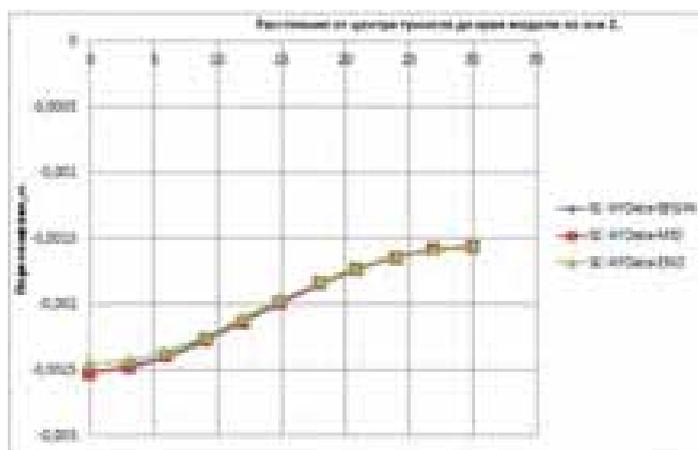


Рис. 5. Перемещения массива вокруг выработки при перекрестной схеме анкеров

Анализируя полученные данные можно сделать вывод, что в условиях глинистых пород перекрестная схема работает лучше стандартной.

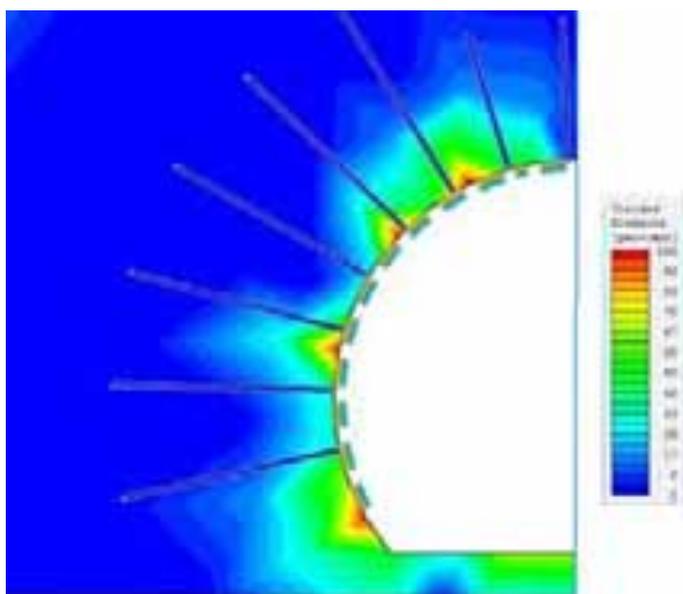


Рис. 6. Зоны деформирования пород при комбинированном креплении (набрызг-бетонное с анкерным)

Выводы: 1. Набрызг-бетонная крепь имеет ряд преимуществ перед другими видами временной крепи:

- включает в работу массив, окружающий выработку, с максимальным сохранением его естественной несущей способности, не допуская его разрушения;
- обеспечивает хорошее сцепление с породной поверхностью, устойчивость к агрессивным воздействиям, возможность полной механизации основных и вспомогательных работ;
- позволяет управлять горным давлением посредством внесения оперативных корректировок в конструкции в процессе сооружения тоннеля;
- сокращает сроки строительства за счет отказа от традиционных мер (опалубка, тампонирующие и т.д.)

2. Выбор параметров постоянной обделки необходимо осуществлять с учетом наличия набрызгбетонной крепи, что позволит значительно сократить сроки строительства всего объекта за счет уменьшения трудоемкости строительно-монтажных работ и материальные затраты на строительство путем снижения материалоемкости постоянной обделки.

Литература

1. Амусин, Б.З. Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики [Текст] / Б.З. Амусин, А.Б. Фадеев. – М. : Недра, 1975. – 144 с.
2. Цытович Н.А. Механика грунтов. – М. : Госстройиздат, 1963. – 636с.
3. Друккер Д., Прагер В. Механика грунтов и пластический анализ или предельное проектирование. // Определяющие законы механики грунтов. – М.: Мир, 1975. – С. 166-177.
4. Abaqus Analysis User's Manual. - Режим доступа: https://things.maths.cam.ac.uk/computing/software/abaqus_docs/docs/v6.12/books/usb/default.htm, свободный.
5. СП 63.13330.2012 Бетонные и железобетонные конструкции. Основные положения. Актуализированная редакция СНиП 52-01-2003. – М., 2012. – Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200095246>, свободный.
6. Vieira, A. Numerical investigations for the analysis of a large underground station of Lisbon Metro / A. Vieira, L.R. Sousa, J. Barreto // Proceedings of the third international conference on advances of computer methods in Geotechnical and Geoenvironmental engineering. – Moscow, 2000. – P. 151–156.
7. Wittke, W. New Austrian Tunneling Method (NATM) - Stability Analysis and Design / W. Wittke, B. Pierau, C. Erichsen – Aachen, 2002. – 424 p.

МЕТАЛЛУРГИЯ. ФИЗИЧЕСКИЕ И ХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ

CHAO NI, YUJIN SUN, WEI WANG, HUAIZHI SHAO,
GUANGXI MA, XIANGYU WANG, GUANGYUAN XIE
China University of Mining and Technology

REMOVAL OF ORGANIC CARBON IN COAL SERIES KAOLIN BY GRAVITY SEPARATION

Abstract

Coal series kaolin is a precious natural resource and an important nonmetal mineral, which has great industrial value. However, coal series kaolin usually contains organic carbon and a small amount of impurities, such as iron and titanium, which have a great influence on the whiteness of the final kaolin products. In this investigation, gravity separation was adopted to remove organic carbon, iron, and titanium from coal series kaolin based on the differences in density. It was found that the loss on ignition (LOI) of the kaolin with the removal of organic carbon (decarbonized kaolin) decreased by 44.22% compared with that of the raw kaolin, and the contents of Fe₂O₃ and TiO₂ decreased by 48.57% and 59.57% , respectively. The decarbonized kaolin was of high purity, and its whiteness was much higher than that of the raw kaolin. The organic carbon separated from the coal series kaolin also can be used in various ways depending on its coal rank and quality, avoiding the waste of coal resources. Gravity separation is an effective method for the removal of organic carbon from coal series kaolin.

Keywords: coal series kaolin; carbon removal; impurity removal; gravity Separation

Introduction

China's coal measures kaolin is of large reserves, good quality and wide distribution, and almost all large coal mines have associated or symbiotic kaolin [1-3]. Coal series kaolin, as a kind of valuable non-metallic mineral resources, has a wide range of applications, such as paper-making, rubber, paint, chemical, and other industries [3].

An obvious disadvantage of China's coal series kaolin is that it contains a certain amount of organic carbon which seriously deteriorates the product quality. Therefore, the removal of organic carbon from coal series kaolin is the key to its efficient utilization. Chemical bleaching and calcination are the most widely used for removing organic carbon in industry. However, the conventional chemical bleaching is costly, and its decarbonization effect is poor [4-5]. Calcination has a good effect in removing organic carbon, but it causes the waste of coal resources and environmental pollution [4-5]. Besides, both flotation and magnetic separation show an unsatisfactory effect in removing organic carbon [6]. However, it is rarely reported that physical methods are used to remove organic carbon from coal measures kaolin.

In this study, a physical separation method, gravity separation, was adopted to remove organic carbon from coal series kaolin based on the differences in density, and the decarbonization effect of the gravity separation was explored.

Experimental

1 Materials

A coal series kaolin sample obtained from Shuozhou coal mine in Shanxi Province, China was tested in this study. The chemical composition of sample is given in Table 1. It indicates that the kaolin sample contained a large amount of organic carbon. Furthermore, the amounts of Fe₂O₃ and TiO₂ were also relatively high in the kaolin sample.

Table 1

Chemical composition of samples, %

Sample	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	TiO ₂	SO ₃	LOI
Ideal kaolin	46.54	39.5	-	-	-	-	-	-	-	13.96
Raw sample	33.62	23.36	0.35	0.54	0.12	0.18	0.02	0.94	0.47	35.73

2 Methods

The raw sample was crushed into a certain size by a jaw crusher. Then, the crushed sample was separated using the float and sink test. In the float and sink test, zinc chloride powder and water were used to prepare various kinds of mixture liquid with different densities. The ash content, LOI and calorific value of the products obtained from the test were also measured.

Results and discussion

Table 2 shows the density distributions of the sample with various maximum sizes. Both the yield of <1.3 g/cm³ product and that of >2.0 g/cm³ product increased as the maximum size decreased from 50 mm to 13 mm, while the yield of 1.3-1.8 g/cm³ product declined. However, the change on the yields of various density fractions was insignificant. Therefore, the optimal maximum size of the sample was 50 mm considering the cost of crushing.

Table 2

Comparison of density distributions of the sample with various maximum sizes, %

Density fraction (g/cm^3)	50-0.5mm product		25-0.5mm product		13-0.5mm product	
	Yield	LOI	Yield	LOI	Yield	LOI
<1.3	6.2	93.11	6.67	94.26	7.31	95.28
1.3-1.4	5.4	91.14	5.38	90.13	5.34	87.47
1.4-1.5	4.54	81.76	3.65	82.53	2.38	82.93
1.5-1.6	2.06	72.89	1.92	74.67	1.85	75.76
1.6-1.8	4.45	60.6	4.36	64.35	4.48	66.48
1.8-2.0	7.34	47.73	6.68	49.46	5.62	51.31
>2.0	79.01	19.45	71.34	19.52	73.02	19.93
Total	100.00	35.73	100.00	35.62	100.00	35.43

As also shown in Table 2, LOI of $>2.0 \text{ g/cm}^3$ product was less than 20%, which was closed to theoretical value. Furthermore, the LOI of $<2.0 \text{ g/cm}^3$ product was much higher than that of $>2.0 \text{ g/cm}^3$ product. The results indicate that organic carbon in coal series kaolin mainly existed in $<2.0 \text{ g/cm}^3$ product.

Figure 1 shows the XRD results of $>2.0 \text{ g/cm}^3$ product at the maximum size of 50 mm. It indicates that the $>2.0 \text{ g/cm}^3$ product separated from the raw coal series kaolin by gravity separation was the kaolin with high purity. This product was defined as the decarbonized kaolin.

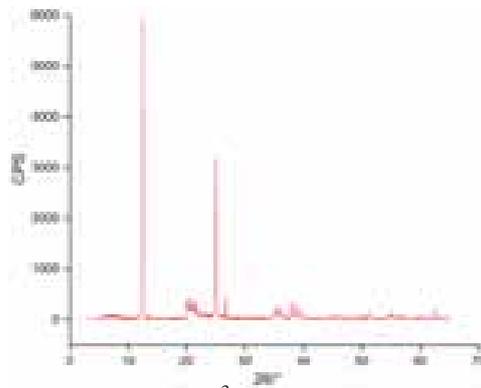
Figure 1. XRD results of $>2.0 \text{ g/cm}^3$ product (decarbonized kaolin)

Table 3 shows the comparison of chemical composition of the raw sample and decarbonized kaolin. The LOI of decarbonized kaolin decreased by 44.22% compared with that of the raw sample, and the contents of Fe_2O_3 and TiO_2 decreased by 48.57% and 59.57%, respectively. The results indicate that not only the organic carbon but also Fe_2O_3 and TiO_2 could be removed by gravity separation. Furthermore, the high quality kaolin could be obtained in this way.

Table 3

Comparison of chemical composition of raw sample and decarbonized kaolin, %

Sample	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	TiO_2	SO_3	LOI
Raw sample	33.62	23.36	0.35	0.54	0.12	0.18	0.02	0.94	0.47	35.73
Decarbonized kaolin	46.14	30.92	0.18	0.48	0.04	0.26	0.01	0.38	0.22	19.93

Figure 2 shows the residues of various density products. The residues of uncalcined light products showed light brown color due to the existence of the Fe_2O_3 and TiO_2 , and the whiteness of residues gradually increased as the density of the uncalcined product increased. Therefore, it can be inferred that Fe_2O_3 and TiO_2 were mainly existed in the light products, and that is why Fe_2O_3 and TiO_2 could be removed by gravity separation.

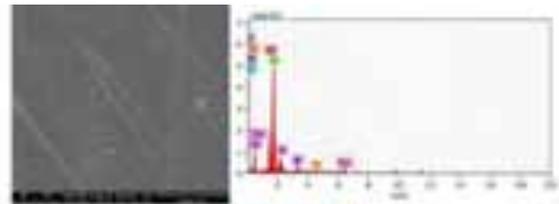
Figure 2. Residues of various density products (from <1.3 to $>2.0 \text{ g/cm}^3$) after being calcinedFigure 3. SEM and EDS results of the surface of $<1.3 \text{ g/cm}^3$ product

Figure 3 shows the SEM and EDS results of the surface of $<1.3 \text{ g/cm}^3$ product. Both the iron and titanium elements were found in the surface of $<1.3 \text{ g/cm}^3$ density product, which directly suggested that the light products contained Fe_2O_3 and TiO_2 .

Table 4 shows the density distribution of the raw sample at the maximum size of 50 mm. The calorific value of lights with density smaller than 1.6 g/cm³ was more than 5500 Cal/g, and the ash content of lights with density smaller than 1.5 was only 10.74%. Therefore, the lights recovered from the coal series kaolin also owned the industrial value.

Table 4

Density fraction / (g·cm ⁻³)	Yield /%	Ash content/%	Calorific value/(Cal/g)	Cumulative lights		
				Yield /%	Ash content/%	Calorific value/(Cal/g)
<1.3	6.2	6.89	6356.08	6.20	6.89	6356.08
1.3-1.4	5.4	8.86	6068.75	11.60	7.81	6222.32
1.4-1.5	4.54	14.24	5021.86	16.14	10.74	5884.63
1.5-1.6	2.06	27.11	4156.61	18.20	12.59	5689.06
1.6-1.8	4.45	39.40	3005.26	22.65	17.86	5161.78
1.8-2.0	7.34	52.27	1718.37	29.99	26.28	4319.01
>2.0	70.01	80.55	109.92	100.00	64.28	1372.23
Total	100.00	64.28	1372.23			

Conclusions

- The gravity separation was proved to be an effective method to separate the organic carbon from the coal series kaolin, and parts of the Fe₂O₃ and TiO₂ could also be removed by this method.
- The Fe₂O₃ and TiO₂ mainly existed in the light products of the coal series kaolin in this study. It was the reason why the gravity separation can separate not only organic carbon but also Fe₂O₃ and TiO₂ from the raw sample.
- The quality of the coal series kaolin was upgraded by gravity separation, and the organic carbon also could be used in different ways depending on its quality and coal rank. Therefore, the value of the coal series kaolin was increased.

References

1. J. R. Tang, T. Zhang. *Advanced Materials Industry* 2009(3):60-63.
2. Z. B. Du, M. X. Lu, J. Y. Ding. *Coal processing and comprehensive utilization* 2012(2):47-49.
3. S. Zhang, Q. F. Liu, H. F. Cheng, et al. *China Non-Metallic Mining Industry Herald* 2012 (3):4-7.
4. Q. F. Liu, D. A. Spears, P. F. Zhang, et al. *Clay Minerals* 2001 (36): 389-402.
5. X. H. Yuan, H. B. Xie, K. Q. Li, et al. *Non-metallic Mines*. 2004, 27(3):1-2, 22.
6. S. L. Zhen, Y. C. Du, Y. Li, et al. *Nonferrous Metals* 1997, 49(3):41-45.

MARK R. LEPAGE, KRISTIAN E. WATERS
McGill University, Quebec, Canada

COMPONENT ANALYSIS OF SEAWATER AND MIBC AND THEIR EFFECTS ON FLOTATION BUBBLE SIZE

Abstract

As freshwater becomes an increasingly valuable and scarce resource, a great deal of attention is being paid to the use of saline (e.g. sea) water in flotation. The effects of a common frother (MIBC) on bubble surface area flux and bubble size in seawater solutions was examined in this paper. It was determined that an optimum MIBC concentration exists at approximately 4-5 ppm for seawater, while slightly decreasing bubble surface area flux at higher concentration (5-50 ppm) for all saline solutions tested. The different components of seawater were examined and it was determined that MgSO₄ may be acting to decrease bubble surface area flux in the presence of NaCl in seawater.

Introduction

Flotation conducted in highly saline, even seawater, has become more prevalent in areas with limited access to freshwater. The use of seawater can alter the pulp chemistry, and affect the performance of flotation. For instance, it has been shown that salt ions present in seawater can act to inhibit bubble coalescence, and thus flotation bubble size without the addition of a frother [1]. This reduction in bubble coalescence has been shown to be related to the total ionic strength of the salt ions present in solution although debate still exists regarding the underlying mechanism [1,2]. Castro and Laskowski [3] conducted experiments with frothers in seawater and NaCl solutions and determined that the effect of frothers on coalescence prevention was minimal, having a larger effect in seawater than in NaCl solution.

An important factor in the performance of flotation is regarding the size of bubbles. As flotation is a surface-area driven process, it is often beneficial to represent bubble size as bubble surface area flux (Equation 1) [4].

$$S_b = \frac{6 \times J_f}{D_{32}} \quad (1)$$

Where S_b represents bubble surface area flux, J_g represents superficial gas velocity and D_{32} represents Sauter mean bubble diameter. Bubble surface area flux represents the total bubble surface area produced per cross sectional area per unit time. A large bubble surface area flux is generally desired as this increases the surface area for particles to attach to and thus be recovered.

This paper details the results of an investigation into to effect of salt solutions, both with and without the presence of a common frother, methyl isobutyl carbonyl (MIBC).

Experimental

1. Materials

The commercial synthetic seawater salt Instant Ocean was used to replicate seawater. A compositional analysis conducted by Atkinson [5] determined that Instant Ocean had a weighted difference of less than 5% difference for the major seawater ions. ACS quality salts NaCl (Fisher Scientific, USA), $MgSO_4$ (Sigma-Aldrich, Germany), $CaSO_4$ (Acros Organics, USA) and KCl (Fisher Scientific, USA) were used in amounts similar to those found in seawater. The frother used was methyl isobutyl carbinol (Aldrich Chemistry, USA).

2. Apparatus

Tests were conducted using a laboratory scale Denver mechanical flotation machine with a cell volume of 5.5 liters, equipped with the McGill Bubble Viewer as a means to capture pictures of bubbles. The complete experimental apparatus is shown in Figure 1a.

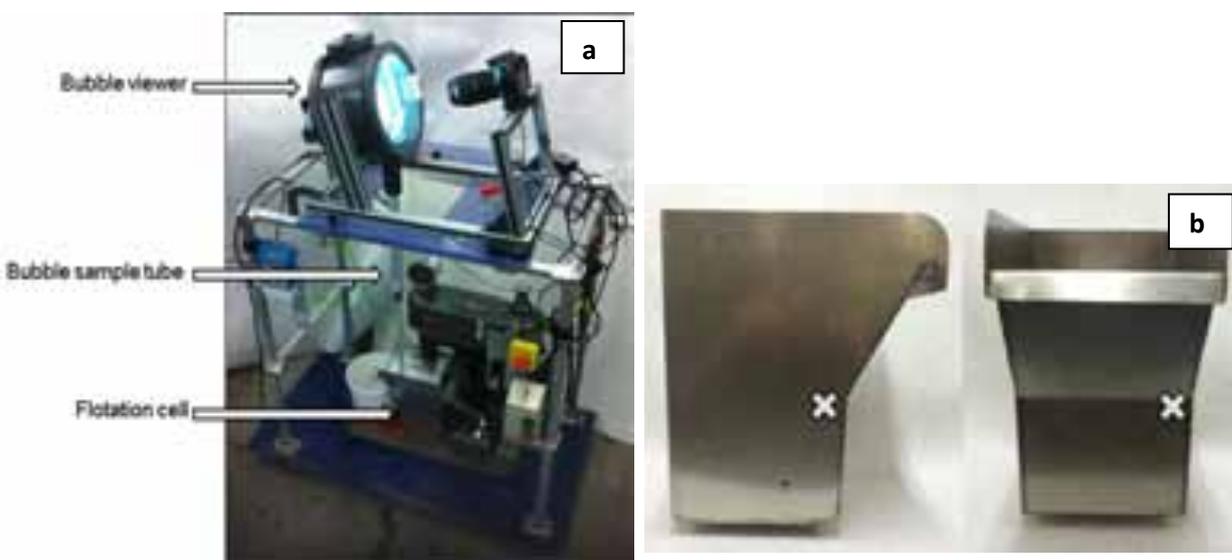


Figure 1. a) Experimental setup and; b) Position of sampling point

Bubbles formed by the injection of air and rotation of the impeller in the cell rise up through the bubble sample tube into the bubble viewer. The position of the sample tube relative to the float cell is shown in Figure 1b. In the bubble viewer, a thin film of bubbles is produced which are captured by camera and analyzed offline using the image analysis software ImageJ [6] to determine the Sauter mean bubble diameter. A thorough explanation of the apparatus and ImageJ analysis can be found in Sovechles & Waters [1].

The cell volume was kept constant by ensuring all experiments commenced with the flotation cell filled to capacity, allowing overflow. The impeller speed was kept constant at 1200 RPM with an air superficial velocity of 1.0 cm/s (at the sampling point). Prior to the tests, the solution was allowed sufficient time to reach an ambient temperature of 19-22 °C.

Results and Discussion

Figure 2 shows a comparison of bubble surface area flux for deionized (DI) water, seawater solution, and 0.5M NaCl (seawater NaCl composition) as a function of MIBC concentration. It can be seen that MIBC increases the bubble surface area flux in the seawater solution, with an apparent optimum MIBC concentration of 4-5 ppm resulting in an increase of 47%. This indicates that it is beneficial to add MIBC to seawater systems. Bubble surface area flux appears to slightly decrease for both saline solutions with larger MIBC concentrations (5-50 ppm). In the absence of MIBC, the bubble surface area flux in NaCl was higher than in seawater, contrary to the ionic strength rule which indicates that bubble size decreases with increasing ionic strength until a minimum bubble size is achieved (minimum achieved at an approximate ionic strength of 0.3-0.5, seawater ionic strength is approximately 0.69) [1].

Using 0.5M NaCl as a base, other major seawater ions were added to determine if the lower seawater bubble surface area flux could be explained. Figure 3 appears to show that in the absence of frother, the addition of $MgSO_4$ results in a decrease in bubble surface area flux.

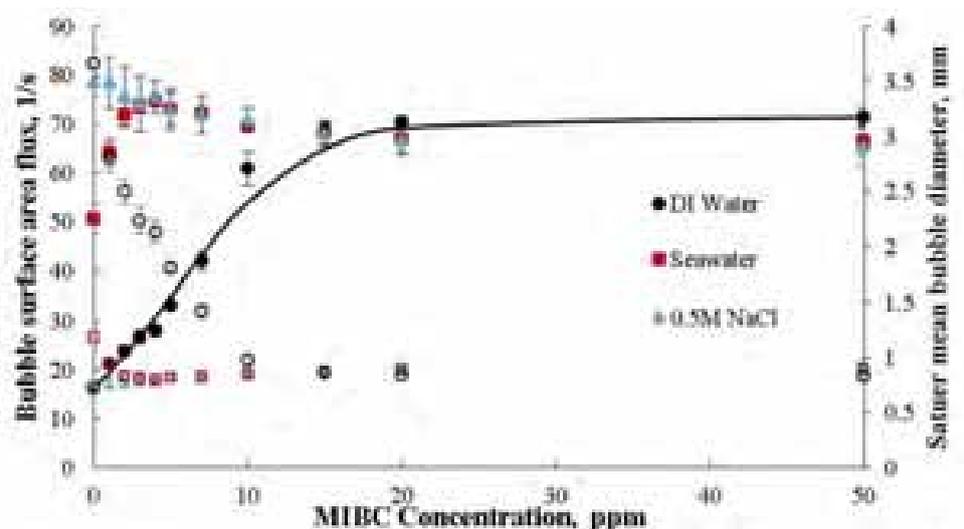


Figure 2. Effect of MIBC concentration on bubble surface area flux. The adjusted Nessel model [7] is shown for MIBC and DI water. Filled markers refer to bubble surface area flux, empty markers refer to Sauter mean bubble diameter

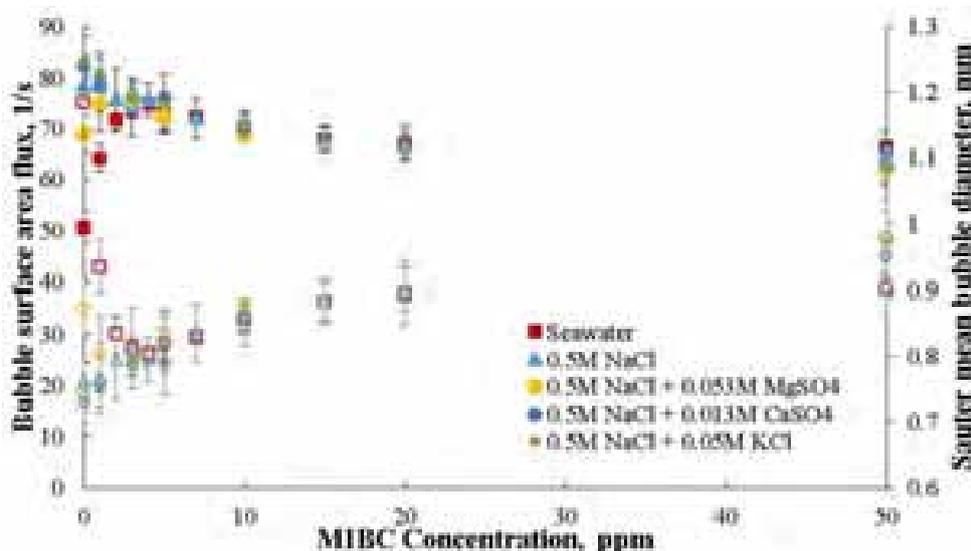


Figure 3. Component analysis of seawater and MIBC. Filled markers refer to bubble surface area flux, empty markers refer to Sauter mean bubble diameter

The addition of CaSO_4 and KCl appeared to have no influence on the system. This further points to MgSO_4 in seawater as a possible cause of the observed decrease in bubble surface area flux. This decrease with the addition of MgSO_4 indicates there may be an interaction between the different ions present in seawater. This could be explained by the complexing of free ions present in solution, reducing the total amount of free ions, however further research with these ions needs to be performed.

Conclusion

It was determined that the bubble surface area flux in synthetic seawater is smaller than that of just the NaCl component of seawater, with indication that there are interactions between Mg^{2+} or SO_4^{2-} and Na^+ and Cl^- . It was determined that MIBC frother increases bubble surface area flux in seawater solution, with an optimum concentration of 4-5 ppm MIBC. At larger MIBC concentrations (5-50 ppm) it appears that bubble surface area flux slightly increases for the saline solutions tested in this paper.

Acknowledgements

The authors would like to acknowledge the National Sciences and Engineering Research Council of Canada (NSERC) and Vale Base Metals, Teck Resources Limited, XPS Consulting and Technical Services, Shell Canada, Barrick Gold, SGS Canada Inc., COREM and ChemIQA for funding this work through the Collaborative Research and Development (CRD) program (CRDPJ 445682-12).

References

1. Sovechles, J., Waters, K. E. (2015). Effect of ionic strength on bubble coalescence in inorganic salt and seawater solutions. *AIChE J.*, 61, 2489-2495.
2. Quinn, J. J., Sovechles, J. M., Finch, J. A., Waters, K. E. (2014). Critical coalescence concentration of inorganic salt solutions. *Miner. Eng.*, 58, 1-6.

3. Castro, S., Miranda, C., Toledo, P., Laskowski, J. S. (2013). Effect of frothers on bubble coalescence and foaming in electrolyte solutions and seawater. *Int. J. Miner. Process.*, 124, 8-14.
4. Leiva, J., Vinnett, L., Contreras, F., Yianatos, J. (2010). Estimation of the actual bubble surface area flux in flotation. *Miner. Eng.*, 23, 888-894.
5. Atkinson, M. J., Bingman, C. (1998). Elemental composition of commercial seasalts. *J Aquaculture Aquat Sci*, 8, 39-43.
6. Rasband, W. S. (1997-2015). ImageJ. U. S. National Institutes of Health. <http://imagej.nih.gov/ij/>.
7. Nessel, J. E., Finch, J. A., Gomez, C. O. (2007). Operating variables affecting the bubble size in forced-air mechanical flotation machines. In: *Proceedings of the 9th Mill Operators Conference*. AusIMM, Fremantle, Australia.

MORSHCHAGIN MAXIM, TOBIAS DUBBERSTEIN, OLENA VOLKOVA
TU Bergakademie Freiberg, Germany

INVESTIGATION OF THE WETTING BEHAVIOR OF IRON BASE ALLOYS ON BORON NITRIDE SUBSTRATES

Abstract

The interfacial wetting has very important meaning both in life and in industrial manufacturing. Improved wetting is necessary for metallurgical processing, e.g. sintering and casting of liquid iron base alloys for additive manufacturing.

The wettability of ceramics by a liquid metal, e.g. high alloyed steel, has a major impact in numerous materials-processing technologies at high temperatures (< 1400 °C).

Within the present investigation, some experiments were performed to determine the contact angle of binary iron alloys on boron nitride substrates.

Introduction

The wetting phenomena is the ability of a liquid to maintain the contact with a solid surface, resulting from intermolecular or interfacial interactions when the two phases (liquid and solid) are contacted. The equilibrium force balance between the adhesive and the cohesive forces determines the degree of wetting (wettability). [1][2]

In the research a special term "contact angle" is used to graphically characterize the wettability of the substrate liquid. It is possible to determine the degree of liquid wetting of the solid substrate by measuring the contact angle. [3]

For measuring a contact angle a method of sessile drop was applied. (Figure 1).

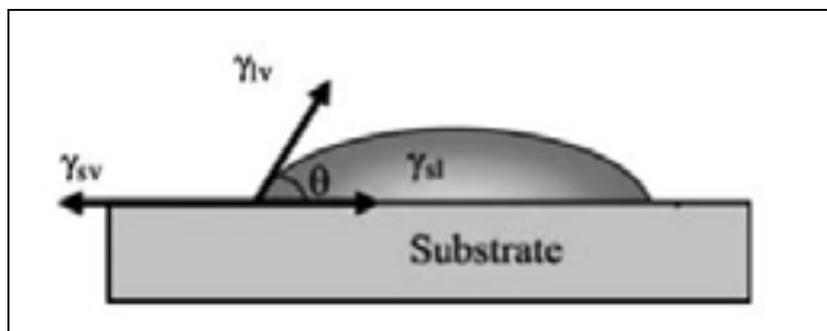


Figure 1. Schematic graph of measuring a contact angle. [4]

Within the present investigation, some experiments were performed to determine the contact angle of binary iron alloys on boron nitride substrates.

Several alloying elements like chromium, manganese, nickel, phosphorus, and sulfur have an influence on the work of cohesion. The chemical exchange reaction between the substrate and the liquid phase, the oxygen content in the furnace atmosphere and the experimental time according to the experiments were analyzed according to the contact angle. [5]

Experimental analysis and results

The research was made with the sessile drop method using a hot stage microscope (Figure 2) and argon atmosphere (99.999 vol%, < 2 ppm O₂).

Binary systems based on iron were studied in the research. Nickel, chromium, manganese, sulfur and phosphorus were selected as alloying elements. Pieces of alloys in cubic form, weighting 5 g each, were melted on a boron nitride substrate with 30 mm diameter (Figure 3).

The dependency of the contact angle on the melting temperature in the hot stage microscope were revealed. The obvious reaction between nickel and boron nitride substrate were not observed, therefore, we can supervise the dependence of the contact angle alternation concerning temperature and time only (Figure 4).

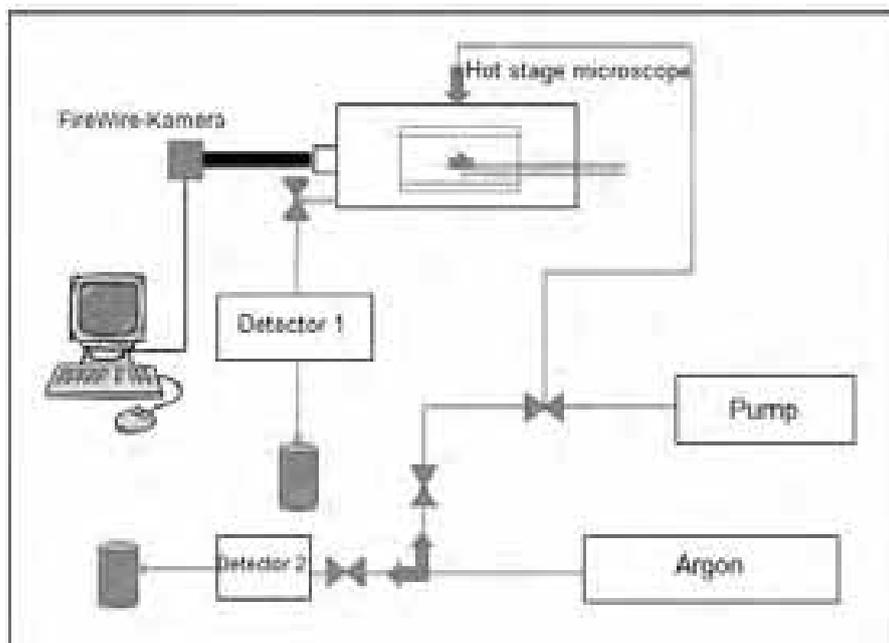


Figure 2. Scheme of hot stage microscope



Figure 3. The image of a Fe-Ni binary (9 % Ni) on a BN substrate at 1519 °C temperature

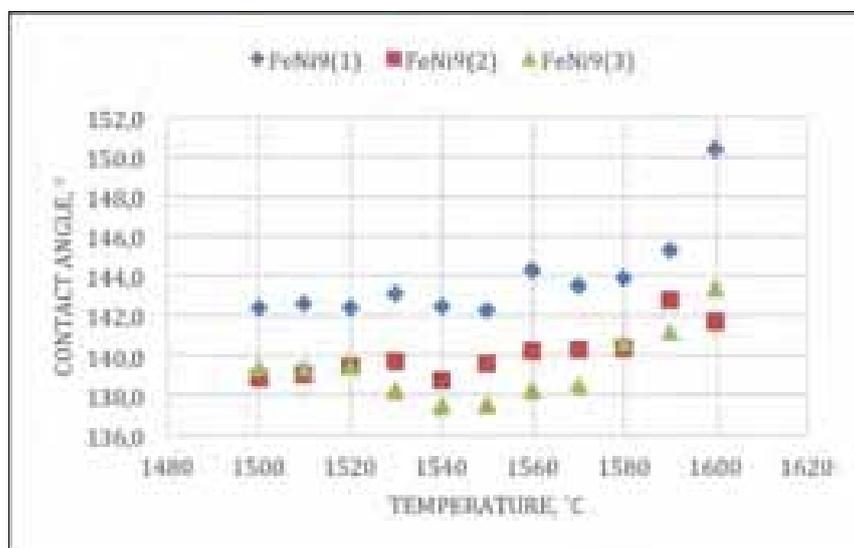


Figure 4. The dependence of the contact angle of a Fe-Ni binary (9 % Ni) on a BN substrate on temperature

On the other side the alloys with manganese.



When alloys heated to a temperature of 1500 °C and melted, a strong reaction (Formula 1) with formation of Mn_4N is observed in literature (regardless of manganese concentration).[6] The formation of MnN_6 , Mn_5N_2 , Mn_4N , Mn_3N_2 and other nitrides is also possible. In this reaction a crater forms (Figure 5).



Figure 5. The image of a Fe-Mn binary (7 % Mn) on a BN substrate at 1519 °C temperature

The graph shows the time, until the drop remained unstable and active reaction took place. At the beginning of the measurement, when the melt reacts with the ceramic substrate, the variation in the results of the angle measurement is great. At a temperature of 1560 °C the drop is stable. Until the end of the measurements, when the temperature reaches 1500 °C, the contact angle decreases. This suggests that the work of adhesion increases (Figure 6).

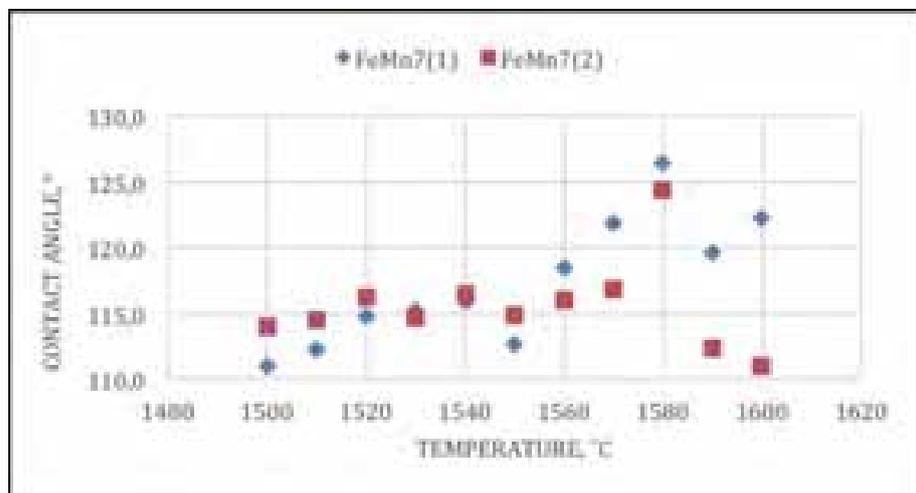


Figure 6. The dependence of the contact angle of a Fe-Mn binary (7 % Mn) on a BN substrate on temperature

The CRC 799 "TRIP-Matrix-Composites" is a huge project at the TU Bergakademie (Mountain Academy) Freiberg, which is intended for design of new composite materials consisting of TRIP steel and ceramics in a casting and a powder route. During the research project the influence of the contact angle of various components was determined.

The findings of the interface boundary "metal-ceramic" analyses with the usage of a scanning electron microscope, as well as more accurate conclusions on the effect of the boron nitride wettability with steels will be presented at the end of April.

References

1. K. J. Kubiak, M. C. T. Wilson, T. G. Mathia, und P. Carval, „Wettability versus roughness of engineering surfaces“, *Wear*, Bd. 271, Nr. 3–4, S. 523–528, 2011.
2. J.-G. Li, „Chemical trends in the thermodynamic adhesion of metal/ceramic systems“, *Mater. Lett.*, Bd.

22, Nr. 3–4, S. 169–174, Feb. 1995.

3. J. Fritzsche und U. A. Peuker, „Wetting and Adhesive Forces on Rough Surfaces – An Experimental and Theoretical Study“, *Procedia Eng.*, Bd. 102, S. 45–53, 2015.

4. G. Kumar und K. N. Prabhu, „Review of non-reactive and reactive wetting of liquids on surfaces“, *Adv. Colloid Interface Sci.*, Bd. 133, Nr. 2, S. 61–89, 2007.

5. D. J. Król, A. Wymysłowski, und K. N. Allaf, „Adhesion work analysis through molecular modeling and wetting angle measurement“, *Microelectron. Reliab.*, Bd. 55, Nr. 5, S. 758–764, Apr. 2015.

6. G. N., *Obshchaia himiia*. 1983.

PAULINA M. PAZIK, PRZEMYSŁAW B. KOWALCZUK
Wroclaw University of Technology, Poland

A STUDY ON THE INFLUENCE OF PH, FROTHER TYPE AND DOSE ON FLOTATION OF CARBONACEOUS COPPER-BEARING SHALE

Abstract

The paper shows the influence of the frother type and dose and pH of solution on flotation of carbonaceous copper-bearing shale. It was shown that shale was naturally hydrophobic material and it did not float in distilled water. It started to float in the presence of frothers and salts. The recovery of shale increased with increasing dose of frother and salt. The presented data clearly indicated that flotation of shale did not depend on pH of solution.

Introduction

Kupferschiefer stratiform copper ore consists of three lithological layers such as sandstone, dolomitic and carbonaceous shale. The shale fraction is very unique in terms of lithology, geochemistry, mineralogy, chemical composition as well as technology of processing. It consists of clay minerals, silicates, carbonates (dolomite and calcite), organic matter and dendritic components (Chmielewski and Luszczkiewicz, 2010). Due to high content of copper (7%) and total organic carbon (8%) in the carbonaceous copper-bearing shale, it is very difficult to find the most effective way of processing this material. The high content of shale, and therefore organic carbon, in the final upgrading products causes many pyrometallurgical problems.

Copper-bearing shale mined by KGHM Polska Miedz S.A. is a hydrophobic material and can be upgraded by flotation (Kowalczyk et al., 2014). Efficiency of flotation depends on many parameters including particle hydrophobicity, interfacial liquid film between a particle and a bubble, type and dose of flotation reagents and many others. In flotation, a hydrophobic particle attaches to a gas bubble and forms a stable aggregate, which can be moved upwards to the froth layer, while hydrophobic particles sink. The frother layer is usually stabilized by the presence of frothers. Frothers also reduce bubble size, prevent bubble coalescence (Melo and Laskowski, 2006) and rupture the interfacial liquid film (Kosior et al., 2011). However, there is still a need to investigate the behavior of copper-bearing shale in froth and collectorless flotation. In this work we show our and recently published data on the influence of frother and salt type and dose on flotation and hydrophobicity of carbonaceous copper-bearing shale.

Results

Carbonaceous copper-bearing shale is a naturally hydrophobic material since its advancing and receding contact angles, measured by a sessile drop technique, are equal to 43 and 24°, respectively. Despite the hydrophobicity of shale, it did not float in distilled water. Shale started to float in the presence of frothers and salts. Kowalczyk et al. (2014) investigated the impact of such frothers as aliphatic alcohols ($C_nH_{2n+1}OH$), poly(propylene glycols) ($HO(C_3H_6O)_mH$), poly(propylene glycol) alkyl ethers ($C_nH_{2n+1}O(C_3H_6O)_mH$) and poly(ethylene glycol) alkyl ethers ($C_nH_{2n+1}O(C_2H_4O)_mH$) on flotation of copper-bearing shale. It was shown that flotation is strongly influenced by the type and dose of frothers. As shown in Figure 1, the best flotation results were obtained with tri(propylene glycol) butyl ether C_4P_3 , tri(propylene glycol) propyl ether C_3P_3 and tri(propylene glycol) P_3 , which indicated that they can float carbonaceous copper shale at a relatively low dosage. Additionally, these frothers can be used for pre-flotation of carbonaceous matter from copper ore to reduce its content in the final industrial concentrates.

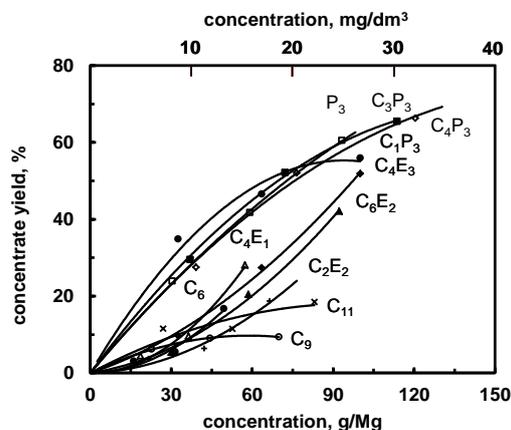


Figure 1. Influence of frother type and dose on flotation response of copper-bearing shale (Kowalczyk et al, 2014)

In order to meet the expectations of metallurgical requirements there is a need to reduce the organic carbon from the final flotation concentrates. Therefore, Konieczny et al. (2013) tested the possibilities of organic carbon matter separation by a pre-flotation stage under industrial conditions. They found that there is a possibility of separating a significant amount of organic carbon on the pre-flotation stage by applying only a frother. They showed that 28% of organic carbon contained within the feed was successfully separated. However, this pre-flotation cause copper losses of 8% with reducing of organic carbon content from 1.7 to 1.27%.

The presence of frothers not only started flotation of shale but also “uncovered”, necessary for flotation, its effective hydrophobicity from 0° in distilled water to around 40° in the presence of frother (Drzymala and Kowalczyk, 2014, Kowalczyk et al, 2015). This effective hydrophobicity of copper-bearing shale was dependent on the frother dose.

An important issue for flotation of naturally hydrophobic substances is to use a mixture of frothers (Ngoroma et al., 2013), which can give either the synergetic or antagonistic effect. The synergetic effect was observed for a mixture of methyl isobutyl carbinol (MIBC) and di(ethylene glycol) monobutyl ether (C₄E₂). The maximum recovery with blends was higher than for frothers used separately. The synergetic effect was also observed for a mixture of MIBC and tri(propylene glycol) butyl ether (C₄P₃). On the other hand, the mixture of MIBC and di(ethylene glycol) monoethyl ether (C₂E₂) gave a negative effect and the maximum recovery of shale in the presence of mixture was relatively low in comparison to frother used separately (Kowalczyk and Drzymala, 2016).

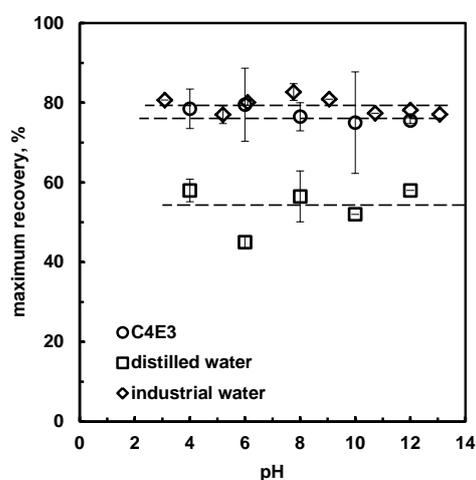


Figure 2. Influence of pH on copper-bearing shale flotation in distilled water, industrial water and in the presence of C₄E₃ frother (Kowalczyk and Drzymala, 2016)

The flotation process can be modified using many flotation reagents. Electrolytes, that is salts and pH regulators, change the solid-water interfaces (Drzymala, 2007). These reagents can either improve or worsen a flotation process. The influence of pH on flotation of carbonaceous copper-bearing shale was investigated in distilled water, industrial water, which contains salts, and in present of frother tri(ethylene glycol) monobutyl ether (C₄E₃). It was shown that the flotation response of copper-bearing shale did not depend on pH of solution (Figure 2). Irrespective of pH, the maximum recovery was equal to 60% in distilled water and ~80% in industrial water and in the presence of frother (Fig. 2) (Kowalczyk and Drzymala, 2016).

Conclusions

The paper presents the study on the flotation behavior of copper-bearing shale in distilled water, industrial water and in the presence of frother type and dose. It was shown that shale is a naturally hydrophobic material and can be easily recovered in collectorless flotation. Flotation of shale depends on the frother type and dose but does not depend on the pH of solution.

Acknowledgements

This work was partially financed by the National Science Centre Research Grant 2012/07/D/ST8/02622.

References

1. Chmielewski T., Luszczkiewicz A., 2010, Leaching of Gangue in Technological Flotation Circuits of Polish Copper Ores. Proceedings of Copper Int. Conf., June 6-10, 2010, Hamburg, Germany, vol. 7, 2655-2671.
2. Drzymala J., Kowalczyk P.B., (Eds.) 2014, Copper-bearing shale, Monography. WGGG PWr, Wroclaw, 106 pages, ISBN 978-83-937788-6-7.
3. Drzymala, J., 2007, Mineral processing. Foundations of theory and practice of mineralurgy. Ofic. Wyd. PWr., Wroclaw
4. Konieczny A., Pawlos W., Krzeminska M., Kaleta R., Kurzydło P., 2013, Evaluation of organic carbon separation from copper ore by pre-flotation. Physicochemical Problems of Mineral Processing 49(1), 189-201.
5. Kosior D., Zawala J., Malysa K., 2011, When and how α -terpineol and n-octanol can inhibit the bubble attachment to hydrophobic surfaces, Physicochem. Probl. Miner. Process., 47, 169–182.

6. Kowalczyk P.B. Buluc B., Shabaz O., Drzymala J., 2014, In search of an efficient frother for pre-flotation of carbonaceous shale from the kuperschiefer stratiform copper ore. *Physicochemical Problems of Mineral Processing* 50(2), 835-840.
7. Kowalczyk P.B. Mroczko D., Drzymala J., 2015, Influence of frother type and dose on collectorless flotation of copper-bearing shale in a flotation column. *Physicochemical Problems of Mineral Processing* 51(2), 547-558.
8. Kowalczyk P.B., Drzymala J., (Eds.) 2016. *Copper-bearing shale II. Monography*. WGGG PWR, Wroclaw, 227 pages, ISBN 978-83-942205-1-8.
9. Melo F., Laskowski J.S., 2006, Fundamental properties of flotation frothers and their effect on flotation. *Minerals Engineering*, 19(6,8) 766-773.
10. Ngoroma F., Wiese J., Franzidis J.P., 2013, The effect of frother blends on the flotation performance of selected PGM bearing ores, *Minerals Engineering* 46–47.

RAVINDER S. MULTANI, KRISTIAN E. WATERS
McGill University, Quebec, Canada

COMPARISON OF PYRRHOTITE POLYMORPH FLOTATION WITH AND WITHOUT ULTRASONICATION PRE-TREATMENT

Abstract

The flotation response of the pyrrhotite polymorphs (magnetic and non-magnetic) is conflicting in the literature and can be traced to impure minerals and mineral surface oxidation. This leads to results that may not represent the polymorph's true floatability and thus a fair assessment cannot be made. This study focuses on two main aspects: the effect of ultrasonication on pyrrhotite flotation and the comparison of flotation responses of the polymorphs, both with and without collector addition. The results demonstrate that ultrasonication can greatly improve collector adsorption thereby enhancing mineral floatability. The polymorphs were found to behave differently in the acidic-neutral pH region and identically in the alkaline region, suggesting a surface chemical phenomenon. In the acidic region, non-magnetic pyrrhotite was significantly more floatable.

Introduction

Pyrrhotite (Po) is the second most common iron sulfide mineral in nature (after pyrite), having a non-stoichiometric formula $Fe_{(1-x)}S$, where $0 < x \leq 0.125$ [1]. It is present in most metal sulfide ores, typically associated with Ni–Cu, Pb–Zn and platinum group elements (PGE), having many superstructures that are all based on the hexagonal NiAs crystal subcell [2,3]. There are two naturally occurring structures: magnetic and non-magnetic pyrrhotite [2]. Due to its abundance, pyrrhotite is processed alongside valuable base metal sulfides and is considered a gangue mineral. Pyrrhotite rejection at the concentrator (>85%) is commonly practiced as it generally contains >75 wt% of the feed sulfur and is the largest contributor to SO_2 emissions [4]. Historically, many pyrrhotite flotation studies were conducted to understand its physicochemical properties, however, these rarely distinguished the type of pyrrhotite. Generally, the differences were perceived to be minor and comprehensive studies were not pursued. There is now ample evidence from recent studies suggesting that the two polymorphs exhibit different flotation responses [5–8]. However, the information is contradictory as to which one is “more” floatable in the pH range of interest, with surface oxidation playing a major role. Some microflotation studies in the literature concerning pyrrhotite flotation use ultrasonication as a pre-treatment step to breakdown surface oxide layers prior to flotation [8]. This apparently cleans the surfaces and therefore allows for a proper assessment of a mineral's true floatability.

The objectives of this study were to compare the flotation responses of the pyrrhotite polymorphs (magnetic and non-magnetic), and the influence of ultrasonication treatment prior to flotation.

Experimental

1. Mineral purification

Naturally occurring magnetic and non-magnetic pyrrhotite minerals were sourced from two different Canadian deposits (magnetic – Sudbury, Ontario; non-magnetic – Voisey's Bay, New Foundland and Labrador). The magnetic variety (Fe_7S_8) was purchased from Excalibur Mineral Corporation, it was crushed and purified by magnetic separation (hand magnet ~ 1000 Gauss) after which the +38 μ m was sized into 3 fractions. The non-magnetic variety (Fe_9S_{10}) was obtained from storage (leftover from previous studies) and ground (rod mill), floated (Denver cell) with an aggressive float scheme to remove chalcopyrite and pentlandite (as concentrate), after which the tails were subjected to magnetic separation (hand magnet ~1000 Gauss). The non-magnetic material was then sized into 3 +38 μ m fractions. After purification, the minerals were stored in a freezer.

2. Mineral characterization

The metal composition of the purified minerals was determined using a Thermo Scientific iCAP 6500 ICP–OES CID Spectrometer (copper, iron and nickel) after which mineral compositions were calculated using their ideal stoichiometric formulas (Table 1). The minerals were also characterized using a Bruker Discover D8 – 2D Diffractometer using Co $K\alpha$ radiation as validation.

3. Ultrasonication and microflotation

Mineral surfaces were cleaned using a Hielscher Ultrasound Technology UP400S UltraSonic Processor for 1 minute (this time was determined to be optimal). Microflotation tests were conducted on 1g purified minerals (–

106/+38 μm , P80 = 75 μm) using a modified Hallimond tube (180 mL) between pH 6 and 11; 5 minutes of potassium amyl xanthate (PAX) collector conditioning (2.5 ppm, equivalent to ~100 g/ton); N₂ gas source; with tests conducted in triplicates, and error bars in Figures denote ± 2 standard deviations.

Results and Discussion

The mineral compositional data (Table 1) shows 86 – 92% pyrrhotite purity among the ore samples for all size fractions. Although relatively pure, the proportional locking to other sulfide minerals (*i.e.* chalcopyrite and pentlandite) may slightly influence the microflotation results as they generally demonstrate higher flotabilities.

Table 1
Composition of purified minerals by size class. Note: Cp – chalcopyrite; Po – pyrrhotite; Pn – pentlandite; Rk – rock

Size fraction (μm)	Non-magnetic (Fe_9S_{10})				Magnetic (Fe_7S_8)			
	%Cp	%Po	%Pn	%Rk	%Cp	%Po	%Pn	%Rk
-106/+75	0.03	91.72	1.61	6.64	1.41	86.44	5.14	7.00
-75/+53	0.03	90.09	1.56	8.32	1.12	88.33	4.50	6.05
-53/+38	0.03	88.00	1.51	10.46	1.08	86.68	4.46	7.79

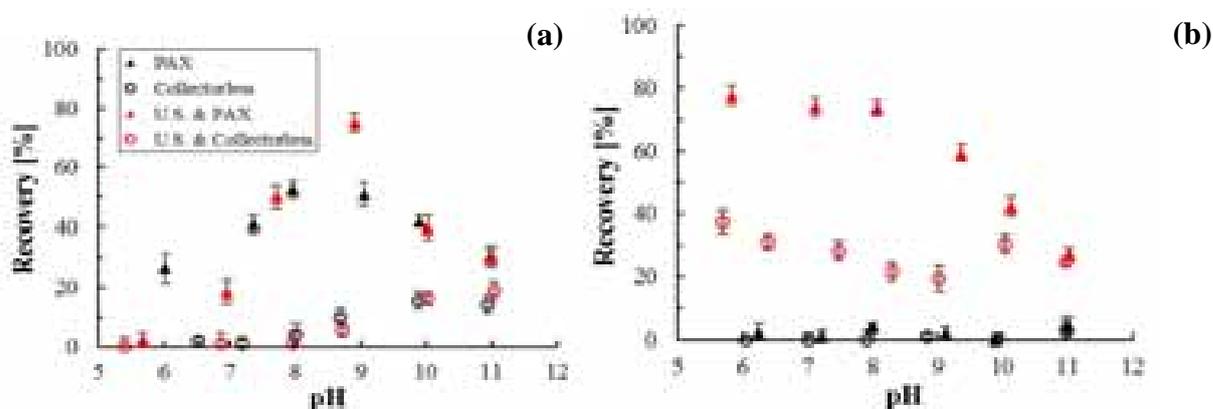


Figure 1. Pyrrhotite with/without collector (PAX, 2.5 ppm) & ultrasonication (1 min.); (a) Magnetic; (b) Non-magnetic

Figure 1 displays flotation recoveries of the pyrrhotite polymorphs under various conditions; collectorless, with PAX collector; and ultrasonication (as pre-treatment). Figure 1(a) illustrates the effect of both collector and ultrasonication on the magnetic variety, both of which greatly enhance the floatability when compared with the collectorless condition, which served as the baseline. The collectorless data under the two conditions appears to be quite similar, with increasing recoveries in the alkaline region, which may be attributed to surface oxidation at high pH. Intermediate oxidation is known to promote the collectorless flotation of pyrrhotite. When comparing the relative effect of ultrasonication to the collector, it is clear that the effect is additive, where the introduction of sonication likely destabilizes surface oxide films thereby rendering them ‘clean’, thus resulting in higher adsorption densities. The results demonstrate enhanced floatability between 8.5 and 9.5 pH, the largest increase being ~24% (pH 9). Figure 1(b) displays the recoveries of the non-magnetic variety, where the mineral without ultrasonication pre-treatment exhibited virtually no flotation response (both with and without collector), which was most likely the result of surface passivation (although most precautionary measures were taken to prevent this). After ultrasonication, both collectorless and collector flotation recoveries were significantly enhanced, supporting the proposition that the surfaces were cleaned and promoted improved collector adsorption. Collectorless floatability appeared to be similar at all tested pH conditions. Flotation with collector resulted in a maximum recovery of ~80% (near neutral pH) after which a steady decline was observed with increasing pH, this was the result of collector desorption at alkaline conditions (surface collector substitution with OH⁻ ions). Direct comparison of the floatability of magnetic and non-magnetic pyrrhotite (after ultrasonication and with collector), Figure 2, shows that they have near identical recoveries in the very alkaline region (pH > 9), however, significantly different in the acidic to neutral pH regions. This implies that there is a difference in the surface chemistry of the polymorphs, which requires further investigation. Overall, the non-magnetic variety was found to be more floatable in the acidic to neutral pH range.

Conclusions

1. Ultrasonication treatment prior to flotation can significantly improve collector adsorption by removing surface oxides and results in increased flotation responses;
2. Pyrrhotite polymorphs exhibited differing flotation behaviour which may be attributed to different surface chemistries;

3. Non-magnetic pyrrhotite was found to be more floatable than the magnetic variety in the acidic/neutral region, however, they showed near identical recoveries in the alkaline region.

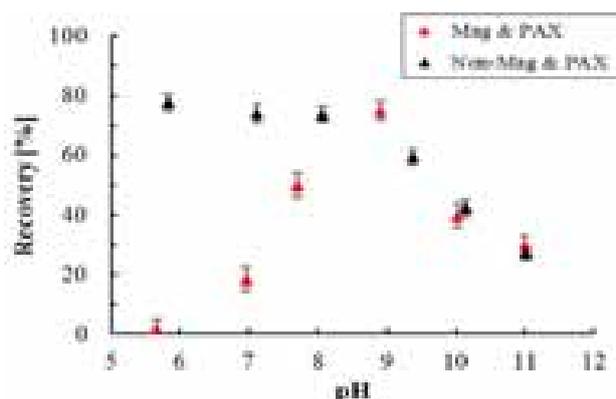


Figure 2. Comparison of magnetic and non-magnetic pyrrhotite recoveries (2.5 ppm PAX, 1 min. ultrasonication)

Acknowledgements

The authors acknowledge the financial support from the Natural Sciences and Engineering Research Council (NSERC) and McGill Engineering Doctoral Award (MEDA). Assistance from the Mineral Processing Research Group at McGill University is sincerely appreciated.

References

1. Belzile, N., Chen, Y. W., Cai, M. F., & Li, Y. (2004). A review on pyrrhotite oxidation. *Journal of Geochemical Exploration*, 84, 65–76.
2. Posfai, M., Sharp, T. G., & Kontny, A. (2000). Pyrrhotite varieties from the 9.1 km deep borehole of the KTB project. *American Mineralogist*, 85(10), 1406–1415.
3. Becker, M., De Villiers, J., & Bradshaw, D. (2010). The mineralogy and crystallography of pyrrhotite from selected nickel and PGE ore deposits. *Economic Geology*, 105, 1025–1037.
4. Agar, G. E. (1991). Flotation of chalcopyrite, pentlandite, pyrrhotite ores. *International Journal of Mineral Processing*, 33, 1–19.
5. Kolahdoozan, M. (1996). Adsorption and flotation characteristics of hexagonal and monoclinic pyrrhotite. PhD thesis. Queen's University (Canada).
6. Becker, M. (2009). The mineralogy and crystallography of pyrrhotite from selected nickel and PGE ore deposits and its effect on flotation performance. PhD thesis. University of Pretoria (South Africa).
7. Becker, M., De Villiers, J., & Bradshaw, D. (2010). The flotation of magnetic and non-magnetic pyrrhotite from selected nickel ore deposits. *Minerals Engineering*, 23(11-13), 1045–1052.
8. He, Ming-fei; Qin, Wen-qing; Li, Wei-zhong; Jiao, F. (2012). Flotation performances of polymorphic pyrrhotite. *Journal of Central South University*, 19, 238–243.

YONGGAI LI, JIANZHONG CHEN, LIJUAN SHEN, CHUANZHEN WANG
China University of Mining and Technology

REVERSE FLOTATION OF SUBBITUMINOUS COAL

Abstract

Coal cleaning is very necessary before coal utilization as it could remove the minerals and increase the quality of coal sample. Low rank coal usually has high moisture and high number of oxygen containing functional groups, which will increase the hydrophilicity of coal surface. So it is usually difficult to float low rank coal by traditional flotation. In present study, subbituminous coal was upgraded using reverse flotation. The effect of different collectors on reverse flotation performance was investigated. During reverse flotation, silica particles were floated while coal particles were depressed. Reverse flotation is a good alternative method to upgrade low rank coal.

Keywords: subbituminous coal; silica; reverse flotation; amine collectors

Introduction

Coal particles are hydrophobic in nature and coal fines below 0.5mm are always beneficiated using flotation method. Low rank coal is usually difficult to float using traditional flotation with oily collectors, because there are a number of the oxygen-containing groups on coal surface^[1]. The oxygen-containing groups such as hydroxyl, carboxyl, and carbonyl would increase the hydrophilicity of coal^[2]. A lot of researchers have done some work to improve the floatability of low rank coals, like pretreatment with different surfactants^[1, 3], heat treatment using low temperature^[4] or microwave treatment^[2, 5] etc. Electrolytes were also added to the slurry to reduce the negative charge on coal surface, which can change the surface zeta potential from negative to positive and increase the combustible matter recovery^[6]. New collectors and collector mixtures can also increase the concentrate yield and decrease the ash content of the concentrate^[7]. Contrary to coal

conventional flotation, reverse flotation takes advantage of the hydrophilic property of low rank coal, during which process the coals are depressed while gangue minerals are floated. In this investigation, the effect of different collectors on reverse flotation performance of subbituminous coal was discussed.

Materials and experiments

1. Materials

Subbituminous coal sample obtained from Peabody Energy in US was crushed to flotation feed size (-200 μ m). The proximate analysis and the size composition of this coal sample are shown in Tables 1 and 2, respectively. The purity of the quartz used was 98.8% and the mean size of quartz particle is 10.87 μ m. Flotation feed was prepared by mixing subbituminous coal and quartz with the ratio of 7:3.

Table 1

Sample	$M_{ad}/\%$	$A_{ad}/\%$	$V_{ad}/\%$	$FC_{ad}/\%$	$S_t/\%$
Subbituminous coal	27.72	8.81	46.62	16.85	0.72

Table 2

Particle Size/ μ m	Yield/%	Ash Dry/%
150-200	15.71	6.42
120-150	12.92	6.96
74-120	15.3	7.05
53-74	10.52	7.3
38-53	3.51	8.7
-38	42.04	11.3
Total	100.00	8.81

2. Chemical reagents

Lilafлот D817M, Lilafлот 811 provided by AKZO NOBEL and Dodecyltrimethylammonium Bromide (DTAB) from SIGMA were used as collectors. 1% solution of collector was made by diluting 1g as-received reagent to 100ml with distilled water. Dextrin bought from Fisher Scientific was used as coal depressant. 1% dextrin solution was made with distilled water daily. Methyl isobutyl carbinol (MIBC, lab grade) was used as frother. Tap water was used throughout the flotation stage.

3. Reverse flotation tests

Reverse flotation tests were carried out in a 1-L Denver laboratory cell in natural pH. The air valve was kept at maximum. The slurry was conditioned for 3 min in all the tests. The other conditions are as follows: pulp concentration: 40g/l, conditioning time: 0min, conditioning speed: 1000rpm, frother: MIBC 20 ppm, depressant: dextrin 2kg/t.

Depressant was conditioned for 3 min and then frother was added and conditioned for 1 min. As soon as collector is introduced along with air bubbles in the flotation cell, the flotation process begins. Froth product was collected for 5 min. The concentrates (the products remains in the cell) and the tailings (the froth products) for reverse flotation were collected, dried and weighed to calculate recoveries.

For reverse flotation, combustible matter recovery in concentrate was calculated by equation (1). Reverse flotation separation efficiency was calculated by equation (2).

$$\text{Combustible matter recovery (\%)} = M_C * (100 - A_C) / [M_F * (100 - A_F)] * 100 \quad (1)$$

$$\text{Separation efficiency index (\%)} = 100 * M_C * (A_F - A_C) / [M_F * (100 - A_F) * A_F] * 100 \quad (2)$$

Where M_C and M_F are the weight of the concentrate and the feed (g), respectively, A_C and A_F are the ash content of the concentrate and the feed by weight (%), respectively.

Results and discussion

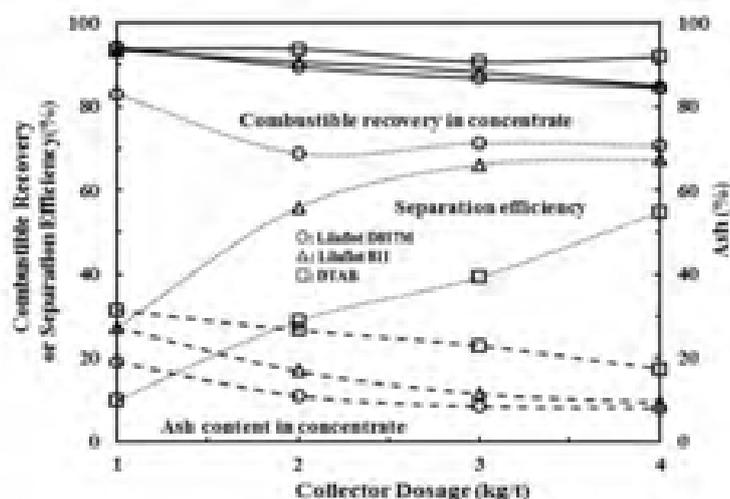


Figure 1. Effect of collector dosage on reverse flotation performance

Amines and ammonium salts are very popular quartz collectors [8]. In this research, three cationic amine collectors Lilafлот D817M, Lilafлот 811 and DTAB were used and the performance comparison among them is illustrated in Fig.1. The collector dosage changes from 1kg/t to 4 kg/t. It is obvious that higher combustible matter recovery can be obtained with DTAB than with the others. With the increase of collector dosage, the ash content of concentrates decrease as more minerals are floated into froth product. The separation efficiency for both DTAB (changing from 9.86% to 54.90%) and Lilafлот 811 (changing from 27.11% to 67.43%) increases when collector dosage changes from 1kg/t to 4kg/t, indicating that more collector is necessary to get more silica floated. The separation efficiency for Lilafлот D817M decreases from 83% to 68.94% when the collector dosage changes from 1kg/t to 2kg/t and then does not fluctuate much with more collector dosage. However, separation efficiency for Lilafлот D817M is higher than that for the other two collectors in the whole tested ranges. It indicates that Lilafлот D817M has the best selectivity during coal reverse flotation. When 3kg/t Lilafлот D817M was used, a clean coal product with 8.41% ash content was obtained with 86.75% combustible recovery and 71.32% separation efficiency.

Conclusions

In this research, reverse flotation was conducted to separate the subbituminous coal-silica mixture. The effect of three different amine collectors on reverse flotation performance was investigated. Lilafлот D817M has better selectivity than the other two collectors. When 3kg/t Lilafлот D817M was used, a clean coal product with 8.41% ash content could be obtained. The combustible recovery is 86.75% and separation efficiency is 71.32%. Therefore, reverse flotation is feasible to separate subbituminous coal with appropriate conditions.

References

1. J. Qu, X. Tao, H. He, X. Zhang, N. Xu, B. Zhang, Synergistic effect of surfactants and a collector on the flotation of a low-rank coal, *International Journal of Coal Preparation and Utilization* 35 (2015) 14-24.
2. W. Xia, J. Yang, C. Liang, Effect of microwave pretreatment on oxidized coal flotation, *Powder Technology* 233 (2013) 186-189.
3. G. Ateşok, M. S. Çelik, A new flotation scheme for a difficult-to-float coal using pitch additive in dry grinding, *Fuel* 79 (2000) 1509-1513.
4. Ö. F. Ersoy, H. Turgut, O. Güven, K. Çinku, O. Ozdemir, M. S. Celik, Effect of heat treatment on the flotation of Turkish lignites in brine solution, *Materials Science and Technology, Quebec, Canada*, (2013) 2044–2052.
5. G. Özbayoğlu, T. Depci, N. Ataman, Effect of microwave radiation on coal flotation, *Energy Sources Part A: Recovery Utilization and Environmental Effects* 31 (2009) 492-499.
6. E. Bolat, S. Sağlam, S. Pişkin, The effect of oxidation on the flotation properties of a Turkish bituminous coal, *Fuel Processing Technology* 55 (1998) 101-105.
7. R. Jia, G. H. Harris, D. W. Fuerstenau, An improved class of universal collectors for the flotation of oxidized and/or low-rank coal, *International Journal of Mineral Processing* 58 (2000) 99-118.
8. M. Vieira, A. E. C. Peres, The effect of amine type, pH, and size range in the flotation of quartz. *Minerals Engineering* 20 (2007) 100.

Я.Д. ВАСИЛЕВ, Д.Н. САМОКИШ

Национальная металлургическая академия Украины

РАЗРАБОТКА ЭНЕРГЕТИЧЕСКИ ЭФФЕКТИВНЫХ РЕЖИМОВ НАТЯЖЕНИЙ НА ОДНОКЛЕТЬЕВЫХ РЕВЕРСИВНЫХ СТАНАХ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКИ ПОЛОС

На основании математического моделирования получены количественные данные о влиянии уровня и соотношения относительных удельных натяжений на суммарную мощность при холодной прокатке с натяжением. Предложены модели для определения оптимальных величин заднего и переднего относительного удельного натяжения и их соотношения, обеспечивающие минимизацию мощности (расхода энергии) при ведении процесса холодной прокатки с натяжением. С использованием предложенных моделей оптимизированы режимы натяжений на одноклетевом реверсивном стане 1680, позволившие уменьшить потребляемую мощность при холодной прокатке на 6,5 и 4,5 %.

On the basis of mathematical modeling obtained of quantitative data on the impact of the level and the ratio of relative unit tension on the total capacity of the cold rolling with tension. The models for determining the optimal values back and front relative specific tension and their relationship minimizes power (energy consumption) in the management of cold rolling process with tension. With the use of the proposed models are optimized schedules of tension at single-stand reversing mill 1680, which allowed to reduce power consumption during cold rolling at 6,5 and 4,5%.

Ключевые слова: холодная прокатка, полоса, одноклетевой реверсивный стан, натяжение, соотношение, мощность, энергоэффективность.

Постановка проблемы. Приложение тянущих сил к полосе на входе и выходе из очага деформации повышает устойчивость и стабильность процесса прокатки, обеспечивает существенное уменьшение уровня контактных напряжений и силы прокатки, способствует повышению точности, прежде всего плоскостности, прокатываемых полос, расширению сортамента и увеличению производительности станов холодной полосовой прокатки. Применяемые на действующих станах холодной прокатки удельные натяжения q

изменяются в пределах от $(0,05-0,15) \sigma_T$ (где σ_T – предел текучести материала полосы в соответствующем межклетьевом промежутке) до $(0,30-0,45) \sigma_T$. Величина относительных удельных натяжений q/σ_T зависит от сортамента прокатываемых полос и ограничивается точностью и качеством продольных кромок исходного подката, степенью наклепа и механическими свойствами материала полосы, а также возможностями механического и электрического оборудования стана. Однако рекомендации по определению рациональных величин относительных удельных натяжений и их соотношения при холодной прокатке нет.

Постановка задачи. Целью работы является исследование влияния соотношения относительных удельных натяжения на мощность процесса холодной прокатки и разработка энергетически эффективных режимов натяжений на одноклетьевых реверсивных станах холодной прокатки.

Изложение основных материалов исследования. Об энергетической эффективности процесса холодной полосовой прокатки с натяжением судили по величине соотношения $W_{сн}/W_c[1]$

$$\frac{W_{сн}}{W_c} = \left\{ \frac{p_{срсн}}{p_{срс}} \cdot \frac{\psi_{сн}}{\psi_c} \cdot \left(\frac{\ell_{сн}}{\ell_c} \right)^2 + \frac{Rh_0}{2p_{срс}\psi_c\ell_c^2} [q_0\varepsilon + S_{сн}(1-\varepsilon)(q_1 - q_0)] \right\} \frac{(1+S_c)}{(1+S_{сн})}, \quad (1)$$

где $M_{сн}$, $p_{срсн}$, $\psi_{сн}$, $\ell_{сн}$, $V_{1н}$, $s_{сн}$, M_c , $p_{срс}$, ψ_c , ℓ_c , V_1 , s_c – момент прокатки на бочке валков, среднее контактное нормальное напряжение, коэффициент, характеризующий положение точки приложения равнодействующей контактных сил (коэффициент плеча момента), длина очага деформации, скорость полосы на выходе из очага деформации и опережение при прокатке с натяжением и без натяжения, рассчитанные с учетом влияния упругих деформаций валков и полосы; R , $V_{вн}$, V_v – радиус и окружная скорость рабочих валков при прокатке с натяжением и без натяжения; h_0 , h_1 – толщина полосы на входе и выходе из очага деформации; b , ε – ширина и частное относительное обжатие полосы; $V_{0н}$ – скорость полосы на входе в очаг деформации при прокатке с натяжением; q_0 , q_1 – заднее и переднее удельное натяжение.

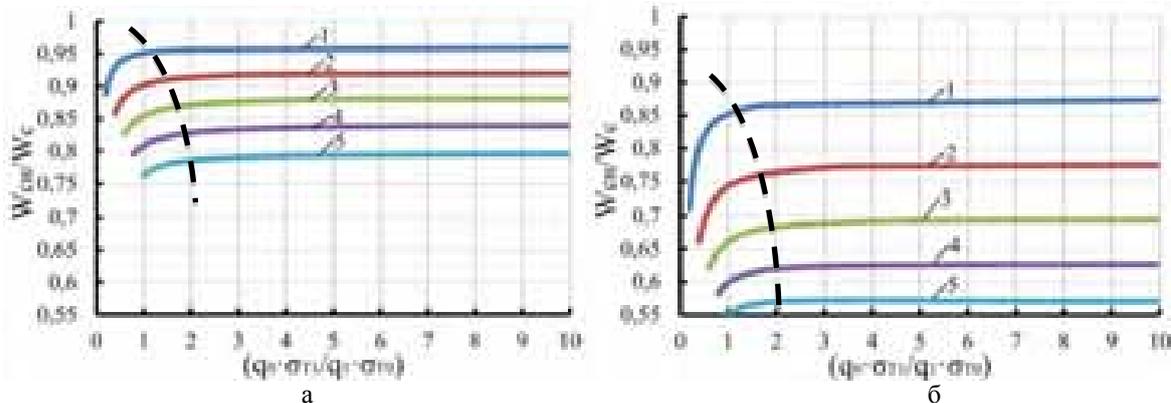


Рис. 1. Зависимости $W_{сн}/W_c = \varphi(q_0 \cdot \sigma_{T1} / (q_1 \cdot \sigma_{T0}))$ при холодной прокатке полос из ненаклепанной (а) и предварительно наклепанной (б) стали 08кп ($R=300$ мм):

а – $h_0=2$ мм; $\varepsilon_{пр}=0$; $\varepsilon=0,3$; $f=0,1$; б – $h_0=0,25$ мм; $\varepsilon_{пр}=0,875$; $\varepsilon=0,3$; $f=0,04$;
1 – $q_0/\beta\sigma_{T0}=0,1$; 2 – то же 0,2; 3 – то же 0,3; 4 – то же 0,4; 5 – то же 0,5

С использованием выражения (1) исследовали влияние соотношения заднего q_0/σ_{T0} и переднего q_1/σ_{T1} (где σ_{T0} , σ_{T1} – предел текучести материала полосы на входе и выходе из очага деформации) относительного удельного натяжения на мощность процесса холодной полосовой прокатки (рис. 1).

Из рис. 1 видно, что мощность при холодной прокатке с натяжением зависит от параметра $q_0 \cdot \sigma_{T1} / (q_1 \cdot \sigma_{T0})$ только в диапазоне изменения его значений от 0,1–0,2 до 1–2 (на рисунке показано пунктиром). Дальнейшее увеличение значений данного параметра на суммарную мощность прокатки с натяжением практически не влияет, поскольку в этих условиях деформации необходимый уровень мощности для осуществления процесса определяется исключительно величиной заднего относительного натяжения.

В результате статистической обработки и обобщения материалов данного исследования получены следующие зависимости (модели) для определения рациональных значений относительных удельных натяжений и их соотношения в любой клетке (любом пропуске) непрерывного (реверсивного) стана, обеспечивающие ведение процесса холодной прокатки с наименьшей мощностью или с наименьшим расходом энергии:

$$\frac{q_0}{\sigma_{T0}} = k_q \left(\frac{1+f}{1+5\sqrt{\frac{h_0}{R}}} + \frac{1+\varepsilon_{\Sigma}}{1+\varepsilon} \right); (2) \quad \frac{q_1}{\sigma_{T1}} = 2 \cdot k_q \sqrt{1 - \left(\frac{q_0}{\sigma_{T0}} \right)^2}; \quad (3)$$

k_q – коэффициент, определяющий возможный уровень относительных удельных натяжений с учетом особенностей технологии прокатки на конкретном стане ($k_q=0,05-0,25$); ε , $\varepsilon_{пр}$, ε_{Σ} – частное, предварительное и суммарное относительное обжатие полосы при прокатке в данном пропускереверсивного стана, доли единицы; R , h_0 – радиус рабочего валка и толщина полосы на входе в очаг деформации данного пропуска реверсивного стана, мм; f – коэффициент трения при прокатке в данном пропуске реверсивного стана.

Таблица 1

Действующие и предлагаемые режимы натяжения и энергосиловые параметры при холодной прокатке на одноклетьевом реверсивном стане 1680 ОАО «Запорожсталь»

Прокатке полосы 0,5x1020 мм из подката 2,5x1020 мм (сталь 08кп) [$\sigma_T=230+34,6(100\epsilon)^{0,61}$; $t_{он}=40$ °C; $t_{ов}=55$ °C; $R_z=1,0$ МКМ; $t_{охл}=40$ °C]														
Действующий режим прокатки: $\Sigma W=4401$ кВт														
№ кл	h_0 , мм	ϵ	ϵ_Σ	q_0 , Н/мм ²	q_1 , Н/мм ²	q_0/σ_{T0}	q_1/σ_{T1}	f	l_c , мм	P_c , МН	V_c , м/с	W_c , кВт	$W_{мот}$, кВт	$W_{\Sigma П}$, кВт
1	2,5 0	0,293	0,293	15	64	0,067	0,138	0,093	16,00	9,64	1,9	629	54* 231**	806
2	1,7 7	0,312	0,514	58	76	0,125	0,139	0,084	14,64	11,28	2,4	103 6	180* 236**	109 1
3	1,2 2	0,254	0,637	57	65	0,104	0,110	0,079	12,07	10,42	2,9	829	158* 180**	852
4	0,9 1	0,274	0,737	76	81	0,129	0,130	0,077	11,35	10,74	3,4	900	184* 196**	912
5	0,6 6	0,241	0,800	82	77	0,131	0,119	0,074	10,14	10,41	3,9	750	170* 160**	740
Предложенный режим натяжений: $\Sigma W=4115$ кВт; $k_q=0,17$; $\Delta \Sigma N=286$ кВт; $\Delta \Sigma W/\Sigma W_{действ}=6,5$ %														
1	2,5 0	0,293	0,293	60	155	0,269	0,333	0,093	15,57	7,64	1,9	398	216* 559**	741
2	1,7 7	0,312	0,514	132	183	0,283	0,331	0,083	14,16	9,18	2,4	876	409* 567**	103 4
3	1,2 2	0,254	0,637	164	196	0,297	0,329	0,077	11,40	7,97	2,9	710	455* 544**	798
4	0,9 1	0,274	0,737	181	206	0,304	0,329	0,075	10,65	8,24	3,4	790	438* 498**	851
5	0,6 6	0,241	0,800	196	77	0,312	0,328	0,073	9,75	8,95	3,9	937	405* 159**	691
Прокатке полосы 0,8x1020 мм из подката 2,7x1020 мм (сталь 1кп) [$\sigma_T=260+13,3(100\epsilon)^{0,73}$; $t_{он}=40$ °C; $t_{ов}=55$ °C; $R_z=1,0$ МКМ; $t_{охл}=40$ °C]														
Действующий режим прокатки: $\Sigma W_{действ}=3085$ кВт														
№ кл	h_0 , мм	ϵ	ϵ_Σ	q_0 , Н/мм ²	q_1 , Н/мм ²	q_0/σ_{T0}	q_1/σ_{T1}	f	l_c , мм	P_c , МН	V_c , м/с	W_c , кВт	$W_{мот}$, кВт	$W_{\Sigma П}$, кВт
1	2,7 0	0,296	0,296	15	69	0,060	0,179	0,094	16,28	8,55	1,9	603	58* 268**	813
2	1,9 0	0,298	0,506	63	82	0,163	0,184	0,082	14,20	8,47	2,4	832	214* 279**	897
3	1,3 3	0,185	0,597	61	70	0,137	0,149	0,075	10,41	6,54	2,9	495	203* 233**	525
4	1,0 9	0,163	0,663	82	84	0,175	0,172	0,072	9,25	5,85	3,5	466	274* 281**	473
5	0,9 1	0,13	0,707	86	80	0,176	0,160	0,069	8,17	5,28	4,0	397	283* 263**	377
Предложенный режим натяжений: $\Sigma W=2946$ кВт; $k_q=0,15$; $\Delta \Sigma W=140$ кВт; $\Delta \Sigma W/\Sigma W_{действ}=4,5$ %														
1	2,7 0	0,296	0,296	68	129	0,270	0,332	0,093	15,95	6,95	1,9	519	264* 500**	755
2	1,9 0	0,298	0,506	110	148	0,283	0,330	0,082	13,91	7,28	2,4	737	374* 504**	866
3	1,3 3	0,185	0,597	133	155	0,297	0,328	0,074	10,00	5,29	2,9	427	443* 516**	501
4	1,0 9	0,163	0,663	143	161	0,303	0,328	0,071	8,87	4,85	3,5	397	478* 538**	457
5	0,9 1	0,13	0,707	151	80	0,308	0,159	0,069	8,00	4,80	4,0	600	496* 263**	367

* – мощность задней (разматывающей) моталки, кВт; ** – мощность передней (наматывающей)

При расчете энергетически выгодных режимов натяжений на одноклетьевых реверсивных станах сначала определяют оптимальную величину заднего относительного удельного натяжения, пользуясь моделью (2). Далее, зная q_0/σ_{T0} , по выражению (3) рассчитывают оптимальное значение переднего относительного удельного натяжения q_1/σ_{T1} , а следовательно и оптимальное соотношение между

натяжениями q_0/σ_{T0} и q_1/σ_{T1} . Рассчитанные таким образом значения относительных удельных натяжений позволяют минимизировать потребляемую мощность при холодной прокатке на реверсивных станах.

Пользуясь изложенным подходом, в таблице 1 представлены результаты расчетов технологических параметров, включая мощности прокатки, для существующих и предлагаемых (энергосберегающих) режимов натяжений при холодной прокатке полос из низкоуглеродистых сталей размерами 0,5x1020 мм и 0,8x1020 мм на одноклетьевом реверсивном стане 1680 ОАО «Запорожсталь». Расчеты энергосиловых параметров при холодной прокатке осуществляли по методике, разработанной на кафедре обработки металлов давлением Национальной металлургической академии Украины (г. Днепропетровск) [1-3]. Анализ приведенных в таблице 1 данных показывает, что практикуемые на стане 1680 режимы натяжений характеризуются очень низким уровнем относительных удельных натяжений ($0,06 < q/\sigma_T < 0,18$). При этом изменение значений q_0/σ_{T0} и q_1/σ_{T1} по пропускам и их соотношение $q_0 \cdot \sigma_{T1} / (q_1 \cdot \sigma_{T0})$ в каждом пропуске имеют случайный характер, что не способствует минимизации мощности (расхода энергии) при холодной прокатке. Как следует из таблицы 1 при холодной прокатке полос 0,5x1020 мм и 0,8x1020 мм на реверсивном стане 1680 по предлагаемым режимам натяжений достигается уменьшение потребляемой мощности соответственно с 4401 кВт до 4115 кВт и с 3085 кВт до 2946 кВт, или на 6,5 и 4,5 %.

Выводы. Установлено, что наибольшее уменьшение потребляемой мощности при холодной прокатке с натяжением достигается при реализации процесса с отношением заднего относительного удельного натяжения к переднему относительному удельному натяжению меньше двух ($q_0 \cdot \sigma_{T1} / q_1 \cdot \sigma_{T0} < 2$). Усовершенствованы режимы натяжений на одноклетьевом реверсивном стане 1680, позволившие уменьшить потребляемую мощность при холодной прокатке на 6,5 и 4,5 %.

Литература

1. Василев Я.Д., Минаев А.А. Теория продольной прокатки. Учебник. – Донецк: УНИТЕХ, 2010. – 456с.
2. Василев Я. Д. Инженерная методика расчета температуры полосы при холодной прокатке // Производство проката, №6, 2012, С. 15-19.
3. Василев Я. Д. Методика расчета коэффициента трения при холодной прокатке с эмульсией на основе эмпирических зависимостей // Производство проката, №7, 2012, С. 2-7.

ВЕЙ СИНВЕНЬ, Л.С. МОЛЧАНОВ

Национальная металлургическая академия Украины

ВЫСОКОСТОЙКИЕ КОМПОЗИЦИОННЫЕ ОГНЕУПОРЫ ДЛЯ СОВРЕМЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ

На современном этапе развития мирового производства, особенно в сфере металлургии и литейного производства, значительно возрастает роль огнеупорных материалов. Это связано с особенностями функционирования высокотемпературного оборудования: стойкость огнеупорной футеровки определяет длительность эксплуатации всего комплекса технологического оборудования, которое испытывает интенсивное температурное, механическое и химическое влияние со стороны шлаковых, металлических расплавов и высокотемпературных газовых фаз [1, 2]. В последнее время широкое распространение в теплоэнергетике, цветной металлургии и стекольной промышленности получают композитные огнеупорные материалы обладающие повышенными эксплуатационными свойствами по сравнению с традиционными [4]. Наиболее низкочувствительным способом их производства является самораспространяющийся высокотемпературный синтез (СВС). В технической литературе композиционные огнеупорные материалы, полученные с применением технологии СВС принято называть СВС-огнеупорами [5].

Применение технологии СВС позволяет получать либо конечные изделия заданных геометрических размеров, либо полуфабрикаты в виде высокопористых, низкопрочных конгломератов или порошков. Изделия, получаемые путём прессования СВС-полуфабрикатов в условиях предприятий чёрной металлургии малоприменимы, так как их производство требует задействования специального оборудования. Более предпочтительными являются изделия заданных геометрических размеров. Помимо высокостойких огнеупорных изделий, полученных методом СВС, для применения на предприятиях чёрной металлургии имеют также СВС-кладочные растворы, СВС-покрытия и жаростойкие пористые СВС бетоны (ЖСБ).

По литературным данным выполнен анализ эксплуатационных свойств и сфер применения, композиционных СВС-огнеупоров, результаты приведены в таблице 1 [3 – 8].

Согласно приведенным в таблицах 1 и 2 данным, наиболее подходящими СВС-огнеупорами, по температуре эксплуатации, являются керамики на основе VN и VN – TiV₂, они могут эффективно конкурировать с магнезитом, хромомagneзитом и периклазошпинелидом. СВС-кладочные составы, СВС-покрытия и прессованная муллитная СВС-керамика могут успешно применяться вместе с шамотными и диасовыми огнеупорами. Литая муллитная СВС-керамика и ЖСБ для непосредственной футеровки рабочих слоёв в высокотемпературных агрегатах неприменима, может использоваться как теплоизоляционный материал. Наиболее высокими прочностными характеристиками обладают СВС-огнеупоры на основе VN – TiV₂, они превосходят магнезит, хромомagneзит переклазошпинелид, а керамика

на основе BN – соответствует переклазошпенелиду. СВС-покрытия, литая муллитная СВС-керамика, прессованная муллитная СВС-керамика и ЖСБ по прочностным показателям значительно уступают магнетитовым, шамотным и хромомагнетитовым огнеупорам. СВС-покрытия и прессованная муллитная СВС-керамика обладают пористостью близкой к шамотным и диновым огнеупорам, поэтому их можно применять вместо них. В целом, можно отметить перспективность применения СВС-огнеупоров на основе BN и BN – TiB₂ в чёрной металлургии. Данные материалы могут эффективно использоваться для футеровки высокотемпературного металлургического оборудования, непосредственно контактирующего с металлическими и шлаковыми расплавами, взамен традиционных огнеупорных материалов.

Таблица 1

Свойства и сферы применения СВС-огнеупоров

Разновидность материала	Свойства материала			Сферы применения
	Температура эксплуатации, °С	Прочность, МПа	Пористость, %	
Огнеупорные СВС покрытия	от 1290 до 2000	от 18,5 до 31,5	от 14,0 до 20,0	Покрытие и ремонт огнеупорной футеровки в тепловых агрегатах
Кладочный СВС-состав Гамма – 3ХП	900 – 1770	15*	н/д	Сваривание огнеупорной футеровки тепловых агрегатов
Керамика на основе муллитовых структур прессованная литая	до 1800 до 1500	15-25 >15	13 - 16 20 - 30	Футеровка тепловых и высокотемпературных агрегатов
Композитные огнеупоры на основе: BN BN – TiB ₂	до 2000 до 2000	80 85	н/д н/д	Футеровка высокотемпературного оборудования в цветной металлургии
ЖСБ	от 1200 до 1400	от 5,0 до 1,7	65 - 75	Теплоизоляция энергетических агрегатов

* – для кладочных СВС-составов приведен предел прочности сцепления с огнеупором, МПа; н/д – нет данных

В таблице 2 приведены эксплуатационные характеристики и сферы применения традиционных огнеупорных материалов [9 – 10].

Таблица 2

Эксплуатационные характеристики и сферы применения традиционных огнеупоров

Разновидность материала	Свойства материала			Сферы применения
	Температура эксплуатации, °С	Прочность, МПа	Пористость, %	
Шамот	до 1730	9,8 – 68,2	14	Футеровка металлургического оборудования, которое непосредственно контактирует с жидкими металлическими и шлаковыми расплавами
Динас	до 1730	24,5 – 29,4	20	
Магнетит	до 2000	29,4 – 49,0	13,5	
Хромомагнетит	до 2000	20 – 50	24	
Периклазошпинелид	до 2000	40 – 80	15	

В ходе проведения дальнейших лабораторных исследований экспериментальным путем были получены опытные образцы композиционных огнеупорных материалов методом СВС, основными компонентами которых являются BN, Al₂O₃ и Al₂TiO₅. Их основные эксплуатационные свойства приведены в таблице 3.

Таблица 3

Основные технологические свойства композитных огнеупорных материалов

Свойство	Единицы измерения	Значение
Механическая прочность	МПа	85 - 90
Огнеупорность	°С	2000
Термостойкость	термоциклы	6 - 9
Пористость	%	5 - 7
Шлакоустойчивость*	—	1,5 - 1,9

* - шлакоустойчивость определяли в сравнении с периклазоуглеродистыми плавными огнеупорами (принята за 1).

С целью оценки эффективности разработанной композиционной керамики проведен анализ по возможности её применения в составе огнеупорной футеровки кислородного конвертера. Стойкость определённых зон футеровки конвертера в значительной мере зависит от технологических свойств огнеупорных материалов, анализ факторов, влияющих на стойкость наиболее изнашиваемых участков футеровки представлен в таблице 4.

Таблица 4

Факторы, влияющие на различные зоны футеровки кислородного конвертера

Зона / узел футеровки	Факторы влияющие на стойкость	Источники
Лёточный узел	Взаимодействие со шлакометаллической эмульсией и окислительной газовой фазой; истирающее действие струи жидкого металла; резкое изменение температуры.	[11]
Надцапфенные зоны	Взаимодействие со шлакометаллической эмульсией и окислительной газовой фазой.	[12]
Шлаковый пояс	Воздействие высокотемпературных шлаковых и металлических расплавов.	[13]
Околоцапфенные зоны	Воздействие шлаковых расплавов; взаимодействие с окислительной газовой фазой.	[14]

Учитывая тот факт, что на различные зоны футеровки воздействуют различные факторы, то равномерность износа футеровки может быть достигнута путём её утолщения и изменения типа огнеупорного материала в различных зонах. Повышение толщины футеровки является неприемлемым, так как приводит к снижению полезного объёма агрегата, его производительности, возрастанию расходов огнеупоров. Выходом из сложившейся ситуации является применение в быстро изнашивающихся зонах высокостойких огнеупорных материалов новых видов. К таковым относятся композиционные огнеупоры, содержащие BN. Исходя из изложенного, разработана модель рабочего слоя высокостойкой футеровки для кислородных конвертеров (рис. 1).

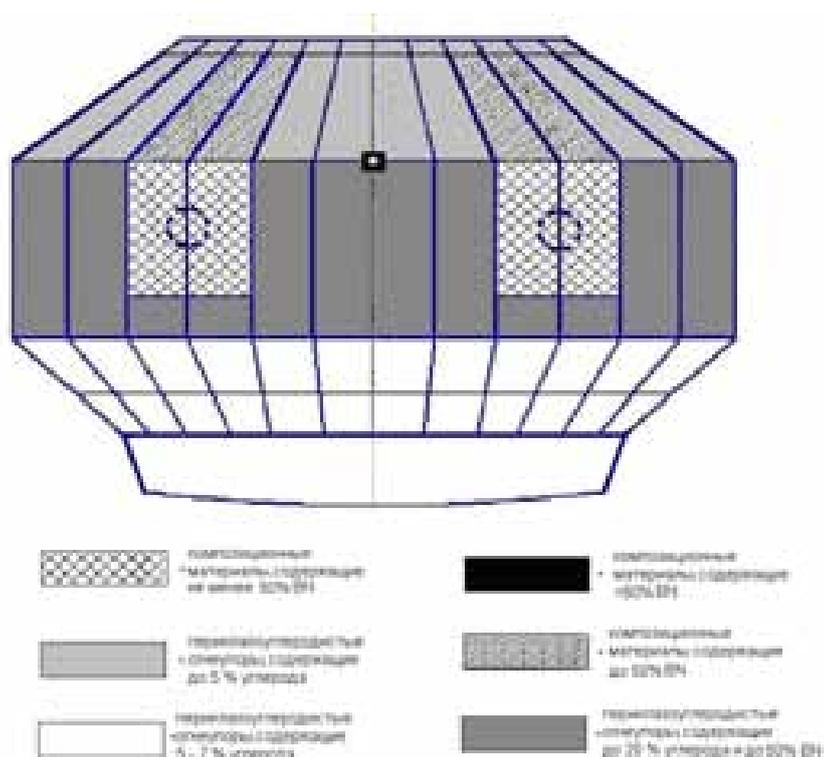


Рис. 1. Модель дизайна рабочего слоя высокостойкой футеровки кислородного конвертера с использованием композиционных огнеупоров

В соответствии с ней менее склонные к износу днище и участки футеровки нижнего конуса выполняются из традиционных периклазоуглеродистых огнеупоров, а участки, более склонные к разрушению, предлагается футеровать композиционными огнеупорными материалами, содержащими BN.

Выводы

В ходе проведения исследования проанализированы эксплуатационные характеристики огнеупорных материалов. Установлено, что композиционные огнеупорные материалы содержащие BN и TiB₂ обладают повышенными огнеупорными характеристиками. Разработана модель дизайна футеровки

рабочего слоя кислородного конвертера обладающую стойкостью в 1,5 – 2 раза выше в сравнении с периклазоуглеродистой.

Литература

1. Бойченко Б.М., Охотський В.Б., Харлашин П.С. Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкції агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія: Підручник. – Дніпропетровськ: РВА“Дніпро-ВАЛ”, 2006. – 456с.
2. Основы металлургийного виробництва металів і сплавів: Підручник/ Д.Ф. Чернега, В.С. Богушевський, Ю.Я. Готвянський. – К.: Вища школа, 2006. – 503с.
3. Владимиров В.С., Карпухин И.А., Мойзис С.Е. Физико-химические и технологические особенности создания огнеупоров нового поколения/ Новые огнеупоры 2003, №8 С. 40 – 47.
4. Абдул-Фаттах О.А., Филонов М.Р. СВС-огнеупорные керамические материалы/ Известия вузов. Цветная металлургия 2002, №5 С. 69 – 75
5. Левашов Е.А., Рогачёв А.С., Юхвид В.И., Боровинская И.П. Физико-химические и технологические основы самораспространяющегося высокотемпературного синтеза – М.: ЗАО“Издательство БИНОМ”, 1999. – 176с.
6. Владимиров В.С., Карпухин И.А., Мойзис С.Е. Новое поколение теплозащитных и огнеупорных материалов/ Торгово-промышленный еженедельник “По всей стране” 2002, №9 С.16 – 24.
7. Габаев Ж.А., Ларин А.В., Машнин А.С. Опыт применения огнеупорного СВС-мертеля Гамма-3ХП во вращающихся печах и стационарных тепловых агрегатах цветной и чёрной металлургии./ Огнеупоры и техническая керамика 1999, №8 С.48 – 49.
8. Абдул-Фаттах О.А., Филонов М.Р. СВС-огнеупорные керамические материалы/ Известия вузов. Цветная металлургия 2002, №5 С. 69 – 75.
9. Колпаков С.В., Старов Р.В., Смоктий В.В. Технология производства стали в современных конвертерных процессах. – М.: Машиностроение. – 1991. – 464с.
10. Рябчий М.М., Балакин В.Ф., Миронова Т.М. Чёрная металлургия. Сырьё, огнеупоры, продукция, расчёты. Справочник специалиста. – Днепропетровск: ИМА-пресс. – 2008. – 372с.
11. Пищида В.И., Бойченко Б.М., Кравец С.Н., Тарнавский М.С. Об износе сталевыпускных узлов конвертеров / V Miedzunarodowa Sesja Naukowa.- Seria Metalugia.- Czestochowa. - 2004. - № 32. - S. 28-33.
12. Нагорный А.П., Буга И.Д., Ковура А.Б. и др. Опыт эксплуатации периклазоуглеродистых огнеупоров в рабочей футеровки конвертеров / Огнеупоры и техническая керамика 1997, №12 С. 29-32.
13. Пищида В.И., Бойченко Б.М., Низяев К.Г., Кравец С.Н. Служба периклазоуглеродистых огнеупоров в шлаковом поясе конвертера / Новые огнеупоры 2005, №1 С. 29-31.
14. Пищида В.И., Бойченко Б.М., Величко А.Г., Тарнавский М.С. О механизме износа периклазоуглеродистых огнеупоров в конвертере / Металлургическая и горнорудная промышленность 2003, №8 С. 98-101.

А.М.КРИВОРУЧКО, С.В.КАДИЛЬНИКОВ

Национальная металлургическая академия Украины

ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПРОИЗВОДСТВА МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБ

Рассмотрены основные технологические схемы получения сварных труб большого диаметра. В процессе исследования возникающих сварочных напряжений и деформаций установлена концентрация напряжений и деформаций в зоне сварного шва и в зоне сплавления. Выявлены законы образования структурных изменений свариваемой кромки для любого момента времени.

Ключевые слова: магистральные трубы, остаточные напряжения, предел текучести, сварной шов, деформация, метод конечных элементов.

Все магистральные трубы изготавливают только по сварной технологии, которая основана на двух основных процессах - деформирования со сваркой продольной шва и деформирования со сваркой спирального шва. Сварное прямошовное производство позволяет изготавливать 1420 -миллиметровые трубы с толщиной стенки до 32 миллиметров. Сварное производство на основе спирального шва дает возможность получить 2520 - миллиметровые трубы с толщиной стенки в 25 миллиметров. В свою очередь, производство труб большого диаметра прямошовного типа подразумевает использование двух сварочных технологий. Размеры от 159 и до 426 миллиметров производят только методом прямошовной сварки высокочастотными токами, а изделия с диаметром от 530 и до 820 миллиметров изготавливаются по прямошовным технологиям с использованием дуговой сварки в среде инертных газов. Производство магистральных труб большого диаметра по технологии спиральной стыковки швов затрагивает весь сортament подобной продукции: используя скручивание и сварку по спирали, можно получить и 159 - миллиметровые и 820 - миллиметровые трубы.

Трубы больших диаметров изготавливаются из трех-четырёх типов стали, а именно:

- с «классической» конструкционной стали с нормированными механическими свойствами - калиброванный прокат из стали марок 10, 15, 20 и далее до 50 марки;
- из углеродистой стали с низким содержанием легирующих элементов - стальной прокат листового типа, произведенный из марок Ст0, Ст3, Ст4, а иностранные марки такой стали (по стандарту EN 10025) маркируются аббревиатурой S185 или S195;
- из углеродистой стали обыкновенного качества: стальной прокат с толщиной листа более 25 миллиметров, произведенный из марок ВСтЗсп, ВСтЗ и их аналогов.

Современное производство сварных труб большого диаметра отличается разнообразием технологических схем получения труб и системами контроля качества готовой продукции. Для получения электросварных труб большого диаметра применяют технологические схемы: прямошовные трубы с формовкой на прессах, на вальцах; двухшовные трубы; спиралешовные трубы. Электросварные прямошовные трубы изготавливают на прессах за один проход (схема UOE) или на прессе с шаговой формовкой (схема JCO). По технологической схеме изготовления прямошовных труб большого диаметра на прессах за один проход (ТЭСА 1020) формовка трубы происходит на трех прессах. Сначала формируются кромки листа на кромкогибочном прессе, далее на прессе предварительной формовки происходит формовка листа с подогнутыми кромками в U-образную заготовку, затем на прессе окончательной формовки заготовка преобразуется в O-образную. По технологической схеме изготовления прямошовных труб большого диаметра на прессах с шаговой формовкой лист с подогнутыми кромками (ТЭСА 1420) формируется в O-образную заготовку на одном прессе. Трубы большого диаметра получают по схеме производства спиралешовных труб, производство идет по непрерывной схеме: в формовочно-сварочном стане происходит сборка трубы и сварка. С целью повышения долговечности работы трубопровода, трубы должны быть изготовлены из стали X90 и быть длиной 12,5 метров.

Применение труб класса прочности X90 позволяет обеспечивать требуемые эксплуатационные свойства без существенного увеличения толщины стенки труб. Однако сварка, наряду с преимуществами, обладает и некоторыми недостатками, к числу которых можно отнести возникновение остаточных напряжений и деформаций в зоне термического влияния. В связи с разупрочнением участка околошовной зоны. Окончательное формирование сварочных напряжений происходит после завершения процесса сварки и освобождения сварной конструкции от закреплений. Вместе с этим происходит перераспределение напряженно-деформируемого состояния, возникают остаточные деформации и вследствие этого перераспределяются и внутренние напряжения конструкции, при этом выделяют несколько причин образования внутренних остаточных напряжений [1]:

1. Локальный неравномерный нагрев металла. В процессе сварки, в результате местного нагрева металла и его последующего охлаждения, в сварном соединении образуется неравномерное температурное поле, возникают сжимающие и (или) растягивающие термические внутренние напряжения, величина которых зависит главным образом от температуры нагрева, коэффициента линейного расширения и теплопроводности свариваемого металла. При этом, когда величина внутренних напряжений достигнет уровня предела текучести, в металле начнут происходить пластические деформации, приводящие к изменению формы и размеров свариваемого изделия и возникновению остаточных напряжений.

2. Неравномерные структурные превращения в металле. При сварке конструкций из углеродистых и легированных сталей при нагреве выше критических температур могут возникнуть напряжения, обусловленные фазовыми превращениями с изменением типа кристаллической решетки и образованием фазы, обладающей большим удельным объемом и другим коэффициентом линейного расширения.

3. Литейная усадка наплавленного металла. При охлаждении и затвердевании расплавленного металла шва происходит его усадка. Это объясняется тем, что при затвердевании увеличивается плотность металла, в результате чего его объем уменьшается, в сварном соединении возникают продольные и поперечные внутренние напряжения. В результате продольной усадки в соединении возникает деформация в продольном направлении относительно оси шва, а поперечная, как правило, вызывает угловые деформации.

В процессе исследования возникающих сварочных напряжений и деформаций, устанавливается закон распределения температуры свариваемой кромки для любого момента времени в зависимости от мощности источника и скорости его перемещения. Далее, на основании построенной температурной кривой и гипотезы плоских сечений, находят как временные, так и остаточные напряжения и деформации для данного поперечного сечения [2]. В связи с интенсивным развитием вычислительной техники стало возможным выполнение любых расчетов, в том числе и определение остаточных сварочных напряжений. В настоящее время на передний план выходят более универсальные методики, характеризующиеся простотой задания исходной информации. В основе таких методик лежит, в частности, метод конечных элементов, позволяющих решить данную задачу (ANSYS, ABAQUS, SYSWELD) [2].

Для предупреждения напряжений и деформаций при сварке применяются конструктивный и технологический способы. Конструктивный способ основан на рациональном конструировании сварных узлов и включает следующие мероприятия [3]:

1. Назначение минимальных сечений сварных швов (по условиям прочности) для уменьшения объемов, в которых протекают пластические деформации.
2. Избегание чрезмерных скоплений и пересечений сварных швов для уменьшения плоскостных и объемных напряжений, особенно в конструкциях, воспринимающих ударную и переменную нагрузку.

3. Расположение сварных швов симметрично центру тяжести изделия с целью взаимного уравновешивания возникающих изгибающих моментов.

4. Применение преимущественно стыковых швов, являющихся менее жесткими и характеризующихся меньшей концентрацией силовых напряжений по сравнению с угловыми швами.

5. Избежание применения накладок, косынок и т.п., ведущем к увеличению плоскостных деформаций.

6. Применение вспомогательных элементов в виде ребер жесткости с целью предотвращения потери устойчивости элементов и образования выпучиваний в пространственно-развитых конструкциях коробчатого сечения. Для уменьшения поперечной усадки ребра жесткости необходимо располагать так, чтобы при сварке нагреву подвергались одни и те же места основного металла.

7. Добавление к номинальным размерам детали припусков на усадку, равным усадке металла для уравновешивания деформаций.

8. Расположение сварочных швов таким образом, чтобы оно не мешало механизации сварочных работ.

В результате исследования были получены следующие результаты: – наибольшая концентрация напряжений и деформаций возникает в зоне сварного шва и в зоне сплавления, при этом эквивалентные остаточные напряжения (по Мизесу) достигают предела текучести. – уровень остаточных окружных напряжений при сварке без подогрева превышает предел текучести металла шва на 21%. – в случае сварки с предварительным подогревом величина максимальных эквивалентных и окружных напряжений снижается по сравнению со сваркой без подогрева на 15% и 17,5% соответственно, за счет больших пластических деформаций в сварном шве (увеличение на 9,8%). Выявлено, что глубина структурных изменений, измельчение основных структурных составляющих низкоуглеродистой ферритно-перлитной стали 12Х1МФ происходит для основного металла до 150 мкм, в металле шва до 60-70 мкм и в зоне термического влияния до 240 мкм, что в целом повышает твердость сварного соединения на 25-30 %.

Литература

1. Ватин Н.И., Синельников А.С. Большепролетные надземные пешеходные переходы из легкого холодногнутого стального профиля // Строительство уникальных зданий и сооружений. 2012. № 1. С. 47- 52.

2. Игнатъев А. Г., Зарезин А. А. Метод измерения остаточных сварочных напряжений // «Сварка-контроль. Итоги XX века». Сб. докл. 19 н.-т. конф. Сварщиков Урала. Челябинск: ЦНТИ. 2000. С. 159-161.

3. Колесников Я. А., Ямилев М.З., Фазылов М.Р. Численное моделирование сварного соединения из стали 15х5м и оценка его напряженно-деформированного состояния // Сборник научных трудов. Уфа. 2008. С. 135-151.

А.С. ЛАНТУХ, С.В. ЖУРАВЛЕВА, В.С. МАМЕШИН
Национальная металлургическая академия Украины

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ ШЛАКОВОГО РЕЖИМА НА ПОКАЗАТЕЛИ УДАЛЕНИЯ СЕРЫ В АГРЕГАТЕ КОВШ-ПЕЧЬ

Получены математические модели совместного влияния состава шлака и температуры на показатели десульфурации металла в агрегате ковш-печь (АКП). Определены основные режимы обработки металла в АКП, при которых обеспечивается высокая степень десульфурации, это позволяет увеличить выход годной стали на 0,29 %. Снижение содержания серы в металле до 0,005 – 0,009 %, позволяет повысить качество металлопродукции, и играет важную роль в повышении ее конкурентоспособности.

The mathematical model of the joint effect of the slag composition and temperature on the desulfurization performance of the metal in the ladle furnace (LF), were found. The basic modes of the metal processing in the LF, which allows increasing of desulfurization, efficiency and increasing the yield on 0.29%, were found. Reduce of the sulfur content in the metal to 0.005 - 0.009%, allows improving the steel quality, and plays important role in increase of its competitiveness.

Ключевые слова: многофакторный анализ, десульфурация, агрегат ковш-печь, внепечная обработка

Постановка проблемы. Технология внепечной обработки стали является неотъемлемой составляющей комплекса процессов и операций получения жидкой стали широкого сортамента и в, первую очередь, сталей высококачественных и специального назначения. Внепечное рафинирование и доводка стали в агрегатах ковш-печь по праву занимает лидирующее положение в цепи технологий внепечной обработки стали, в том числе с целью снижения содержания серы [1]. В то же время не вся практика внепечной обработки стали в АКП является рациональной, что можно объяснить недоработками в части теоретических и экспериментальных исследований, степени технологической завершенности реализуемого процесса. Такая ситуация является сдерживающим фактором и не способствует расширению сортамента выплавляемых сталей, производству стали высокого и особо высокого качества, а также наиболее экономичному освоению технологий рафинирования стали.

Постановка задачи. Целью работы является исследование совместного влияния на показатели десульфурации ряда технологических факторов: основности, окисленности, состава шлака и температуры, а также разработка рационального шлакового режима обработки металла на агрегате ковш-печь.

Изложение основных материалов исследования. В ходе проведенных исследований проанализировано влияние основных технологических факторов на процесс удаления серы при внепечной обработке металла на агрегате ковш-печь. Исследования проводили в АКП с емкостью ковшей 60 и 250 т. В первом варианте металл выплавляли в электросталеплавильной печи, во втором случае – в конвертере. В обоих случаях проводили обработку спокойных марок сталей. Температура металла после обработки соответствовала условиям непрерывной разливки и составляла порядка 1580 – 1610 °С. Для определения степени влияния основных факторов на показатели процесса десульфурации в ходе работы были получены модели множественной линейной регрессии. В качестве показателя процесса удаления серы использовали фактический коэффициент распределения серы между металлом и шлаком: $L_s^{\text{ф}} = (S)/[S]$ [2,3].

В ходе исследований определено, что значительное положительное влияние на процесс удаления серы оказывает количество извести, применяемой для обработки. Коэффициент распределения серы между металлом и шлаком прямопропорционально увеличивается с ростом расхода извести (рис. 1), что связано как с увеличением массы всего шлака, его сульфидной емкости, так и с увеличением доли (CaO) в шлаке.

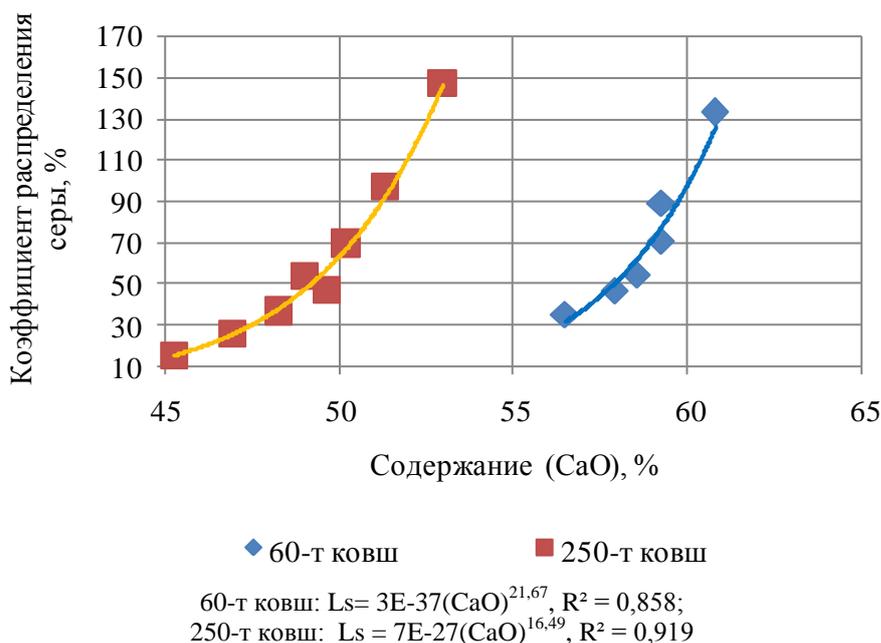


Рис. 1. Зависимость коэффициента распределения серы от содержания (CaO) в шлаке

Наиболее отрицательное влияние на процесс десульфурации оказывает содержание (FeO) и (MnO) в шлаке, их суммарное влияние на коэффициент распределения серы между металлом и шлаком показано на рисунке 2. Как видим, с ростом количества данных оксидов происходит резкое падение коэффициента распределения серы, что крайне негативно отражается на процессе удаления серы. Причиной отрицательного влияния оксидов железа и марганца является увеличение активности кислорода, что препятствует переходу серы из металла в шлак.

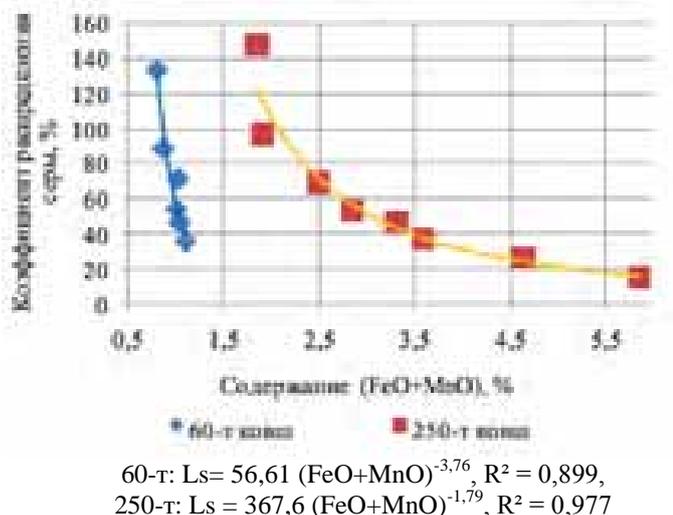


Рис. 2. Зависимость коэффициента распределения серы от содержания (FeO+MnO) в шлаке

Говоря о влиянии основных оксидов, содержащихся в шлаке на коэффициент распределения серы, следует отметить, что повышение содержания оксидов кремния, алюминия, железа и марганца снижают коэффициент распределения серы и отрицательно сказываются на процессе десульфурации металла в АКП [4]. Рост содержания окиси кальция и магния наоборот благоприятно влияют на процесс удаления серы. В ходе работы были выведены зависимости совместного слияния состава шлака и температуры, а также основности (В), окисленности (FeO) и температуры:

60-т ковш:

$$L_s = -46,237(\text{SiO}_4^{4-}) + 465,40(\text{Ca}^{2+}) + 135,896(\text{Mg}^{2+}) - 213,524(\text{AlO}_3^{3-}) - 533,0(\text{Fe}^{2+}) - 1446,71(\text{Mn}^{2+}) + 0,0169 T - 21,037; \quad (1)$$

$$L_s = 47,066 B - 22,871(\text{FeO}) + 0,0197 T + 92,447; \quad (2)$$

250-т ковш:

$$L_s = -53,374 (\text{SiO}_4^{4-}) + 454,275 (\text{Ca}^{2+}) + 196,2 (\text{Mg}^{2+}) - 270,52(\text{AlO}_3^{3-}) - 628,7(\text{Fe}^{2+}) - 1897,7(\text{Mn}^{2+}) + 0,0107 T - 66,38. \quad (3)$$

$$L_s = 59,889 B - 13,054(\text{FeO}) + 0,0436 T + 30,984. \quad (4)$$

Анализируя уравнения множественной корреляции, определили, что значимость коэффициентов корреляции располагается в следующей последовательности:

- для условий обработки на АКП емкостью 60 т: (Ca²⁺), (SiO₄⁴⁻), (Mg²⁺), (Fe²⁺), (Mn²⁺), (AlO₃³⁻), температура.

- для условий обработки на АКП емкостью 250 т: (SiO₄⁴⁻), (Ca²⁺), (Fe²⁺), (Mn²⁺), (Mg²⁺), (AlO₃³⁻), температура.

Следует отметить, что в исследуемом интервале температур, коэффициент распределения серы между металлом и шлаком имеет слабую зависимость от температуры [5,6].

Таблица 3

Рекомендации по режимам обработки металла на АКП

Т, °С	Химический состав шлака, %						
	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	B
1600 – 1620	18,5 – 20,5	56,5 – 60,5	7,5 – 10,0	3,2 – 3,9	0,2 – 0,5	0,1 – 0,4	2,65 – 2,95
Технологические параметры обработки							
Емкость ковша, т	Время обработки, мин	Интенсивность продувки Ar, м ³ /мин		Расход Ar, м ³ /т			
60	30 – 45	0,245 – 0,345		0,20 – 0,30			
250	45 – 60	0,350 – 0,450		0,080 – 0,110			

Определены основные режимы обработки металла в АКП, при которых достигается максимальная степень десульфурации (таблица 3). Рекомендуемое время обработки металла для ковшей разной емкости определяли с учетом времени, необходимого для гомогенизации металлической ванны, усреднение химического состава, температуры, полноты протекания процессов десульфурации, а также согласования работы сталеплавильного агрегата и машины непрерывного литья заготовки.

Выводы. Получены математические модели совместного влияния состава шлака и температуры на показатели десульфурации металла в агрегате ковш-печь. Предложенные режимы обработки позволяют увеличить выход годной стали на 0,29 % (за счет уменьшения количества шлака, снижения потерь металла) и повысить качество металла за счет снижения количества серы в металле до 0,005 – 0,009 %.

Литература

1. Агрегат внепечной обработки стали как средство создания современной технологической схемы производства стали [Текст] / М.П. Галкин, В.С. Римкевич, С.А. Иодковский и др. // Бюл. Ин-та «ЦНИИ «Черметинформация». – 1997. – № 9– 10. – С. 41 – 42.
2. Казачков, Е.А. Расчеты по теории металлургических процессов [Текст] / Е.А. Казачков. – М.: Металлургия, 1988. – 288 с.
3. Теорія металургійних процесів [Текст]/ В.Б. Охотський, О.Л. Костьолов, В.К. Сімонов та ін.– К.: ІЗМН, 1997. – 512 с.
4. С.В. Журавлева, В.С. Мамешин. Исследование совместного влияния показателей шлакового режима на процесс удаления серы в агрегате ковш-печь //Сборник трудов XXXXII Международной научно-технической конференции молодежи ОАО «Запорожсталь». – 2015. – С – 31 – 32.
5. Самарин, А.М. Равновесие распределения серы между металлом и шлаком с точки зрения ионной природы шлаков [Текст]/ А.М. Самарин, М.И. Темкин, Л.А. Шварцман // ЖФХ, 1946, – № 20. – С. 111 – 123.
6. Охотский, В.Б. Модели металлургических систем [Текст] / В.Б. Охотский.– Днепропетровск: «Системные технологии», 2006. – 287 с.

ИЗУЧЕНИЕ КАТАЛИТИЧЕСКОЙ АКТИВНОСТИ КОМПЛЕКСОВ RE (V) В РЕАКЦИЯХ ОКИСЛЕНИЯ

Оксиды рения наиболее широко используются в радиомедицине. Поэтому, имеет большой интерес соединения содержащие в молекулах сильно влияющие полярные группы Re=O. Оригинальные методы синтеза органических лигандов различных видов, изучение структуры и свойств, а также введение радио диагноза и развития терапии для проектирования новых препаратов в области соединения комплексов рения был фундаментальным вкладом в знания.

В качестве модельной реакции сульфидпероксидазной активности фермента исследовали каталитическое действие полученных нами наиболее стабильных к действию водных растворов комплексов в реакции окисления метилфенилсульфида до сульфоксидов и далее сульфонов.

Окисление метилфенилсульфида проводили с использованием в качестве катализаторов комплексов $[ReOL^1_2Br(SCN)_2]$, $[ReOL^1_2Cl(SCN)_2]$ и $[ReOL^2_2Cl(SCN)_2]$ при комнатной температуре. В данных соединениях органические лиганды: L^1 - 4-метилмидазол-2-тиол, L^2 - N-метилбензимидазол-2-тиол. Для этого к ацетонитрильному раствору метилфенилсульфида прибавляли перекись водорода, катализатор. Реакцию вели 3 часа, за ходом реакции следили с использованием высокоэффективной жидкостной хроматографии. Реакция окисления метилфенилсульфида:

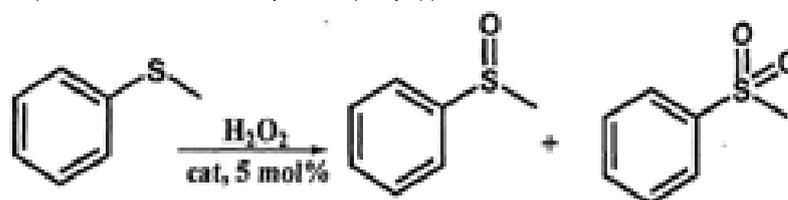


Рис. 1. Реакция окисления метилфенилсульфида

При окислении метилфенилсульфида образуется смесь метилфенилсульфооксида и метилфенилсульфона с максимальной конверсией 81% для комплекса состава $[ReOL^1_2Br(SCN)_2]$, 91% для комплекса состава $[ReOL^1_2Cl(SCN)_2]$, и 68% для $[ReOL^2_2Cl(SCN)_2]$ и селективно реакция протекает для комплексов состава $[ReOL^1_2Br(SCN)_2]$ 93%, $[ReOL^1_2Cl(SCN)_2]$ - 98% и $[ReOL^2_2Cl(SCN)_2]$ 88%. Комплексы не только улучшают конверсию, но и обеспечивают селективность реакции в получении сульфоксида. Результаты проведенных исследований приведены на рис. 2. Скорость протекания реакции (моль продукта/моль кат. в час) составляет 30 для комплекса $[ReOL^1_2Br(SCN)_2]$, 28 - $[ReOL^1_2Cl(SCN)_2]$ и 31 для $[ReOL^2_2Cl(SCN)_2]$.

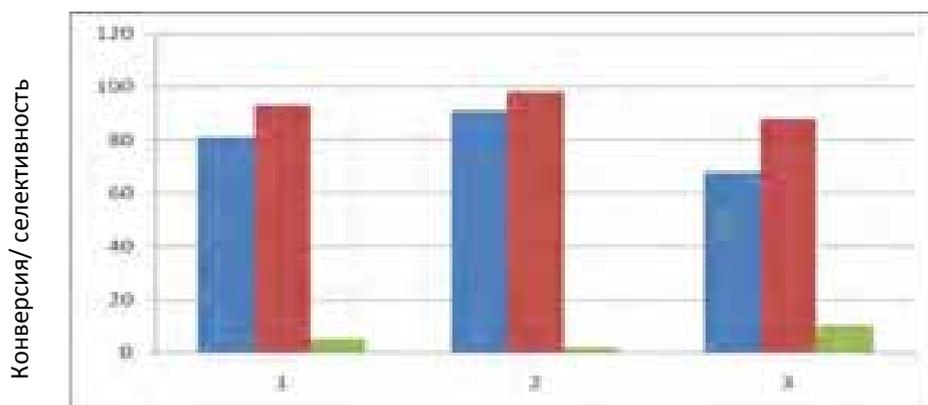


Рис. 2. Диаграмма, показывающая выход конверсии метилфенил сульфида и селективность с предпочтением сульфоксида и сульфона

Возможный механизм катализа реакции приведен на рис. 3.

Окислительный комплекс вследствие образования с перекисью водорода пергидратной реакционноспособной частицы, реагирует с молекулой метилфенилсульфида, атом серы которой является электроннообеспеченным. В результате электрофильного окисления образуется сульфоксид.

После работы с окислением метилфенилсульфида нас заинтересовал процесс окисления стирола.

В качестве модельной каталитической реакции эпоксирирования алкенов мы использовали реакцию взаимодействия стирола с перекисями, в присутствии ренийевых катализаторов, которые проявили наибольшую устойчивость к воздействию гидролиза. Для этого мы использовали следующие соединения: $[ReOL^2_2Br(SCN)_2]$, $[ReOL^1_2Br(SCN)_2]$, $[ReOL^1_2Cl(SCN)_2]$, $[ReOL^1_2Br(SCN)_2]$.

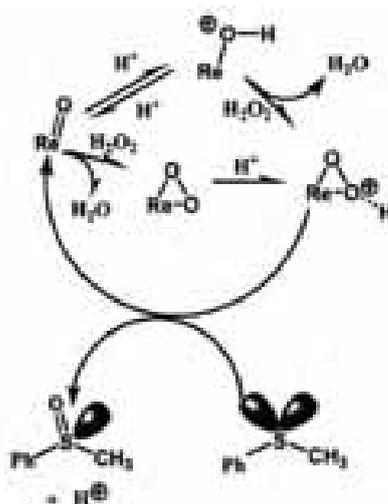


Рис. 3. Предполагаемый механизм окисления метилфенилсульфида

Основными продуктами окисления стирола являются окись стирола, бензальдегид, бензойная кислота и 1-фенилэтан-1,2-диол. В результате такого взаимодействия максимальная конверсия была получена с использованием в качестве катализатора комплекса состава $[\text{ReOL}^2_2\text{Cl}(\text{SCN})_2]$. В таблице приведены данные конверсии стирола и селективность для различных продуктов окисления через 6 часов после начала реакции.

Таблица

Данные по конверсии стирола и селективность для различных продуктов окисления через 6 часов после начала реакции (*t*-BuOOH – третбутил гидропероксид)

Катализатор	Окислитель	Конверсия (%)	A, ч ⁻¹	Продукт селективность			
				БА	ОС	БК	ФД
$[\text{ReOL}^1_2\text{Cl}(\text{SCN})_2]$	H ₂ O ₂	51	8.5	90	5,5	0,5	4
$[\text{ReOL}^1_2\text{Br}(\text{SCN})_2]$	H ₂ O ₂	55	7.6	74	11	9	6
$[\text{ReOL}^2_2\text{Cl}(\text{SCN})_2]$	H ₂ O ₂	59	0.5	82	10	5	3
$[\text{ReOL}^2_2\text{Br}(\text{SCN})_2]$	H ₂ O ₂	10	0.2	52	41	5	2
$[\text{ReOL}^1_2\text{Cl}(\text{SCN})_2]$	<i>t</i> -BuOOH	20	2.5	52	47	1	-
$[\text{ReOL}^1_2\text{Br}(\text{SCN})_2]$	<i>t</i> -BuOOH	31	4.3	50	43	5	2
$[\text{ReOL}^2_2\text{Cl}(\text{SCN})_2]$	<i>t</i> -BuOOH	35	5.1	53	37	8	2

Как видно из таблицы, более селективно протекает реакция с использованием $[\text{ReOL}^1_2\text{Br}(\text{SCN})_2]$, выход продукта составляет 8,5 г/моль ч. Хочется отметить, что использование всех катализаторов приводит к преимущественному получению бензальдегида (50-90%). Наибольшая селективность реакции получения окиси стирола наблюдается при использовании в качестве катализаторов $[\text{ReOL}^2_2\text{Br}(\text{SCN})_2]$ и $[\text{ReOL}^1_2\text{Br}(\text{SCN})_2]$, третбутил гидроперекиси, в качестве окислителя.

Условия реакции: стирол (0,51 г, 5 ммоль), катализатор $[\text{ReOL}^1_2\text{Br}(\text{SCN})_2]$ (20 мг, 5 моль%), температура 80°C, CH₃CN (25 мл).

Таким образом, проведенные нами исследования показывают, что комплексы рения стереоселективно катализируют реакцию окисления стирола до окиси стирола.

Выводы :

1. Установлено, что выделенные соединения являются диамагнитными, что характерно для рения (V).
2. Показано, что комплексы рения катализируют реакцию окисления стирола с образованием преимущественно бензальдегида, и реакцию окисления метилфенилсульфида до сульфоксидов и сульфонов.

П.С. НАЗАРОВ

ООО «Омолонская золоторудная компания»

РАЗРАБОТКА И АТТЕСТАЦИЯ МЕТОДИКИ АТОМНО-АБСОРБЦИОННОГО АНАЛИЗА ЗОЛОТА И СЕРЕБРА В ТВЕРДЫХ ВЕЩЕСТВАХ МИНЕРАЛЬНОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ

Актуальность разработки данной темы возникла в связи с тем, что:

- в 2014 году руководством компании «Омолонская золоторудная компания» была поставлена задача - внедрить в Пробирно-аналитической лаборатории (далее ПАЛ) атомно-абсорбционный анализ

золота Геологоразведочных проб (далее ГРП).

- нет ни одной отраслевой комплексной методики Научного совета по аналитическим методам (далее НСАМ) одновременного определения золота и серебра атомно-абсорбционным методом.
- все основные отраслевые методики, разработанные еще в советские годы, устарели и отстали от современных возможностей приборов.
- существующие методы определения золота и серебра очень трудоемки, затратны и отягощены большим количеством операций, что в свою очередь значительно увеличивает погрешность получаемого результата анализа.

Цель - повысить производительность и одновременно улучшить метрологические характеристики выдаваемых результатов анализа путем создания методики одновременного без экстракционного определения золота и серебра.

Задачи:

- Разработать комплексную методику количественного химического анализа золота и серебра;
- Уменьшить случайную составляющую погрешности;
- Организовать и провести экспериментальную оценку количественных признаков показателей качества, обработать полученные статистические данные;
- Аттестовать новую методику КХА в Федеральном Государственном Унитарном Предприятии «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья имени Федоровского» (далее ВИМС);
- Оценить экономический эффект от внедрения методики в ПАЛ.

Нормативными документами устанавливаются требования к разработке и аттестации методик являются 563 ГОСТ и 205 ОСТ в которых регламентированы все этапы и рекомендации, необходимые для успешной аттестации методики.

Аттестацию и утверждение методики проводит «ВИМС». ВИМС же ходатайствует о внесении методики в Федеральный реестр.

Создание методики это кропотливый, трудоемкий и растянутый во времени процесс, требующий особого внимания, от которого зависит качество выдаваемых в будущем результатов.

Основные наиболее значимые вопросы, которые необходимо проработать при разработке методики:

- выбор метода и средств измерения;
- установление последовательности операций;
- организация и проведение эксперимента;
- установление нормативов контроля;
- разработка проекта документа;
- аттестация Методики количественного химического анализа (далее МКХА).

Эксперименты и апробация новой методики производились на реальных пробах с максимальным расшатыванием всех условий, влияющих на погрешность получаемого результата, таких как:

- время;
- оператор;
- средства измерения;
- реактивы;
- контроль точности с использованием стандартных образцов;
- межметодического контроль, с использованием другой альтернативной методики.

В качестве альтернативного метода для сравнения получаемых результатов использовался пробирный метод, признанный во всем мире в качестве реперного. В результате набралось большое количество статистических данных, которые мы обработали по всем критериям, рассчитали запасы точности и оценили полученные погрешности.

Из приведенных данных видно, что все результаты с удовлетворительным запасом точности соответствующий 3 категории методик выполнения измерений (далее МВИ).

Процедура экстракции, предлагаемая всеми отраслевыми МВИ, помимо увеличения времени и расхода реактивов, вносит дополнительную погрешность в окончательный результат измерения. Экстракция необходима для двух целей - это увеличения аналитического сигнала и селективного отделения анализируемого металла от мешающих элементов.

В качестве примера представлена методика НСАМ №131-С в которой 13 факторов вносящие систематические и случайные погрешности, 6 из них – это экстракция.

Наша методика предприятия содержит 7 факторов, влияющих на погрешность и как следствие вероятность возникновения случайных и систематических ошибок, уменьшается более чем на 30 %.

После написания текста методики, ее апробации и практического внедрения в работу на реальных пробах, была оценена экономическая составляющая проекта. Немаловажную роль, с экономической точки зрения, играет стоимость обслуживания атомно-абсорбционных спектрометров.

На представленном слайде видно, что стоимость расходных материалов и обслуживание атомно-абсорбционных спектрометров отличается на порядок, и в денежном эквиваленте составляет около двух миллионов рублей.

Стоит отметить, что спектрометр Квант-2АТ обладает лучшей чувствительностью по сравнению с АAnalyst 400. Согласно полученным результатам нижняя граница определения золота и серебра равна 0,20 грамма в тонне, четырехсотый же способен определять золото только от 0,5 грамм в тонне.

Одним из отличий, и немаловажным, с физической точки зрения, является тип пламени атомизации распыляемых растворов. Нами была осуществлена замена ацетиленового пламени на пропановое. И как следствие были уменьшены спектральные интерференции (помехи) и увеличена чувствительность.

Полный переход с пропана на ацетилен дал следующие плюсы:

- экономия ацетиленовых баллонов, которая в год составляет более одного миллиона руб.;
- улучшение условий труда в части фактора тяжести, так как что пустой, что полный ацетиленовый баллон весит более 80 кг.

При оценке внедренной методики по ее показателю производительности были получены следующие данные: для анализа 36 проб по 131 методике исполнителю необходимо потратить 9 часов своего рабочего времени, по 130 методике – 8 часов. Это достаточно продолжительный период времени учитывая то что по одной и той же пробе необходимо сделать анализ на золото и серебро. Наша же методика предполагает выполнение измерения 36 проб по определению золота и серебра за 6 часов.

Сокращение времени анализа тянет за собой экономию трудозатрат, что в свою очередь повышает производительность исполнителя анализа в пересчете на реальные пробы. По данным представленным ПЭО экономия трудозатрат по разработанной методике за 2015 год составит два с половиной миллиона руб. в год, а это экономия, если сравнивать с двумя выше озвученными методиками, равная 40 %.

Параллельно в связи с переходом на одну комплексную методику мы получили экономию реактивов, которые необходимо было закупать для двух методик. Экономия денежных средств на реактивах по новой методике составит сто семьдесят тысяч в год или 68 % в отличие от ее предшественников.

При внесении изменений в метод анализа, удалось достичь улучшения условий охраны труда и промышленной безопасности. Первый и самый значительный шаг, с точки зрения взрывоопасности - отказ от ацетилена и переход на пропан, так как одной из отличительных особенностей ацетилена является его взрывоопасность. При взрыве 1 кг ацетилена выделяется примерно в два раза больше тепла, чем при взрыве 1 кг тротила.

Второй шаг - отказ от этапа экстракции, в процессе которой используется изоамиловый спирт, повлекшее улучшение воздуха рабочей зоны лаборанта, а так же это уменьшение отходов лаборатории – изоамиловый спирт относится к 3 классу опасности.

Подытоживая, необходимо отметить ключевые достижения проведенной работы:

- Методика разработана, внедрена и успешно используется в двух лабораториях;
- Методика аттестована 24 июля 2015 года ФГУП ВИМС и выдано свидетельство об метрологической аттестации (№255/2015-01.0015-2013);
- Экономический эффект от внедренных изменений в год равен шести миллионам рублей;
- Методика направлена в ФГУП «ВНИИМС» для внесения ее в Федеральный реестр Росстандарта. Методике в ближайшее время будет присвоен номер ФР.1.31.2015.XXXXX;
- Улучшены условия охраны труда и промышленной безопасности.

Таким образом, разработка и внедрение собственной методики позволила не только сэкономить денежные средства, улучшить условия труда, увеличить производительность, но и повысило значимость, стабильность и авторитет предприятия.

А.В. ПЛАСТОВЕЦ

Донецкий национальный технический университет, Украина

ПЕРЕРАБОТКА ШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИИ

Ключевые слова: шлак, металлургия, селективное измельчение, магнитное обогащение, кривые обогатимости, дробно-факторный эксперимент.

Введение. Отходы существующих действующих и закрытых производств создают техногенные объекты, чем наносят огромный вред окружающей среде, занимают огромные пространства земельных ресурсов. К таким отходам относятся терриконы шахт и углеобогатительных фабрик, отвалы отходов различных плавильных производств, шламоотстойники и илонакопители систем отчистки вод и воздушных потоков. Шлаковые отвалы металлургических производств являются одним из таких вредоносных факторов. Полномасштабное внедрение технологий по переработке отходов производств улучшит экологию нашего края, создаст новые предприятия приносящие доход, новые рабочие места и освободит огромные земляные площади.

Анализ исследований и публикаций. Анализ технологических способов переработки шлаковых отходов металлургии, предопределение основных параметров переработки и практические результаты позволили разработать технологическую схему, за основу которой взято постадиальное раскрытие и извлечение металлизированной фазы методом сухой магнитной сепарацией с варьированным градиентом магнитного поля [1, 2].

Существующие множественные технологические производства по переработке металлургических шлаков используют подготовительные процессы по раскрытию агрегатов, методы гравитационного, магнитного и специального (аэросепарация и аэроклассификация) обогащения, сортировки по крупности [3].

Объект и цель работы. Объектом исследований является гравитационно-магнитная сепарация мартеновских и доменных шлаков, селективный процесс раскрытия агрегатов «шлак-металлизированный королек».

Целью данной работы является определение взаимных связей параметров управления технологичностью процесса, разработка технологии по комплексной переработке шлаковых отходов металлургии.

Результаты исследований и экспериментов по переработке шлаковых отходов металлургического производства. Структуризация агрегатов металлургического шлака определяет его, как сложное сырье для переработки. Это обусловлено хаотичностью распределения вкраплений металлизированных частиц. Большие сложности создает разнородность этих металлизированных включений, что препятствует полному раскрытию сростков шлака и металлизированной фазы в операциях избирательного дробления и селективного измельчения.

Полнота раскрытия сростков способствует достижению максимального показателя извлечения полезного компонента и возможности получать продукты высокого качества.

Для этого проведен эксперимент исследования кинетики измельчения. Объектом эксперимента является подготовленный дробленый шлак до крупности 6 мм. Измельчение проводилось на шаровой мельнице полупромышленной установки. Процесс селективного измельчения проходил при каскадном режиме. Этот режим позволяет управлять процессом сокращения диаметра куска, влияя на шлаковую составляющую поверхности металлизированных частиц. В качестве мелющих тел использовались стальные шары крупность 10 мм. Работа мельницы оценивалась кинетическими характеристиками зависимости времени обработки материала и гранулометрическим составом. Измельченный продукт контролировался по крупности 100 мкм. Циркуляционной нагрузкой мельницы служит надрешетный продукт. На основе полученных данных был построен график оптимального времени измельчения, который изображен на рисунке 1.

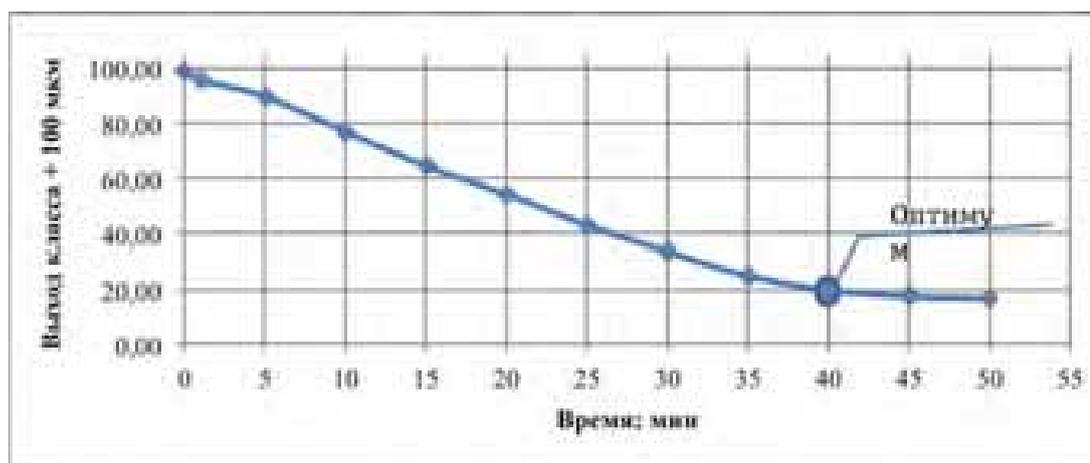


Рис.1. Кинетика измельчения шлака крупностью ≤ 6 мм.

Графическое отображение зависимости кинетики измельчения (рис.1.) показало, что оптимальной длительностью времени измельчения является значение в 40 минут. После 40 минут измельчения эффективность процесса значительно падает, так как основная часть окисленного слоя удалена с поверхности металлизированных включений.

Для максимально эффективного процесса разделения необходимо большое количество данных об обогатимости шлака. Одними из таких данных являются кривые обогатимости. Для изучения магнитных свойств материала произведен магнитный фракционный анализ. Графическое отображение дискретных значений фракционного анализа представлены кривыми обогатимости для шлаковых отходов комплексного состава (рис.2.).

Анализ магнитных кривых обогатимости показал, что материал состоит из двух различных по магнитным свойствам фракции. Первая магнитная фракция выделяется при напряженности магнитного поля 100 кА/м. Эта фракция в большинстве представлена стальными корольками стандартного химического состава. Вторая магнитная фракция выделяется при напряженности магнитного поля 500 кА/м. С помощью усовершенствованной схемы селективного измельчения, возможно более эффективно отделить окисленную пленку (FeO) от магнитных фракций и первой стадией выделили комплексный концентрат по напряженности магнитного поля 525 кА/м. Во второй стадии произвести разделение на концентрата на два продукта - «железорудный» и «ферросплавный» по напряженности 120 кА/м.



Рис. 2. Кривые обогатимости шлака комплексного состава

Для определения оптимальной области значений параметров разделения разработан и осуществлен дробно-факторный эксперимент магнитной сепарации с помощью программы StatGraphics. Проведен эксперимент сухой магнитной сепарации с выявлением влияния факторов на процесс разделения по магнитным свойствам металлизированных королек от частичек шлака. В качестве контролируемых параметров выбрана напряженность магнитного поля исполнительного органа сепаратора, влажность поступающего на сепарацию и нагрузка на сепаратор. Анализ данных, с помощью программы StatGraphics, позволил получить поверхность отклика (рис. 3), диаграмму Парето (рис. 4) и определить оптимальные параметры для проведения магнитной сепарации шлака.

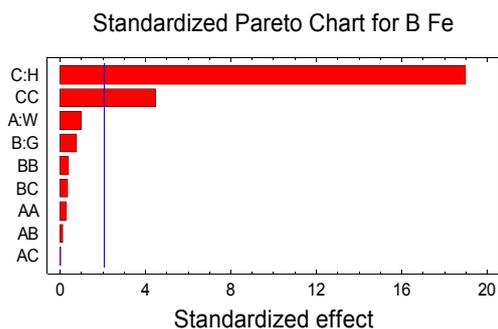


Рис.3. Диаграмма Парето

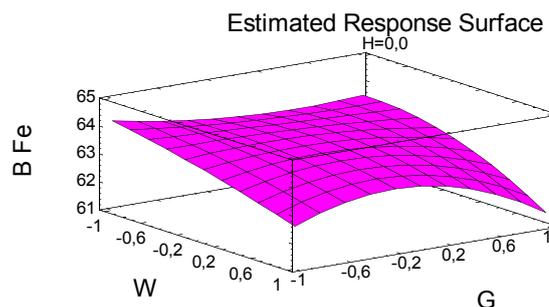


Рис. 4. Поверхность отклика эксперимента магнитной сепарации шлака

Диаграмма Парето свидетельствует о том, что самым влиятельным фактором для магнитной сепарации шлака служит напряжённость магнитного поля исполнительного органа сепаратора. Минимизация данного параметра приводит к повышению качества концентрата.

Поверхность отклика позволяет графическим методом определить, какое будет содержание железа в концентрате при определённой комбинации двух параметров управления процессом. На основе данного графика можно осуществлять прогнозирование результатов магнитной сепарации шлака.

Выводы. В результате проведения лабораторных эмпирически были определены основные взаимосвязи параметров управления технологическими процессами. Определены оптимальные параметры процессов селективного раскрытия агрегатов «шлак-металлизированный королек». Представлена полная информация об обогатимости шлакового сырья. Данная информация позволит произвести детальный подбор параметров управления процессом магнитной сепарации шлакового сырья.

Литература

1. Пластолец, А.В., Комплексное использование и переработка отвального шлака / А.Н. Корчевский, К.В. Гуменюк. // Вісті Донецького гірничого інституту.- Всеукраїнський науково-техн. журнал гірн. профілю. Донецьк - 2014.- № 1-ч.1 - С.22-27.
2. Korchevskiy A. Developing efficient concept of integral processing of secondary metallurgical slag raw material/ Plastovets A // Тамбов: сборник трудов международной научно-практической конференции «Современные тенденции в образовании и науке» - 2014. – ч.12 – С. 8-9.
3. Корчевский, А.Н. Исследование разделения отходов на концентрационном столе / А.Н. Корчевский, К.В. Гуменюк К.В., Е.И. Назимко // Proceedings of the XII national Conference with international participation of the open and underwater mining of minerals. Bulgaria, 2013, p. 381-388.

ОБОРУДОВАНИЕ, ТРАНСПОРТНОЕ ОБСЛУЖИВАНИЕ И ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОИЗВОДСТВ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОГО КОМПЛЕКСА

CHUANZHEN WANG, JIANZHONG CHEN, LIJUAN SHEN,
SIRONG KONG, YONGGAI LI
China University of Mining & Technology

STUDY ON FLOW FIELD PRESSURE DISTRIBUTION OF THREE PRODUCT CYCLONE CLASSIFICATION SCREEN BASED ON CFD SIMULATION

Abstract

Three product cyclone classification screen (TCS), characterized by its high efficiency and large treatment, has been applied in coal preparation plant. Yet the unclear mechanism about TCS limits the application. Based on the previous research, a CFD scheme for the screening mechanism of the novel device has been proposed, studying the pressure distribution of flow field and giving the change regulation of pressure along the screen.

Keywords: CFD; Three Product Cyclone Classification Screen; Flow Field; Pressure Distribution

Introduction

Hydrocyclone, characterized by its simplicity and high throughput, was the main hydraulic device which has been extensively used in mining, chemical and other fields. However, due to the phenomenon of short-circuit flow, the study on the improvement of separation efficiency has been continued[1].

Feng-gang Song gave the cyclone fine screen: they researched the classification efficiency of hydrocyclone whose wall was replaced by a cylindrical screen, with particle size, feed concentration and feeding pressure[2]. Tie-hang LIU et al. studied the separation process of cyclone screen: the particles minus 0.074mm were tested in different screen mesh, and the influencing factors of screening efficiency was obtained[3]. F.J. Souza et al. proposed filtering hydrocyclone model: the cone shaped filter wall was used to replace the tapered section; subsequently Luiz G.M. Vieira et al. researched and obtained the optimal structure parameters by CFD simulation, which proved that its performance was better than the traditional cyclone[4].

Based on the traditional hydrocyclone (THC), Jian-zhong Chen et al. in China University of Mining and Technology presented a novel model named three product cyclone classification screen (TCS) which has been applied in industrial production. The practical result in Xue-hu Coal Preparation Plant showed that the separation efficiency of TCS was 25% higher than that of TDC^[5]. In order to explore the mechanism of the material through the sieve, the internal flow field pressure distribution was simulated by CFD, giving the pressure variation of the screen along the wall, on the basis of previous research results.

Equipment and Simulation

1. Equipment

The device structure is shown in Fig.1. Mixed slurry is tangentially given from the inlet under a given pressure. Due to the increased cylinder-type sieve, unique boundary effect appears: With the cutting effect of sieve edges, some part form underscreen flow through sieve; the others swirl to the cone section and form underflow and overflow^[6].

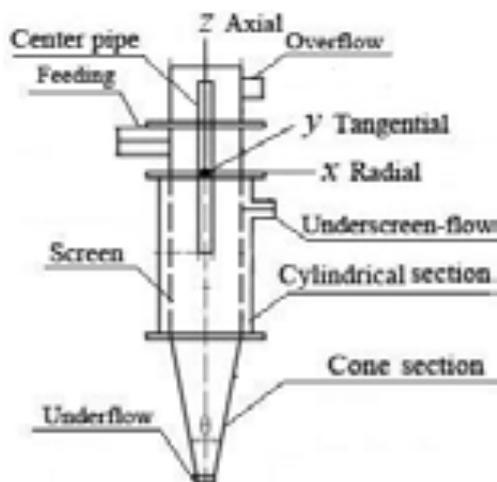


Figure 1. Schematic diagram of TCS

2. Simulation

With the geometry described by SolidWorks, the mesh was got by Gambit. The RSM model and mixture model of Euler—Euler were selected for simulation as turbulence Model and multiphase flow model, respectively. Meanwhile, the settlement of single precision solver simulation was used without considering the heat transfer process, and the entrance flow was $15\text{m}^3/\text{h}$.

Results and discussion

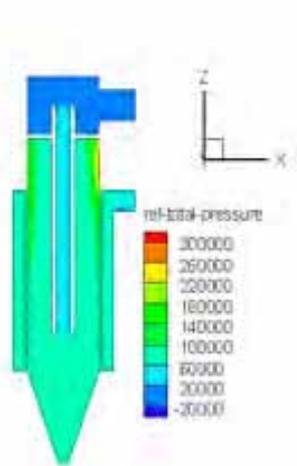


Figure 2. The total pressure cloud picture of TCS at $y=0$

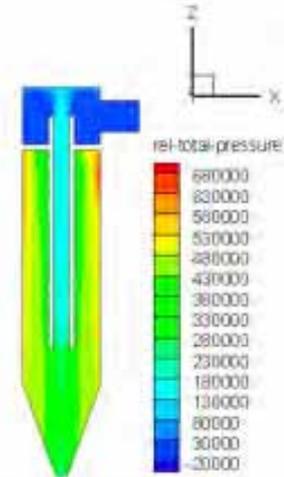


Figure 3. The total pressure cloud picture of the THC at $y=0$

The total pressure cloud picture of TCS and THC are shown in Fig.2 and Fig.3, respectively. It can be seen that due to the presence of the screen in TCS, with the weakened vortex effect, the internal pressure was reduced to around 50% of THC.

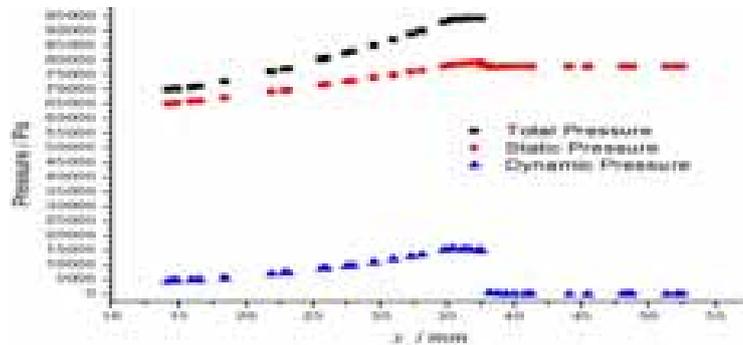


Figure 4. The relationship between pressure and radius in $z=-100$ mm plane of TCS

It can be seen in Fig.4 that the total liquid pressure (P_{Total}) of TCS between the central pipe and inside of screen (where $x=-12.5\sim-37.5$ mm) strengthened with the increase radius in TCS.

In $y=0$ plane, the relationship between axial position and internal-external pressure can be shown in Fig.5.

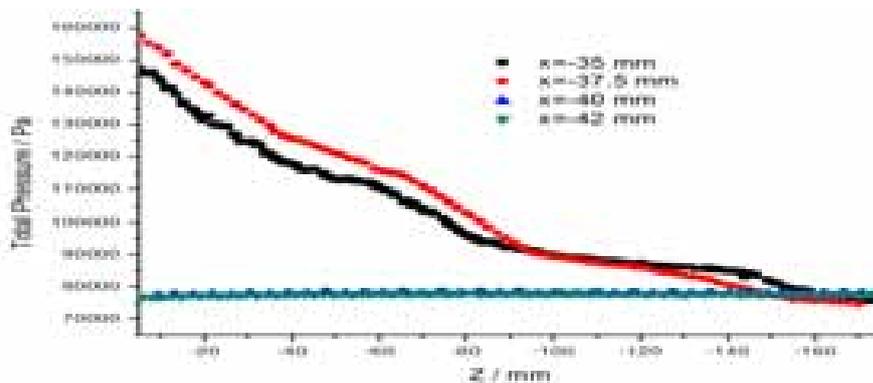


Figure 5. The pressure between inside and outside the screen in TCS

With the increase of axial position, the ΔP_{Total} decreased to 0 that would lead to the sieve reflux phenomenon at the bottom. The formula between ΔP_{Total} and z (where $x=37.5$ and 42 mm) can be got by Origin as in Eq.1:

$$\Delta P_{Total} = 0.06e^{\frac{z}{56.12}} - 0.006e^{\frac{z}{20.16}} + 294.36e^{\frac{z}{2.53}} - 294.35 \quad (1)$$

where ΔP_{Total} — the total pressure difference around screen (pa).

Conclusions

By CFD simulation, it is known that the P_{Total} of TCS strengthened with the increase of radial direction at the same axial position; the ΔP_{Total} of TCS decreased with the increase of axial height around the screen; the reason for sieve reflux has been found out, which is conducive to the further optimum structure of the equipment.

Acknowledgements

The authors are thankful to the Chinese National Natural Science Foundation for financial.

References

1. Rui Cui, Guang-hui Wang, Mao-lin Li .Size dependent flow behaviors of particles in hydrocyclone based on multiphase simulation. METALLURGY & METALLURGICAL ENGINEERING. 25 (2015) 2422-2428.
2. Feng-gang Song, Qing-fen Wang. R&D work on $\Phi 450$ cyclo-fine screen(CFS). MINING AND METALLURGY. 8(1999) 72-80.
3. Tie-hang Liu, Hui-xin Yuan. Primary study on cyclone sieving. POWDER METALLURGY INDUSTRY. 16(2006) 27-30.
4. F.J. Souza, L.G.M. Vieira, J.J.R. Damasceno, et al. Analysis of the influence of the filtering medium on the behaviour of the filtering hydrocyclone. ENGINEERING CHEMICAL. 107(2000) 259-267.
5. Xue-bin Zhu, Nan-xi Xu, Li-hui Liu. Application of three-product cyclone sizing screen in classification and thickening of slime in Xuehu coal preparation plant. COAL PREPARATION TECHNOLOGY. 1(2012) 37-40.
6. Li-juan Shen, Jian-zhong Chen, Li-jun He, et al. The Three-product cyclone classification screen: China, ZL201020108608.3 [P]. 2010-11-24.

HOSSEIN BESHARATI FOUMANI

Lappeenranta University of Technology, Finland

INVESTIGATING THE EFFECT OF HUMAN FACTORS FOR MINING EQUIPMENT

Introduction

Human factors (or ergonomics) is defined as the scientific discipline concerned with the understanding of the interactions among people and the other elements of a work system, and as the profession that applies theory, principles, data, and methods to design in order to optimize human well-being, safety, and overall system performance.

As well as a scientific field and profession, human factors is also a way of looking at the world which has as its focus the capabilities, limitations, motivations, behaviors, and preferences of people. The aim is to maximize efficiency, effectiveness, quality, comfort, safety, and health by ensuring that systems are designed in such a way that the interactions are consistent with people's capabilities, limitations, motivations, behaviors, and preferences. The emphasis is on changing work systems to suit people, rather than requiring people to adapt to these systems.

Design

The design of mining equipment plays a crucial part in the safety and efficiency of work tasks that are conducted by operators at that equipment. Similarly, design has a major impact upon the ease, safety, and efficiency of equipment maintenance.

Because most equipment designer and mine site engineers still view human constraints to be less significant than technical challenges (such as of equipment reliability, payload, etc.) there is a tendency to not systematically consider human factors in the equipment life cycle process, and it is common to see human factors concerns being passed from one phase to the next.

Safety

In equipment design (especially mobile equipment design), a distinction is often made between primary, secondary, and tertiary safety:

1. Primary safety is the prevention of accidents per se.
2. Secondary safety is the protection of the person in the accident situation; for example, making mining vehicles more crashworthy.
3. Tertiary safety involves recovery and assistance after an accident.

Safe design should also therefore consider all three levels; however, the main concern of eliminating hazards and minimizing risks means that the focus is on primary safety, especially for the users of the equipment.

Usability

To provide a simple definition, usability means that the people who are intended to use a specific item of mining equipment can do so quickly and easily to accomplish their required tasks. Everything to do with the equipment has to be usable. In many ways the benefits of usability are obvious; they can include increased mining efficiency, fewer work injuries, improved operator acceptance, fewer errors, earlier detection of the requirement for maintenance, less training required, and less mistakes and/or violations. Mining technology should not be seen as a “barrier” whereby the operator has to focus excessively on the technology and not the task. Likewise, as much as possible, the technology should fit the operator and the task, and not require the operator to fit the technology.

Human factors and the system life cycle cost

Whatever the time in the system life cycle, human factors interventions in most industries (including mining) usually have the dual objectives of increasing productivity and effectiveness and improving the conditions of work (for operator safety, health, comfort, and convenience). Although consideration may be given to ease of use, comfort, and other similar matters, most of the analysis has been done on both short- to medium-term performance and safety benefits. Such an approach does not usually fully consider long-term environmental costs (e.g., environmental pollution due to human error when maintaining equipment). Therefore, the complete benefits from using human factors should ideally be derived from the total system and equipment life cycle costs of the product, including conception, design, development, build, purchasing, implementation, support, operation, maintenance, and disposal.

Potential barriers to using human factors in design

So if human factors is such a great discipline and approach, then why is it not systematically used in all mining equipment design? It has already been indirectly mentioned a few of the reasons; the points below will summarize some and expand on others.

1. Lack of human factors knowledge and over-imputation. That is, designers get some of their information about the eventual mine site user by attributing their own personal knowledge to the other person, rather than using formal human factors data or methods.

2. Lack of easily accessible human factors information and methods, and standardization does not always work for all human-related equipment issues. This issue is lessening in areas such as physical ergonomics (e.g., where anthropometric data are often built into modern computer-aided design packages so that the different sizes and shapes of operators and maintenance workers can be considered). However, in more complex, or psychological, areas such as workload or being able to deal with multiple alarms, designers often have less assistance, and so need to rely more on trial and error or their own professional judgment.

3. Competing priorities. Designers generally work for larger equipment manufacturers, who sell equipment to mining companies. Consequently, there is a gap between the designer and the ultimate health, safety, or well-being of the end user. Where design compromises need to be made (e.g., lower price, high usability, or increased productivity of equipment), then the immediate demands of pleasing clients in terms of technical aspects may take precedence over “softer” and longer term aspects such as usability.

4. Professional pride of the designer and/or emotional investment in an idea. Designers may be reluctant to change something they have created, especially when human factors is not part of their core training.

5. Perceived costs. As seen earlier, human factors costs and benefits are difficult to fully quantify. For example, “adding” usability may be seen as an additional cost, especially if only considered later in the design process.

Automation and new technologies

Automated and new mining technologies are being increasingly developed and deployed for a number of efficiency and/or safety reasons. These vary by their precise application to different aspects of mining, but they generally fall into one or more of the following broad categories:

1. Removal of operators from hazardous situations. This includes from near large mobile equipment, or even total removal from a mining method (e.g., underground room and pillar mining, in theory). This category also includes the reduction in the need for hazardous maintenance or exploration tasks.

2. Lower cost of production. In one sense this is a catch-all category, and virtually all new or automated technologies need to achieve a positive return on investment (across the full life cycle of the equipment). Examples include more ore dug and transported, or more efficient process control operations.

3. Requirements for enhanced precision. As will also be mentioned later, an example of this is automated blast hole drilling-where not only is there a potential safety benefit, but also the correct location of the blast holes can be more accurately achieved through automated systems. Similarly, for in-vehicle assistance systems in mobile mining equipment, this might include roadway departure warnings or better braking and speed-limiting systems (to allow the mobile equipment to be operated more precisely when in busy operations).

4. Less environmental impact. Automation and new mining technologies can, in theory, be more sustainable, minimize the need for land reclamation (e.g., by using keyhole mining methods, rather than open-cut operations), and require less energy to extract and process the commodity.

5. Being able to mine areas previously inaccessible. For example, being able to mine in hard-to-reach locations that previously could not be mined economically (e.g., at greater depths or lower seam heights).

6. More data and information. Certainly, such aspects need to be handled correctly, so they are not perceived as intrusive and as unnecessarily

Conclusion

Mining equipment should be viewed as one part in the wider system of work that also involves individuals, groups (work teams), the organizational environment, the physical environment, prescribed tasks versus how work is actually done, communications, the wider society and culture, as well as the mining equipment and technology being used. Whatever the different elements of the system, it should be clear that operating and maintaining mining equipment are done within a wider context of work, and that improvements and new equipment designs will be most effective if considered within this wider work framework rather than as piecemeal adjustments, retrofits, or add-ons.

References

1. Dhillon, B. S., 2008. Mining Equipment Reliability, Maintainability, and Safety. London: Springer.
2. Horberry, T. J., Burgess-Limerick, R. & Steiner, L. J., 2011. Human Factors for the Design, Operation and Maintenance of Mining Equipment. Boca Raton: Taylor & Francis Group.
3. Lynas, D. & Horberry, T., 2011. Human Factor Issues with Automated Mining Equipment. The Ergonomics Open Journal, 2(4), pp. 74-80.

C. KAWALLA, M. HÖCK, M. FRÖHLING
TU Bergakademie Freiberg, Germany

DEVELOPMENT OF A QUALITY ASSURANCE SYSTEM FOR HOT ROLLED TWIN-ROLL-CAST (TRC) MAGNESIUM STRIPS

Abstract

Magnesium is a material with a huge potential in the lightweight construction due to its numerous beneficial properties. In addition, from the view of the resource availability it is almost unlimited. The Institute of Metal Forming of the TU Bergakademie Freiberg has developed an economical technological chain for the magnesium strip production. In order to guarantee a stable quality on an industrial scale a quality assurance system is necessary. The paper describes firstly the prerequisites for the construction of the quality assurance system. Afterwards, the concept of the quality assurance system for the magnesium strip production is proposed and discussed.

Keywords: Twin-Roll-Casting technology, quality assurance system

Introduction

The automotive industry is forced to increase their efforts on material substitution in the lightweight construction due to higher awareness concerning resource availability and climate protection. In this context magnesium has increasingly moved into the focal interest of the automotive industry owing to its nearly unlimited availability and favourable properties.

Due to the lack of economical magnesium strip production routes the Institute of Metal Forming of the TU Bergakademie Freiberg has developed an innovative technological chain, consisting of the Twin-Roll-Casting (TRC) and hot strip rolling process. Figure 1 depicts the entire technological chain for the magnesium strip production.

For further industrial application of this technological chain a quality assurance (QA) system is necessary, which enables a reproducible production under the impact of deviations. A direct adoption of QA systems from other fields such as the steel or aluminium production is not possible because the technological and material science context is different. However, these QA systems serve merely as a basis for the development of the new one. For this reason, the paper states the prerequisites for the development and the concept of the QA system for the entire technological chain corresponding to its special needs.

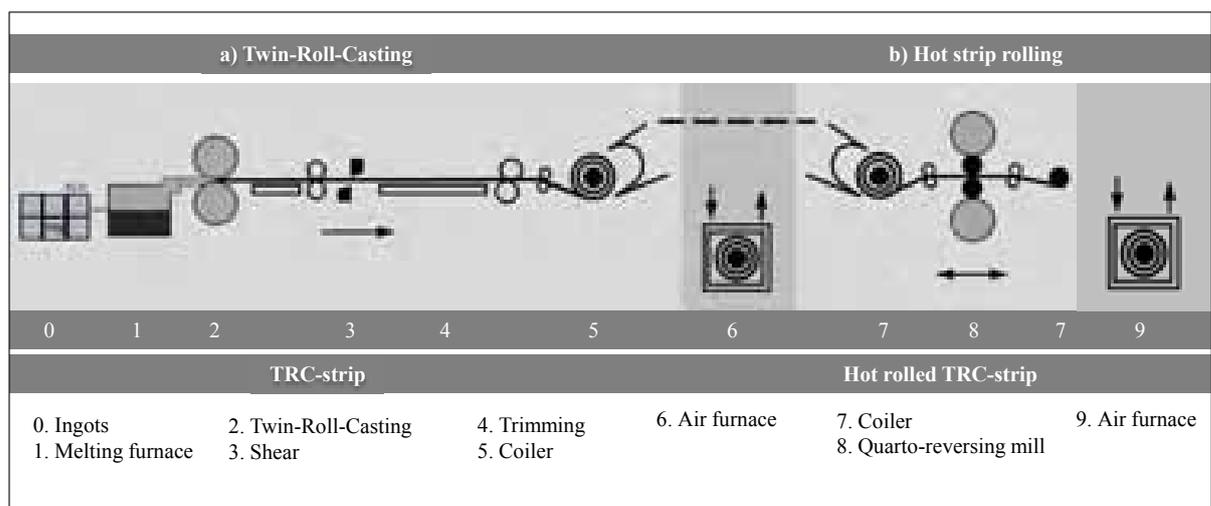


Figure 1. Pilot plant for magnesium strip production at the Institute of Metal Forming [2]

QA system prerequisites

The hot rolled TRC strip is assessed by various quality features, which are influenced both by its production process and the mechanical and geometric properties of the TRC strip. As a result, the exploration of the

processes as well as the interrelationships among the individual process steps is the essential part of the QA system preparation. For this purpose, experimental data of the pilot plant have been collected and filed. These experimental data are listed in [1]. Subsequently, these data have been analysed and classified into three indicator types. These three types of indicators are listed in Table 1 [1].

Table 1

Classification into indicators according to [3]

Primary indicators	Secondary indicators	Tertiary indicators
Properties of TRC strip Properties of hot rolled TRC strip	TRC process Hot strip rolling process	Impact on the result
Product parameters	Process parameters	Manipulated variables

The technological chain is a non-linear, dynamic and multidimensional process. Hence, the determination of the quantitative interrelationships among the different classified indicators is carried out by the variance-based Partial Least Squares Structural Equation Modeling (PLS-SEM) approach. The PLS-SEM approach is a multivariate analysis method, which ought to explain the primary indicators based on a series of ordinary least squares regressions [4].

Concept of QA system for magnesium strip production

The knowledge of the interrelationships among the classified indicators in Table 2 forms the prerequisite for the design of the control units in the QA system. Based on this knowledge Figure 2 proposes the concept of the QA system for the magnesium strip production.

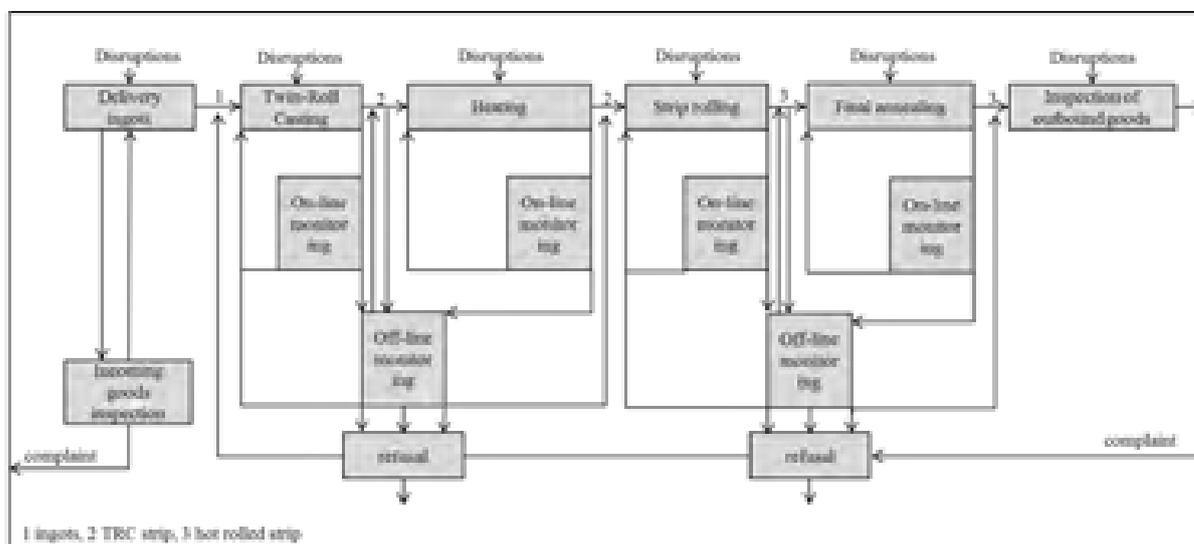


Figure 2. Quality assurance system for the TRC technology [1]

Control units must be implemented both in the on-line and off-line mode. The on-line mode is necessary in order to react directly to the quality deviations during the process. Thus, the target quality can be reached. In some cases, there is no technological possibility to generate all relevant indicators on-line. Therefore, control units in the off-line mode should be implemented to check the certain properties. They are tested by the destructive and non-destructive test whereof corrective actions are derived by the resetting of the tertiary indicators [1].

Following the approach and requirements of the “Future project Industry 4.0” of the German Government the magnesium strip production should be integrated with IT-technologies. As a result, the magnesium strip production will be controlled by cyber physical production systems.

Conclusion

The development of the QA system for the magnesium strip production depends strongly on the quality features of the hot rolled strip. In the first phase of research, the analysis concentrates only on the Twin-Roll-Casting process.

The parameters of TRC process were classified into the three indicator types. The quantitative interrelationships of indicators are currently analysing, for instance, the thickness profile of TRC strip. In the near future, further properties of the TRC process will be statistically analysed and its quantitative interrelationships will be also determined.

References

1. C. Kawalla, M. Höck, M. Oswald. Proceedings “The 10th International Conference on Magnesium Alloys and Their Applications”, (2015).
2. A. Nam, U. Prüfert, M. Eiermann, R. Kawalla, Key Eng. Mat., Numerical modelling of Thermal Evolution in Hot Strip Rolling Magnesium Alloy, Vol. 651-653, pp. 207-212, (2015).
3. S. Breitschwerdt, Qualitätssicherung beim Laserschweißen, Universität Stuttgart, Stuttgart, pp. 10, (2001).
4. Reinartz, W., Haenlein, M., Henseler, J., An empirical comparison of the efficacy of covariance-based and variance-based SEM. International Journal of Research in Marketing 26 (4), 332-334 (2009).

SELF-SIMILARITY IN COMMINUTION TECHNOLOGY

Introduction

Fractals are widely known in various branches of science. The underlying concepts seem to overcome the barriers between the different research areas. Hence, exploring the fractal nature of comminution products is an interdisciplinary undertaking.

In the past, a few research projects have proven that grinding products are very likely to have a fractal character. Those investigations have shown that self-similarity is a very common characteristic for single particle comminution, confined particle bed comminution and ball mill grinding. Regardless of this fact, fractals plays no role in today's design and operation of comminution machines.

The aim of the research presented in this paper is to examine the comminution behavior of coarser particles, which are comminuted in single particle mode. Doing so, this research extends the range where the self-similar behavior of comminution products is analyzed to the point where usually primary crushing takes place. As section of this paper explains, the obtained results show significant evidence for self-similar character of the crushing products.

Basics on self-similarity

Self-similarity is the basic idea of fractal geometry. The term "self-similarity" means –very simplified - that an object can be decomposed into smaller copies of itself. As you zoom in such objects, the initial structure is generated again and again. This property is also described as scale invariance. Objects that have self-similar characteristics are called fractals.

A distinction is made between deterministic and stochastic fractals. Typical examples for deterministic fractals, which can be derived from a rule, are the Cantor set and the Sierpinski gasket. In contrast, stochastic fractals miss such rules for generating themselves. These structures have indeed similarities at different resolutions, but they do not have exactly the same pattern or appearance as in the original state. In result, differently enlarged parts of the objects can be distinguished clearly from each other. Nonetheless, it is not possible to draw a conclusion about the size or dimension of the objects without a specified scaling. Typical representatives of statistical fractals are coastlines and rock formations.

Self-similarity of comminution products refers not to the shape and size of individual particles but to the effect, that the comminuted products have a self-preserving size spectra (Kapur, 1972). In order to prove the similarities between different particle size distributions, the usual way is to rescale them to their mean particle size as characteristic length. If those normalized particle size distributions of comminution products of the same feed material fall onto each other, they are called self-similar (**Figure 13**).

Experimental test work

Since self-similarity is verified especially in the field of grinding with feed particle sizes less than 7 mm, the question occurs whether those characteristics can be found at coarser feed particles too. Hence, the focus was set on single particle comminution of three different size fractions -3.15 +2.5 mm, -31.5 +25 mm and lump pieces -300 mm. As **Figure 2** shows to the reader, the smallest fraction connects our test work to the range of past test work.

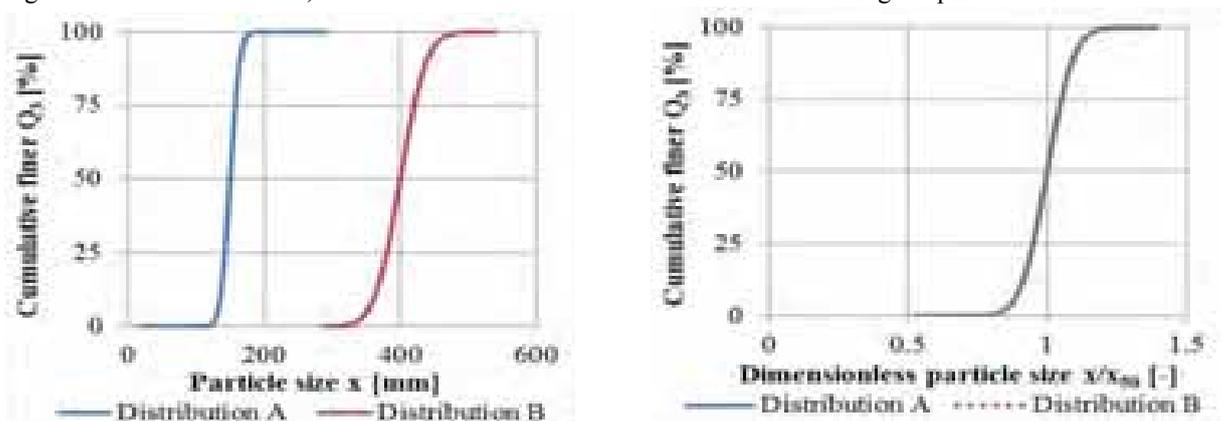


Figure 13. Two self-similar example distributions plotted against the particle size x (left) and against the dimensionless particle size x/x_{50} (right)

The comminution tests were carried out with three different minerals. In order to cover materials with different comminution properties, a granodiorite from Kindisch, Saxony, a dolomite from Ostrau, Saxony, and a quartz from Ottendorf, Saxony were chosen.

For the crushing test work, three different piston-die presses were used, each fitting a particle size range. The testing procedure was similar for all the three presses. The particles were singly positioned in the die-presses and comminuted by the slow compression of the piston.

Results and discussion

Due to the limitations of space, this paper focuses on the results of quartzite (Q), which are presented. **Figure 15** shows the particle size distributions of the quartzite particles that were comminuted with the different die-presses to specific gap widths, ranging from 100 mm for the lumps to 0.8 mm for the smallest fraction.

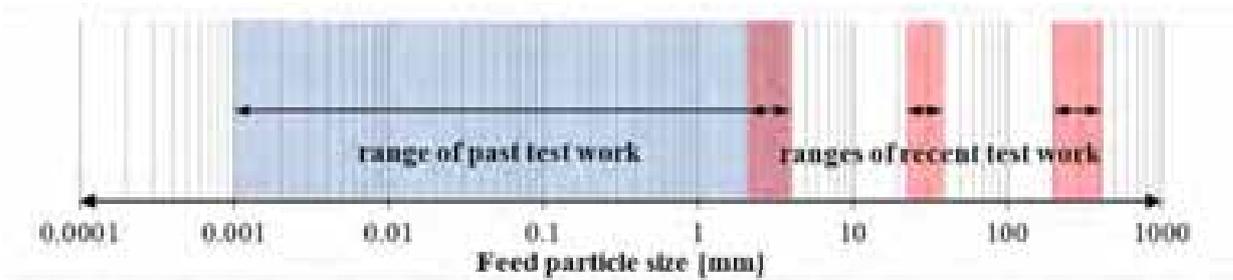


Figure 14. Particle size range of past and recent test work (Klichowicz, et al. 2014)

To analyze the self-preserving character of the particle size distributions, the results are further plotted to the normalized diagram with the dimensionless particle size x/x_{50} . As **Figure 16** (left) shows, the product particle size distributions vary and not all of them fit onto each other.

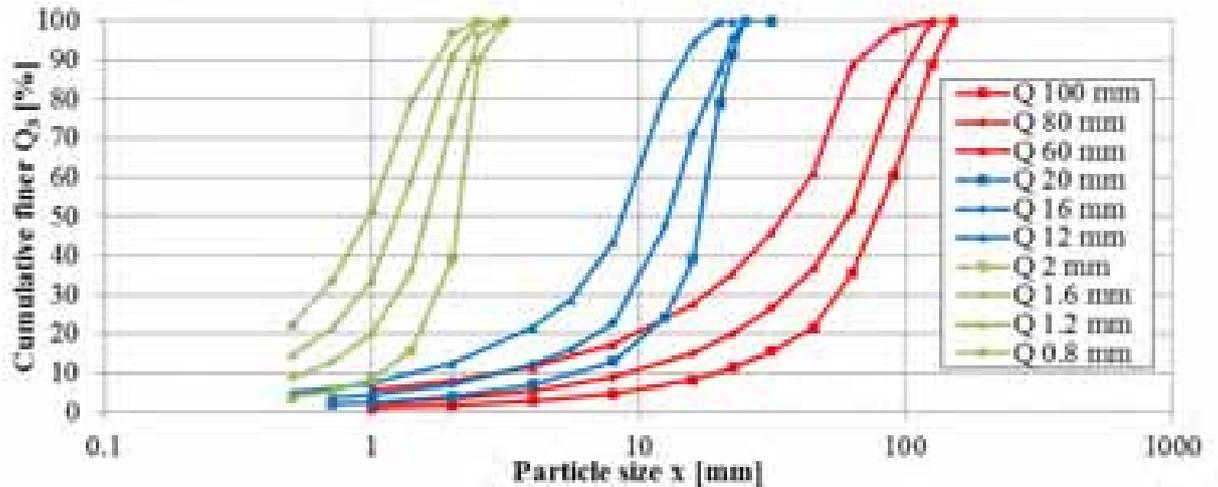


Figure 15. Size distributions of comminuted quartzite particles (Q) in dependence of the feed particle size (red – lumps -300 mm, blue/black -31.5+25 mm, green - -3.15+2.5 mm) (Klichowicz, et al. 2014)

The authors noticed two problems, which may occur by testing the crushing behavior of single particles in die-presses. For small reduction ratios, respectively big gap sizes, the self-preserving particle size distribution was not able to emerge itself. This effect is comparable to the findings of Venkataraman (1988). He stated that preclassified particle size distributions need a certain amount of grinding to form out their natural self-similar characteristics. On the other side, the normalized curves flatten at very high reduction ratios. The analysis of the fresh comminution products showed, that the tests have reached a point of transition where the single particle comminutions merges into partly particle bed comminution.

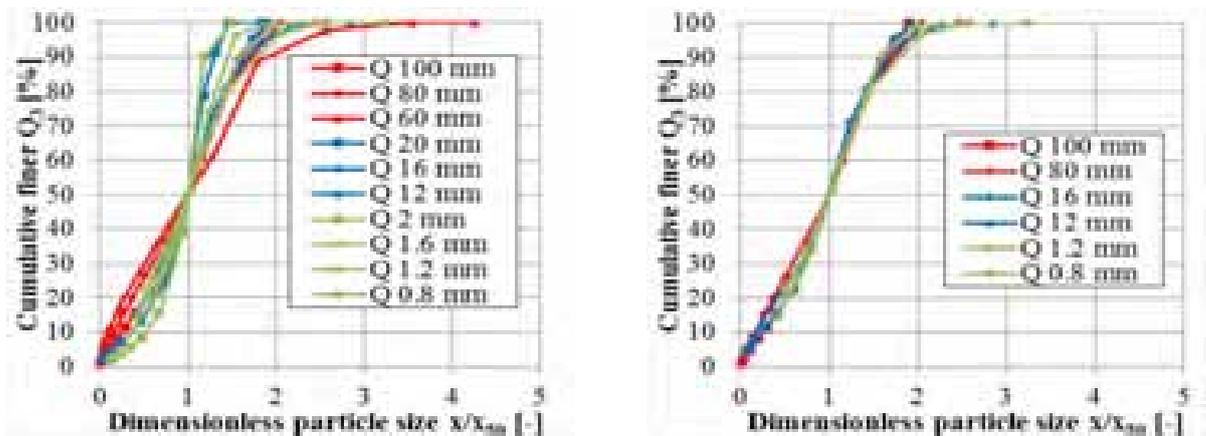


Figure 16. Normalized plot (left) and adjusted normalized plot (right) of crushed quartzite particles in dependence of the gap width of the die-presses (Klichowicz, et al. 2014)

In consequence, the results have to be revised from those tests having a too small or to big reduction ratio. **Figure 16** (right) shows only the tests where enough comminution occurred to overcome the unnatural preclassified feed distribution and where no or only minor particle beds were formed. Because, the particle size

distributions of all three size fractions fall onto each other, it is concluded that the tested quartzite has a self-similar breakage behavior. These findings are equally found with granodiorite and dolomite too. Thereby, self-similar breakage can be proofed for the first time explicitly for feed particle sizes in the range of primary and secondary crushing of brittle materials.

References

1. Kapur, P. (1972). Self-preserving size spectra of comminuted particles. *Chemical Engineering Science*, 72, 425–431.
2. Klichowicz, M., Reichert, M., Lieberwirth, H., & Mütze, T. (2014). Self-similarity and energy-size relationship of coarse particles comminuted in single particle mode. *Proceedings of the XXVII International Mineral Processing Congress - IMPC*. Santiago de Chile.
3. Venkataraman, K. (1988). Predicting the Size Distributions of Fine Powders During Comminution. *Advanced Ceramic Materials*, 3, 598-502.

MIECZYŚLAW LUBRYKA

JSW S.A. KWK Borynia-Zofiówka-Jastrzębie ruch JasMos

JAN LUBRYKA

Elgór+Hansen S.A.

EXPERIENCE IN APPLYING THE MOBILE FEED-STATION IN BORYNIA- ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE COAL MINE- JASMOS DEPARTMENT

Abstract: The issues raised in this article relate to one of the product line of Elgór + Hansen SA Company, which is both a supply power and maneuvering device. This device with the progress of the longwall is moving by crawler track. The mobile power supply and maneuvering device is always manufactured in configurations corresponding to the expectations of the customer. The device in described example supplies all drives of longwall machines.

Keywords: mobile power supply and maneuvering device, power supply and maneuvering device, power supply device, transwitch.

Introduction

An important determining factor for mobility, proper operation and safety of maintenance and operation in mining conditions introduced high concentration of mining ore and economic policy is certainly electrical equipment as well as a system of its movement with the progress of the front wall. The Elgór+Hansen company, for over 20 years, is a manufacturer of devices that meet the high requirements in terms of safety, quality and reliability, designed the mobile power supply station. Both the mobile power supply station and other devices are designed according to the needs and the requirements of the customer, who is the direct user of devices. Thanks to listening to our customers and by observing the operation of the equipment and the struggles associated with their movement, the company produced a device that meets the new expectations of the market.

Flameproof power supply and maneuvering device [2]

Flameproof power supply and maneuvering equipment are devices performed by explosion-proof according to ATEX execution rules and can be installed in underground mining headings in methane and non-methane coal mines with methane hazard grade: "a", "b", "c" and in headings with class A and B of dust explosion hazard.

The design of the device was developed according to the requirements of Directive 94/9/EC (ATEX). Conformity certificate predestines the use of the device in rooms with explosive atmosphere Group I category M2.

Applied integrated power protections relay and adopted system of control based on PLC cooperating with the technological blocks and using the intrinsically safe circuits, allow safe cooperation with the devices supplying mining machines and equipment.

Construction

The mobile power supply and maneuvering device consists of:

- a) upper voltage chamber equipped with the isolation switch with earthing switch, overcurrent protection current and connector switching the main transformer,
- b) a transformer chamber, with a dry transformer,
- c) lower voltage chamber, equipped with switchgear, protection and control devices,
- d) allowing the chassis of a tracked easily by moving a set of built-up the power supply control apparatus.

Functionality

The power supply device with maneuvering is equipped with 3 tracks disconnectors on the side of maneuverability. Particular lines enable the connection:

- Track-1: four engines,
- Track-2: four engines,
- Track-3: five engines.

The device is also equipped with an outlet of rated voltage 42V.

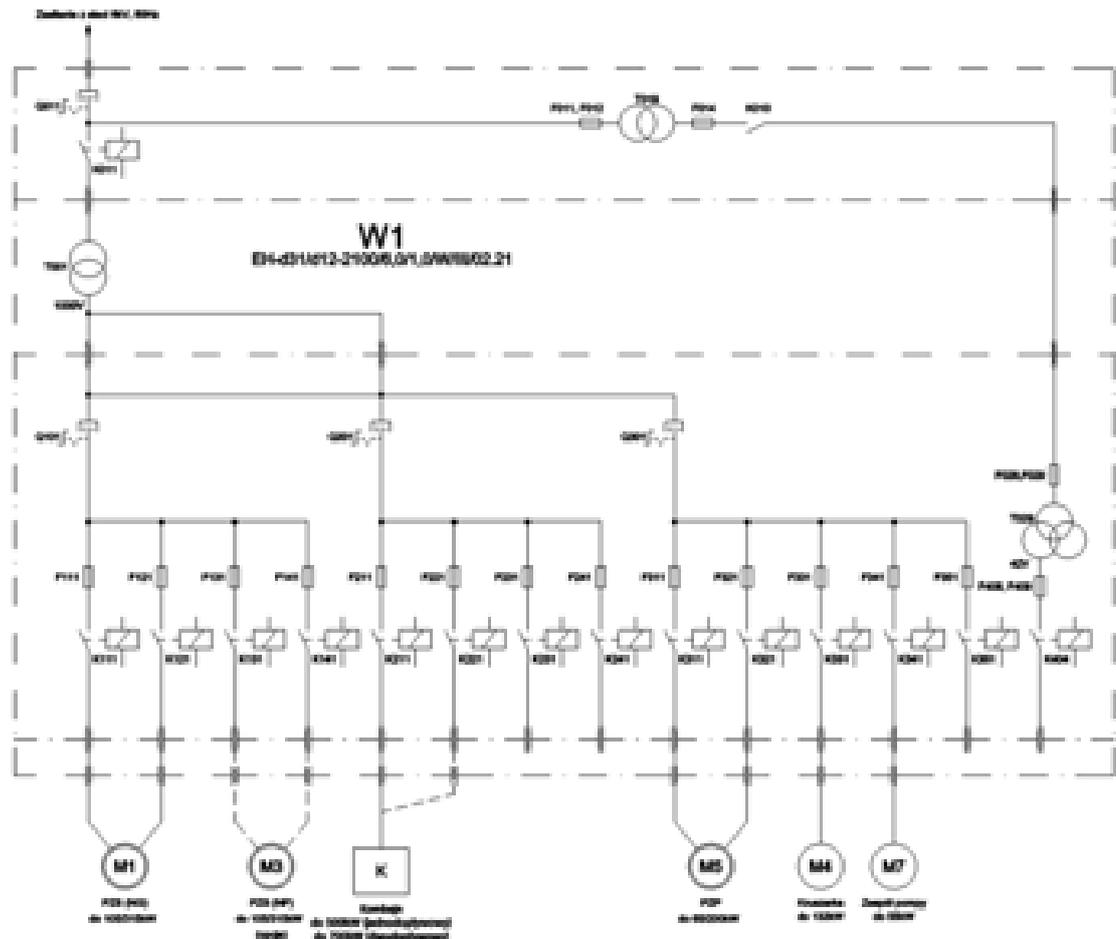


Figure 1. Schematic diagram of the power supply and maneuvering device EH d31 / d12 2100 / 6.0 / 1.0 / W / III / 02.21 from the main circuit to 1000V supports the complex needs of the entire longwall mining

View AndDimensions Of TheDevice



Figure 2. View of mobile power supply and maneuvering device EH d31 / d12-2100 / 6.0 / 1.0 / W / III / 02.21

All powered receivers are protected by integrated Protection Drivers made in digital technology and having a self-checking system performance.

The outlets are protected against short-circuits, overload and phase unbalance. Earthing continuity control in the integrated protection controller, enables control of earthing continuity and remote control. The outlets are protected by earth lacking blocking and thermal control. Thermal Circuits may be combined with temperature sensors of the power engines. The power supply and maneuvering device is equipped with control and signaling apparatus.

In order to control the device is used the continuity protection or separators with the intrinsically safe circuits. Optionally, the power supply and maneuvering device is adapted to connect to the data transmission

system enabling reading of technical information and its transfer to the surface of the mine (eg. to the control room) and / or the EH-MineView system or any other system used by the customer.

The data transmission system enables, among other things, transfer of information about the current & voltage and information about interrupting conditions. The power supply and maneuvering device is also equipped with an internal data transmission system by which information about the current and status of the components are sent by the digital bus and visualized on the display. The display may show operating parameters, protections or relay status and the measured electric values.

The Elgór+Hansen SA company, offering products worldwide, has certified supply and maneuvering equipment in different configurations, allowing the power supply voltage other than 6 kV and power drives with different power and voltage ratings. These devices also have the opportunity to supply three-phase and one-phase receivers of rated voltage for example 130V or 230V.

There is a schematic diagram of an apparatus operated in Jas Mos coal mine presented below.

Conclusion

The current situation in mining poses challenges for users and producers that cause actions which are customized and fully optimized in cost. Currently, users more often expect devices which are strictly dedicated to meet all their requirements. The current mining regulations and a system of compulsory certification of devices is not conducive to fast-action adaptation of previously developed solutions which meet the expectations of potential customers. That is why the Elgór + Hansen S.A. company certifies products allowing the customer to freely configure the devices- one of the examples is the power supply and maneuvering device. Such approach is required by the market and the construction of dedicated devices, including the need to maintain a competitive price of the device, forces lower costs without compromising product quality. This aspect makes use of similar or even identical components with the highest technical parameters in various electric configurations which are dedicated in the production of devices for demanding clients.

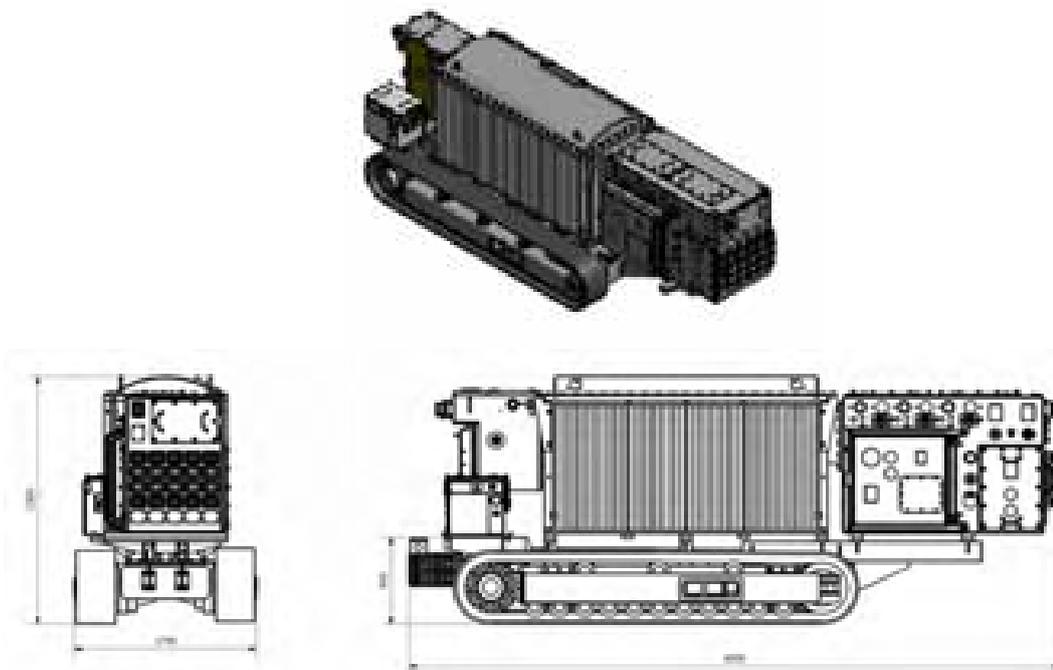


Figure 3. The dimensions of the mobile power supply and maneuvering device EH-d31 /d12-2100/6.0/1.0/W /III /02.21

Table 1

Technical Parameters [2, 4]		
Technical parameters		
Inlet Rated voltage		6000V
Outlet rated voltage		1000V
Frequency		50/60Hz
Rated Power		2100kVA
Number of main load lines		3
Number of three-phase outlets of the main circuit (protected)		13
Rated continuous current of a single load line		do 450A
The mass of power supply and maneuvering equipment		11000kg
Chassis weight tracked		7100kg

One of the main benefits of using the above-described solutions of the mobile power supply and maneuvering station is the possibility to position the power supply unit (transformer) very close to the machines, what gives a positive effect on the conditions of traction drives, which require the installation of engines with increasing power. In such arrangement there is a greater reliability and certainty to supply drives with high power due to low voltage drop, thereby increasing the life of the powered engines.

The use of mobile power supply and maneuvering devices brings additional benefits - both economic and organizational (associated with running the reconstruction of electric apparatus). Another benefit is no need of using power cables from transformer station to power supply and maneuvering device because in this case is the same one mobile device. There are both technical and economic advantages due to the smaller number of installed conduits. The great importance is also the speed of assembly of the power longwall system, which is limited to the installation of power and control cables. One mobile devices that power the mining longwall complex gives us a simple control system and power supply because we eliminate cables between individual devices, which are usually located in the train of electrical apparatus. All the above aspects minimize the risk of failure even for power supply and maneuvering equipment working in difficult mining conditions.

A significant advantage of mobility is that large weight is seated on the floor eliminating problems of the suspension of such heavy equipment as flameproof transformer stations and their movement. This solution gives maximum simplify for the process of reconstruction of the power supply equipment and a significant shortening of time. Maneuverability of mobile power supply station enables us to shape the dimensions of the passage for people i.e. during normal operation, the device is usually located very close to the side wall. The modern electrical equipment based on the new range of protection, relays with self-monitoring of their performance and adapted to work in even the most difficult climatic conditions, allows the connection to multiple systems of visualization and monitoring - such as EH-MineView.

Taking everything into account, when producers have to prepare the dedicated, often unique and limited to one production in individual quantities goods, it can be said that the manufacturers of machines and equipment for the mining industry face the challenge. Such situation stimulates the growth of mainly manufacturers-leaders, not small businesses with little experience, without financial backing, which provides the guarantee of the quality of services, warranty and post-warranty service and enables a rapid response. Only companies with good facilities, technical engineering, proper financial situation and companies with experience in industry can stably operate in the market and at the same time acquire the confidence of mining companies. The Elgór+Hansen S.A. company has also skilled professionals who provide these services of remote siting the EH-ServiceConnect system.

It should be emphasized that each of the solutions proposed for mining companies meet all the restrictions and selection criteria connected not only with meeting the technical parameters of monitoring and remote parameterization of the operating parameters, but also in the training of maintenance and service.

References

1. Elgór+Hansen S.A. – Karta katalogowa urządzenia zasilająco-manewrowego typu EH-d31/d12-2100/6,0/1,0/W/III/02.21.
2. Elgór+Hansen S.A. – Instrukcja Obsługi i Bezpiecznego Użytkowania. Ognioszczelne urządzenie zasilająco-manewrowe typu EH-d31/d12-2100/6,0/1,0/W/III/02.21.
3. Elgór+Hansen S.A. – Dokumentacja techniczno – ruchowa. ZINTEGROWANY SYSTEM STEROWANIA KOMPLEKSU WYDOBYWCZEGO. KWK „BORYNIA-ZOFIÓWKA-JASTRZĘBIE” (2015r).
4. Elgór+Zamet Sp. z o.o. – Instrukcja Obsługi i Bezpiecznego Użytkowania. Podwozie gaśnicowe EZ-PGB-2.
5. Morawiec M., Jędrus T., Macierzyński D. - Aparatura budowy przeciwybuchowej dedykowana do zasilania wysokowydajnych systemów odstawy urobku w podziemnych zakładach górniczych wydobywających węgiel kamienny (KOMEL, 2011).
6. Macierzyński D., Stasiak I., Jędrus T. - Rola urządzeń zasilających w organizacji bezpieczeństwa eksploatacji maszyn i urządzeń górniczych (Problemy Bezpieczeństwa i Ochrony Zdrowia w Polskim Górnictwie, 2011).
7. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych. Dz.U. 2002 nr 139 poz. 1169.
8. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 marca 2013 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy przy urządzeniach energetycznych. Dz.U. 2013 poz. 492.
9. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 22 grudnia 2005 r. w sprawie zasadniczych wymagań dla urządzeń i systemów ochronnych przeznaczonych do użytku w przestrzeniach zagrożonych wybuchem. Dz.U. 2005 nr 263 poz. 2203.

MICHAŁ MICOR
Lappeenranta University of Technology, Finland

IMPLEMENTATION OF ROBOTIC OPERATING SYSTEM IN MOBILE ROBOTS CENTRAL CONTROL SYSTEM

Abstract

Robots become more and more popular in modern world. Wide access to software development tools, cheap electronics components and rapidly progressing research related to machine learning algorithms are nowadays allowing to apply robotics in everyday use, also in mining industry. It is possible to use freeware open source software available online to create fully functional control system for a robot, which could perform various tasks to improve safety and efficiency in mining facility.

This paper is focused on a central control system created for Mobile Assembly Robot. It is based on Robotic Operating System (ROS). It allows to create a control system in which cooperation and relations between various hardware components can be created. It is achieved, by applying control and signal processing algorithms to the system.

Main benefit of ROS is providing control architecture which is easy in implementation and modification, also in case of cooperation of multiple design teams. Software structure is much more "modular" than in case of software written for embedded systems. Combining different programming languages is also possible. Due to the open source character of this software there are libraries and solutions provided by internet community. Their application is possible not only in research facilities or civil environment but also for industrial purpose like mines and smelters.

Robots can perform task which are hard and often dangerous for human, like working in hazardous environment or operating with very heavy objects. They are also faster and more efficient than human. Robots are not affected by distractions, being tired or illness. From industrial point of view, in case of accident the only problems is fixing or replacing broken robot. Moreover, in many cases they can work 24 hours per day all 7 days of a week. Development of material science and new kinds of electric insulation allows for application of robotic solutions even in explosives environment and creates new possibilities for application of robots.

Moreover, ROS also allows simulation of the created system, therefore it is possible to work on the control system in parallel to design teams working on assembly of a robot, without actual device.

This publication provides working principle, architecture, simulation of work of mobile robot control system and also examples of application in mining facilities.

A. NAM, U. PRÜFERT, M. EIERMANN, R. KAWALLA
TU Bergakademie Freiberg, Germany

CONCEPT OF TEMPERATURE MODELING OF THE HOT STRIP ROLLING TECHNOLOGICAL CHAIN OF MAGNESIUM ALLOY AZ31

Keywords: Reversing rolling; thermal modelling; 3-D simulation; magnesium alloys

Abstract

The paper proposes the approach to the modelling and calculation of the temperature development during the hot strip rolling of magnesium alloy AZ31. This technological chain of magnesium alloy includes the reheating, reversing hot rolling and un-/cooling of a coil. The temperature modelling chain combines each step of the technological chain. Moreover, they are connected with each other. The 3D FEM implementation occurs by means of the OOPDE (Object orientated partial differential equations) Toolbox in MATLAB™. In the paper will be shown the state of the work on this approach and some result with its validation.

Introduction

The institute of Metal Forming of the TU Bergakademie Freiberg is one of the R&D leaders in the field of the magnesium strip production by means of the Twin Roll Casting and subsequent reversing hot rolling (see Fig. 1). The paper focuses on the hot strip rolling technological chain which consists of the reheating, transport, coiling, hot reversing rolling, uncoiling of the a coil.

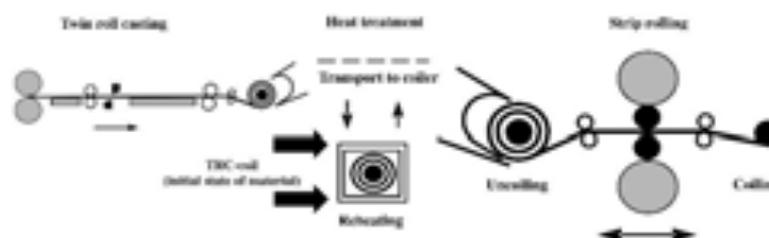


Figure 3. Entire technological pilot chain of magnesium strip production at the institute of Metal Forming of the TU Bergakademie Freiberg[1]

The importance of the temperature modelling during the hot rolling technological chain is caused by the limited temperature range of the magnesium plasticity which is up to 225°C. It is due to its hexagonal lattice structure. In addition, the knowledge of the temperature evolution during the process enables to design the technological chain more efficient from view of the energy consumption, on the one hand. On the other hand, it will also support by the understanding of microstructure behavior along the hot reversing rolling process.

Modelling concept

The modelling of the hot rolling technological chain is carried out by means of FEM using the OOPDE Toolbox in MATLAB. The OOPDE Toolbox facilitates the describing each step of the technological chain by means of the single classes. These classes include information such as grid, fem, solution which can be brought into connection with other classes. Thus, it is possible to describe the entire hot strip rolling technological chain by modelling each step and creating the individual classes. Fig. 2 depicts the schematic construction of these classes.

Finite element formulation

The convective-diffusion equation for modelling heat transfer cf. [2], is written as

$$c_p \rho \frac{\partial T}{\partial t} - \nabla^T k \nabla T = F \quad \text{on } \Omega \quad (1)$$

$$\mathcal{H} (k \nabla T) \cdot \mathbf{n} = h_i (T - T_{\Gamma_i}) \quad \text{on } \Gamma_i, \quad i = 1, \dots, N_{\Gamma_i} \quad (2)$$

where T(K) is the temperature, ρ (kg/m³) is the density, c_p (J/(kg K)) is the specific heat capacity and k_i (W/(m² K)) is the heat transfer coefficient according to the boundary conditions $\Gamma_i, i = 1, \dots, N_{\Gamma_i}$ are the N_{Γ_i} surface segments of Ω . These segments are used to define several boundary conditions modelling contact with surrounding air, a mandrel, or guide pulleys. During the processing steps the form of Ω as well as the number of boundary conditions varies. A radiative heat transfer boundary condition is not considered in the presented model in order to simplify and to accelerate the calculation. However, the emissivity of magnesium alloys in the temperature range of the reversing rolling of magnesium alloys is about 0.135. The radiation of magnesium alloy will be taken into account in the further development of the work. To apply the finite element method (FEM) we consider the weak form of the differential equation.

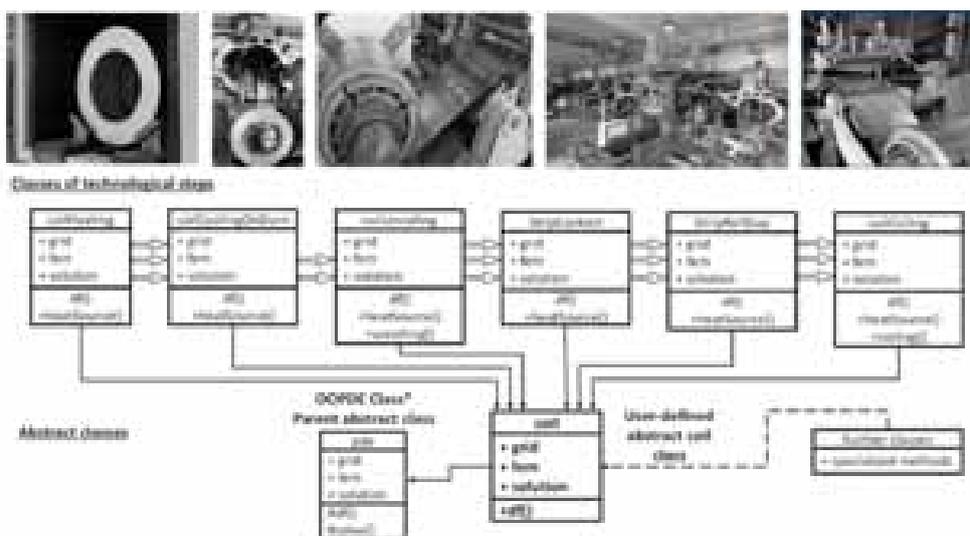


Figure 4. Modelling concept of the hot strip rolling technological chain based on the classes in OOPDE Toolbox

After discretization of the domain Ω , boundary Γ , and of all functions by finite elements, we finally obtain the semi-discrete problem:

$$D \frac{\partial T}{\partial t} + (K(T) + \sum_{i=1}^{N_{\Gamma_i}} H_i) T = \sum_{i=1}^{N_{\Gamma_i}} G_i + F \quad (3)$$

where K is the stiffness matrix, D is the mass matrix, F is the vector of the heat source and the matrices H_i correspond to functions k_i and G_i . They are the vectors corresponding to the given data T_{Γ_i} in the boundary integrals. By the dependence of the stiffness matrix on the temperature this is a non-linear problem. For the details of the used FEM software OOPDE we refer to [3].

Results

The furnace program for coil heating together with the calculated furnace temperature compared to the measured within the furnace chamber during coil heating is shown in Fig.3. The validation of coil heating simulation is given in [1,4]. In the next step, the coil is transported to the coiler. It happens a slightly cooling occurs due to free convection. Subsequently, the coil is unrolled. Fig. 3 shows the predicted temperature during the unrolling step. The validation of the unrolling process is outlined in more details in [5].

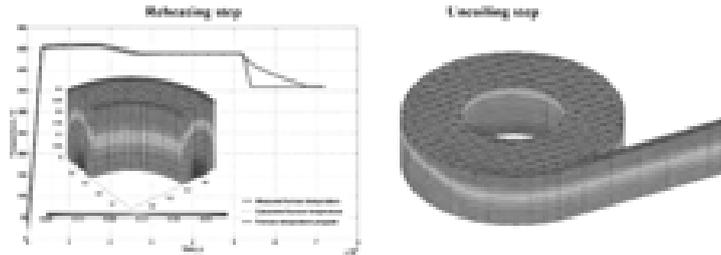


Figure 5. Simulation results of reheating (left) and uncoiling (right) steps

In the next figure the calculated steps of the reversing rolling are demonstrated. Fig.4(a) depicts the temperature state of the reversing rolling with the uncoiling of the first coil. In Fig.4(b) the second coil has been already created. The rolling process is carried out with both the uncoiling and coiling process. The temperature evolution and the difference between both coils can be observed. Fig.4(c-d) shows the completely uncoiled first coil and the coiled second coil, respectively. In addition, the temperature state of the second coil after the first rolling pass is about 320°C. Hence, the temperature reduction corresponds to about 50°C.

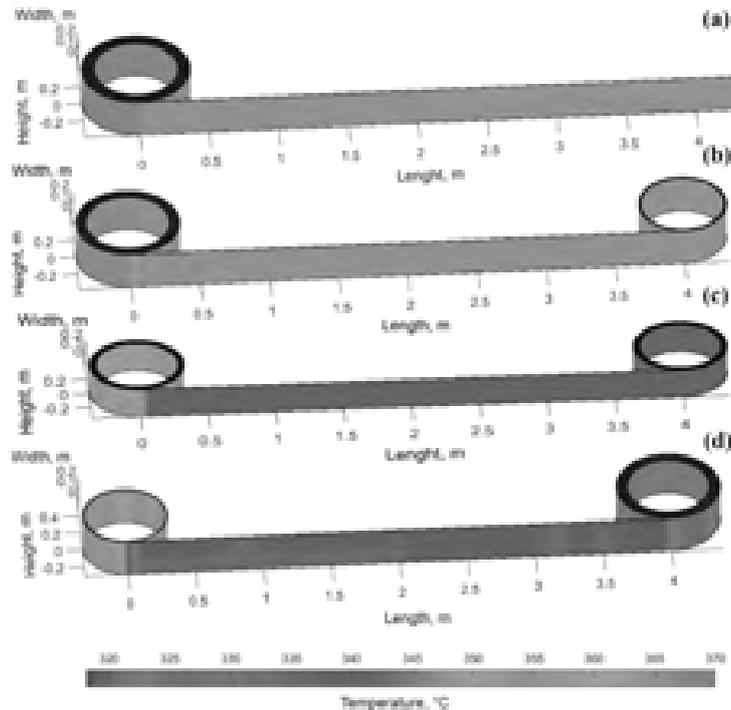


Figure 6. Simulation results of hot strip rolling steps (a-d)

Conclusion

The paper focuses on the thermal modelling of the hot strip rolling technological chain of magnesium alloy AZ31. The proposed modelling approach enables the investigation of the temperature state of the reversing hot rolling taking into account the previous steps such as the reheating, un- /coiling process of a coil. The modelling concept and the implementation idea was presented. In the near future the further experimental trials will be carried out in order to validate the simulation results. The advantage of this modelling approach consists on the possibility to calculate both the temperature state of coils and the temperature state of the unrolled strip in connection with coils. Based on these calculations the microstructure evolution can be calculated along the reversing rolling process more accurately.

References

1. A. Nam, U. Prüfert, M. Eiermann, and R. Kawalla, "Numerical Modeling of Thermal Evolution in Hot Strip Rolling of Magnesium Alloy," KEM 651-653, 207-212 (2015).
2. M. N. Özışık, Heat conduction, 2. ed. (Wiley, 1993).
3. U. Prüfert, "OOPDE - An object oriented approach to finite elements in MATLAB, Quickstart Guide". On <http://www.mathe.tu-freiberg.de/nmo/mitarbeiter/uwe-pruefert/software> (2015).
4. A. Nam, U. Prufert, and R. Kawalla, "Thermal Modelling for Production of Hot Strip of Magnesium Alloy," Journal of Machine Engineering 14, 29-38 (2014).
5. A. Nam, U. Prüfert, M. Eiermann, and R. Kawalla, "Modelling the temperature evolution during hot reversing strip rolling of magnesium alloys," Materials Science Forum (2016) (accepted for publication).

DESIGN AND IMPLEMENTATION OF MACHINE VISION FOR MOBILE ROBOTS

Introduction

Despite the industrial development, mining industry is still remains as hard and dangerous labour. That is why, the demand of automation and robotics is very high. Although, there are other factors impacted on robotics development in mining, which include the need of increasing productivity, ensuring people’s safety and avoiding accidents.

To be more precise, there are several levels of robot autonomy which vary on the human participation in the human-robot interaction. One of them, according to Beer et al ‘Assisted Tele-operation’ goes after ‘Manual’ stage in this taxonomy. This type gives the opportunity to robot to help man in performing tasks. Machine can advise to operator, for example, the best suitable trajectory or avoid obstacles if the distance is too low between machine and object. (Beer, J.M., Fisk, A.D. & Rogers, 2014, p. 74.)

Word ‘Teleoperation’ can be interpreted as ‘control from distance’. In this way ‘distance’ can be changed from 10 meters to millions of kilometers. In Figure 1 the scheme of typical tele-operated system is presented. It is called telemanipulation, which is a mechatronic system with local device (as master) and remote device (as slave). Connection is established via communication link. In the case of mining industry the best way of transmitting signal will be wireless channel. Depending of particular mine, the system may include also system of repeaters for signal not to be lost. (Mahler, 2014)

The aim of this study was designing and implementing machine vision for mobile robots, which can be used in mining industry. It is a trial to create an augmented reality system which will be as an advisor for an operator in the case of determining important objects on the image. The tasks for augmented reality system are:

1. Human detection (by face or silhouette projection)
2. Defining special signs (danger or warning)
3. Recognize valves, tools and other most used devices on the site
4. Understanding colors of lights (green, blue, yellow, red)

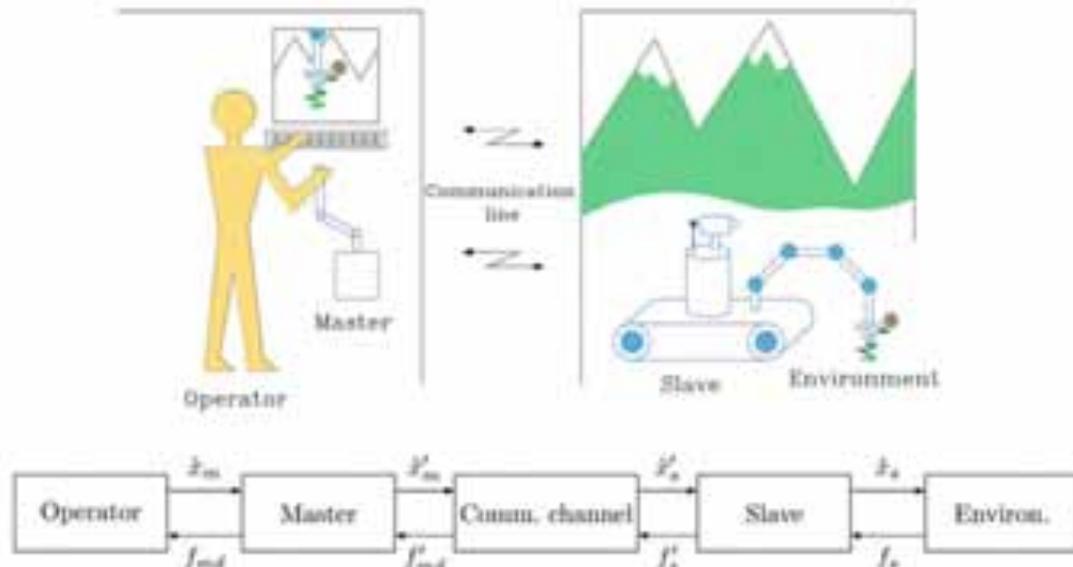


Figure 1. Principle scheme of tele-operated robot

Methods

With the use of previously described video system it is become possible to use video stream from the site in the control room. (Soroka, 2015) Video signal goes wirelessly to video switcher. From this device it grabbed by the frame grabber to the PC with pre-installed LabVIEW with IMAQ drivers. The general scheme is shown in Figure 2. Capture device with the technology Direct Link feeds the program with video.



Figure 2. General scheme of machine vision system

In real time program, blocks “IMAQ Learn pattern” with the pre-loaded samples compare every frame by the means of statistical approaches. It is possible to use several methods in learning template information. They are: Low Discrepancy Sampling, Grayscale Value Pyramid, Gradients Pyramid. The best way of doing things is to use all the algorithms step-by-step. Sometimes there is a need of filtering the image. For these purposes FFT transformation can be used. (National Instruments, 2013)

Another block can be used for color detection. Its name is ‘IMAQ Color Classifier’. The idea is to train the program in detecting colors. There are two phases in the process of determining colors: training phase and classifying phase. At first, samples need to be inserted in the memory of classifier. As much samples one have, the higher accuracy will be. Furthermore, it is obligatory to create classes (e.g. colors) which will contain the medium and low resolution mask to produce the absolute feature. (National Instruments, 2011)

It can be challenging to develop the best suitable algorithm for human detection. The program needs to check at first the existence of face. After that it can be possible to create custom classifier for recognizing shape of silhouette projection.

Results

In the Figure 3, the screenshots from camera are presented. After recognizing object the program sends a string with information to an operator. It uses colours in three stages of importance: green (low importance), yellow (medium importance) and red (high importance).



Figure 3. Demonstration of several popular signs

Discussion and conclusions

It should be mentioned, that the experiments with pattern recognition were done only in the laboratory conditions. One more factor is not considered: illumination. To avoid impacting of low light, there is a possibility to install LED torch.

In this work, several results of implementing machine vision are presented graphically. Basic structures are mentioned with commentaries. Future work will be the experiments on site. Although, the algorithms of detection and code optimization will be done.

References

1. Beer, J.M., Fisk, A.D., Rogers, W.A. 2014. Toward a Framework for Levels of Robot Autonomy in Human-Robot Interaction. *Journal of Human-Robot Interaction*, 3(2), 74.
2. Li, Z., Su, Y.X.C. 2015. *Intelligent Networked Teleoperation Control*, New York: Springer. 1-2
3. Mahler, R., 2014. Robot Teleoperation, *Encyclopedia of Systems and Control*, London: Springer, 1178-1188.
4. National Instruments. 2011. Color Classification. [NI home webpage] [Referred 28.02.2016] Available at: http://zone.ni.com/reference/en-XX/help/372916L-01/nivisionconcepts/color_classification/
5. National Instruments. 2013. IMAQ Learn Pattern 4 VI. [NI home webpage] [Referred 28.02.2016] Available at: http://zone.ni.com/reference/en-XX/help/370281U-01/imaqvision/imaq_learn_pattern_4/
6. Soroka, I. 2015. Live Video Stream Transfer via Wireless Technologies, 'The Topical issues of rational use of natural resources': Proceedings of the Saint-Petersburg National Mineral Resources University of Mines International Conference 2015, 22-24 April, St Petersburg, National Mineral Resources University of Mines, St Petersburg, Russia.

R.STEFANOV, K.VELINOV

University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", Bulgaria

INCREASE OF ENERGY EFFICIENCY OF ROAD TUNNELS

Abstract

The report investigates the opportunity for optimization of the electricity cost for supplying the road tunnel lighting.

Keywords: natural lighting, solar panels, LED lighting, road tunnels, illumination efficiency.

Introduction

Entering into a road tunnel without illumination, the driver of the vehicle falls into a "black hole." The human eye is unable to adapt so fast from the high level of brightness in front of the tunnel entrance to the lower brightness inside. The ability to adapt is limited by the physiological characteristics of the human eye. It is therefore necessary road tunnel entrance to be highly illuminated and the rest of the tunnel to be illuminated according to the illumination standards (1).

Exposition

Lighting of road tunnels are differentiated in 5 zones, which are shown in Figure 1. The purpose of these zones is to achieve maximum adaptation of vision of the driver to road conditions, with minimum energy consumption. The blue curves show the needed luminance in the different parts of the tunnel.

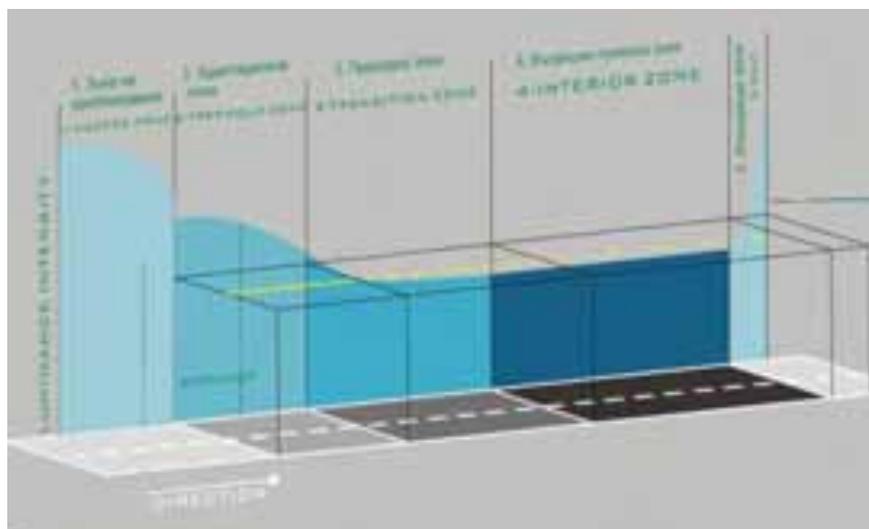


Figure 1. Zones in the road tunnels

Safe passage of the driver through the tunnel is associated with a large stress of the eyes. The load is determined by the rapid adjustment of the eye to the high brightness in front of the tunnel entrance, to the brightness of the internal tunnel area.

Depending on the above conditions, the luminance in the threshold zone should be from 90-250 candelas per square meter. The realization of such high luminance along the 100 - 250 meters requires installing higher power consumption lighting system.

The primary expense for the maintenance of a road tunnel is the need for it to be illuminated.

In the research of lighting systems of approximately 40 road tunnels in the Republic of Bulgaria [2], is established that the power required for lighting the threshold and transition zone at the entrance of the tunnel ranges from 20-120kW only for one of the tunnel tubes. The rest part of the road tunnel, according to its length is illuminated by up to 10-15% of the required output power of the threshold and the transition zone of the tunnel. The

annual utilization of the maximum load is 2500 hours, which corresponds to 50 MW to 300 MW annual power consumption for the threshold and transition zones.

This report examines the opportunities for cost optimization for supplying the lighting system of road tunnels with electric power, which is the biggest expense on their operation.

Opportunities for energy efficiency

1. So far in tunnel lighting systems were used luminaries with high pressure sodium lamps (HPSL). The progress in the field of LED lighting makes it possible to produce such also for internal tunnel area where the required unit capacity for them is 50-100W with symmetrical radiation and lighting for adaptive zone with a power range of 350W and asymmetrical radiation. This luminaire replaces almost 1:1 tunnel luminaire with HPSL 400W bulb and active power consumption 450W with the light source control gear. Besides the high light output of more than 100 lm/W [3], which have LED light source, their advantage is long life up to 100,000 hours compared to HPSL with 25 000 working hours. Also, a big advantage of LEDs to HPSL is the possibility of their easily dimming. While luminaires with HPSL do not allow a rapid change of the luminous flux, this issue in LED luminaires is missing. They can in a split second to change the light output from 0-100%. An additional advantage is the favorable dimming function - increasing the light yield while dimming (50% luminous flux is achieved at 40 percent power input) [4].

Till now in these lighting systems the regulation of power is performed by sectioning the lighting in groups and inclusion of different levels (Fig. 2). When using LED lighting, the dimming of the luminaires can be smooth.

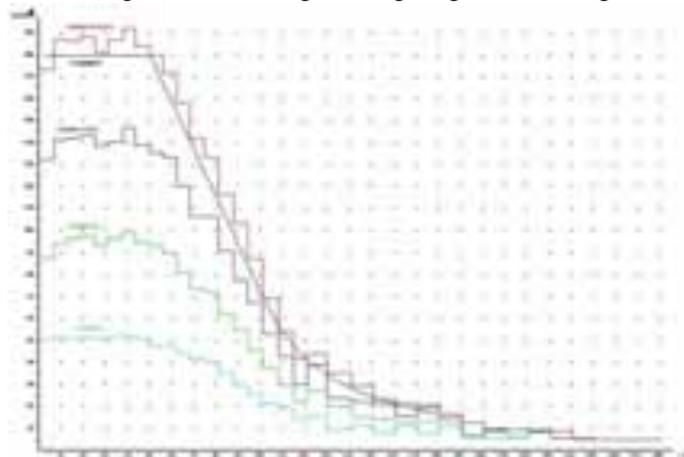


Figure 2

2. Another option for optimization of costs to power lighting systems in road tunnels is the use of suitable light distribution of the luminaires, which allows achieving the norm requirements with minimal costs [5]. This is possible, because of the mirror component of the road surface. Fig. 3 shows the light parameters of the LED illuminator with efficient light distribution measured in scientific research laboratory "Lighting" at MGU "St. Ivan Rilski".

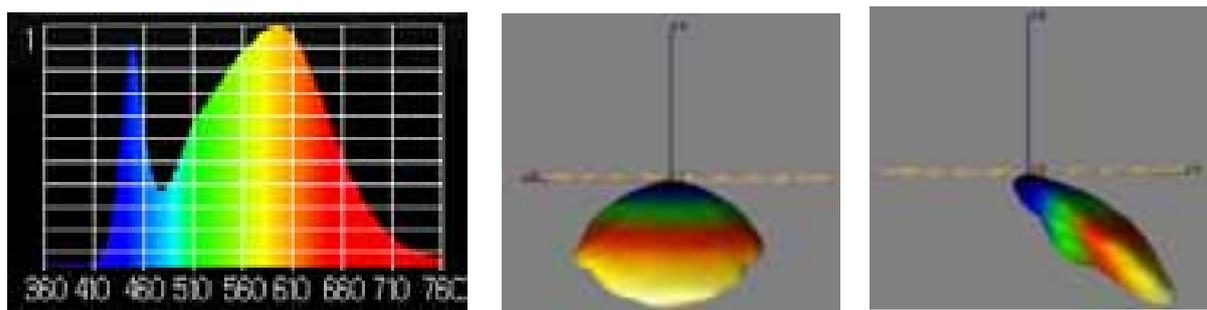


Figure 3. Light distribution of LED tunnel luminaire for adaptive zone with a power range of 350W and asymmetric radiation CCT- 3970K, CRI = 83

3. The above advantages of LED lighting make it possible to use solar radiation to power the lighting of the threshold and transition zone. The advantage in this case will be the lack of transformers, batteries and power converters (Figure: 4). As such drivers will use LED light powered by a constant voltage 150-300 V, generated by photovoltaic panels.

To determine the parameters of photovoltaic power is necessary to know the amount of solar radiation in the critical time of the day, ie , in which there is a need of more power. To do this you need to know at what time of the year, the front brightness L20 is greatest and when solar radiation is the weakest. Such an embodiment of the power supply of the luminaires of the threshold and transition zone may reduce the consumption of these zones from 50 MW to 275 MW per year, depending on the specifics of the tunnel.

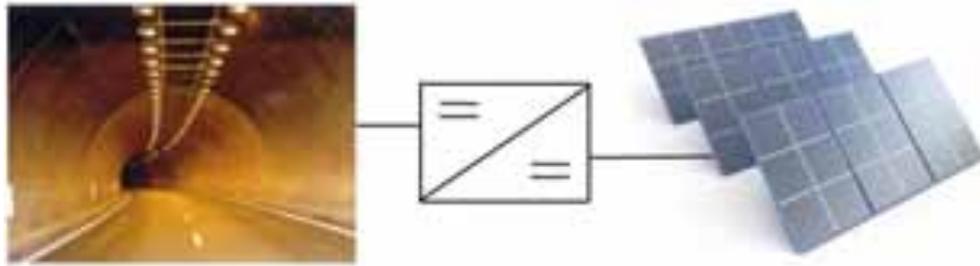


Figure 4. Powering tunnel luminaries with photovoltaic

4. Another possibility for lighting the threshold and transition zone of the tunnel is the light pipes [6]. At low external brightness is not necessary realizing a high brightness in the input. In practice, the power of illumination must be proportionate to the external light. This is an ideal prerequisite for threshold lighting of road tunnels to use light pipes to bring outside light inside the tunnel. This will get natural regulation in accordance with the normative requirements placed and brightness in the input area will be proportionate to the solar radiation.

A feasible solution is to place light hubs at the entrance of the tunnel to capture a large amount of sunlight and direct into the light pipes.

Such equipment can fully replace the lighting in the adaptive zone of the tunnel.

Conclusion

Using each of these methods will result a substantial reduction in the electricity cost for exploitation of the tunnel lighting. Using LED luminaires the electricity cost will be reduced to 50%, if we combine it with suitable light distribution of the luminaires, these costs will decrease by another 30%. Installing photovoltaic or light tubes for illuminating the threshold and transition zone, this cost will be kept to a minimum and the investment will return approximately from 6 to 8 years.

References

1. CEN CR 14380:2003 "Lighting application – Tunnel lighting".
2. Potential forenergy savinglightingin roadtunnelsinthe republic of bulgaria Rosen Stefanov, Krasimir Velinov, Bulight 2014, Sozoplol, Bulgaria
3. Measured report number 2014-037, tested in NIL "Light" University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski" <http://light-bg.eu/>
4. Use of photovoltaics for lighting road tunnels,Rosen Stefanov, Krasimir Velinov, Bulight 2014, Sozoplol, Bulgaria
5. Study of the influence of geometry and regulatory restrictions on the optimal light distribution, street and tunnel luminaires, Krasimir Velinov, Vladimir Vasilev, Bulight 2014, Sozoplol, Bulgaria
6. Use of natural light at lighting of road tunnes with light pipes, Venko Voivodov, Krasimir Velinov, Bulight 2014, Sozoplol, Bulgaria.

J. TSCHERSICH

Technische Fachhochschule Georg Agricola zu Bochum, Germany

TEST BENCH FOR MACHINE COMPONENTS RESEARCH ON HIGHLY STRESSED COMPONENTS SUCH AS IN MINING EQUIPMENT

Abstract

The chair of development and construction at the Technische Fachhochschule Georg Agricola is developing currently a flexible test bench for highly stressed machine components. Investigations on drive components such as clutches, shaft-hub connections or brakes are possible. The technical capture with such a wide range of products is made possible by a modular construction. With a nominalmechanical output of 45 kW,torques up to 1500 Nm can be applied for the dynamic tests.

Motivation and objectives

Test benches are needed wherever a technical object must be tested reproducibly on its properties. To check the properties is important forguarantee the functionality and operating safety in mechanical engineering. For the transport of raw materials the drive and extraction technology are essential. The chair of development and construction at the University of Applied Sciences "TFH Georg Agricola", has set oneself the task to develop a test bench for thesecomponents in drive and extraction technology.In this sector the requirements on high load-bearing capacity are fact. Consequently the test bench has to meet these requirements with a powerful system. With this present plannedsystem it will be possible to test machine parts under speed and high torques.

Facts and figures

In this section shortly facts will be mentioned about the test bench, so that the interested reader gets a better perception of the extensive project. The part numbers refer to the attached technical drawing on the second last page:

1. The space between the gearboxes (No.29) is provided for the modular units. Here different test objects can be clamped with various conditions such as width, length and height;
2. The devices of the test bench are mounted on a machine bed which has a weight about 7 tons for a strong position and minimal vibrations. The length dimensions are 5000 mm x 1500 mm;
3. A powerful induction motor (No.2) with an output of 45 kW is responsible for the provision of speed and torque. This electric motor has a weight of 410 kg;
4. The second identical induction motor (No.2) is used as a brake by using a power resistor. The next intention is to feed back the braking energy into the system by using the generator operation;
5. With a gear transmission ratio (No.29) the motor torque will be increased to about 1500 Nm on the testing unit. This is based on the nominal torque of the electro motor, so there are even higher torques possible if these are not permanently in use;

6. In addition to the mechanical completion, a test bench requires the corresponding sensors and controls in order to generate the desired properties and of course to monitor and read the measured values. This is mainly about the mechanical construction;

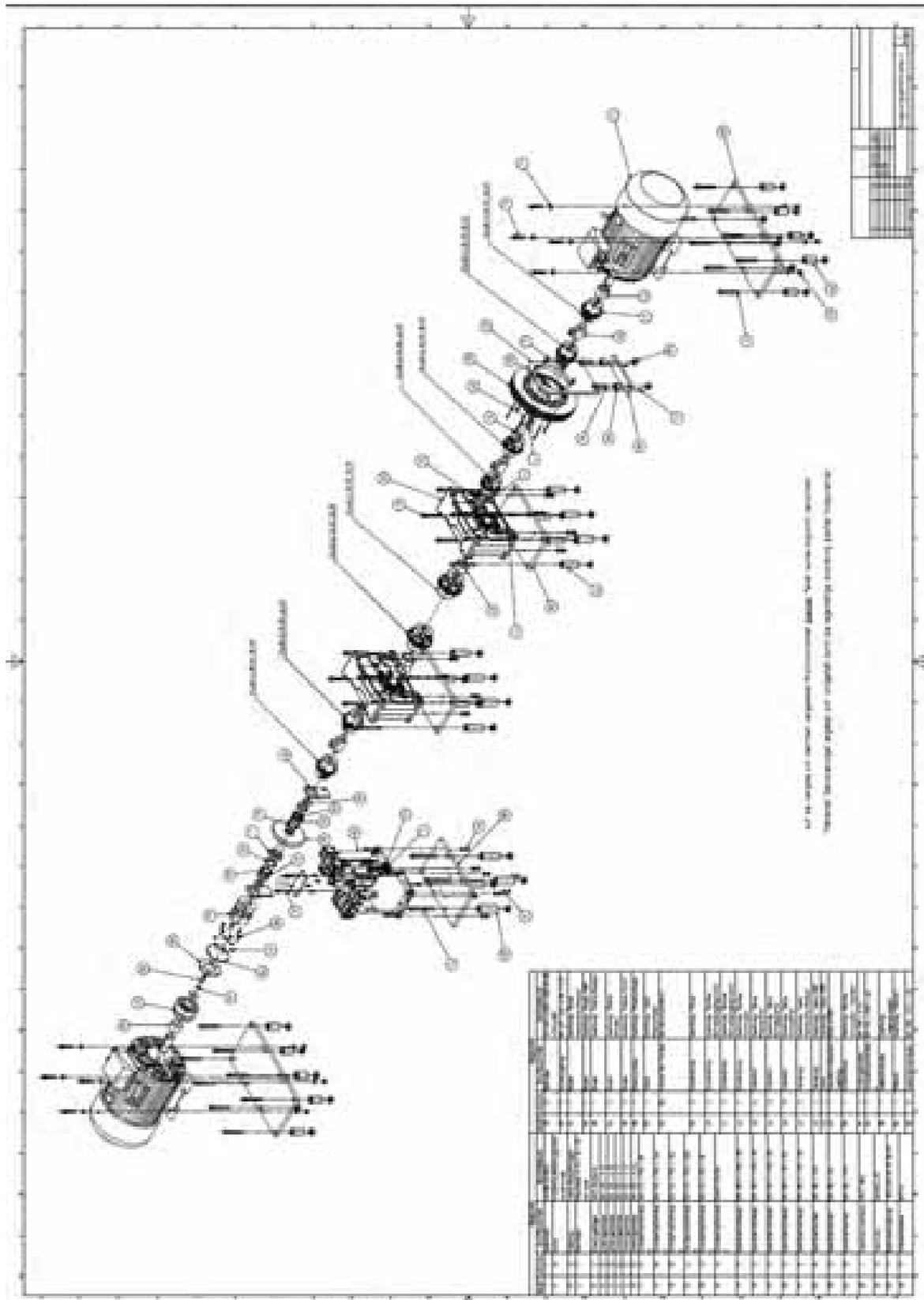


Figure 1

7. The torque measurement (No.26) is performed with a torque transducer with proven strain gauge technology combined with the latest electronic components. In addition to torque measurement, the transducer has a speed sensor for checking the rotational speed permanently. Magnetic particle brakes are not rest torques free, so the difference is measured by two torque transducers. One before and one after the brake;

8. Self-aligning couplings (314.65. ... and 314.80. ...) guarantee a stress-free connection between the elements. Two clutches are connected in series, so that they can be carried out corrections in axial, angular and furthermore radial deflections. For ease of installation, the couplings are partially provided with divisible clamping hub;

9. The installation of the magnetic powder brake (No.25) is justified to the advantageous properties, which have the other braking systems are only partially. The main features include fast response time, high precision and dispense the torque exactly. Furthermore the brake has a high efficiency, no wear and no servicing is required;

10. The mechanical brake (No.28) brakes the test bench in case that the modular section is divided from the subsequent part of the system;

11. A safety clutch (No.49) disconnects the induction motor from the drive train when a certain torque is exceeded. This protects the system against overload, if for example an unexpected deadlock appears in the drive train;

12. The elastic coupling (No.27) inhibits the unwanted strokes of the motor, so that the system is preferably unaffected of them. Strokes are always associated with higher torques.

Conclusion

Normally application-specific test benches cannot buy ready-made. Justified by the different requirements, test benches are customized solutions with different concepts. With the completion of the project presented here, the Technische Fachhochschule Georg Agricola zu Bochum represents a specific system for testing components in drive and extraction technology.

S. VARGA

TU Bergakademie Freiberg, Germany

AUTOMATED DETECTION OF THE GEOLOGY AT MINING

Abstract

To reduce the dependencies of foreign deposits of rare elements or ores like copper, it is very important to inspect if mines can be reopened again. For this it is necessary to know the geology of a mine. Closed mines that are still accessible can be a danger for the team of new exploration. Possible reasons for these risks are for example a lack of fresh air or a bad stability against collapse. Further it is expensive and time-consuming to exploit it by people. This leads to an increased economic risk for reopening mines again. These problems can be reduced by an automatic exploration. Therefore, a research project with the aim to develop an automatic driving vehicle has been launched. A part of this research is the automated detection of the geology of the deposit in the mine. The target of the automation is one step to mining 4.0. Below a multisensory system to detect and to map the geology of a mine, especially the ore lodes, will be shown. Part of this sensor concept is a combination of RGB-camera, a hyperspectral camera and a laser scanner.

In the recycling industry it is usual, to select the individual components of the conveyer belt automatically. As a requirement for that, automated detection of individual components must be done. A combination of a RGB camera and a hyperspectral camera is a very common tool (Headwall Photonics (2009), LLA Instruments GmbH). In case that further information are required, additional sensors for detecting metal can be added for example. The solution can be found in other industries like raw material processing and inspection services.

The principal to detect material signatures and structures of the earth surface by using spectrum cameras such as hyperspectral cameras is common for many scientific disciplines and industry solutions.

Goetz & Srivastava (1985) define the imaging spectroscopy, now known as hyperspectral imaging, as „the acquisition of images in hundred so contiguous, registered, spectral bands such that for each pixel a radiance spectrum can be derived.“ In 1972 Landsat-1, former called ERTS-1, with a multispectral scanner (MSS) launched and the received data was used for a geologic interpretation of the Coconino Plateau (Goetz et al. 1975).³⁵

Hunt (1977) describes the underlying physical processes for the rock and mineral, relating to a defined wave length.

This spectrum of hyperspectral cameras can be divided into two main parts. The first part from nearly 200 to nearly 1000 nm, some authors call this VNIR (Clark (1999)), and the second one from nearly 1000 to nearly 2500 nm. In the first part electronic processes are dominant. In the second part vibration of the molecules generated a characteristic spectrum. This leads to an exact finger print of the material being detected. The first part (up to 1000 nm) can be used to detect metals and rare elements (Carli et al. (2015)).

A further advantage of hyperspectral sensors, working in this spectral range, is that they are cheaper than hyperspectral sensors for the wave length of 1000 to 2500 nm. Therefore, a hyperspectral 1D sensor will be used for the project (QMini, Sphere Optics (Sphere Optics GmbH (Hg.) (2015)) 1D sensor means, that the sensor measures punctual and not an area.

For this research I use a combination of a RGB camera and a hyperspectral camera like it is described below. New at my concept is that I put the technology of the industry in a mine with an additional laser scanner. For the pre-processing I will modify the algorithm of the well-known industry solution to the special situation of a mine.

³⁵Fundamental research of spectres and geology are done in the 1970s Ross, H. P., Alder, J. E. M., and Hunt, G. R. 1969; Hunt, G. R., and Salisbury, J. W. 1970; Hunt, G. R., Salisbury, J. W., and Lenhoff, C. J. 1974a, 1971a, 1971b, 1973b, 1973a, 1974b.

Further I add the aspect of the calculation of fissure plane to this. So it can be said that I make geological research with transformed methods of the industry 4.0.

In illustration 1 the principal is shown. The laser scanner detects the fissure plane and the geological borders are calculated by using statistics. With the RGB camera I will additionally detect the geological borders. This leads to a map where several kinds of rocks can be discovered. The next step is to find out the kinds of rock. In addition, I use the hyperspectral sensor to detect the signature of the rock.

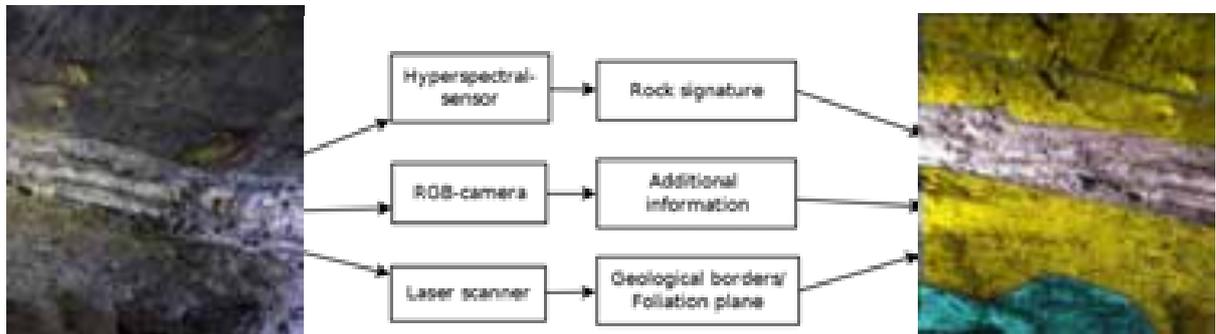


Figure 1. Multisensor concept, which includes a hyperspectral-sensor, a RGB-camera and a laser scanner

As a first step of my research I work with hyperspectral sensors in order to detect the signature of the rock. Basically, for working in a mine, the right illumination is essential. Using a hyperspectral sensor makes it necessary to give further attention to this point. The spectrum of the light must be similar to natural light, because for further calculation the spectrum of the light must be known. Then it can be separated from the rocks' spectrum. Michelsburg (2014) combines a fluorescent lamp for the visible spectrum and a halogen lamp for the NIR in his study of hyperspectral cameras in inspection services. A separation of the lamps through shading is important to avoid mixing of the spectrum of the single lamps. Inside a mine you can have larger difficulties, because the environment is much more challenging. The surface of the rocks is wet and rough and the adit curvy. Furthermore the energy of a robot is limited. Another problem is the positioning of the lamps in order to separate the lamps from each other. A good solution may be a separation through time. This means: first the RGB camera measures, then their lamps turn off, the halogen lamps turn on and the hyperspectral camera starts their measurements.

First measurements to test a hyperspectral camera (Norsk Elektro Optik AS (Hg.): HySpex. Imaging Spectrometer User's Manual) have been done and show that the hyperspectral camera can be used for our research. This project is promoted by the BMF (Grant No: 033R126A).

References

1. Carli, C.; Serventi, G.; Sgavetti, M. (2015): VNIR spectral characteristics of terrestrial igneous effusive rocks. Mineralogical composition and the influence of texture. In: *Geological Society, London, Special Publications* 401 (1), S. 139–158. DOI: 10.1144/SP401.19.
2. Goetz, A. F. H. & Srivastava, V. (1985): Mineralogical mapping in the cuprite mining district. In: Gregg Vane und Alexander F. H. Goetz (Hg.): *Proceedings of the Airborne Imaging Spectrometer Data Analysis Workshop*, April 8, 9, 10, 1985. Pasadena, Calif., [Springfield, Va.]: National Aeronautics and Space Administration, Jet Propulsion Laboratory, California Institute of Technology; [National Technical Information Service, distributor] (NASA CR, 176210), S. 22–29.
3. Goetz, A. F. H., Billingsley, F. C., Elston, D., Lucchitta, I., Shoemaker, E. M., Abrams, M. J. (1975): Applications of ERTS images and image processing to regional geologic problems and geologic mapping in northern Arizona. Pasadena, CA: Jet Propulsion Laboratory. In: *JPL Technical*, S. 32–1597.
4. Headwall Photonics (2009): *Mining & Mineral Exploration Hyperspectral Imaging*. Büro Berlin Schwarzschildstraße 1 D - 12489 Berlin.
5. Hunt, Graham R. (1977): Spectral signatures of particulate minerals in the visible and near infrared. In: *GEOPHYSICS* 42 (3), S. 501–513. DOI: 10.1190/1.1440721.
6. Hunt, G. R., and Salisbury, J. W. (1970): Visible and nearinfrared spectra of minerals and rocks-1. Silicate minerals. In: *Modern Geology* 1 (4), S. 238–300.
7. Hunt, G. R., Salisbury, J. W., and Lenhoff, C. J. (1971a): Visible and near-infrared spectra of minerals and rocks-III. Oxides and hydroxides. In: *Modern Geology* 2 (3), S. 195–205.
8. Hunt, G. R., Salisbury, J. W., and Lenhoff, C. J. (1971b): Visible and near-infrared spectra of minerals and rocks-IV. Sulphides and sulphates. In: *Modern Geology* 3 (1), S. 1–14.
9. Hunt, G. R., Salisbury, J. W., and Lenhoff, C. J. (1973a): Visible and near-infrared spectra of minerals and rocks-VI. Additional silicates. In: *Modern Geology* 4, S. 85–106.
10. Hunt, G. R., Salisbury, J. W., and Lenhoff, C. J. (1973b): Visible and near-infrared spectra of minerals and rocks-VII. Acidic igneous rocks. In: *Modern Geology* 4, S. 217–224.
11. Hunt, G. R., Salisbury, J. W., and Lenhoff, C. J. (1974a): Visible and near-infrared spectra of minerals and rocks-IX. Basic and ultrabasic igneous rocks. In: *Modern Geology* (In press).
12. Hunt, G. R., Salisbury, J. W., and Lenhoff, C. J. (1974b): Visible and near-infrared spectra of minerals and rocks-VIII. Intermediate igneous rocks. In: *Modern Geology* (In press).
13. LLA Instruments GmbH: Analytische bildgebende Prozess Technologie.
14. Michelsburg, Matthias (2014): Materialklassifikation in optischen Inspektionssystemen mithilfe hyperspektraler Daten. Norsk Elektro Optik AS (Hg.): HySpex. Imaging Spectrometer User's Manual. Prost Stabells vei 22. 2019 Skedsmokorset, Norwegen.

15. Ross, H. P., Alder, J. E. M., and Hunt, G. R. (1969): A statistical analysis of the reflectance of igneous rocks from 0.2 to 2.65 microns. In: *Icarus* 1 (11), S. 46–54.

16. SphereOptics GmbH (Hg.) (2015): QMini. Miniature Spectrometer For Integrated Mobile Applications. Ehbachstraße 7a. 88690 Uhldingen.

А.В. БОСАК, С.П. ШЕВЧУК, В.О. ПОЛИЩУК, С.В. ЗАЙЧЕНКО

Национальный технический университет Украины «КПИ»

КИНЕМАТИКА ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ С МИНИМИЗАЦИЕЙ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗОК ПРИВОДА

В настоящее время в развитии шахтного подъема наблюдается тенденция увеличения глубины подъема, скорости движения сосудов и их грузоподъемности. Рост в последние годы глубины подъема до 1200-1500 м и обусловленная этим экономическая целесообразность концентрации грузопотоков привели к созданию современных подъемных комплексов, способных перемещать в подъемных сосудах одновременно до 100 человек и поднимать скипы грузоподъемностью до 50 тонн [1]. При этом для сохранения производительности подъемные установки должны иметь все большую скорость движения подъемных сосудов и большую их грузоподъемность. Известны шахтные подъемные установки, высота подъема которых достигает 2000 м, грузоподъемность сосудов до - 75 т, а максимальная скорость движения до 20 м/с [2]. В зарубежной практике максимальная скорость подъема достигает 30 м/с. Мощность электроприводов составляет до 5-10 тыс. кВт. Масса подъемных канатов может достигать до 30 т. При этом значительно увеличиваются динамические нагрузки при разгоне и торможении [3].

Большая часть подъемных установок работают автоматически с изменением движения скорости подъемных сосудов благодаря автоматическим устройствам, которые составляют систему управления двигателем, в соответствии с предварительно рассчитанной тахограммой, повторяется каждый подъем. Одним из способов повышения эффективности и надежности работы подъемной установки является оптимальная настройка системы управления электропривода с целью уменьшения динамических нагрузок, которые возникают при пуске, что позволяет увеличить срок службы всех составляющих элементов подъемного оборудования и горно-технических сооружений. Уменьшения динамических нагрузок при шахтном подъеме возможно достичь двумя известными способами: применение автоматизированной системы управления двигателя [4, 5] и механически - применение барабанов с переменным профилем (например, бицилиндро-коническим) [2, 6]. Применение первого способа требует сложной многокомпонентной схемы управления электродвигателем, что может привести к уменьшению надежности работы машины, существенного увеличения капитальных (до 50%) и энергетических затрат (более 5%). Так потери мощности только в частотном преобразователе (потери проводимости и переключения) более 10% [7].

Применение барабанов с переменным радиусом, например, бицилиндро-коническим, решает проблему частично, поскольку коническая форма предполагает мгновенного возникновения ускорения между периодами [2]. Оптимальными условиями пуска подъемной машины является рывок постоянного значения, который создаст разгон машины с постоянно растущим ускорением, минимизирует динамические явления с минимальными затратами энергии.

Поэтому повышение эксплуатационных свойств подъемной установки на основе обоснования и выбора формы барабана машин подъемных установок по критерию минимального ускорения в начале пуска является актуальной научной задачей.

Проведенные исследования ставили целью установления закономерностей режимов движения подъемной установки при минимальных динамических нагрузках, которые возникают, что позволит установить геометрию намотывающего органа с переменным радиусом.

Необходимость применения многопериодных тахограмм при работе подъемных установок, вызвана рядом факторов, таких как ограничение скорости движения в разгрузочных кривых, нормами ПТЭ, величиной свободного выбега и т.д. Поэтому обеспечение движения по таким требованиям используют пятипериодную или семипериодную тахограммы с постоянными значениями ускорений на начальных и конечных периодах, что приводит к мгновенному возникновению значения динамических нагрузок, на все элементы подъемной установки. Уменьшения динамических нагрузок при пуске возможно при условии: $a(t) = 0$, при $t = 0$. Данное условие можно выполнить при постоянном рывке в начале движения: $b = const = \rho$, при $t = 0$. Для рывка и ускорения с разным значением продолжительности первых и последних двух периодов зависимость приобретает следующий вид:

$$\begin{array}{ll} b(t) = \rho, & t \in [0; t_1]; \\ b(t) = -\rho, & t \in [t_1; t_2]; \\ b(t) = 0, & t \in [t_2; t_3]; \\ b(t) = -\rho, & t \in [t_3; t_4]; \\ b(t) = \rho, & t \in [t_4; t_5]. \end{array} \quad \begin{array}{ll} b(t) = \rho, & t \in [0; t_1]; \\ b(t) = -\rho, & t \in [t_1; t_2]; \\ b(t) = 0, & t \in [t_2; t_3]; \\ b(t) = -\rho, & t \in [t_3; t_4]; \\ b(t) = \rho, & t \in [t_4; t_5]. \end{array}$$

Для рывка с разным значением продолжительности первых и последних двух периодов зависимость приобретает следующий вид:

$$v(t) = \frac{\rho t^2}{2}, t \in [0; t_1];$$

$$v(t) = \frac{\rho t_1(t^2 - 2t_2t + t_1t_2)}{2(t_1 - t_2)}, t \in [t_1; t_2];$$

$$v(t) = \rho t_1^2, t \in [t_2; t_3];$$

$$v(t) = \frac{-\rho((t - t_3)^2 - 2t_1^2)}{2}, t \in [t_3; t_4];$$

$$v(t) = \rho(t_1^2 - \frac{t_3 - t_4}{2} - \frac{t_1(t - t_4)(t + t_4 - 2t_5)}{2(t_4 - t_5)}), t \in [t_4; t_5].$$

Аналогично для высоты подъема с ускорением:

$$h(t) = \frac{\rho t^3}{6}, t \in [0; t_1];$$

$$h(t) = \frac{-\rho t_1(3t_2t^2 - t^3 - 3t_1t_2t + t_1^2t_2)}{6(t_1 - t_2)}, t \in [t_1; t_2];$$

$$h(t) = \frac{\rho t_1(2t_2^2 - 7t_1t_2 + 6t_1t)}{6}, t \in [t_2; t_3];$$

$$h(t) = \frac{\rho(3t^2t_3 - t^3 + 6t_1^2 - 3t_3^2 - 7t_1^2t_2 + 2t_1t_2^2 + t_3^3)}{6}, t \in [t_3; t_4];$$

$$h(t) = \rho((t - \frac{7t_2}{6})t_1^2 + (\frac{t_2^2}{3} - \frac{(t - t_4)^3}{6(t_4 - t_5)} - \frac{(t - t_4)^2}{2})t_1 + \frac{(t_3 - t_4)^3}{6} - \frac{(t - t_4)(t_3 - t_4)^2}{2}), t \in [t_4; t_5].$$

При таких условиях график изменения рывка, ускорения, скорости и высоты подъема при движении подъемного сосуда имеет следующий вид (рис. 1, а), при:

$$t_1 = 2.5c, t_2 = 5c, t_3 = 45c, t_4 = 47.5c, t_5 = 50c, \rho = 1 \frac{i}{\bar{n}^3}.$$

Основными исходными параметрами для расчета наматывающих органов является диаметр каната d , промежуток между соседними витками e (для барабанов с переменным радиусом 0.015-0.02м). Средний диаметр n -го витка D_i :

$$D_i = \frac{h(t_n + \Delta) - h(t_n)}{\pi} - d = \frac{h(\Delta i) - h(\Delta(i-1))}{\pi} - d,$$

где Δ - время за которое барабан делает один оборот:

$$\Delta = \frac{2\pi}{\omega},$$

где ω - угловая скорость барабана.

Очевидным недостатком предложенной зависимости является недопустимы размеры в начале и конце барабана в условиях минимального диаметра D_{min} , которые регламентируются правилами безопасности, что требует коррекции профиля барабана на начальных и конечных участках. Изменение начального профиля требует коррекции длины центральной цилиндрической части в сторону ее уменьшения. Номер витка к которому барабан в начале имеет цилиндрическую форму n_{min} можно определить из условия:

$$D_{min} \leq D_{n_{min}}.$$

Внешний вид бицилиндро-параболического барабана с коррекцией профиля барабана на начальных, конечных и центральных участках представлено на рис. 2.

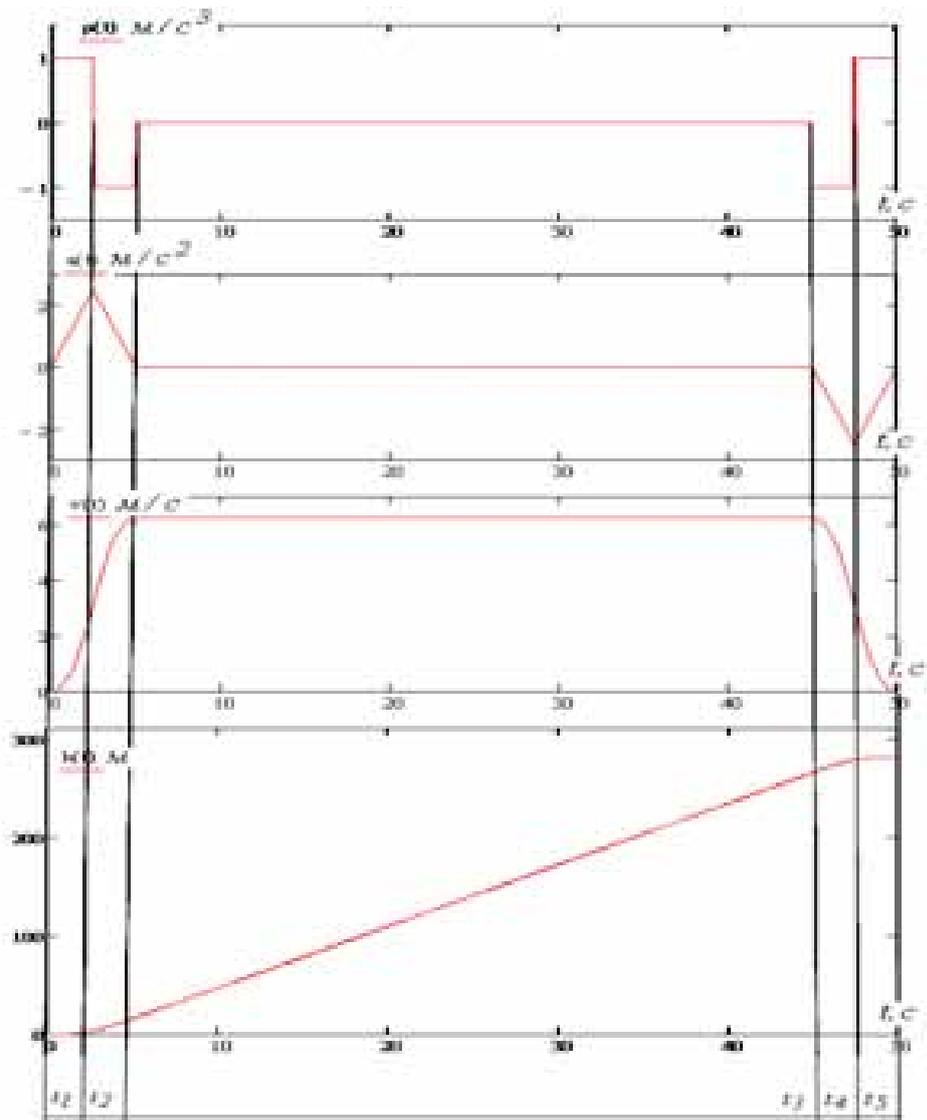


Рис. 1. Графики изменения рывка, ускорения, скорости и высоты подъема

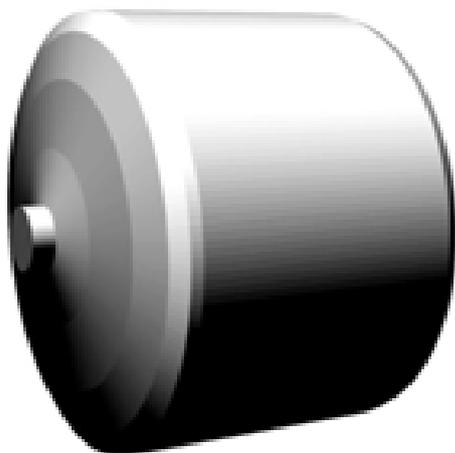


Рис. 2. Внешний вид бицилиндро-параболического барабана

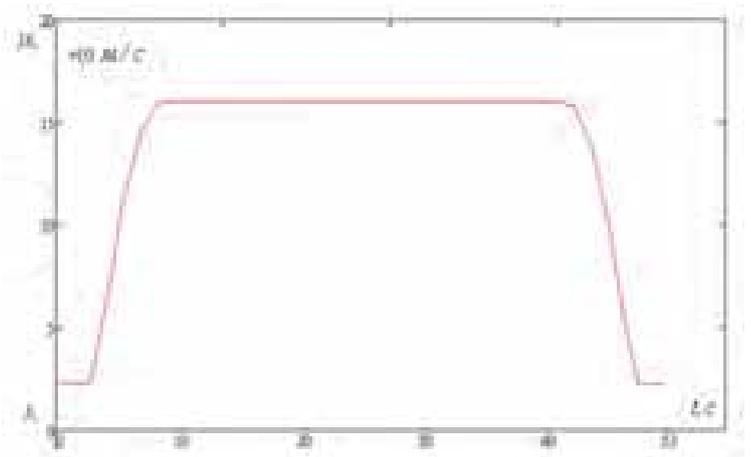


Рис. 3. Тахограмма бицилиндро-параболического барабана

Анализ тахограммы, которую обеспечивает откорректирована форма барабана (рис. 3) свидетельствует о преобладающей (более 80%) воспроизводимости тахограммы представленной на рис. 1, что позволяет достичь поставленную цель путем установления режимов движения подъемной установки при возникновении минимальных динамических нагрузок. Также, следует отметить, что возникая

мгновенно скорости и ускорения с приведенной теоретической тахограммы на практике будут иметь медленный характер за счет упругих и вязких характеристик привода.

Литература

1. Динамика канатных и гидротранспортных подъемных комплексов горных предприятий: монография / В.И. Самуся, С.Р. Ильин, В.Е. Кириченко, И.С. Ильина ; М-во образования и науки Украины, Нац. горн. ун-т. – Д.: НГУ, 2015. – 302 с.
2. Федорова, З. М. Подъемники / З. М. Федорова, И. Ф. Лукин, А. П. Нестеров ; под ред. З. М. Федоровой. - Киев: Вища шк., 1976. - 296 с.
3. Корняков, М. В., Защита шахтных подъемных установок от динамических нагрузок при зависании подъемных сосудов в стволе : автореферат диссертации на соискание ученой степени канд. техн. наук: 05.05.06 / М. В. Корняков. - Иркутск, 2000. – 24с.
4. Босак А. В. Позиционное управление шахтной подъемной установкой с нечеткой коррекцией положения перемещаемого груза / А. В. Босак, В. М. Чермалых // Вісник Національного технічного університету «Харківський політехнічний інститут» Серія: Проблеми автоматизованого електроприводу. Теорія і практика. – 2013. - №36 (1009) - С. 485-487.
5. Босак А. В. Оптимизация управления скоростью и положением многосвязной электромеханической системы с нечеткой коррекцией управляющих воздействий / А. В. Босак, А. В. Чермалих, Е. И. Алтухов, А. В. Данилин // Електромеханічні і енергозберігаючі системи. - 2014. – № 2 (26). - С. 31-38.
6. Основы металлургии [Текст]. Т. 7: Технологическое оборудование предприятий цветной металлургии / отв. ред. А. И. Басов [и др.]. - М.: Металлургия, 1975. - 1008 с.
7. Борисевич А. В. Энергосберегающее векторное управление асинхронными электродвигателями: обзор состояния и новые результаты /Борисевич А. В. // - М.: ИНФРА-М, 2015 . - 104 с.

Д.А. ПАРИБОК, И.В. ДЖЕЖОРА, М.С. ГОРНОСТАЙ
Белорусский национальный технический университет

МОДЕРНИЗАЦИЯ КОМПЛЕКСА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ МАШИН ДЛЯ ГОРНОЙ ОТРАСЛИ ОТ БЕЛОРУССКИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЕЙ

Научная работа представляет собой инновационный проект по модернизация комплекса технологических машин для горной отрасли от белорусских производителей, выполненный коллективом студентов научно-творческого бюро «Горняк».

За последние 50 лет белорусские геологи открыли важные для страны полезные ископаемые и подготовили базу для создания и развития строительной индустрии, производства калийных и карбонатных удобрений, добычи нефти, каменной соли, облицовочного и строительного камня, строительства оздоровительных учреждений на основе разнообразных минеральных вод. На территории нашей республики установлены значительные ресурсы и запасы бурых углей, горючих сланцев, сапропелей, железных руд, давсонита, редких металлов и высокоминерализованных рассолов, на основе которых могут быть организованы добыча и комплексная переработка минерального сырья. Следует отметить, что до конца 40-х годов добыча минерального сырья на территории Беларуси считалась малоперспективной, так как кроме значительных запасов торфа, песка и гравия здесь не было установлено других месторождений полезных ископаемых.

В настоящее время разработкой месторождений ПИ на территории республики занимаются крупные предприятия: Беларуськалий, Белоруснефть, Нерудпром, Белтопгаз. Годовые объемы производства минерального сырья и продукции для различных отраслей промышленности, строительства и сельского хозяйства, а также поставки на экспорт определяются миллионами тонн.

В зависимости от горногеологических условий залегания ПИ, а также физико-механических свойств горных пород при разработке месторождений применяются пять основных технологических способов: открытый поверхностно-послойный, карьерный, подземный (шахтный), скважинный и подводный. Дальнейшая переработка и обогащение полезных ископаемых проводится на горных предприятиях (обогачительных фабриках), а также на передвижных дробильно-сортировочных линиях.

Значительный объем горных работ, а также необходимость больших энергозатрат на добычу и переработку горных пород требуют применения в технологических процессах современных высокопроизводительных и эффективных машин и оборудования.

Несмотря на значительный процент импортной техники и оборудования, эксплуатирующихся на горных предприятиях, белорусские машиностроители совместно с научными, проектными организациями и конструкторскими бюро интенсивно развивают как по объему, так и по ассортименту производство отечественных технологических машин. Среди них к числу мировых лидеров по производству карьерной техники находится БелАЗ. Рудники и солеобогащительные фабрики ОАО «Беларуськалия» обеспечиваются технологическим оборудованием, произведенным в ЗАО СИПР «Солигорский институт проблем

ресурсосбережения с Опытным производством», а также ЗАО «Нива» и Литейно-механический завод «Универсал». Комплекс технологических машин для торфяной отрасли освоен на заводе «Амкодор-Пинск».

В связи с выше изложенным коллектив НТСБ «Горняк» в своей творческой деятельности реализует следующую цель – разработка и организация производства комплекса отечественных технологических машин для интенсификации добычи и переработки полезных ископаемых.

Для ее достижения решаются следующие задачи:

– исследование перспективных способов разработки месторождений полезных ископаемых и рациональное использование земных недр Республики Беларусь;

– анализ режимов работы исполнительных органов технологических машин при взаимодействии с горной породой;

– разработка конструкторской документации и организация производства высокоэффективного технологического оборудования для добычи и переработки полезных ископаемых;

– импортозамещение в горной отрасли и возможность экспорта горной техники.

В результате теоретических исследований и анализа работы технологического оборудования в производственных условиях авторами предлагаются к дальнейшей реализации следующие принципиально новые технические решения по модернизации горных машин и оборудования, защищенные патентами Республики Беларусь.

1. Машины для разработки торфяных месторождений:

1.1. **Шнековый профилировщик** (рис. 1), агрегируемый с современным энергонасыщенным колесным трактором, снабжен скребковым конвейером, позволяет существенно (1,7-2,0 раза) повысить производительность МТА и снизить энергозатраты по профилированию поверхности карт.

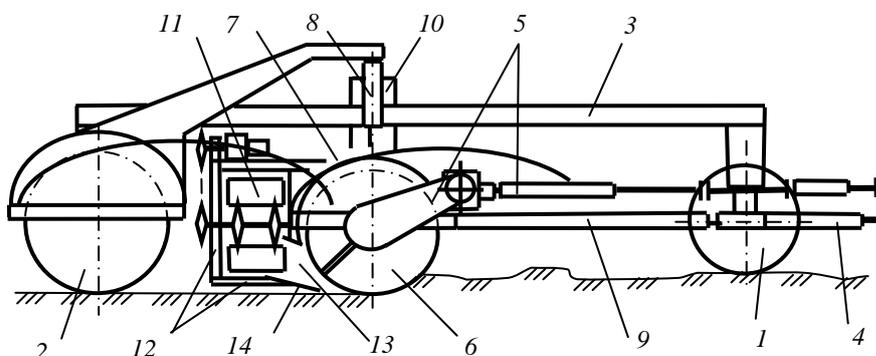


Рис. 1. Шнековый профилировщик:

1 – передняя колесная тележка; 2 – задние опорные катки; 3 – рама; 4 – прицепное устройство; 5 – трансмиссия; 6 – шнек-фреза; 7, 12 – кожух; 8 – гидроцилиндры; 9 – рама; 10 – следящее устройство; 11 – скребковый конвейер; 13 – наклонный нож; 14 – загрузочное окно

1.2. **Самоходная гусеничная машина** (рис. 2), включающая уширенно-удлиненный гусеничный движитель 1, раму 2, двигатель 3, трансмиссию 4 и кабину 5 с органами управления, а также комбинированный исполнительный орган в виде конусных шнек-фрез 6 и 7 позволяет сократить количество технологических машин, повысить производительность труда и снизить металлоемкость и энергозатраты при ремонте картовых канав на разрабатываемых торфяных месторождениях.

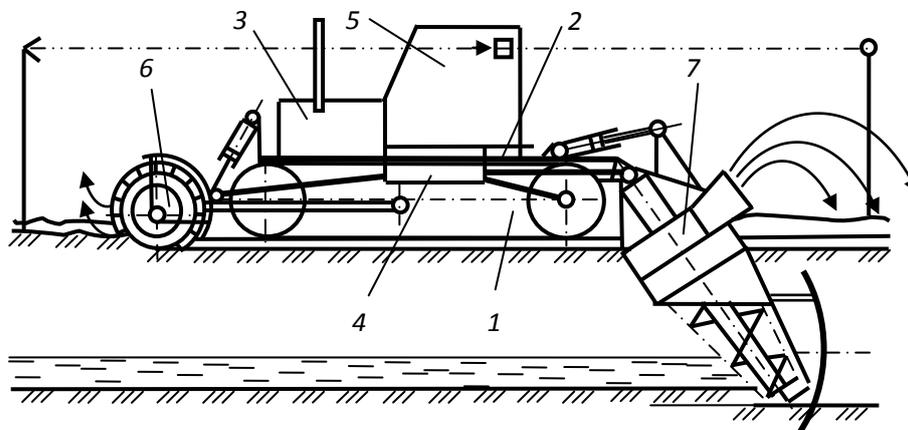


Рис. 2. Канавная машина

1.3. **Машина для уборки фрезерного торфа** позволяет снизить пиковые нагрузки от работы выгрузного конвейера и ковшового элеватора, тем самым, повысить надежность элементов привода рабочих

органов, а также уменьшить массу конструкции до 20 %, снизить энергозатраты на выполнение технологической операции.

2. Карьерная техника.

2.1. **Опрокидывающийся кузов карьерного самосвала** (рис. 3) отличающийся тем, что внутренние стенки боковых бортов и днища по длине наклонной плоскости выполнены рифлеными, что уменьшает износ внутренних стенок днища и боковых бортов опрокидывающегося кузова при разгрузке насыпного груза, особенно абразивного материала.

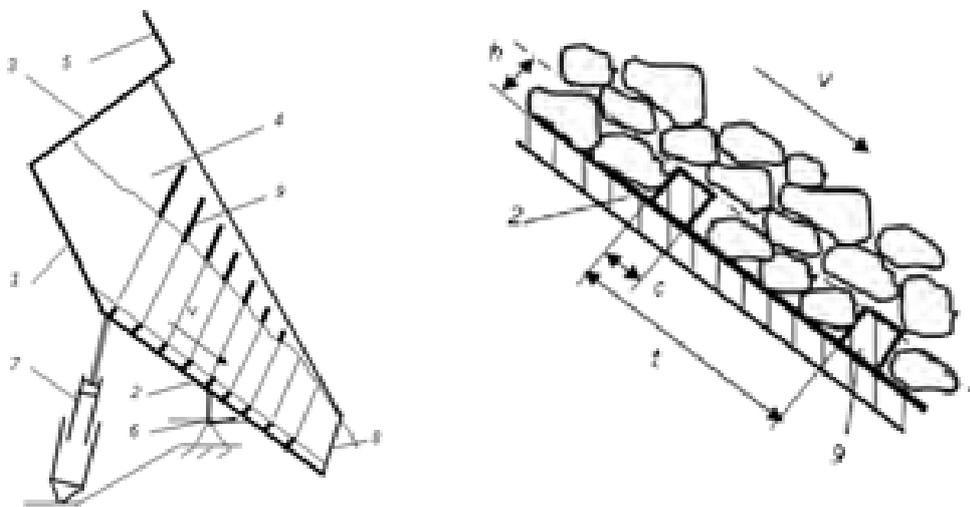


Рис. 3. Опрокидывающийся кузов карьерного самосвала

2.2. **Опорная база шагающего отвалообразователя или экскаватора**, днище опорной базы которых выполнено в виде кольца значительно повышает статическую устойчивость данных машин на технологических площадках (П-т № 19961, РБ).

3. **Мобильная колтюбинговая установка** для бурения и обслуживания нефтяных и газовых скважин на базе отечественных автомобилей и колесных тягачей обладает высокой проходимостью по пересеченной поверхности за счет того, что барабан с комплектом гибкой трубы и защитным поддоном установлены на раме полуприцепа посредством рамки с возможностью принудительного регулирования положения рамки относительно рамы по высоте (П-т №7277, РБ).

4. Проходческий и очистной комплексы для подземной разработки месторождений калийных солей.

4.1. **Очистной комбайн** может применяться для выемки полезного ископаемого по технологической схеме длинными столбами с использованием лавокомплекса, отличается тем, что с другой стороны корпуса по отношению к рукояти со шнек-фрезой он оснащен дисковой фрезой с приводом и направляющим козырьком, поворотной рукоятью с гидроцилиндром горизонтального позиционирования, в котором дисковая фреза с приводом установлена на консоли поворотной рукояти, а рукоять относительно вертикального шарнира с возможностью углового поворота относительно корпуса. Обеспечивает снижение удельных затрат мощности на фрезерование массива и повышение эффективности работы очистного комбайна.

4.2. Проходческий комбайн с соосными роторами Предлагаемая конструкция исполнительного органа проходческого комбайна обеспечивает отдельный привод вращения забурника и внутреннего бура, что позволяет увеличить линейные скорости фрезерования породы зубками, расположенными на забурнике, до средних значений скорости фрезерования породы зубками, закрепленными на внутреннем буре, и как результат, – увеличивает производительность проходческого комбайна, улучшает ремонтпригодность исполнительного органа.

4.3. **Проходческо-очистной комбайн с планетарно-дисковыми ИО.** В планетарном исполнительном органе (ИО), рукояти снабжены дополнительными резцами, установленными в резцедержателях, закрепленных посредством кронштейна на свободном конце рукояти, с возможностью осуществления опережающего снятия слоя породы по контуру внешних траекторий резов режущих дисков, при этом режущие кромки дополнительных резов расположены в плоскости, перпендикулярной осям переносного вращения рукоятей с режущими дисками.

4.4. **Шахтный самоходный вагон** включающий двухосную самоходную тележку 1 и 2 с кабельным электрическим приводом 3, корпус, пульт управления 4 и профильный кузов 5, на дне которого расположен скребковый конвейер 6, отличающийся тем, что сверху профильного кузова установлен выдвижной конвейер 7 с возможностью продольного смещения с помощью роликов 8 по направляющим рельсам 9 относительно бортов профильного кузова в сторону его загрузочной части на максимальную длину, при которой головной барабан выдвижного конвейера находится над загрузочной частью профильного кузова, со стороны загрузочной воронки 10 выдвижной конвейер опирается на одноосную тележку 11 с закрепленным на ней прицепным устройством 12. Цель – увеличение производительности проходческого

комплекса и уменьшение энергозатрат на выполнение технологической операции по транспортированию руды от проходческого комбайна до магистрального конвейера при большой длине выработки.

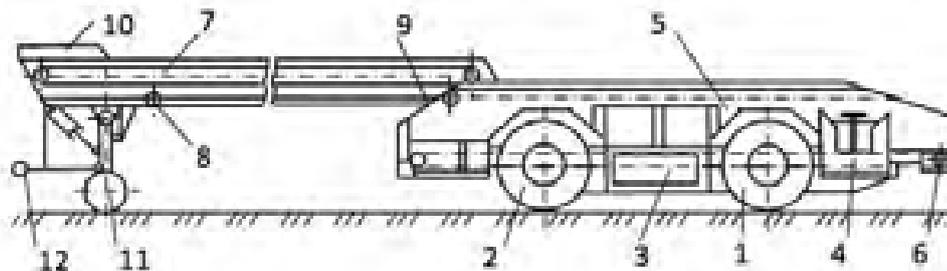


Рис. 4

5. Прессы и формователи для брикетных заводов и обогатительных фабрик.

5.1. **Штемпельный пресс** (Рис. 5), отличающийся тем, что станина выполнена составной из трех частей, передняя и задняя литые, а средняя сварная, а не 20-ти тонная литая.

Модульная конструкция станины прессы позволила впервые в республике организовать производство отечественных штемпельных прессов на Минском машиностроительном заводе МЗОР; улучшает технологический процесс обслуживания и ремонта металлоемкой и габаритной станины прессы в процессе эксплуатации на брикетных заводах.

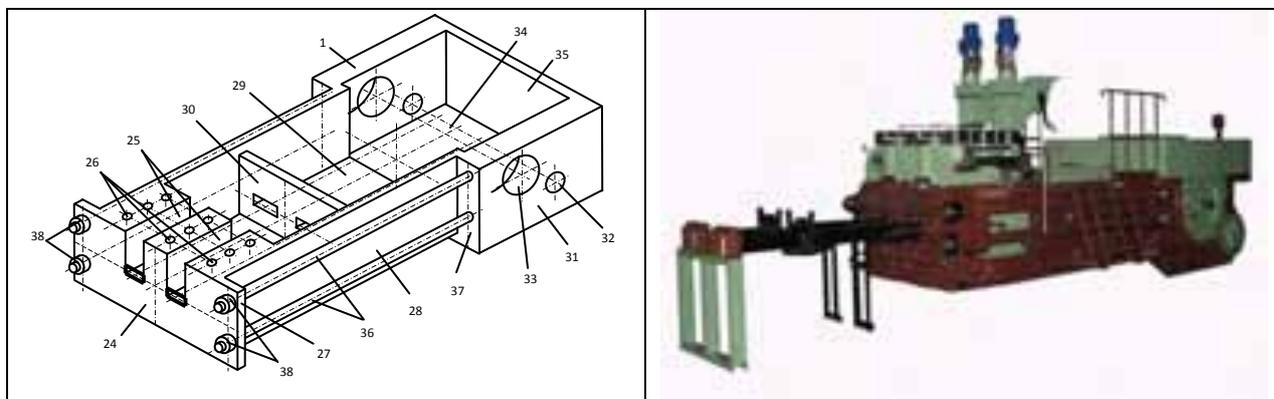


Рис. 5. Штемпельный пресс

5.2. Предложения авторов по модернизации валковых прессов и соосных пресс-формователей проходят в настоящее время конструкторскую проработку и оформление материалов на патентование.

Таким образом, представленные выше технические и технологические разработки обеспечивают: – повышение эксплуатационных показателей горных машин и разработка экологических мероприятий по инженерной защите окружающей среды при разработке месторождений полезных ископаемых на территории Республики Беларусь; – импортозамещение горного оборудования; – повышение производительности труда; – снижение удельных затрат энергии на единицу выпускаемой продукции или выполняемых технологических операций; – повышение надежности конструкций исполнительных органов горных машин.

Мы, коллектив научно-творческого студенческого бюро «Горняк», способны провести теоретическое обоснование основных параметров предлагаемого оборудования, разработать конструкторскую документацию и обеспечить авторский надзор за изготовлением и промышленными испытаниями комплекса перспективных технологических машин для горной отрасли от белорусских производителей.

С.С. ЩЕРБАКОВ, Г.В. ГРИБОВСКИЙ
Белорусский государственный университет, Минск

МОДЕЛИРОВАНИЕ ТРЕХМЕРНЫХ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННЫХ СОСТОЯНИЙ И ОБЪЕМНОЙ ПОВРЕЖДАЕМОСТИ СИСТЕМЫ АСФАЛЬТОБЕТОН/АВТОМОБИЛЬНАЯ ШИНА/ДИСК

Введение. В работе рассматривается взаимодействие элементов многоэлементной системы диск/автомобильная шина/асфальтобетон. Известен ряд работ, посвященных аналитическому и компьютерному моделированию напряженно-деформированного состояния отдельных элементов указанной системы [1,2]. Однако, задача оценки одновременных контактных взаимодействий элементов системы, их

трехмерного напряжённо-деформированного состояния и состояния объемной повреждаемости остаётся не до конца решённой.

Целью работы является определение с помощью компьютерного конечно-элементного моделирования указанных состояний системы диск/автомобильнаяшина/асфальтобетон.

Конечно-элементная модель. Для расчётов была взята готовая геометрическая модель грузовой шины GoodYear 12R22.5 с диском, из которой для ускорения расчетов были убраны некоторые элементы, которые не давали бы практически значимых для анализа результатов. Асфальтобетонное покрытие моделировалось прямоугольным параллелепипедом размером 350x100x175 мм. Для ускорения расчётов в силу симметрии основной модели использовалась ее четверть (см. рис. 1).

Для того, чтобы при нагружении внутренним давлением и осевой нагрузкой шину не выдавливало из-под диска, в модель было добавлено бортовое кольцо.

Поскольку в работе рассматривается объёмная повреждаемость в зоне контакта шины и асфальтобетона, то в данной области было задано более плотное конечно-элементное разбиение, по сравнению с остальной моделью (см. рис. 1, а).

На поверхностях сечений модели в плоскостях XY и YZ были заданы условия симметрии по оси Z и X соответственно.

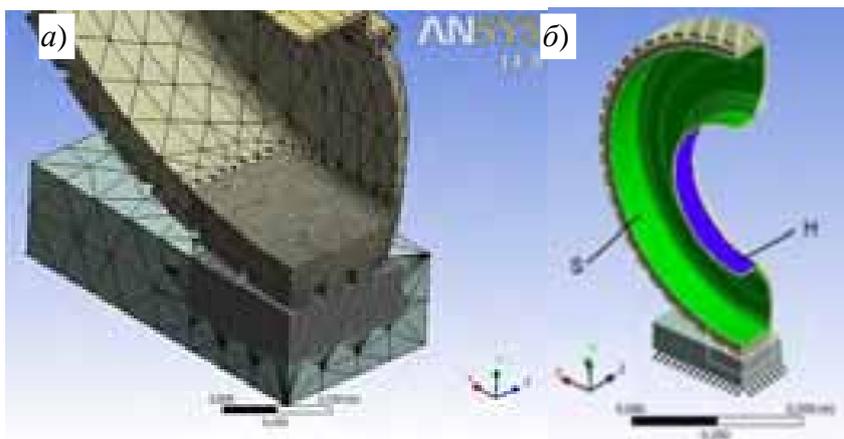


Рис. 1. Схема нагружения (а) и конечно-элементное разбиение модели (б)

Автомобильная шина имеет сложную структуру. Она состоит из различных элементов с соответствующими механическими характеристиками [4]. В расчетах рассматривались усреднённые упругие характеристики для шины, как для конструкции в целом (см. табл. 1).

Таблица 1

Механические характеристики элементов модели			
	Модуль упругости, E , Па	Коэффициент Пуассона, ν	Плотность, кг м^{-3} , ρ
Сталь	$2 \cdot 10^{11}$	0,3	7850
Шина [1]	$4 \cdot 10^8$	0,49	1100
Асфальтобетон [3]	$14,77 \cdot 10^8$	0,1	2510

В качестве граничных условий рассматривались следующие нагрузки, действующие на систему диск/автомобильнаяшина/асфальтобетон (рис. 1, б):

- 1) внутреннее давление q в шине на поверхности S :

$$q|_S = 850 \text{ кПа} \quad (1)$$

- 2) осевая нагрузка F направленная по оси Y , приложенная к поверхности диска H :

$$F|_H = -30 \text{ кН} \quad (2)$$

- 3) основание асфальтобетона жестко заделано зафиксировано во всех направлениях.

Нагрузки для шины были взяты из нормативной литературы производителя. Коэффициенты трения сталь-шина и шина-асфальтобетон, равные 0,6, были взяты из справочников [5,6].

Напряжённо-деформированное состояние. Из рис. 2 видно, что максимальная интенсивность напряжений возникает в диске в направлении осевой нагрузки, а также в окрестности концентраторов напряжений. Также большие напряжения возникают в бортовом кольце шины. Схожий характер имеют и распределения первых главных напряжений. Напряжения в шине в несколько раз меньше, чем в диске. Только в бортовой поверхности шины возникают напряжения, сопоставимые с напряжениями в диске.

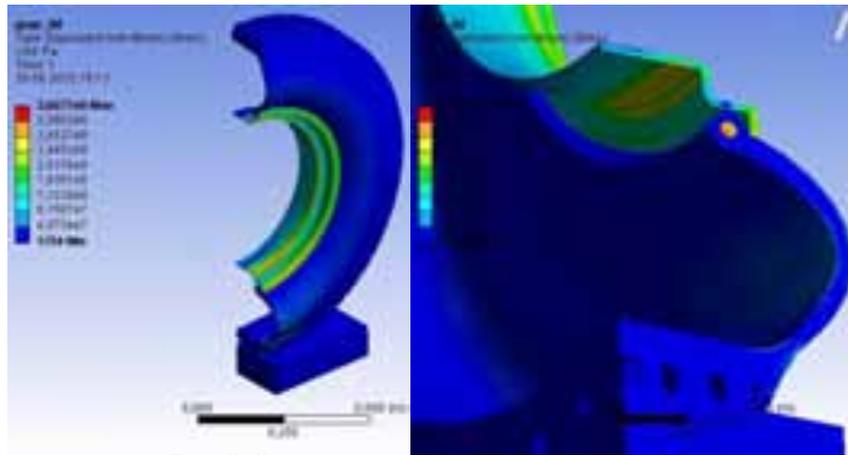
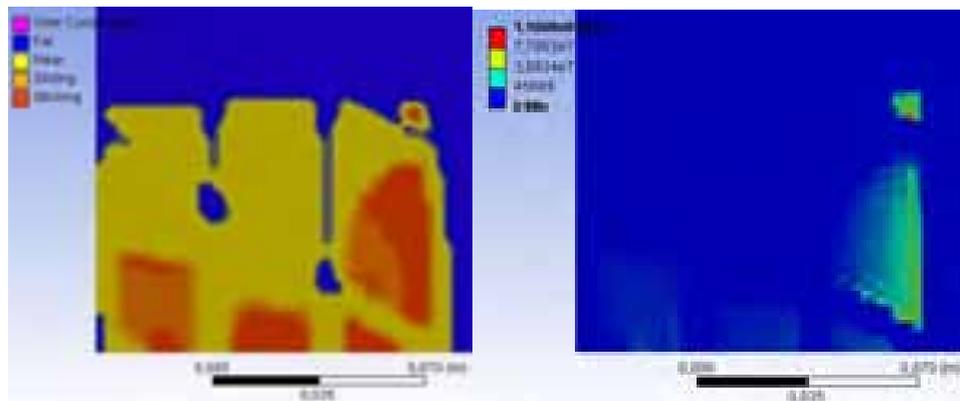


Рис. 2. Эквивалентные напряжения в системе

В шине наибольшая интенсивность напряжений возникает в бортовой части. Максимальные напряжения, как и в диске, сконцентрированы в направлении осевой нагрузки, где шина испытывает наибольший изгиб.

Анализ контактного взаимодействия шины и асфальтобетона (см. рис. 3) показывает, что контактное давление и наибольшая интенсивность напряжений сосредоточены не в центре области контакта, а сбоку в области, где диск передаёт осевую нагрузку шине. То же самое наблюдается и для первых главных напряжений. В качественном отношении подобное распределение контактного давления с максимальными значениями на краях области контакта соответствует задаче о вдавливании плоского штампа.



а)

б)

Рис. 3. Область контакта (а) и контактное давление (б)

Объёмная повреждаемость. Расчёт повреждаемости основан на использовании модели деформированного твёрдого тела с опасным объёмом [3]. В соответствии с данной моделью, опасным объёмом является пространственная область нагруженного тела, в которой действующие напряжения превышают предельные:

$$\Psi_c = \frac{\sigma_c}{\sigma_c^{(*\text{lim})}}, \quad (3)$$

$$V_c = \left\{ \frac{dV}{\Psi_c} \geq 1, dV \subset V_k \right\}, \quad (4)$$

где $\sigma = 1, 3, \text{ и } int$ – первые, третьи главные напряжения и интенсивность напряжений.

В работе рассматриваются опасные объёмы в области контакта шины и асфальтобетона, работающих в условиях фрикционной усталости, предел которых был выбран равным 8 МПа [3].

Как видно из рис. 4, опасные объёмы образуются непосредственно в областях наибольшего контактного давления в области взаимодействия шины с асфальтобетоном. Шкала под рисунками описывает уровень локальной повреждаемости (3) в опасном объёме (4), т.е. во сколько раз действующие в конечном элементе напряжения превышают предельные, равные 8 МПа.

Как видно из табл. 2, опасные объёмы в асфальтобетоне примерно в полтора-два раза больше чем в шине. Меньшая повреждаемость шины в области контакта может быть обусловлена перераспределением напряжений в ней вследствие ее объемного деформирования. С другой стороны, нагружение асфальтобетона происходит лишь в малой области контактного взаимодействия.

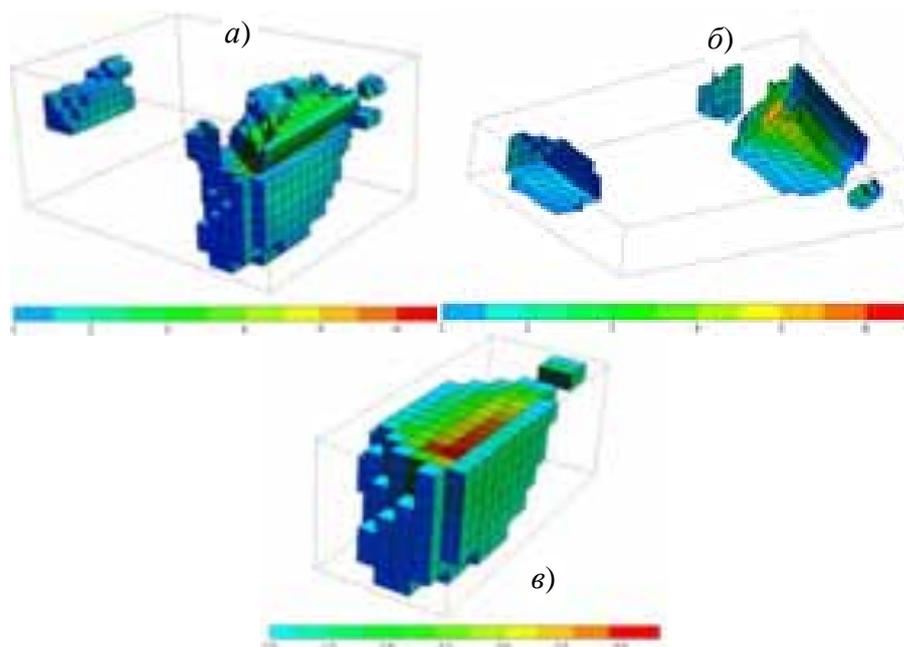


Рис. 4. Опасные объёмы, рассчитанные по интенсивности напряжений во всей системе (а), в шине (б), в асфальтобетоне (в)

Таблица 2

Тип опасных объёмов	Опасные объёмы	
	Опасный объём в шине, $\text{см}^3 \cdot \text{см}^{-3}$	Опасный объём в асфальте, $\text{см}^3 \cdot \text{см}^{-3}$
V_{int}	24,377	44,536
V_3	24,113	34,170
V_1	14,066	34,170

Заключение. Проведено компьютерное моделирование напряжённо-деформированного состояния многоэлементной системы диск/автомобильная шина/асфальтобетон, нагруженной внутренним давлением шины и осевой нагрузкой на диск.

Получено распределение напряжений в системе, рассчитаны контактное взаимодействие между её элементами, а также опасные объёмы в шине и асфальтобетонном покрытии в зоне контакта. Полученные опасные объёмы в асфальтобетоне оказались примерно в полтора-два раза больше, чем в шине из-за перераспределения в ней напряжений вследствие объемного деформирования.

Литература

1. ImadL. Al-Qadi. Prediction of Tire-Pavement Contact Stresses and Analysis of Asphalt Pavement Responses: A Decoupled Approach / Imad L. Al-Qadi, Hao Wang // Journal of the Association of Asphalt Paving Technologists. – 2011. – №80. – С. 289–316.
2. Е.В. Вайнштейн. Исследование изменения касательных напряжений и вертикальных перемещений от лесовозного автопоезда в конструкции дорожной одежды и земляного полотна / Е.В. Вайнштейн, В.М. Вайнштейн, П.А. Нехорошков // Инженерный вестник Дона. – 2012. – №4–2. – Т. 23. – С. 39.
3. Сосновский Л. А. Основы трибофатики / Сосновский Л. А. – Гомель : БелГУТ, 2003. – Т. 1. – 246 с. – Т. 2. – С. 234.
4. I. Lopez. Tire/road friction modeling / I. Lopez, B. de Bruijn, A.J.C. Schmeitz – Eindhoven: TU/e, 2007. – С. 9.
5. Шмелёв А. Трение и его роль в креплении грузов / Шмелёв А. // Автоперевозчик. – 2010. – №6. – С. 82.
6. Коэффициенты трения скольжения // DPVA.info справочные таблицы для инженеров [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://www.dpva.info/Guide/GuidePhysics/Frication/FrictionOfSlicing/>. – Дата доступа: 07.02.2015.